

НАУКОВИЙ ВІСНИК

НАЦІОНАЛЬНОГО
ГІРНИЧОГО
УНІВЕРСИТЕТУ

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН
ШАХТНЕ ТА ПІДЗЕМНЕ БУДІВНИЦТВО
ГІРНИЧА МЕХАНІКА ТА МАШИНИ
МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ
ЕНЕРГЕТИКА ТА АВТОМАТИЗАЦІЯ ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ
ЕКОЛОГІЯ
ЕКОНОМІКА

5`2007

ДНІПРОПЕТРОВСЬК

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

Засновник та видавець

НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦІЯ:

Головний редактор –

Г.Г. Півняк

Заступники головного редактора –

О.С. Бешта, П.І. Пілов, О.М. Шашенко

Відповідальний секретар –

Л.С. Шломіна

РЕДАКЦІЙНА КОЛЕГІЯ:

А.Д. Алексєєв, І.В. Багрова, С.Є. Блохін,
В.І. Бондаренко, А.Ф. Булат, Б.С. Бусигін,
Б.В. Виноградов, О.С. Галушко, В.І. Голінько,
А.І. Горова, С.С. Гребьонкін, Б.А. Грядущий,
І.Л. Гуменик, Р.П. Дідик, М.О. Доброгорський,
А.О. Задоя, Є.П. Захаров, М.О. Ільяшов,
Г.О. Козлакова, О.В. Колоколов, Є.В. Кочура,
Г.В. Кузнецов, О.М. Кузьменко, В.В. Лукінов,
Л.В. Новикова, Ю.Є. Петруня, В.Ф. Приходченко,
В.В. Приходько, В.Ю. Пушкін, В.В. Радченко,
Т.Б. Решетілова, А.М. Роєнко, І.О. Садовенко,
В.І. Саллі, В.О. Салов, В.І. Самуся, В.В. Слесарєв,
М.С. Сургай, В.В. Ткачов, О.М. Туркенич,
К.Ф. Тяпкін, В.П. Франчук, Ю.М. Халимендик,
Ю.Т. Хоменко, Л.Н. Ширін, Ф.В. Шкрабець

ЗАКОРДОННІ ЧЛЕНИ

РЕДАКЦІЙНОЇ КОЛЕГІЇ:

І.В. Дементьєв (Росія), Л. Вільке (Німеччина),
А. Земба (Польща), Н. Іліас (Румунія),
М.І. Кучерський (Узбекистан), Н. Мартенс (Німеччина),
Гюнхан Пашамехметоглу (Туреччина),
Л.А. Пучков (Росія), Я. Семек (Польща),
В. Страхош (Чехія), М. Шмідт (Німеччина)

Верстка та редагування: С.П. Іванов, С.М. Гапєєв, О.В. Солодянкін

Журнал підписано до друку за рекомендацією вченої ради Національного гірничого університету
(протокол № 4 від 13.04.2007 року)

Поштова адреса редакції:

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19, корпус 4, к. 49

Тел.: 8 (0562) 45-99-42

e-mail: victorlapko@yahoo.com

Журнал зареєстровано у Державному комітеті інформаційної політики, телебачення та радіомовлення України. Реєстраційний номер КВ № 6875 від 20.01.03.

Підписано до друку 12.04.07. Формат 30×42/2.

Ум. друк. арк. 10. Папір Ballet Universal.

Наклад 400 прим. Зам. № 125.

Віддруковано у Національному гірничому університеті.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.

УДК 622.281.9

В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, А.И. Коваль

ГЕОМЕХАНИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ОХРАННОЙ КОНСТРУКЦИИ ВЫЕМОЧНОЙ ВЫРАБОТКИ С РАЗУПРОЧНЕННЫМ ПОРОДНЫМ МАССИВОМ

Розглянуто особливості формування зон безладного обвалення та шарнірно-блокового зсуву надвугільної товщі гірських порід і механізм їх взаємодії з охоронними конструкціями виїмкових виробок на прикладі зведення приштрекової литої смуги з розвантажувальною порожниною.

Рассмотрены особенности формирования зон беспорядочного обрушения и шарнирно-блокового сдвижения надугольной толщи горных пород и механизм их взаимодействия с охранными конструкциями выемочных выработок на примере возведения приштрековой литой полосы с разгрузочной полостью.

Features of formation of zones of a scattered roof fall and blocks of moving near coal stratas of rocks and the mechanism of their interaction with security constructions entry of developments are considered by the example of erection near of cast strip with a unloading cavity.

В работе [1] выделено пять основных элементов, обязательных к учету и совместному рассмотрению при исследовании процессов сдвижения пород надугольной толщи в окрестности выемочного штрека: зона I шарнирно-блокового перемещения пород, зона II беспорядочного их обрушения, охранный литая полоса с разгрузочной полостью, рамная крепь штрека и близлежащие слои пород у краевой части угольного пласта смежного выемочного участка (рис. 1). Качественная схема процесса деформирования такой пятиэлементной системы характеризуется рядом особенностей, учитывающих предысторию формирования напряженно-деформированного состояния всех

элементов по мере отхода очистного забоя от рассматриваемого сечения выемочного штрека позади лавы. Рассмотрено существенно неоднородное (по координате X) силовое взаимодействие пород зон I и II. Породы зоны беспорядочного обрушения в выработанном пространстве, увеличиваясь в объеме за счет разрыхления, в конечном итоге начинают контактировать с породами зоны опускания слоев с нарушением сплошности. Учитывая поэтапность во времени обрушения слоев пород надугольной толщи, рассмотрен более подробно процесс образования контакта обрушенных пород с первым породным слоем зоны I, что проиллюстрировано на рис. 1

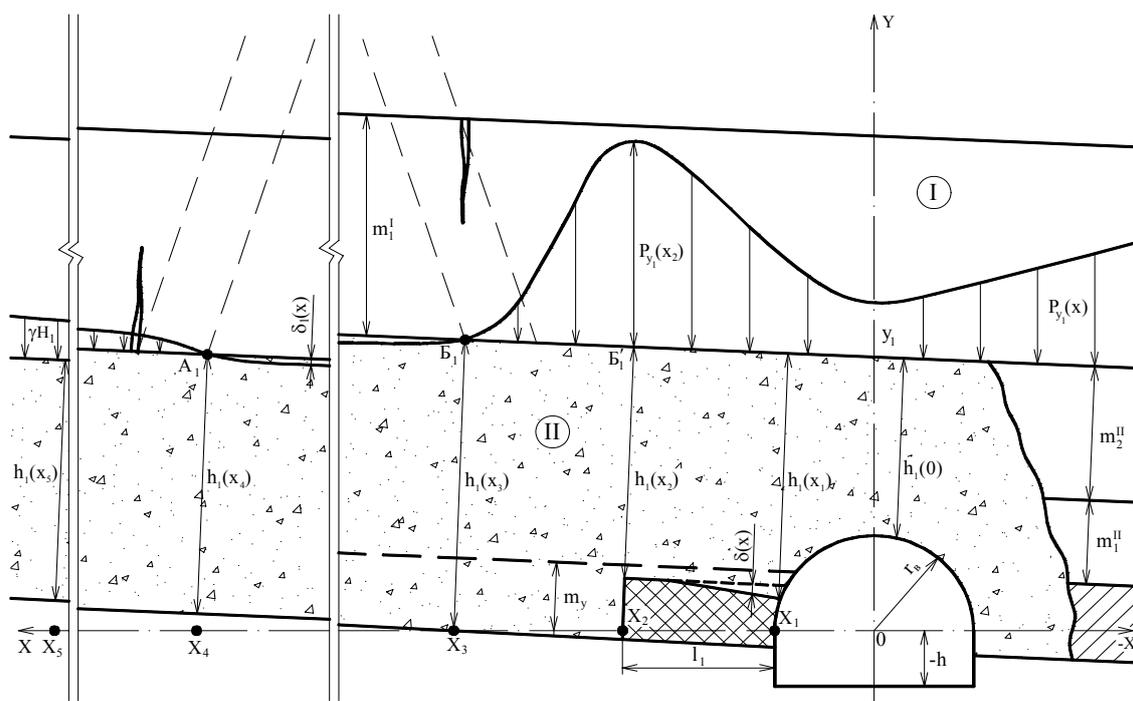


Рис. 1. К механизму формирования силового взаимодействия на контакте зон I и II

Мощность зоны беспорядочного обрушения $h_1(x)$ по координате X поперечного сечения непостоянна. В замке свода выработки ($X = 0$) мощность $h_1(0)$ зоны минимальна, что обусловлено верхней подрывкой пород при проведении выемочного штрека и пониженной величиной горного давления $P_{y_1}(x)$ над выработкой на контакте ($y = y_1$) зон беспорядочного обрушения II и свободного опускания с нарушением сплошности I. Пониженная величина $P_{y_1}(x)$ над выработкой образуется благодаря податливости рамной крепи и вызывает меньшую величину сжатия и, соответственно, вертикальных перемещений разрушенных пород. Тем не менее, высота верхней подрывки кровли выемочного штрека явно преобладает над пониженной величиной уплотнения разрушенных пород кровли выработки. По мере движения к боковому контуру выработки ($x_1 = r_0$) высота зоны II увеличивается до значения $h_1(x_1)$. Далее за счет уменьшения высоты разгрузочной полости литой полосы $\delta(x)$ и увеличения опорного давления $P_{y_1}(x)$ по ее ширине ($l_1 = x_2 - x_1$) высота зоны II снова меняется и на завальном торце ($x = x_2$) литой полосы составляет $h_1(x_2)$. Если смещения пород зоны II за счет уплотнения от действия максимума опорного давления $P_{y_1}(x_2)$ превышают высоту разгрузочной полости $\delta(x)$, имеет место соотношение $h_1(x_2) < h_1(x_1)$, если же преобладающее влияние оказывает высота разгрузочной полости, то $h_1(x_2) > h_1(x_1)$. В выработанном пространстве $x > x_2$ высота зоны беспорядочного обрушения h_1 сначала скачкообразно увеличивается за счет дополнительного пространства от извлеченного угольного пласта, а затем плавно уменьшается до постоянной величины $h_1(x_5)$, где эпюра горного давления $P_{y_1}(x_5)$ стабилизируется [1-4] на уровне начального давления γH_1 .

Неравномерность высоты $h_1(x)$ зоны II беспорядочного обрушения на участке $x_2 < x < x_5$ обусловлена следующими причинами. Объем обрушаемой породы на участке $x_5 - x_2$ практически постоянен из-за незначительных колебаний мощностей угольного пласта и обрушенных породных слоев. Этот фактор является стабилизирующим по отношению к мощности обрушенных пород, непостоянство которой обусловлено, на наш взгляд, действием двух других факторов. Первый – различная степень уплотнения разрушенных пород под действием крайне неравномерной эпюры горного давления $P_{y_1}(x)$ на участке $x_5 - x_2$. Этот фактор оказывает влияние на участке $x_5 - x_4$, то есть от точки касания A_1 ближней породной плиты зоны I с обрушенными породами до начала зоны постоянного горного давления

$P_{y_1}(x_5) = \gamma H_1$. На участке происходит уплотнение разрушенных пород с уменьшением их высоты вплоть до величины $h_1(x_5)$. Вторым фактором – это повышенная деформационная способность обрушенных пород, которую большинство исследователей [2, 5] представляют как квазисыпучую среду, способную при воздействии вертикальных усилий (эпюра горного давления $P_{y_2}(x)$ к значительным горизонтальным (по координате X) перемещениям. Этот фактор в большей степени проявляется на участке $x_3 - x_2$. Если бы породы зоны II представляли собой связную среду, то на участке $x_4 - x_2$ высота $h_1(x_4)$ была бы постоянной и скачкообразно изменялась в точке x_2 . Тогда, вследствие шарнирно-блоковой структуры пород зоны I, высота полости $\delta_1(x)$ между обрушенными породами и ближним породным слоем зоны I монотонно возрастает от точки касания A_1 в выработанном пространстве (координата X_4) до точки касания B_1 над завальным торцом литой полосы (координата X_2), достигая в ней максимума. В реальных условиях обрушенная порода зоны II, обладая свойствами сыпучей среды, активно деформируется в сторону полости $\delta_1(x)$, расширяя контакт с ближним породным блоком зоны I и точки касания B'_1 зон I и II, перемещается в точку B_1 (координата X_3). Такой механизм образования контакта на участке $x_3 - x_2$ подтвержден лабораторными и шахтными исследованиями в части наличия эпюры опорного давления, смещенной в сторону выработанного пространства и возрастающей от точки контакта B_1 до максимума над литой полосой, что нашло отражение в традиционных представлениях о сдвиге породного массива на границе с выработанным пространством [4]. Наиболее интенсивно горизонтальные перемещения обрушенных пород происходят в ближней к точке B'_1 зоне и постепенно затухают с увеличением координаты X . Поэтому высота зоны обрушенных пород $h_1(x)$ плавно снижается на участке $x_3 - x_2$ и далее асимптотически приближается к величине $h_1(x_4)$. Координата x_3 точки начала контакта B_1 определяется, исходя из условия совместности перемещений обрушенных пород и ближнего породного блока зоны I по критерию равенства объема обрушенной породы, вытесненного над литой полосой ($x_2 - x_1$), и объема перемещенной обрушенной породы на участке $x_4 - x_3$ с учетом ее неравнокомпонентного трехосного сжатия переменной величины по оси X .

На наш взгляд, особенность формирования переменной мощности пород зоны беспорядочного обрушения $h_1(x)$ существенным образом влияет на параметры силового взаимодействия рассматриваемой

пятиэлементной системы, поскольку повышенные деформационные свойства обрушенных пород способствуют интенсивному перераспределению поля напряжений во всех элементах системы.

Далее проанализированы особенности механизма образования зоны I из слоев пород, разбитых вертикальными трещинами в области растягивающих напряжений, которые формируют так называемую область шарнирно-блокового перемещения пород [2-4]. На рис. 2 показана качественная картина силового взаимодействия породного блока первого пласта мощностью m_1^I с породами зоны II беспорядочного обрушения, с одной стороны, и породным блоком второго пласта мощностью m_2^I , с другой. Исходя из классических представлений, деформационные свойства породного пласта не позволяют ему сохранить целостность при плавном опускании до величины начала контакта с разуплотненными и увеличенными в объеме обрушенными породами зоны II. Поэтому в породном пласте в сечениях максимальных изги-

бающих моментов ($C_1 - C_1'$) и ($D_1 - D_1'$) возникают нормальные к напластованию трещины разрыва от действия растягивающих напряжений вследствие низкой сопротивляемости горной породы этому виду нагружения. В остальной (по мощности породного пласта m_1^I) части сечения продолжают действовать сжимающие напряжения σ_x^I , за счет которых породный блок сохраняет некоторую сопротивляемость сдвигению надугольной толщи. При разрушении объема пород вблизи рассматриваемого сечения из-за стесненных условий деформирования сечение сохраняет остаточную сопротивляемость горному давлению, а образованный квазипластический шарнир позволяет породному блоку смещаться по оси Y на требуемую величину. Таким образом, из породных блоков образуется распорно-шарнирная система, обладающая определенной несущей способностью, величина которой в значительной мере зависит от локального поля напряжений в окрестности квазипластического шарнира.

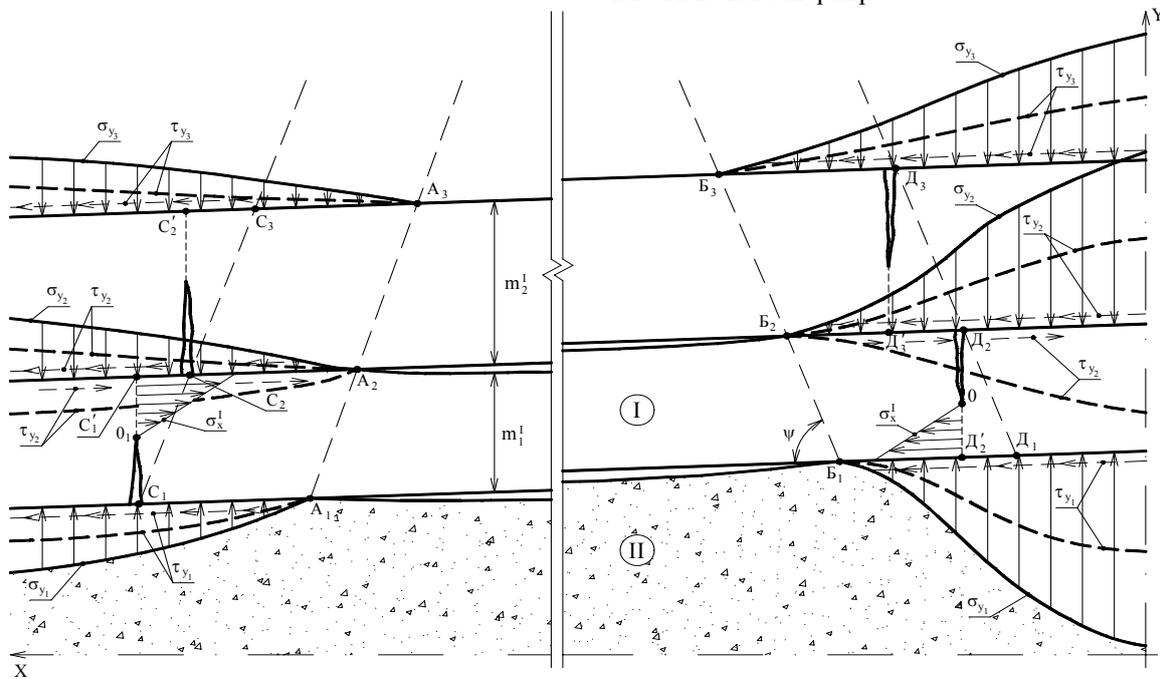


Рис. 2. К механизму деформирования шарнирно-блоковой распорной системы пород зоны I

Механизм образования и работы квазипластического шарнира, на наш взгляд, представляется следующим (рис. 3). При изгибе породного пласта мощностью m_1^I его нейтральная ось X_n смещается в сторону действия сжимающих напряжений σ_x^I по причине объективно существующего превышения модуля деформации породы на сжатие над модулем деформации на растяжение. На участке $0 - Y_2$ напряжения σ_x^I отсутствуют вследствие образования трещины разрыва; на участке $0 - Y_1$ действуют сжимающие напряжения σ_x^I , распределенные по закону,

близкому к линейному [6] по координате Y, с максимумом σ_{x1}^I на поверхности породного пласта Y_1 (эпюра 1). На контакте породного пласта в вертикальном направлении действуют напряжения σ_{y1}^I со стороны обрушенных пород зоны II. Если воспользоваться общепризнанной для горных пород теорией прочности Кулона-Мора [7], то максимальная величина напряжений σ_{x1}^I составит

$$\sigma_{x1}^I = \sigma_{сж}^I + \frac{1 + \sin \varphi^I}{1 - \sin \varphi^I} \sigma_{y1}^I, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}^I$ – предел прочности пород на сжатие первого породного слоя зоны I; φ^I – угол внутреннего трения породы.

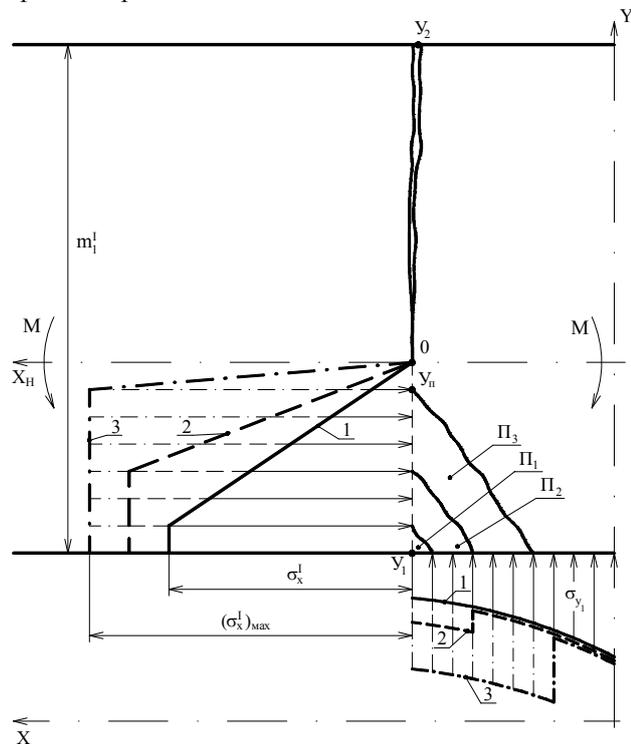


Рис. 3. Механизм образования квазипластического шарнира на границе породного блока зоны I

При дальнейшем деформировании породного слоя под воздействием горного давления происходит его разрушение в области координаты Y_1 . В первом приближении процесс разрушения можно представить в виде образования призмы скола Π_1 [7], которая под воздействием напряжений $\sigma_{x_1}^I$ стремится переместиться в сторону обрушенных пород. Этому смещению противодействуют породы зоны II и напряжения на контакте с призмой скола $\sigma_{y_1}^I$ возрастают (эпюра 2), что приводит к повышению сопротивляемости породы напряжениям $\sigma_{x_1}^I$ по условию (1). Одновременно породный блок слоя поворачивается относительно точки 0 на угол, превышающий его возможности при упруго-пластических деформациях. При этом процесс скола породных призм будет развиваться до момента, когда другой конец в выработанном пространстве (см. рис. 2) породного блока не ляжет на обрушенные породы зоны II. Из-за смещения породных призм напряжения $\sigma_{y_1}^I$ возрастают и, соответственно, увеличиваются напряжения $\sigma_{x_1}^I$, а форма эпюры σ_x^I приближается к прямоугольной (эпюра 3), что и отображено в названии "квазипла-

стический шарнир". Координата Y_{Π} , характеризующая момент сопротивления шарнира, определяется поворотом породного блока относительно точки 0 до момента его касания пород зоны II беспорядочного обрушения.

Вторым параметром, характеризующим момент M сопротивления квазипластического шарнира, является максимум горизонтальных напряжений ($\sigma_{x_1}^I$), величину которого в первом приближении можно определить по методике [7] с учетом принципа совместности перемещений призм скола Π_i и контактирующих с ними пород зоны II.

Второй особенностью зоны I шарнирно-блокового перемещения пород является локальный контакт породных слоев друг с другом с образованием в центральной части пролетов блоков полостей между соседними породными пластами (см. рис. 2). С учетом не только вертикальных, но и горизонтальных подвижек пород надугольной толщи анализируемая особенность оказывает существенное влияние на параметры силового взаимодействия породных блоков, слагающих зону I.

В понятие локального контакта мы вкладываем взаимодействие первого породного блока с обрушенными породами зоны II и взаимодействие остальных (по мощности зоны I) породных блоков между собой в основном в окрестности квазипластических шарниров, являющихся границами этих блоков.

Общепризнанным является тот факт, что образование и раскрытие нормальных к напластованию трещин в области действия растягивающих напряжений происходит под углом полных сдвижений ψ , величина которого по Донбассу для пологих пластов оценивается в $70-75^\circ$ (на рис. 2 показано пунктирными линиями $C_1 - C_2 - C_3$ и $D_1 - D_2 - D_3$). Отклонение от нормали к напластованию ψ очевидно связано с параметрами защемления породных слоев на границе с выработанным пространством.

Породные слои в зоне I формируют шарнирно-блоковую распорную систему последовательно от ближнего к зоне II породного слоя до дальнего на границе с зоной плавного опускания пород. При этом в каждом последующем породном слое сечение с трещиной, соответствующее максимуму изгибающего момента, перемещается в сторону выработанного пространства. Это обусловлено, на наш взгляд, нежестким защемлением породных слоев, вызванного интенсивным смещением и частичным разупрочнением пород в зоне действия опорного давления на границе с выработанным пространством.

Для более детального рассмотрения процесса проанализировано формирование нежесткого защемления для первого шарнирно-блокового породного слоя мощностью m_1^I (см. рис. 2). Породный слой, деформируясь под воздействием горного давления, начиная с точки B_1 , испытывает реакцию σ_{y_1} со

стороны обрушенных пород зоны II (см. рис. 1). Эта часть эпюры реакции σ_{y_1} отклоняется в сторону выработанного пространства (по отношению к вертикальной границе литой полосы) в связи с повышенной деформативностью обрушенных пород зоны II, что было рассмотрено ранее. Суммарное действие напряжений σ_{y_1} создает изгибающий момент, направленный на повышение устойчивости породного слоя и передвигает максимум изгибающего момента в сторону выработанного пространства.

Второй породный слой мощностью m_2^I , деформируясь совместно с первым слоем, испытывает аналогичные (в определенной степени) геомеханические процессы. Правее точки D_2 (см. рис. 2) благодаря совместному вертикальному перемещению первого и второго слоев по плоскости их контакта, действуют нормальные напряжения σ_{y_2} . Левее точки D_2 , благодаря повороту консоли первого слоя контакт двух слоев должен исчезнуть и по линии $D_2^I - D_2$ во втором слое будет образовываться квазипластический шарнир. Однако шахтные исследования [4, 8, 9] и моделирование на эквивалентных материалах [2, 3] показывают, что во втором породном слое квазипластический шарнир возникает по линии $D_3^I - D_3$, смещенной в сторону выработанного пространства относительно линии $D_2^I - D_2$. На наш взгляд, это обусловлено следующими причинами. С одной стороны, поворот породного блока первого слоя осуществляется не вокруг точки D_2 , а вокруг точки 0 на нейтральной оси слоя (см. рис. 2 и 3). При этом некоторая часть поверхности первого слоя левее точки D_2 будет перемещаться вверх, создавая на этом участке контакт со вторым породным слоем. С другой стороны, при образовании шарнирно-блоковой распорной системы в первом породном слое происходит его частичная разгрузка от горного давления, что также способствует перемещению поверхности породного блока первого слоя навстречу деформирующемуся второму породному слою.

Перечисленные факторы обеспечивают контакт слоев на участке $B_2 - D_2$ и действие нормальных напряжений σ_{y_2} , которые преобразуют эпюру изгибающих моментов во втором слое таким образом, что максимум изгибающего момента перемещается в сторону выработанного пространства, где и происходит образование квазипластического шарнира второго породного слоя зоны I.

Аналогичные по физической сущности геомеханические процессы происходят на других торцах породных блоков слоев зоны I, расположенных в выработанном пространстве (см. рис. 2, линии $C_1 - C_2 - C_3$, $C_1 - C_1'$ и $C_2 - C_2'$). В результате в зоне I образуется шарнирно-блоковая распорная система, имеющая определенную несущую способность и характеризующаяся локальным контактом соседних

слоев в окрестности квазипластических шарниров, расположенных по высоте зоны I под углом полных сдвижений ψ . В первом приближении можно считать, что границы полостей между слоями (см. рис. 2, линии $A_1 - A_2 - A_3$ и $B_1 - B_2 - B_3$) также расположены под углом ψ , так как механизм их образования аналогичен механизму формирования локальных контактов в окрестности квазипластических шарниров.

Третьей особенностью зоны I шарнирно-блокового перемещения пород является развитие горизонтальных перемещений породных слоев относительно друг друга. В работах [2, 10] при моделировании на эквивалентных материалах и методом конечных элементов установлены закономерности горизонтальных сдвижений породных слоев надугольной толщи: породы непосредственной и основной кровли смещаются в сторону угольного пласта, причем величина смещений снижается при движении к дневной поверхности и на высоте (6...15) m_y направление горизонтальных перемещений породных пластов меняется на противоположное, то есть в сторону выработанного пространства. Механизм влияния горизонтальных перемещений породных слоев на их устойчивость рассмотрен с использованием схемы на рис. 2. Установлено, что горизонтальные смещения первого слоя (мощностью m_1^I) зоны I в сторону угольного пласта больше, чем второго и составляют (0,05...0,30) m_y [2, 3, 10]. При такой величине перемещений соседних породных слоев друг относительно друга нарушается их связь и они взаимодействуют между собой по плоскости напластования только посредством сил трения $\tau_{y_i}(x)$, возникающих за счет действия нормальных напряжений $\sigma_{y_i}(x)$ по плоскости i . Поскольку первый породный слой зоны I смещается в сторону угольного пласта, то со стороны обрушенных пород зоны II на него действуют реактивные касательные напряжения $\tau_{y_i}(x)$, направленные в сторону выработанного пространства. Суммарное действие касательных напряжений $\tau_{y_i}(x)$ на участке $B_1 - D_2'$ создают момент относительно точки 0 поворота породного блока, направленный на удержание от дальнейшего перемещения в сторону обрушенных пород зоны II. Таким образом, благодаря касательным напряжениям τ_{y_1} создается так называемый "восстанавливающий" момент, повышающий устойчивость распорной шарнирно-блоковой системы первого породного слоя и увеличивающий, тем самым, сопротивление процессам сдвига надугольной толщи.

На контакте первого и второго породных слоев зоны I также действуют касательные напряжения трения τ_{y_2} ; их направление воздействия на первый породный слой определяется преимущественной величиной

горизонтального перемещения первого слоя по отношению к перемещению второго и показано на рис. 2. Касательные напряжения τ_{y_2} действуют в сторону выработанного пространства и их сумма по длине контакта $B_1 - D_2$ создает момент относительно точки 0 (снижающий устойчивость породного блока первого слоя), который можно условно назвать "опрокидывающий". Соотношение "опрокидывающего" и "восстанавливающего" моментов зависит от координаты точки 0 и суммарных величин касательных напряжений, действующих по линиям $B_1 - D_2'$ и $B_1 - D_2$ (см. рис. 2).

Для второго породного слоя (мощностью m_2^I), как и для последующих слоев зоны I, момент от действия касательных напряжений τ_{y_2} и τ_{y_3} является только "опрокидывающим" в окрестности квазипластического шарнира со стороны угольного пласта (см. рис. 2), что обусловлено уменьшением и изменением направления горизонтальных перемещений породных пластов по высоте зоны I.

На границе породных блоков зоны I, расположенной со стороны выработанного пространства, касательные напряжения по плоскостям напластований также создают "опрокидывающий" и "восстанавливающий" моменты относительно точки 0₁ в первом породном слое. Во втором и последующих породных слоях момент является только «восстанавливающим» (см. рис. 2).

Рассмотренная особенность действия касательных напряжений, на наш взгляд, является фактором, увеличивающим длину контактов (например, $C_2 - A_2$ и $B_2 - D_2$) породных блоков соседних слоев: длина $C_2 - A_2$ увеличивается за счет деформации породного блока второго слоя "восстанавливающим" моментом; длина $B_2 - D_2$ увеличивается за счет изгиба породного блока "опрокидывающим" моментом. В результате квазипластические шарниры (по высоте зоны I) располагаются под углом ψ к плоскости напластования и свод зоны I на некотором расстоянии от угольного пласта замыкается, образуя разгруженную зону.

Подытоживая особенности механизма деформирования пород зоны I можно сделать три основных вывода, которые приняты во внимание при исследовании НДС надугольной толщи.

Первый – благодаря образованию квазипластических шарниров породные слои в виде распорной шарнирно-блоковой системы сохраняют часть несущей способности и оказывают сопротивление горному давлению.

Второй – процессы образования квазипластических шарниров, локальных контактов и полостей между породными слоями должны рассматриваться во взаимосвязи с учетом влияния зон опорного давления и разгрузки, что требует введения дополнительных условий и критериев в ходе расчета

НДС рассматриваемой пятиэлементной системы в целом.

Третий – ограничение высоты зоны I обосновывается образованием свода той или иной формы, геометрические параметры которого вытекают из результатов расчета НДС системы. На процесс формирования свода влияние оказывают все особенности деформирования зоны I: момент от квазипластического шарнира, усилия подпора за счет поворота и разгрузки нижележащего породного блока, момент от действия касательных напряжений трения в зонах локальных контактов по плоскостям напластования породных слоев.

Список литературы

1. К вопросу компьютерного моделирования нагружения крепи выемочного штрека и охранной полосы с разгрузочной полостью / Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. // Матер. межд. конф. "Форум горняков-2006". – Днепропетровск: НГУ. – 2006. – С. 30-33.
2. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – Київ: Техніка, 1991. – 248 с.
3. Савостьянов А.В., Ключков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. – Киев: УМК ВО, 1992. – 276 с.
4. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений / А.Г.Акимов, В.Н. Земисов, Н.Н. Кацнельсон и др. – М.: Недра, 1970. – 224 с.
5. Зборщик М.П., Назимко В.В. Механизм сдвигения пород и перераспределения напряжений вокруг выработок, поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще // Разработка месторождений полезных ископаемых: Кривой Рог. – 1986. – Вып.73. – С.48-52.
6. Сопротивление материалов / Под ред. Г.С. Писаренко. – Киев: Вища школа, 1979. – 696 с.
7. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 364 с.
8. Заря Н.М., Музафаров Ф.И. Схема механизма сдвигения толщи пород при выемке пологих пластов угля одиночной лавой // Уголь Украины. – 1966. – № 12. – С.9-12.
9. Зборщик М.П., Костоманов А.И. Определение опорного давления в толще пород при разработке свиты пологих пластов // Разработка месторождений полезных ископаемых. Кривой Рог. – 1968. – Вып.5. – С.9-17.
10. Зборщик М.П., Назимко В.В. Закономерности горизонтальных сдвижений толщи пород при отработке пологих пластов // Уголь Украины. – 1986. – № 5. – С.18-22.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І.Бузилом 11.02.07.

УДК 622.83

П.Н. Должиков, Л.Н. Дмитриева, Р.Н. Сергиенко

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ИЗМЕНЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ НА ПОЛЯХ ЗАКРЫТЫХ ШАХТ

Розглянуті результати гідрогеологічного моніторингу у регіонах закриття вугільних шахт Донбасу.

Рассмотрены результаты гидрогеологического мониторинга в регионах закрытия угольных шахт Донбасса.

The results of hidrogeological monitoring in districts of closing Donbass' coalminings were considered.

Современное формирование экологической обстановки как в Луганской, так и других угледобывающих регионах во многих случаях связывается с закрытием и затоплением угольных шахт.

Эксплуатация угольных шахт обусловила существенную и многоплановую техногенную нагрузку на окружающую среду, что повлекло существенное изменение, прежде всего, геодинамических и гидрогеологических процессов в литосфере. Теперь, при закрытии шахт, горный массив получает вторичное техногенное вторжение и геологическая среда не может быть восстановлена до первоначальных параметров. Физическая ликвидация горных выработок приводит к возникновению и развитию взаимосвязанного комплекса новых явлений и процессов, отрицательных в экологическом плане. Эти явления и их последствия развиваются на протяжении последних 5-7 лет и являются малоизученными, трудно прогнозируемыми и почти неуправляемыми, в связи с индивидуальностью горно-геологических условий [1].

Предпосылкой активизации процессов сдвижения на закрываемых шахтах является снижение прочностных свойств горных пород при увлажнении. Это может привести к потере установившегося равновесия толщи горных пород и активизации процесса сдвижения породной толщи. В результате могут возникнуть дополнительные деформации земной поверхности, трещины, уступы и провалы. Сдвижения и деформации горных пород и земной поверхности, вызванные активизацией процесса сдвижения, при неблагоприятных условиях могут вызвать повреждения в зданиях и сооружениях, а также увеличение водопроницаемости и газопроводимости пород. Характер развития процесса сдвижения и деформаций земной поверхности от активизации сдвижения горных пород при затоплении горных выработок до настоящего времени практически не исследовался [2].

Цель работы – изучение особенностей изменения геомеханической и гидрогеологической ситуации на полях закрытых шахт методом сбора, обобщения и анализа гидродинамической информации по скважинам и открытым водостокам; выявление факторов влияния и взаимосвязи изменения свойств геологической среды.

Формирование гидрогеологической обстановки в регионе после закрытия угольных шахт происходит в результате одновременного действия двух факторов: природных и техногенных.

В природную группу факторов входят гидрогеологические условия, литологическое строение, тектоника, количество и характер атмосферных осадков, естественная дренажность территории.

Техногенную группу факторов, которые участвуют в формировании гидрогеологической обстановки, составляют такие, как глубина и протяженность горных выработок, объемы затапливаемого пространства, продолжительность эксплуатации предприятия, наличие гидравлической связи с соседними шахтами, естественная пористость и искусственная трещиноватость породного массива, наличие дренажной системы и ее техническое состояние.

Роль отдельных факторов в формировании гидрогеологической обстановки весьма неравнозначная. Угледобывающая промышленность, например, в Стахановском районе довольно ощутимо повлияла на гидрогеологическую обстановку в регионе.

Нарушение естественных гидродинамических условий на шахтных полях в этом регионе произошло в первую очередь из-за нерациональной технологии эксплуатации угольных месторождений. Добыча угля сопровождалась полным обрушением кровли пласта, оказывающим влияние на массив порядка 50 м, а при нескольких пластах и более.

Происходит не только одновременное дренирование водоносных горизонтов в зоне обрушения пород, но и возрастает величина их питания, за счет инфильтрации атмосферных осадков над горными работами верхних горизонтов, в зоне развития трещиноватости. Кроме того, при эксплуатации шахт над очистными выработками образовались локальные депрессионные воронки, глубина которых достигала нижних границ горных работ.

В зону дренирования попадала даже речная сеть, проходящая над горными работами, что значительно увеличивало обводненность горных выработок и наносило ущерб речному стоку. Так, в 1998 г. в период, когда по затапливаемым шахтам уровень воды находился ниже уреза р. Лозовая более чем на 100 м, на участке Брянковских шахт (им. Дзержинского, «Брянковская», «Криворожская») потери воды в реке достигали 1000 м³/час. Если учесть, что при эксплуатации этих шахт нормальный суммарный приток составлял 1630 м³/час, то можно утверждать, что за счет речных вод формировалось более 50% их водопритока.

При выведении шахт из эксплуатации происходят противоположные процессы. В первую очередь происходит подтопление территорий, восстановление речного стока, полностью изменяется и водный баланс в регионе. Проведение мониторинга за состоянием геологической среды на территории закрытых шахт Стахановского региона («Замковская», «Брянковская», им. Дзержинского, им. Ильича, «Луганская», «Максимовская», «Центральная-Ирмино», им. Чеснокова и «Анненская») дает возможность контролировать процессы изменения гидрогеологической обстановки в регионе.

После закрытия шахт процесс их затопления должен длиться долгие годы. По некоторым расчетам он будет продолжаться по отдельным шахтам до 27 лет. Однако, на первом этапе, за прошедшие 4-5 лет после закрытия шахт, практически по 8 шахтным полям вода в поймах рек вышла на их урезы, а на водоразделах поднялась на 20-50 м выше.

В эти годы шел в основном процесс заполнения горных выработок с коэффициентом заполнения 0,5-0,7. В последующие годы начнется процесс заполнения не только оставшихся пустот выработок, но и большого объема осушенных пород горного массива. На это потребуется 10-20 лет. Подъем уровней шахтной воды до урезом рек практически ликвидировал потерю речного стока в пределах шахтных полей. Но одновременно и снизил скорость затопления горных выработок за счет того, что часть шахтного водопритока начала разгружаться в реку. Начались также интенсивно развиваться и процессы подтопления территорий, поскольку уровень воды в шахтах превысил гипсометрически более низкие отметки поверхности земли (г. Брянка). При этом процессы подтопления развиваются по двум направлениям.

Первое направление это подтопление пойменных земель. Здесь на естественные процессы колебания уровней грунтовых вод, достигающих 3-4 м в год, наложилось влияние горных работ, вызвавших просадки дневной поверхности над очистными выработками. Эти процессы прогнозировались в «Комплексном проекте инженерной защиты территории Стахановского региона в связи с закрытием группы шахт». Прогнозная площадь зон подтопления составляла: пойма р. Лозовая – 2,24 км². Фактическая площадь подтопления составляет 2,35 км² (по состоянию на 1.01.07 г.). Абсолютные отметки разлива воды на поверхность земли (поля Брянковской группы шахт) +107 ÷ +125,7 м (согласно работ, выполненных сотрудниками «Восток ГРПП»).

Второе направление, при заполнении водой выработок гидростатическое давление даст нам прямой излив воды на более высоких отметках поверхности рельефа, чем прогнозировалось ранее. Собственно, выход шахтной воды выше прогнозной зоны подтопления уже начался на склонах, через старые горные выработки (сбойки). Этот процесс будет продолжаться еще около 5 лет, когда мы будем иметь непрогнозируемые локальные поступления воды на дневную поверхность. Дебиты разлива составят 5-10 м³/час.

Следовательно, при затоплении шахт нарушается геомеханическое равновесие в массиве, проявляется эффект гидродинамического напряженно-деформированного состояния пород и при этом накапливаются огромные силы, которые могут проявиться в сдвигении горных пород, прорывов воды и газа на поверхность. Такое сдвигение наиболее вероятно развивается по зонам тектонических нарушений. Причем сдвигение происходит ступенчато или вибрационно, что вызывает эффект горного землетрясения. Сдвигение массива даже на несколько сантиметров создает серьезную угрозу безопасности работы соседних шахт, нарушает целостность прилегаемых зданий, сооружений, коммуникаций и приводит к перераспределению фильтрационных потоков внутри техногенных водоносных горизонтов.

Изменение инженерно-геологических параметров геологической среды при закрытии шахт в региональном плане реализуется под влиянием двух групп процессов: обратимых и необратимых относительно состояния верхней зоны литосферы, предшествующего тому или иному техногенному воздействию [3].

К обратимым процессам можно отнести:

- подъем уровней подземных вод до отметок, близких к природно-историческим, обусловленным взаимоотношением абсолютных отметок поверхности водоразделов и современной гидрографической сети (поверхностные водные объекты);
- восстановление площадного дренирования подземных вод, как гидрографической сетью, так и за счет выхода их в виде родников на дневную поверхность в пониженных участках рельефа и зонах развития тектонических нарушений; при этом на участках подработки поверхностных водотоков горными выработками усилится подтопление и заболачивание пойм и низких пойменных террас.

К необратимым процессам относятся:

- просадки дневной поверхности и подвижки породного массива в зонах прямого влияния горных работ;
- снижение механической прочности пород в зонах подтопления и затопления, обрушения, проседания, подвижек и развития техногенной тектонической трещиноватости, а также вследствие дополнительного водонасыщения, выщелачивания водорастворимых минералов и др.;
- развитие зон повышенной агрессивности грунтовых вод и грунтов вследствие усиления миграции техногенных загрязнений на участках подтопления мест складирования твердых и жидких отходов, промплощадок и других объектов, включая геохимически загрязненные ландшафты промышленно-городских агломераций;
- разрушение региональных водоупоров, активизация миграции минерализованных вод глубоких горизонтов в поверхностные водные объекты с нарушением водно-физического равновесия в системе «вода минеральный скелет пород», а также изменение структуры потоков взрывоопасных газов;

- объектово-территориальное развитие гидрогеомеханических напряжений и ударов вследствие затопления горных выработок и объемного распределения гидродинамических давлений, результатом которых могут быть локальные землетрясения (гидрогеомеханические удары с разрушением межшахтных целиков, изолирующих перемычек, деформации дневной поверхности и наземных сооружений), а также общее повышение системной сотрясаемости на 1-2 балла даже при фоновых значениях землетрясений на уровне 4-5 баллов. Доказательством вышесказанного может служить эффект горного землетрясения силой 3-4 балла, который наблюдался в апреле 2006 года на поле действующей шахты № 81 «Киевская» (ГП «Ровенькиантрацит»).

Таким образом, выполненные исследования показали, что в перспективе, при дальнейшем закрытии шахт, следует ожидать значительного движения площадей с высоким и близким к катастрофическому эколого-геологическим риском. На этих территориях высока вероятность формирования чрезвычайного экологического состояния, в связи с чем уже на современном этапе необходимо приступить к разработ-

ке региональных и объектовых моделей для отдельных угольно-промышленных районов, усовершенствованию системы экологического мониторинга окружающей среды.

Список литературы

1. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины. Монография / под ред. Ю.Н. Гавриленко, В.Н. Ермакова – Донецк: Норд-пресс, 2004.-631 с.
2. Должиков П.Н., Рябичев В.Д. Развитие геомеханических процессов в техногенном горизонте закрываемых шахт // Современные проблемы шахтного и подземного строительства: Вестник. – Донецк: Норд-пресс, 2006.- вып. 7. - с. 49-54.
3. Кипко Э.Я., Должиков П.Н., Рябичев В.Д. Комплексная технология ликвидации наклонных горных выработок: Монография. – Донецк: Норд-пресс, 2005.-220с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М.Шашенком 01.03.07.

УДК 550.83:622

Д.В. Пронский, Г.С. Левчинский

АНАЛИЗ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ВЫЯВЛЕНИЯ ЛОКАЛЬНЫХ РАЗУПЛОТНЕННЫХ ЗОН ГОРНОГО МАССИВА

У статті наведені аналіз і приклади використання геофізичних методів розвідки для виявлення й параметризації зон розуцільнення гірського масиву.

В статье приведен анализ и примеры использования геофизических методов разведки для выявления и параметризации разуплотненных зон горного массива.

In article is brought analysis and examples of the use the geophysical methods of the exploring for revealing and determinations characteristic the zones of decompaction of a rock massif.

Интенсивное современное вмешательство человека в природу обуславливает ее активное преобразование. Так, длительная эксплуатация объектов подземного и гидротехнического строительства, интенсивная разработка энергетического, металлургического, химического и строительного сырья, а также ряд других причин, приводят к изменению изначально сложившейся гидро- и геодинамики приповерхностной части литосферы. В горном массиве образуются ослабленные, водопроницаемые, разуплотненные зоны. Они имеют хаотическое расположение и являются локальными структурами массива. Интенсивная фильтрация подземных, атмосферных или промышленных вод через эти зоны приводит к их дестабилизации, что, в конечном итоге, является причиной аварийных ситуаций: провалов на земной поверхности, обрушений пород над подземными объектами, высо-

киз водопритоков в горные выработки, прорывов промышленных вод из дамб шламонакопителей и отстойников и пр. Поэтому актуальной задачей является надежная ликвидация разуплотненных зон массива пород, которая невозможна без своевременного выявления и правильной параметризации этих зон.

Целью настоящей работы является анализ существующих геофизических методов разведки и выделение из них наиболее целесообразных и эффективных для выявления и параметризации разуплотненных зон горного массива.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

1. Провести сравнительный анализ существующих геофизических методов разведки для целей выявления разуплотненных зон массива.

2. Обосновать полученные аналитическим путем выводы практическими примерами.

Существующие методы и средства исследования массива пород весьма разнообразны: электрический каротаж, радиоактивный каротаж, акустический каротаж, ядерный магнитный каротаж, расходометрический каротаж, магнитодинамическая интроскопия, гравиметрия и пр. [1-3].

Степень эффективности того или иного геофизического метода зависит от конкретных горно-геологических условий его применения и целей разведки. Поэтому следует выяснить, какие из вышеперечисленных методов наиболее целесообразны для выявления разуплотненных зон массива и дают возможность получения наиболее объективной оценки их состояния и свойств.

Электрический каротаж в настоящее время является одним из основных скважинных методов изучения геологического разреза и применяется для расчленения горных пород, выделения зон фильтрации и изучения их параметров (мощности, пористости, вида флюида и др.). Ввиду разнообразия методов электрокаротажа (каротаж сопротивления, токовый каротаж, индукционный каротаж, метод самопроизвольной поляризации, метод электродных потенциалов), он позволяет достаточно точно определять исследуемые параметры массива и характер его неоднородности. Однако существенными недостатками метода являются: невозможность его выполнения на участке обсаженной скважины, влияние на точность результатов состояния порово-трещинного пространства прискважинной зоны, зависимость результатов от свойств промысловой жидкости.

Радиоактивный каротаж позволяет изучать геологический разрез через скважины путем измерения интенсивности естественного или вызванного радиоактивного излучения. Он позволяет исследовать пористость пород и контролировать некоторые физические явления в пласте и стволе скважины. В настоящее время широко используются методы гамма-каротажа, гамма-гамма-каротажа и нейтронного гамма-каротажа. Преимущества радиоактивных методов: независимость точности определения коэффициента пористости от структуры порового пространства, возможность исследования пористости массива в обсаженных скважинах. Недостатки: существенная зависимость точности определения коэффициента пористости от содержания в породах кристаллизационной и гигроскопически связанной воды, а также диаметра скважины и ее кавернозности; недостаточная глубинность и масштабность исследований.

Акустический каротаж основан на измерении параметров упругого волнового поля, возбуждаемого в скважинах или в межскважинном пространстве в звуковом и ультразвуковом диапазонах частот, функционально взаимосвязанных со свойствами и состоянием пород массива (пористость, трещиноватость, закарстованность). Акустические методы отличаются высокой точностью и детальностью исследований фильтрационных свойств пород, простотой и надежностью, независимостью полученных результатов от типа промысловой жидкости, возможностью исследова-

ния обсаженных и необсаженных скважин, глубиной и масштабностью исследований. Недостатки: влияние структуры и текстуры изучаемых пород на точность определения коэффициента пористости, недостаточная изученность влияния температуры и напряженного состояния массива на зависимость скорости упругой волны от коэффициента пористости.

Ядерный магнитный каротаж - относительно новый метод для выявления разуплотненных зон массива. В разрезе скважины он позволяет выявить зоны фильтрации и оценить эффективную пористость пород. Достоинствами метода является возможность оценки содержания свободной жидкости в породах и ее природу, а также процентного соотношения между объемом флюида и порового пространства. Трудностями внедрения данного метода на практике и одновременно его недостатками являются сильное влияние на результаты измерений ферромагнитных минералов, сложность аппаратуры и очень небольшой радиус исследования.

Расходометрический каротаж основан на поинтервальном измерении расхода жидкости по стволу скважины при нарушении статического равновесия в системе «скважина - водоносный горизонт». Метод позволяет определить число, мощность и глубину залегания водоносных горизонтов, пересеченных скважиной, установить коэффициенты фильтрации и проницаемости пород. Оригинальные конструкции расходомеров и технологические схемы работ, разработанные в ГОАО «Спецтампажагеология», позволяют с высокой точностью определять любые гидродинамические характеристики пород. Недостатки метода: высокие требования к тарировке расходомеров, зависимость точности выявления водоносных зон от скорости перемещения расходомера по скважине.

Магнитодинамическая интроскопия основана на регистрации полного вектора магнитной индукции или его составляющих в различных точках земной поверхности, что позволяет выявить и параметризовать структурные неоднородности в массиве пород. Регистрация магнитодинамического эффекта осуществляется при помощи квантовых и протонных магнитометров или более совершенной аппаратуры - интроскопов массивов. Магнитодинамический метод обладает рядом неоспоримых достоинств: возможность пошаговой и непрерывной съемки, простота и мобильность измерительной аппаратуры, масштабность и оперативность исследований, отсутствие сети скважин. Недостатки: сложность при выборе исходной статистической модели разуплотненной зоны после проведения магнитосъемки, необходимость для более точных количественных выводов подключения других геофизических методов.

Гравиметрия основана на измерении ускорения силы тяжести и его градиентов в различных точках земной поверхности. Метод реализуется при помощи высокочувствительных гравиметров и позволяет выявлять аномальные по плотности участки массива пород. Его главные достоинства: универсальность,

простота измерений и оперативность интерпретации, возможность площадной и профильной съемки, возможность исследования за короткое время больших площадей, отсутствие скважинной сети. Недостатки: высокие требования к точности гравиметрической аппаратуры, необходимость определения плотности пород непосредственно по образцам для дальнейшей интерпретации измерений кажущейся плотности.

Критерии, обуславливающие целесообразность и эффективность применения тех или иных геофизических методов для выявления разуплотненных зон массива, базируются на принципах удешевления работ, оперативности съемки и обработки полевых данных, увеличении точности и надежности оценок исследуемых параметров массива.

Приведенные области применения, достоинства и недостатки геофизических методов позволяют сделать следующие выводы:

1. Самые низкие удельные затраты на проведение съемок приходятся на магнитодинамику и гравиметрию, а самые высокие – на радиоактивный и ядерный магнитный каротажи.

2. Самая высокая скорость съемки и обработки результатов приходится на магнитодинамику и гравиметрию, так как для их производства не нужно проводить скважинную сеть.

3. Возможность обследования больших площадей обеспечивается магнитодинамической интроскопией и гравиметрией.

4. Высокая точность определения качественных и количественных параметров разуплотненных зон

может быть осуществлена радиометрическим, электрическим и акустическим каротажем.

Таким образом, для оперативного выявления разуплотненных зон на больших площадях наиболее целесообразны некаротажные методы – гравиметрия и магнитодинамическая интроскопия. Однако, для точного определения количественных характеристик этих зон (коэффициент фильтрации и проницаемость, плотность пород, сцепление и т.д.) необходимы дополнительные исследования методами электрического или акустического каротажа, отличающиеся относительно низкими удельными затратами и одновременно высокой информативностью.

Проведенный анализ подтверждается целым рядом работ по выявлению и ликвидации разуплотненных зон в натуральных условиях.

Так, магнитодинамическая интроскопия помогла достаточно точно и в короткие сроки выявить и параметризовать разуплотненные зоны в теле дамбы шламонакопителя ОАО «Никопольский завод ферросплавов» емкостью 300 тыс. м³ (рис.1). Общий объем съемок по профилям составил 1125 м. Вовремя выявленные зоны фильтрации промвод были успешно ликвидированы, а экологическая катастрофа предотвращена. В качестве дополнительных методов исследования использовались электрометрическая и радиометрическая съемки.

Крупномасштабные гравиметрические исследования были успешно проведены на территории рудника №2 Стебницкого ГХП «Полиминерал» (рис. 2).

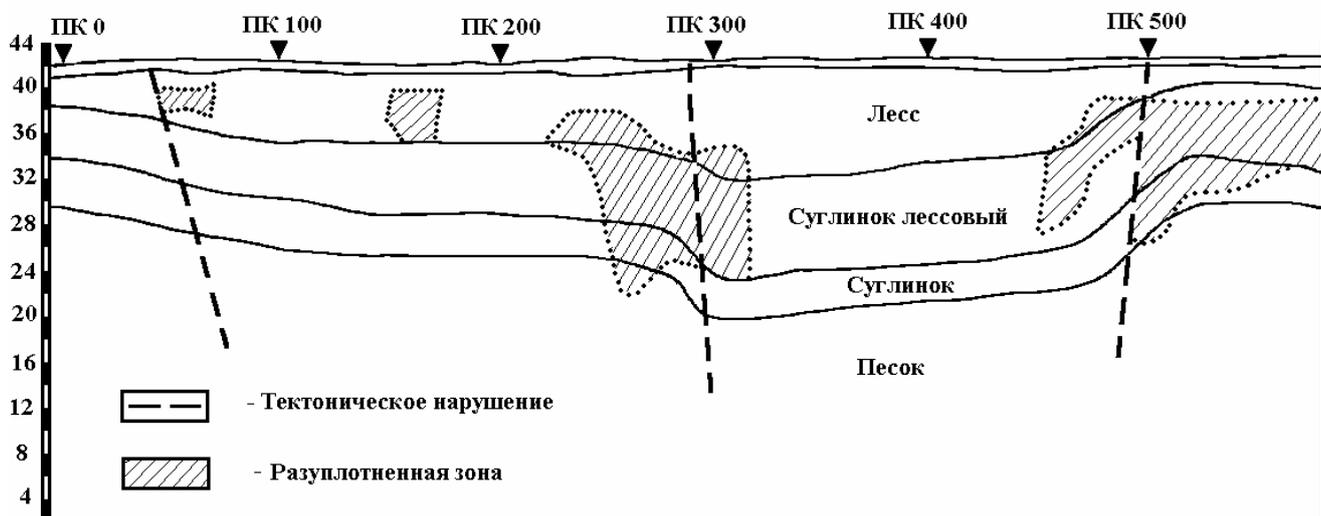


Рис. 1. Развертка по гребню дамбы шламонакопителя с выявленными разуплотненными зонами

В результате длительной эксплуатации рудника образовано около 15 млн.м³ подземных пустот. В результате съемок оперативно и с небольшими удельными затратами было выявлено около сотни зон разуплотнений и около 700 тыс. м³ карстовых пустот. По полученным интерпретационным данным

была построена пространственная картина неустойчивых зон массива и разработаны надежные мероприятия для их ликвидации. В качестве дополнительных методов исследования массива использовали расходомерию и бурение разведочных скважин



Рис. 2. Разрез рудника №2 с выявленными разуплотненными зонами

Таким образом, проведенные аналитические исследования подтвердились практическими примерами. Магнитодинамика и гравиметрия являются наиболее целесообразными для исследования крупномасштабных объектов, тогда как для детализации и количественных оценок более приемлемы электрический и ряд других каротажных методов.

Список литературы

1. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: Учеб. пособие / Кипко Э.Я., Должи-

ков П.Н., Дудля Н.А. и др. – Днепропетровск: НГУ, 2004. – 367 с.

2. Соболев Е.Г. Теория и практика магнитодинамической интроскопии при решении инженерно-геологических и экологических задач: Монография. – Донецк: Каштан, 2004. – 264 с.

3. Грушинский Н.П., Сажина Н.Б. Гравитационная разведка. – М.: Недра, 1981. – 256 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М.Шашенком 12.03.07.

УДК 622.338-124:620.178.113.5:625.23

С.П. Минеев, Ю.И. Кияшко, **В.В. Шумриков**, М.Г. Корнилов, М.А. Ступа

ОЦЕНКА ТЕРМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА СМЕРЗШУЮСЯ ГОРНУЮ МАССУ

Розглянуті результати дослідження впливу термічної дії на змерзлу вугільну та породну масу і встановлений ряд особливостей розморожування зразків в лабораторних умовах.

Рассмотрены результаты исследования влияния термического воздействия на смерзшуюся углепородную массу и установлен ряд особенностей размораживания образцов в лабораторных условиях.

Results of thermal affecting influencing on regelated mass study are reviewed and a number of formation samples defrost features in laboratory conditions are shown.

В существующих технологиях разгрузки железнодорожных вагонов со смерзшимся сыпучим грузом обычно предварительно производят восстановление его сыпучести. Основные технологические схемы применяемые для этого в промышленности разработаны и приведены в работе [1]. В тоже время для предварительной оценки эффективного восстановления сыпучести агрегированного груза весьма существенным фактором являются физико-механические свойства смерзшейся углепородной массы, а также параметры ее теплоемкости и теплопередачи. Ряд свойств смерзшейся углепородной массы изучены [1-3]. Однако до последнего времени не установлены точные закономерности передачи тепловой энергии от теплоносителя к теплоагенту. Поэтому в данной статье авторы попытались изучить особенности

размораживания мерзлой углепородной массы при различных видах термического воздействия на образцы в лабораторных условиях.

Для выполнения поставленной задачи была изготовлена модель железнодорожного вагона, которая затем заполнялась смерзшейся углепородной массой. Модель вагона весом 982 гр. была изготовлена из листовой стали (толщиной 2 мм) с размерами 90×90×360 мм. Углепородную массу в модель засыпали с заданной влажностью и плотностью. Гранулометрический и петрографический состав углепородной массы для проведения эксперимента был подобран из углей Павлоградского района по методике, описанной в работе [1], а ее влажность при экспериментах изменялась от 15 до 20 %. Плотность углепородной массы помещаемой в модели при экспериментах составляла 0,60-

0,85 г/см³. После этого модель помещалась в морозильную камеру, где находилась не менее 12 часов при температуре -12-15⁰С.

Имитацию разогрева в тепляке производили путем помещения модели с замороженной углепородной массой в электрическую печь, внутри которой поддерживалась температура +108 .. +110⁰С. После установки образца в печь через 3-х минутные промежутки времени снимались показания термометра, определялся вес образца и оценива-

лась степень разморозки специальным щупом Ø1 мм с ценой деления 0,5 мм. При этом время фиксировалось с помощью секундомера, а взвешивание производилось на лабораторных весах с погрешностью измерения ±2,0 мг.

Различные условия проведения экспериментов по разморозке модели с однотипными характерными группами смерзшейся углепородной массы приведены в таблице.

Таблица

Условия проведения эксперимента по разморозке смерзшейся углепородной массы

№ п/п	Масса образца СУПМ, г	Влажность СУПМ, %	Температура воздуха, °С	Температура стенок вагона, °С	Технологические приемы
1	1578	-	+34	-	без разгрузки вагона
2	1864	20	+30	-11	
3	1680	15	+23	-10	
4	2020	15	+30	-8	с разгрузкой при волновом воздействии

Разморозка модели вагона со смерзшейся углепородной массой выполнялась в электропечи в экспериментах № 1,2,3 без высыпания угольной массы, в эксперименте № 4 с высыпанием из модели с использованием для этого периодического постукивания по модели.

После высыпания угля при выполнении эксперимента были обнаружены оставшиеся смерзшиеся куски – 5 штук: в виде параллелепипеда (размер: высота×ширина×длина) – 25×55×40 мм; в виде цилиндра (размер: высота×диаметр основания) - 70×30 мм; в виде цилиндра (размер: высота×диаметр основания) - 65×35 мм; в виде цилиндра (размер: высота×диаметр основания) - 47×30 мм; в виде неправильного цилиндра (размер: высота×диаметр основания) - 25×20 мм, то есть практически отсутствовали крупные блоки смерзшейся массы.

Наиболее характерные результаты по разогреву вагона со смерзшейся углепородной массой с учетом различия условий проведения экспериментов приведены на рисунке 1.

Анализ полученных данных показывает, что при размораживании смерзшейся углепородной массы ее вес несколько уменьшается, в среднем, на 0,5-2 %, в зависимости от влажности исследуемой горной массы и ее свойств.

В последнее время для повышения эффективности восстановления сыпучести смерзшейся углепородной массы было предложено ряд технических решений на уровне патентов по вибротермическому воздействию на нее [2]. Для установления параметров такого воздействия ИГТМ НАН Украины совместно с НГУ провели эксперимент по нагнетанию теплоагента (горячего воздуха) в скважины, равномерно пробуренные в смерзшейся горной массе, находящейся в железнодорожном вагоне. Прогнозные характеристики смерзания углепородной массы в ж.д. вагоне можно определить по известным методикам [3,4].

Для нагнетания горячего воздуха в пробуренные скважины использовался промышленный фен. Время подачи горячего воздуха в скважины ограничивалось временем работы фена до срабатывания его защиты от перегрева. Условия проведения эксперимента: влажность углепородной массы – 20 %; температура модели – -9° С; температура в помещении – +26° С; вес углепородной массы в модели – 1844 г; температура подаваемого в скважину воздуха – +200° С; скорость подаваемого в скважину воздуха – 30 м/с. В модели были пробурены скважины глубиной 90 мм, диаметр скважин Ø 10мм.

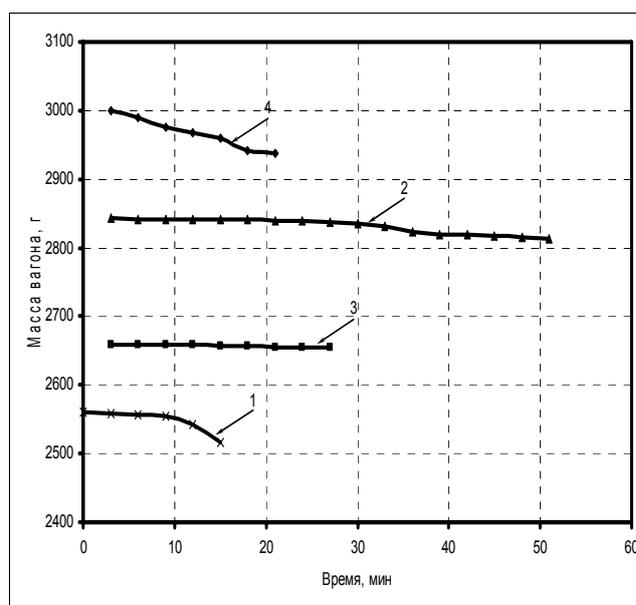


Рис. 1 Изменение массы модели вагона, с образцом смерзшейся углепородной массы, в зависимости от времени ее разогрева: 1, 2, 3, 4 – соответственно, кривые, полученные в результате проведения экспериментов №1, №2, №3, №4.

Нагнетание проводилось с установкой сопла фена на разной глубине, для определения самого эффективного места его расположения. После каждого нагнетания производились замеры глубины слоя разморозившегося угля внутри скважины по всему ее контуру, с помощью специального щупа, на глубину диаметра скважины.

В скважину №1 производилось нагнетание с установкой сопла фена у её забоя: время нагнетания – 109 сек. Глубина разморозки угля, при этом, по всей глубине скважины составил более 10мм.

В скважину №2 производилось нагнетание с установкой сопла фена на середине глубины скважины: время нагнетания – 125 с. Углеродная масса при эксперименте оттаяла по всей глубине радиусом более 10 мм, кроме сектора расположенного со стороны внутреннего нетронутого смерзшегося целика.

В скважину №3 нагнетание производилось с установкой сопла фена в устье скважины: время нагнетания – 103 сек. Разморозка смерзшейся углеродной массы произошла в направлении стенок вагона на глубину более 10 мм, в сторону другой пробуренной скважины – 1 мм, а в сторону целика масса не разморозилась совсем.

Проведенные эксперименты показали, что более эффективное размораживание происходит, при установке сопла, подающего теплоагент, в забое скважины и эффективность понижается по мере уменьшения глубины установки сопла в скважине.

По площади, вокруг скважины, наименее эффективное оттаивание происходит со стороны целика, несколько эффективнее – со стороны пробуренных (необработанных) скважин, а наибольшая эффективность оттаивания наблюдалась со стороны стенок вагона и обработанных скважин. То есть, эксперимент показал, что наибольшая эффективность оттаивания наблюдалась со стороны обнаженной поверхности груза или другой размороженной зоны углеродной массы.

Анализ использования размораживающих гаражей на практике перед разгрузкой ж.д. вагонов со смерзшимся сыпучим грузом [2,5] и описанные в данной статье лабораторные исследования показали, что процесс замораживания горной массы, в реальном железнодорожном вагоне, и оттаивания в промышленных условиях в тепляке, в целом, весьма схож с теми условиями, которые имитировались в лабораторных. В процессе анализа практического опыта и экспериментальных результатов был отмечен дополнительный принципиальный недостаток в конструкции гаража- размораживателя, заключающийся в том, что между нагревательными элементами и поверхностью вагона находится слой воздуха, имеющий низкую теплопроводность, т.е. поэтому сам процесс нагревания в тепляке есть весьма энергозатратный и не достаточно эффективный. Следовательно, для существенного увеличения эффективности размораживания необходимо исключить воздушную прослойку между размораживаемой горной массой и нагревательными элементами. Поэтому с це-

лью уточнения указанного положения рекомендаций было решено разморозку углеродной массы осуществлять с помощью контактного нагревателя. Схема проведения эксперимента приведены на рисунке 2. Процесс разморозки моделировался таким образом, что нагреватель размещался в непосредственном контакте со стенками модели вагона и обеспечивал увеличение теплопередачи от теплоносителя (вода) к замерзшей углеродной массе.

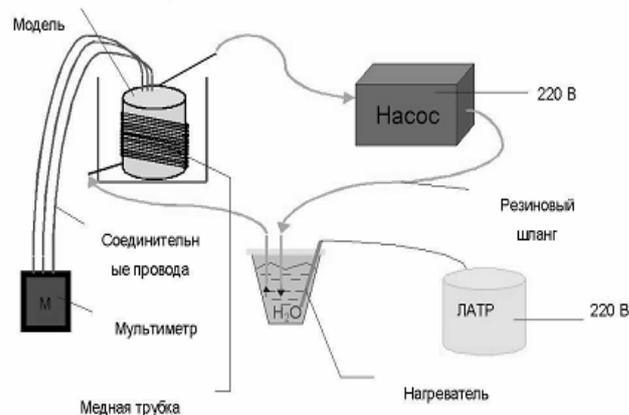


Рис. 2 Схема проведения лабораторного эксперимента

Методика выполнения этого эксперимента заключалась в следующем. Предварительно подготавливалась углеродная масса необходимой влажности, которая помещалась в металлическую цилиндрическую форму (H=52,5 мм и Ø72 мм), а затем помещалась в морозильную камеру не менее, чем на 12 часов. После морозильной камеры, цилиндрический образец помещается в теплообменник, выполненный из трубки (Ø_{внутр.} 7 мм) в виде спирали, прилегающей к поверхности цилиндра.

Во втором этапе эксперимента в модель предварительно были установлены термодатчики для оценки характера разморозки образца. Схема размещения датчиков в модели со смерзшейся углеродной массой приведена на рисунке 3.

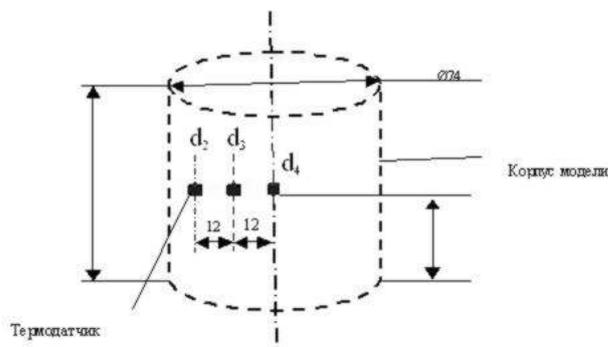


Рис. 3 Схема расположения термодатчиков в модели: d₁ – датчик на поверхности теплообменника; d₂, d₃, d₄ – датчики размещены в порядке нумерации от образующей цилиндра к его оси.

В процессе выполнения этого эксперимента теплоноситель (вода) разогревался до температуры 98°C и прокачивался через теплообменник с помощью насоса со скоростью потока в системе 20 мл/мин. При

этом снятие данных термодатчиков производилось с интервалом 1 минута.

Представим результаты в графическом виде на рисунке 4.

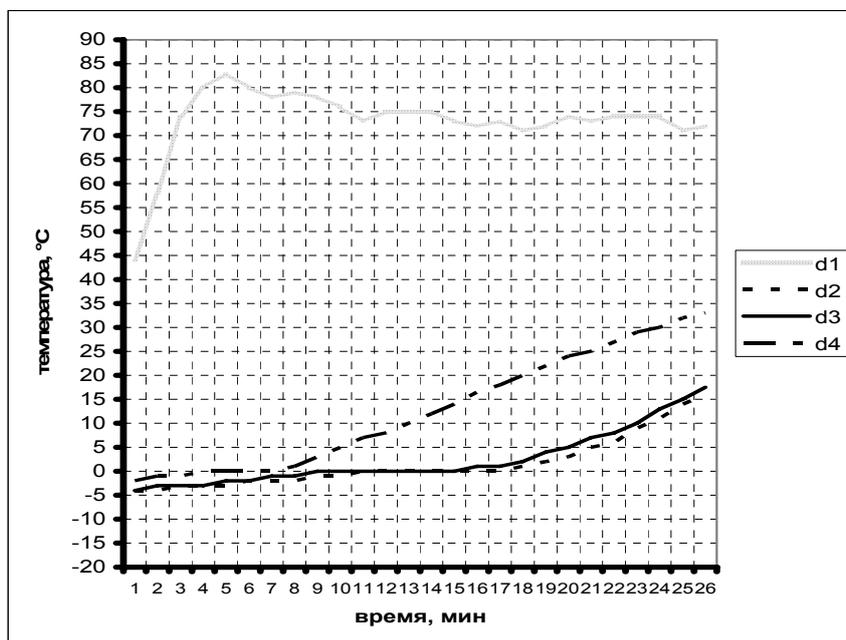


Рис. 4 Изменение температуры на датчиках в зависимости от времени термического влияния: d_1 – температура на спирали; d_2, d_3, d_4 – температура соответственно на датчиках № 2,3,4

Полученные данные показывают, что температура на нагревающей спирали в первоначальный момент времени падает на 30-50 %, а затем стабилизируется на 15-20 % ниже подаваемой температуры воды в систему.

Изменение температуры внутри модели показывает, что ее увеличение внутри модели от поверхности идет с запаздыванием, т.е. продвижение фронта оттаивания смерзшейся углеродной массы идет со значительным запаздыванием вследствие того, что оттаиваемая вода имеет меньшую теплопроводность по сравнению со льдом.

Для оценки эффективности применения контактного нагревания были сопоставлены полученные в экспериментах кривые степени разморозки углеродной массы, полученные при оттаивании модели с углеродной массой в электропечи и при контактировании со спиралью при одинаковых температурах. На рисунке 5 приведены результаты такого сравнения.

Полученные результаты в целом характеризуют процесс разморозки углеродной массы с помощью термоконтактного теплообменника и позволяют сделать вывод о том, что использование контактного нагревателя позволяет увеличить скорость размораживания в 1,5 – 2 раза, а энергозатраты, соответственно, уменьшить на 3 – 5%, по сравнению с размораживанием груза в железнодорожном полувагоне с помощью технологии с обычным гаражом размораживателем- «тепляком».

Таким образом, проведенные эксперименты показали, что при размораживании смерзшейся углеродной массы ее вес уменьшается на 0,5-2 % в зависимости от влажности и свойств. Причем, скорость разморозки железнодорожных полувагонов со смерзшимся углем при использовании термоконтактного метода увеличивается в 1,5-2 раза по сравнению с традиционно используемыми на практике гаражами – размораживателями с дополнительным снижением энергозатрат.

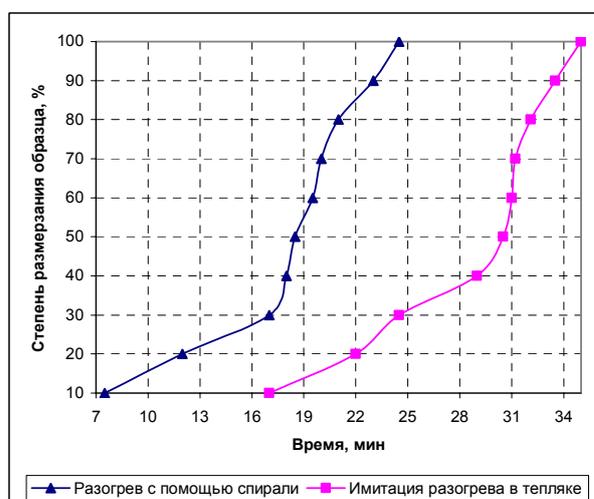


Рис. 5 Зависимость степени разморозки углеродной массы от времени термической обработки модели

Список литературы

1. Минеев С.П., Сахненко А.Л., Обухов С.А. Вибрационное и волновое рыхление агрегированной сыпучей горной массы.- Днепропетровск: ИГТМ НАНУ: Дніпро, 2005.-212 с.
2. Минеев С.П., Курилко А.С. Реологические параметры смерзшейся углеродной массы// Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках.- Материалы XVI Международной научной школы им. академика С.А. Христиановича. - Алушта, 18-24 сентября 2006 г. – Симферополь: ТНУ им. В.И.Вернадского, 2006.- 185-188 с.
3. Чудновский А.Ф. Теплофизические характеристики дисперсных материалов.- М.: Физматгиз, 1962.- 456 с.
4. Кожевников Н.Н., Попов В.И. Прогнозирование процессов промерзания в сыпучих материалах при железнодорожных перевозках. – Новосибирск: Наука, 1978.- 102 с.
5. Перевозка смерзающихся грузов: Справочник / Под ред. Ю.А. Носкова.- М.: Транспорт, 1988.- 200 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 28.02.07

УДК 622.831

Г.В. Бабиюк, М.А. Диденко

РАЗМЕРЫ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ВЫРАБОТКИ В НЕРАВНОКОМПОНЕНТНОМ ПОЛЕ НАЧАЛЬНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ

У статті наведені результати аналітичного оцінювання розмірів зони впливу виробки у нерівнокомпонентному полі напружень.

В статье приведены результаты аналитической оценки размеров зоны влияния выработки в неравнокомпонентном поле напряжений.

This article contains results of analytical investigation of mine working influence in non-hydrostatic stress field. The dimension and boundary of extra stressed zone are determined.

При решении геомеханических задач численными методами геометрические размеры модели должны быть такими, чтобы действие внешней нагрузки на расчетную область конечных размеров было эквивалентно действию нагрузки на бесконечности. Обоснованное назначение размеров модели гарантирует соблюдение граничных условий, нарушение которых ведет к недостоверным результатам моделирования и к неправильным выводам. Наиболее значительное влияние на деформационные процессы оказывают граничные условия при моделировании выработки с учетом образования зоны неупругих деформаций. Однако, обычно выбор граничных условий производят из анализа поля напряжений, сформировавшегося вокруг круглой выработки при коэффициенте бокового распора $\lambda = 1$ и без учета пластических деформаций, тогда как на практике выработки имеют некруглое сечение (арочное, прямоугольное, трапециевидное) с углами, которые являются концентраторами напряжений, а величина обобщенного коэффициента бокового давления в массиве, равному отношению максимального бокового давления к вертикальному, отличается от гидростатического напряженного состояния и может принимать значения как меньше, так и больше единицы (например, в сейсмически активном районе).

С подобными допущениями устанавливаются размеры зоны влияния выработки в работе [1], в которой предлагается определять границы зоны по до-

пустимым отклонениям тангенциальных напряжений в массиве с круглой выработкой от начальных напряжений в нетронутым массиве, при этом условии на границе зоны записывается в виде:

$$(\sigma_{\theta} - \sigma_{\theta}^0) / \gamma H = \delta, \quad (1)$$

где σ_{θ} , σ_{θ}^0 – тангенциальные напряжения соответственно вокруг выработки круглого сечения и в нетронутым массиве; δ – допустимая погрешность определения границы зоны.

В выражении (1) разница тангенциальных напряжений, зависящая от коэффициента бокового распора λ и полярной координаты θ , сопоставляется с постоянным значением вертикальной компоненты исходного гравитационного поля напряжений, являющейся максимальным главным напряжением σ_1^0 , которое совпадает с σ_{θ}^0 лишь при $\lambda = 1$. В негидростатическом же поле напряжений в зависимости от полярной координаты θ тангенциальное напряжение вокруг выработки σ_{θ} может принимать произвольное значение. Таким образом, при использовании условия (1) правильное представление о форме и размерах зоны влияния выработки можно составить только для гидростатического поля напряжений или достаточно близкого к нему. В этом случае радиус зоны влияния выработки R_{δ} может быть определен по формуле:

$$R_{\delta} = r_0 \cdot \sqrt{\frac{(1 + \lambda) + \sqrt{(1 + \lambda)^2 - 24\delta(1 - \lambda) \cos(2\theta)}}{4\delta}}, \quad (2)$$

где r_0 – радиус выработки.

В негидростатическом поле напряжений более логичным представляется определять границу зоны влияния выработки не путем сравнения с γH , а с тангенциальными напряжениями в нетронутом массиве. В этом случае условие на границе зоны запишется в виде:

$$(\sigma_{\theta} - \sigma_{\theta}^0) / \sigma_{\theta}^0 = \delta. \quad (3)$$

Радиус зоны влияния выработки по условию (3) может быть рассчитан по формуле:

$$R_{\delta} = r_0 \times \sqrt{\frac{(1 + \lambda) + \sqrt{(1 + \lambda)^2 - 12\delta(1 - \lambda) \cos(2\theta)[(1 + \lambda) - (1 - \lambda) \cos(2\theta)]}}{2\delta[(1 + \lambda) - (1 - \lambda) \cos(2\theta)]}}. \quad (4)$$

Легко заметить, что при $\lambda = 0$, радиус зоны влияния выработки, рассчитанный по формуле (4), в области $\theta = 0$ и $\theta = \pi$ неограниченно возрастает, то есть принимает неопределенное значение.

Так как условия прочности при решении геомеханических задач обычно записываются через главные напряжения, то логичным выглядит определение границ зоны влияния выработки по главным напряжениям:

$$(\sigma_1 - \sigma_1^0) / \sigma_1^0 = \delta. \quad (5)$$

В этом случае функцию радиуса зоны влияния от полярной координаты θ можно получить аналитически лишь для конкретного поля напряжений и направления, т.е. при $\theta = \text{const}$ и $\lambda = \text{const}$. Однако решение задач с использованием условия (5) возможно численными методами. Для этого в условии взаимосвязи главных и координатных напряжений

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_{\theta} + \sigma_r}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_{\theta} - \sigma_r}{2}\right)^2 + \tau_{r\theta}^2}. \quad (6)$$

следует подставить выражения для тангенциальных σ_{θ} , радиальных σ_r и касательных $\tau_{r\theta}$ напряжений [1]:

$$\begin{aligned} \sigma_{\theta} &= \gamma H \left[\frac{1 + \lambda}{2} \left(1 + \frac{r_0^2}{r^2} \right) - \frac{1 - \lambda}{2} \left(1 + 3 \frac{r_0^4}{r^4} \right) \cos(2\theta) \right]; \\ \sigma_r &= \gamma H \left[\frac{1 + \lambda}{2} \left(1 - \frac{r_0^2}{r^2} \right) + \frac{1 - \lambda}{2} \left(1 - 4 \frac{r_0^2}{r^2} + 3 \frac{r_0^4}{r^4} \right) \cos(2\theta) \right]; \\ \tau_{r\theta} &= -\gamma H \frac{1 - \lambda}{2} \left(1 + 2 \frac{r_0^2}{r^2} - 3 \frac{r_0^4}{r^4} \right) \sin(2\theta). \end{aligned} \quad (7)$$

На рис.1 проиллюстрировано, каким образом зависят форма и размеры зоны влияния выработки от

условия, по которому определяется ее граница при $\delta = 0,1$, и от коэффициента бокового распора. В неравнокомпонентном поле сжимающих напряжений размеры и форма зон, рассчитанные по условиям (1) и (3), близки к эллипсу, а рассчитанные через главные напряжения по условию (5), имеют неправильную форму в виде лепестков, вытянутых в горизонтальном и вертикальном направлениях. При этом по условиям (3) и (5) больший размер зона влияния имеет в направлении действия наибольшего начального главного напряжения σ_1 , а по условию (1) – в направлении наименьшего начального главного напряжения σ_3 .

При $\lambda = 1$ зоны влияния выработки, построенные по всем условиям (1), (3), (5), принимают форму круга с радиусом $R_{\delta} = r_0 / \sqrt{\delta}$, что при погрешности 10% составляет $R_{\delta} = 3,16 \cdot r_0$. Таким образом, значая при решении геомеханических задач размеры расчетной области из традиционного условия $R_{\delta} = (3 - 4) \cdot r_0$ [2], исходят из напряженного состояния, близкого к гидростатическому.

При других значениях коэффициента бокового распора, даже для круглой выработки, размер зоны ее влияния может быть значительно больше, что необходимо обязательно учитывать при назначении размеров модели.

Существенное влияние на размеры и конфигурацию зоны влияния выработки оказывает также форма поперечного сечения выработки. Проследим это влияние на примере выработки квадратной формы.

Вопрос о распределении напряжений вокруг отверстий, представляющих собой квадрат, прямоугольник, треугольник, правильный многоугольник, детально рассмотрен Г.Н. Савиным в работе [3]. Предложенный ним метод расчета напряжений основан на применении конформного отображения внешности отверстия на внутренность единичного круга с использованием производящей конформное отображение функции $\omega(\zeta)$, после чего решение задачи сводится к нахождению двух функций комплексной переменной $\varphi(\zeta)$ и $\psi(\zeta)$, так называемых функций напряжений [4].

Из теории комплексной переменной известно, что отображение внешности прямоугольника на внутренность единичного круга дается функцией, называемой интегралом Кристоффеля-Шварца, которая для квадратного отверстия после упрощений может быть записана в виде:

$$z = \omega(\zeta) = A \cdot \int_1^{\zeta} \frac{\sqrt{1+t^4}}{t^2} dt, \quad (8)$$

где A – коэффициент, характеризующий размеры отверстия.

Раскладывая подынтегральное выражение в ряд в окрестности $t = 0$, и интегрируя полученный ряд, получим:

$$\omega(\zeta) = A \cdot \left[\frac{1}{\zeta} + C_1 \zeta + C_2 \zeta^2 + \dots + C_n \zeta^n + \dots \right], \quad (9)$$

где $C_1, C_2, C_3, \dots, C_n$ – комплексные коэффициенты.

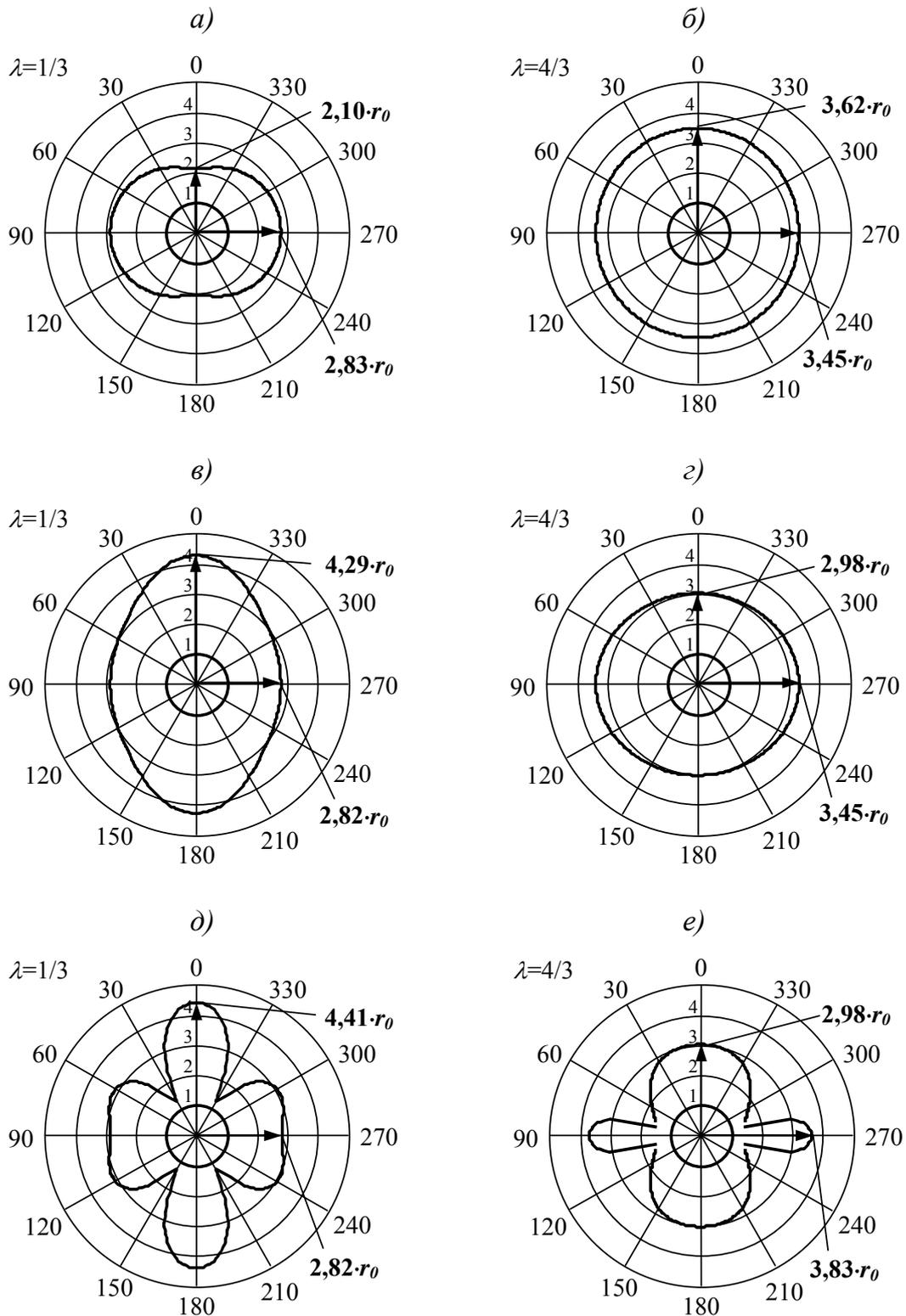


Рис. 1. Конфігурації зон впливу виробтки: а, б – розрахованих по умову (1); в, г – розрахованих по умову (3); д, е – розрахованих по умову (5).

Продлить этот ряд не представляет труда. В зависимости от требуемой точности отклонения контура отверстия от квадрата надо взять то или иное количество членов ряда. Для установления необходимого числа членов отображающей функции $\omega(\zeta)$ просле-

дим изменение радиуса закруглений углов отверстия в зависимости от степени остаточного члена ряда, представляющего функцию $\omega(\zeta)$. Расчет радиуса закругления углов отверстия произведем по формуле:

$$R = \frac{\left[\left(\frac{dx}{d\theta}(\theta) \right)^2 + \left(\frac{dy}{d\theta}(\theta) \right)^2 \right]^3}{\left[\left(\frac{dx}{d\theta}(\theta) \right)^2 + \left(\frac{dy}{d\theta}(\theta) \right)^2 \right] \cdot \left[\left(\frac{d^2x}{d\theta^2}(\theta) \right)^2 + \left(\frac{d^2y}{d\theta^2}(\theta) \right)^2 \right] + \left[\left(\frac{dx}{d\theta}(\theta) \right) \cdot \left(\frac{d^2x}{d\theta^2}(\theta) \right) + \left(\frac{dy}{d\theta}(\theta) \right) \cdot \left(\frac{d^2y}{d\theta^2}(\theta) \right) \right]}, \quad (10)$$

где $x(\theta)$, $y(\theta)$ – параметрические функции, описывающие контур отверстия, которые равны соответственно действительной и мнимой части функции $\omega(\zeta)$ при подстановке в нее $\zeta = e^{i\theta}$. Угловой точкой, для которой определялся радиус закругления, соответствует $\theta = \pi/4$.

По графику (рис. 2) видно, что радиус закругления углов отверстия быстро убывает с увеличением числа членов функции $\omega(\zeta)$, и уже при восьми членах составляет менее 1% полуширины отверстия. Наглядное представление о зависимости формы отверстия от числа членов функции $\omega(\zeta)$ дает рис. 3.

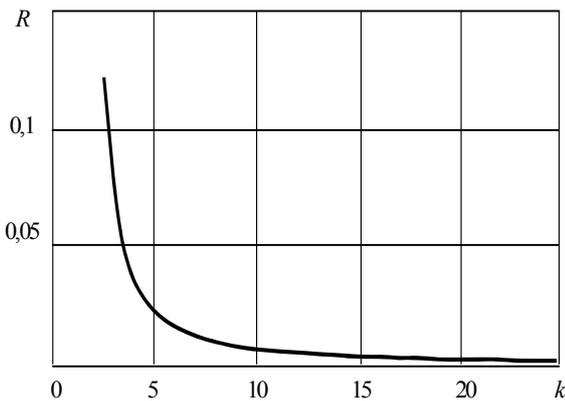


Рис. 2. Зависимость радиуса закругления R углов квадратного отверстия от числа k членов ряда, сходящегося к функции $\omega(\zeta)$

Ограничиваясь восемью членами ряда и выбирая A так, чтобы при $\zeta = 1$, $z = 1$, получим следующее выражение (11) для функции $\omega(\zeta)$ (см. в следующей колонке текста):

$$\begin{aligned} \varphi_0(\zeta) = A \cdot P \cdot [& -0,42514(1-\lambda)\zeta + 4,8684 \cdot 10^{-2}(1+\lambda)\zeta^3 - 9,0403 \cdot 10^{-3}(1-\lambda)\zeta^5 - 7,0776 \cdot 10^{-3}(1+\lambda)\zeta^7 + \\ & + 3,1219 \cdot 10^{-3}(1-\lambda)\zeta^9 + 2,7048 \cdot 10^{-3}(1+\lambda)\zeta^{11} - 1,4941 \cdot 10^{-3}(1-\lambda)\zeta^{13} - 1,3459 \cdot 10^{-3}(1+\lambda)\zeta^{15} + \\ & + 8,2596 \cdot 10^{-4}(1-\lambda)\zeta^{17} + 7,3056 \cdot 10^{-4}(1+\lambda)\zeta^{19} - 4,7896 \cdot 10^{-4}(1-\lambda)\zeta^{21} - 3,8467 \cdot 10^{-4}(1+\lambda)\zeta^{23} + \\ & + 2,5372 \cdot 10^{-4}(1-\lambda)\zeta^{25} + 1,4920 \cdot 10^{-4}(1+\lambda)\zeta^{27}]; \end{aligned} \quad (13)$$

$$\begin{aligned} \psi_0(\zeta) = A \cdot P \cdot (1+\lambda) \cdot [& -0,52330 \cdot \zeta + 0,14272 \cdot \zeta^5 - 0,10863 \cdot \zeta^9 + 9,1197 \cdot 10^{-2} \cdot \zeta^{13} - 8,0146 \cdot 10^{-2} \cdot \zeta^{17} + \\ & + 7,2320 \cdot 10^{-2} \cdot \zeta^{21} - 6,6351 \cdot 10^{-2} \cdot \zeta^{25}]. \end{aligned} \quad (14)$$

Компоненты напряжений σ_θ , σ_r , $\tau_{r\theta}$ в криволинейной системе координат, даваемой конформным отображением, определяются по

$$\begin{aligned} \omega(\zeta) = \frac{-620218368}{525305443} \cdot \left[\frac{-1}{\zeta} + \frac{1}{6}\zeta^3 - \frac{1}{56}\zeta^7 + \frac{1}{176}\zeta^{11} - \right. \\ \left. - \frac{1}{384}\zeta^{15} + \frac{7}{4864}\zeta^{19} - \frac{21}{23552}\zeta^{23} + \frac{11}{18432}\zeta^{27} \right]. \end{aligned} \quad (11)$$

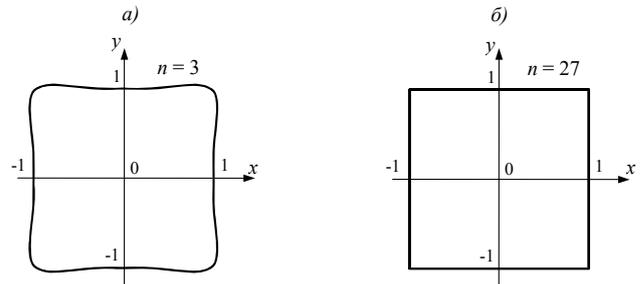


Рис. 3. Контур отверстия в зависимости от высшей степени n ряда, сходящегося к функции $\omega(\zeta)$

Установив функцию $\omega(\zeta)$, производящую конформное отображение внешности квадратного отверстия на внутренность единичного круга, перейдем к определению функций напряжений $\varphi(\zeta)$ и $\psi(\zeta)$.

Полагая угол α , который главная ось, соответствующая большему главному напряжению P на бесконечности, составляет с осью X , равным $\pi/2$, после упрощений запишем:

$$\begin{aligned} \varphi(\zeta) &= \frac{1}{4} \cdot A \cdot P \cdot \frac{1+\lambda}{\zeta} + \varphi_0(\zeta); \\ \psi(\zeta) &= \frac{1}{4} \cdot A \cdot P \cdot \frac{1-\lambda}{\zeta} + \psi_0(\zeta), \end{aligned} \quad (12)$$

где $\varphi_0(\zeta)$ и $\psi_0(\zeta)$ – голоморфные функции внутри единичного круга, которые в нашем случае имеют вид (выражения (13) и (14)):

известным формулам Колосова-Мухелишвили [3, 4], которые с учетом функции $\omega(\zeta)$ примут вид:

$$\sigma_r + \sigma_\theta = 4 \cdot \operatorname{Re} \left(\frac{\varphi'(\zeta)}{\omega'(\zeta)} \right);$$

$$\sigma_\theta - \sigma_r + 2i \cdot \tau_{r\theta} = \frac{2 \cdot \zeta^2}{|\zeta|^2 \cdot \overline{\omega'(\zeta)}} \times$$

$$\times \left[\frac{\varphi''(\zeta) \cdot \omega'(\zeta) - \varphi'(\zeta) \cdot \omega''(\zeta)}{|\omega'(\zeta)|^2} + \psi'(\zeta) \right].$$

Разделяя в (15) действительные и мнимые части, вычисляем σ_θ , σ_r , $\tau_{r\theta}$ и, подставляя их в (6), определяем максимальное главное напряжение σ_I , а

затем по условию (5) находим границу зоны влияния квадратной выработки.

Изменение формы и размеров зоны влияния квадратной выработки, определяемой по условию (5), в зависимости от коэффициента бокового распора продемонстрировано на рис. 4, где размеры зоны при $\delta = 0,1$ даны по отношению к половине ширины квадрата a . Разрывы границы зоны на рис.4 обусловлены отсутствием пересечения зависимости распределения главных напряжений σ_I с линией 10-процентного отклонения, заданного при расчете. Если условие ужесточить, т.е. назначить $\delta < 0,1$, то области разрыва существенно сократятся, а размер зоны влияния увеличится.

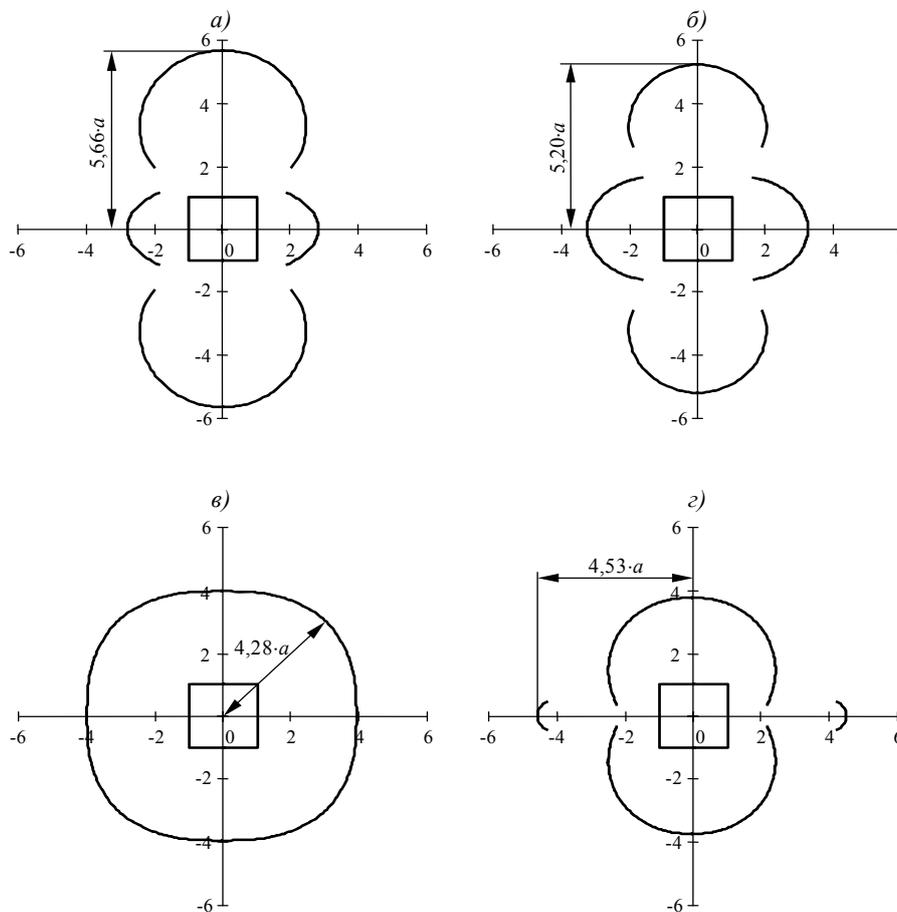


Рис. 4. Конфигурация зоны влияния квадратной выработки, определяемой по главным напряжениям при $\lambda = 0$ (а), $\lambda = 1/3$ (б), $\lambda = 1$ (в), $\lambda = 1,25$ (з)

На рис.4 зона влияния, так же как и в случае круглой выработки в неравнокомпонентном поле сжимающих напряжений, имеет неправильную форму в виде вытянутых в горизонтальном и вертикальном направлении лепестков. Большой размер зона принимает в направлении действия наибольшего начального главного напряжения σ_I . В гидростатическом поле напряжений форма зоны влияния квадратной выработки близка к очертанию квадратного контура выработки со скругленными углами. Отношение максимальных размеров зоны влияния квадратной и круг-

лой выработки при $\lambda = 0$ составляет 1,15 и возрастает с увеличением коэффициента бокового распора. При $\lambda = 1,25$ это отношение составляет 1,47. Даже в гидростатическом поле напряжений максимальный размер зоны влияния квадратной выработки (в направлении углов выработки) на 35%, а минимальный размер (в горизонтальном и вертикальном направлениях) на 26% больше по сравнению с размером зоны влияния круглой выработки. При моделировании некруговой выработки с учетом образования зоны неупругих деформаций размеры зоны

влияния будут еще больше, что необходимо учитывать при назначении размеров модели, однако для этого необходимы дальнейшие исследования численными методами, подобные проведенным для круглой выработки [5].

Список литературы

- 1 Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1989. – 270с.
2. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. – 271с.

3. Савин Г.Н. Механика деформируемых тел. Избранные труды. – К.: Наукова думка, 1979. – 466с.
4. Мухелишвили Н.С. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М.: Наука, 1966. – 707с.
5. Бабиюк Г.В., Диденко М.А. Изучение влияния граничных условий на развитие деформационных процессов вокруг выработки // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2003. – №12. – С.42-45.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М.Шашенком 01.03.07

УДК 622.002.2

Б.М. Андреев, А.О. Сахно

МОДЕЛЬ ПРУЖНО-ПЛАСТИЧНОГО ТРАНВЕРСАЛЬНО-ИЗОТРОПНОГО МАСИВУ ПОРІД З РОЗМІЩЕННЯМ В МЕТОДІ ПОЧАТКОВИХ НАПРУЖЕНЬ

Наводиться методика визначення початкових напружень стосовно трансверсально-ізотропних порід, що розміщуються, для розв'язання пружно-пластичних задач механіки гірських порід методом скінченних елементів.

Приводится методика определения начальных напряжений применительно к трансверсально-изотропным разупрочняющимся породам для решения упруго-пластических задач механики горных пород методом конечных элементов.

It is brought a method of initial tensions determination as it applies to transversely isotropic destrengthening rock for solution of elastically plastic rock mechanics tasks by the finite element method.

При розв'язанні задач геомеханіки методом скінчених елементів з'являється можливість враховувати пластичні деформації модельованого середовища. При цьому обчислення виконують методом ітерацій, поступово вносячи поправки в деформаційні параметри кінцевих елементів, виходячи з їх пружного стану на даному етапі обчислень та заданої моделі деформування середовища.

Найбільш досконалим та універсальним для розв'язання нелінійних задач є метод початкових напружень (деформаційна теорія пластичності) [1], перевага якого полягає в тому, що середовище може підкорюватись будь-якому закону пластичності, а матриця жорсткості системи для даної задачі залишається постійною і для розв'язання системи лінійних рівнянь формується вона та обчислюється їй обернена лише один раз.

Таким чином, для розв'язання нелінійних задач методом початкових напружень слід визначити процедуру знаходження теоретичних напружень $\{\sigma^T\}_i$, які б адекватно відповідали вектору деформацій $\{\varepsilon\}_i$, отриманому при обчисленнях на i -му кроці ітерацій при дії вектору сил системи. $\{R\}_i - 1$

Експериментально встановлено [2], що досягнення максимальним головним напруженням σ_1 граничних значень, не призводить до повного вичерпання

міцності гірських порід, а лише переводить масив в позамежний стан, де механічна поведінка порід підкорюється іншим фізичним закономірностям. Основна особливість позамежного деформування пружно-пластичної моделі порід, що розміщуються – це поступове зменшення здатності їх чинити опір до мінімального значення, яке називається залишковою міцністю порід. Такий механічний стан порід називають розміщенням. Після цього гірські породи переходять в стан руйнного руйнування, що відповідає їх деформуванню на ділянці залишкової міцності.

В основу розробки пружно-пластичної моделі з розміщенням трансверсально-ізотропних порід закладені наступні припущення:

- повна діаграма деформування порід, що розміщуються, представляється як шматково-лінійна апроксимація у вигляді триланкового графіку [2] з наступними характеристичними показниками: E_1 , E_2 – модулі пружності відповідно в площині шарів та в перпендикулярному до площині шарів напрямку; ν_1 , ν_2 – коефіцієнти Пуассона у відповідних напрямках; M , β – аналоги модулю спаду та коефіцієнту попереочних деформацій в позамежній зоні для умов плоскої деформації; $S_{зал}$ – залишкова міцність порід в зоні руйнного руйнування;

– модуль спаду M в стані розміщення приймається постійним незалежно від росту бокового тиску порід, що відповідає породам, які крихко руйнуються;

– коефіцієнт поперечних деформацій в зоні руйнування, де об'ємна деформація практично дорівнює нулеві, в умовах плоско-деформованого стану приймається рівним одиниці незалежно від типу порід;

– модуль спаду M та коефіцієнт поперечних деформацій β трансверсально-ізотропного середовища в стані розміщення запропоновано вважати постійними у всіх напрямках

Якщо напруження в середовищі не перевищують заданого граничного рівня, зв'язок між напруженнями та деформаціями однорідного анізотропного тіла описується законом Гука для умов плоско-деформованого стану, віднесеним до осей головних напружень, який може бути записаним у вигляді

$$\begin{cases} \sigma_1 = E_{11}\varepsilon_1 + E_{13}\varepsilon_3 \\ \sigma_3 = E_{13}\varepsilon_1 + E_{33}\varepsilon_3 \end{cases} \text{ або } \begin{cases} \sigma_1 = B_{13}\sigma_3 + B_{11}\varepsilon_1 \\ \sigma_3 = B_{31}\sigma_1 + B_{33}\varepsilon_3. \end{cases} \quad (1)$$

Граничні напруження в області розтягування обмежуються міцністю T на розрив (пряма AB на рис. 1):

$$\sigma_3 = -T \quad (T > 0), \quad (2)$$

а в області стискання – критерієм Кулона (пряма BD на рис. 1):

$$\sigma_1 = S + \text{ctg} \psi \cdot \sigma_3, \quad (3)$$

де $S = 2C \text{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$ – межа міцності при одноосному стисканні; C, φ – зчеплення та кут внутрішнього тертя порід; $\text{ctg} \psi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$.

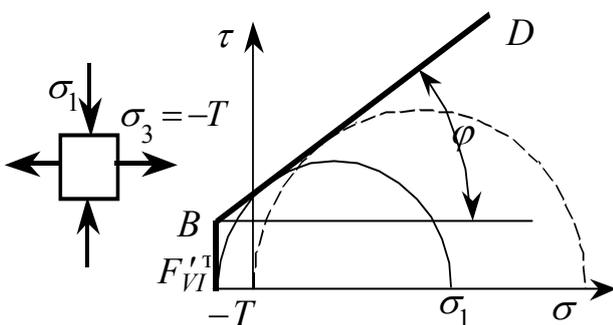


Рис. 1. Дії сил в умовах розриву елемента у напрямку $\sigma_3 = \sigma_{\min} = -T$ (а) та теоретичний паспорт міцності порід (б)

Підставивши співвідношення (1) в (2) та (3), отримаємо межі міцності (пружності) порід, виражені через головні деформації (в осях головних напру-

жень) для анізотропного (трансверсально-ізотропного) середовища:

- в області стиснення – критерій Кулона:

$$f_1(\varepsilon_1, \varepsilon_3) = [(B_{11}\varepsilon_1 - S)(1 - \text{ctg} \psi B_{31})] / [(\text{ctg} \varphi - B_{13}) - SB_{31}] / B_{33} - \varepsilon_3 \quad (4)$$

- в області розтягування:

$$f_2(\varepsilon_1, \varepsilon_3) = (-T - A_{13}\varepsilon_1) / E_{33} - \varepsilon_3. \quad (5)$$

Отже, коли головні деформації не виходять за межі умов (4) та (5), то середовище знаходиться в пружному стані (зона θ на рис. 2.) і теоретичні напруження в ньому знаходяться за законом Гука (1).

У випадку, коли точка сумарних деформацій $F''_I(\varepsilon_1, \varepsilon_3)$ попадає в область I (основна зона пластичності або зона розміщення) (рис. 3), то теоретична точка F''_I лежатиме на перетині межі текучості за критерієм Кулона (4) з прямою $F''_I F''_I$. Кут нахилу прямої $F''_I F''_I$ до осі $O''\varepsilon_1$ визначається законом текучості у зоні розміщення:

$$\varepsilon_3^{\text{пл}} = -\beta \varepsilon_1^{\text{пл}} \quad (6)$$

Пружні компоненти $\varepsilon_1^{\text{пр}}$ та $\varepsilon_3^{\text{пр}}$, які відповідають пластичним деформаціям (6), визначаються як координати точки F''_I перетину прямої, що описується рівнянням (4), та прямої $F''_I F''_I$, яка проходить через знайдену точку F''_I з координатами $\varepsilon_1, \varepsilon_3$ під заданим кутом $\text{arctg} \beta$ до осі $O''\varepsilon_1$.

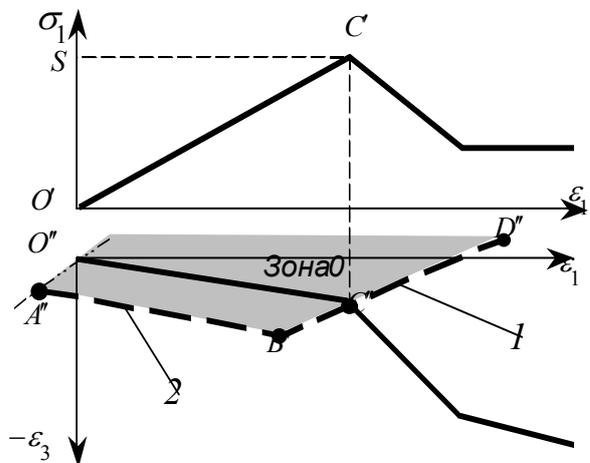


Рис. 2. Деформаційний стан елемента в зоні θ : 1 – межа міцності порід в області стиснення (умова Кулона); 2 – межа міцності порід в області розтягування

При відомих координатах точки $F_I''(\varepsilon_1, \varepsilon_3)$ за таких умов рівняння прямої $F_I''F_I''^T$ матиме вигляд:

$$\varepsilon_3 - \varepsilon_3^{pp} = -\beta(\varepsilon_1 - \varepsilon_1^{pp}). \quad (7)$$

Пружні компоненти ε_1^{pp} та ε_3^{pp} , що відповідають пластичним деформаціям в зоні I знаходяться, якщо в (3) прийняти $\sigma_3 = \sigma_3^T$:

$$\varepsilon_1^{pp} = \left[S + \sigma_3^T (\text{ctg} \psi - B_{13}) \right] / B_{11} \quad (8)$$

$$\varepsilon_3^{pp} = \left[\sigma_3^T (1 - B_{31} \text{ctg} \psi) - B_{31} S \right] / B_{33}. \quad (9)$$

Підставивши в (7) вирази (8) та (9), знайдемо відповідне їм значення меншого компонента головних теоретичних напружень σ_3^T :

$$\sigma_3^T = \frac{B_{11} B_{33} (\varepsilon_3 + \beta \varepsilon_1) + S (B_{11} B_{31} - \beta B_{33})}{B_{11} (1 - B_{31} \text{ctg} \psi) + \beta B_{33} (\text{ctg} \psi - B_{13})}. \quad (10)$$

Теоретичне напруження σ_1^T , що відповідає напруженню σ_3^T та пружній деформації ε_1^{pp} знаходиться за виразом (див. рис. 3):

$$\sigma_1^T = S + \text{ctg} \psi \sigma_3^T - M (\varepsilon_1 - \varepsilon_1^{pp}). \quad (11)$$

В разі переходу середовища в стан руйнотного руйнування (зона II, рис.4) повні деформації в області розміщення порід від граничних пружних деформацій аж до руйнотного руйнування знаходяться за законом текучості порід в зоні розміщення [1, 2]:

$$\begin{aligned} \varepsilon_1^{розм.} &= \frac{S - S_{зал}}{M} + \sigma_3 \frac{(\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{зал})}{M}, \\ \varepsilon_3^{розм.} &= -\beta \varepsilon_1^{розм.}. \end{aligned} \quad (12)$$

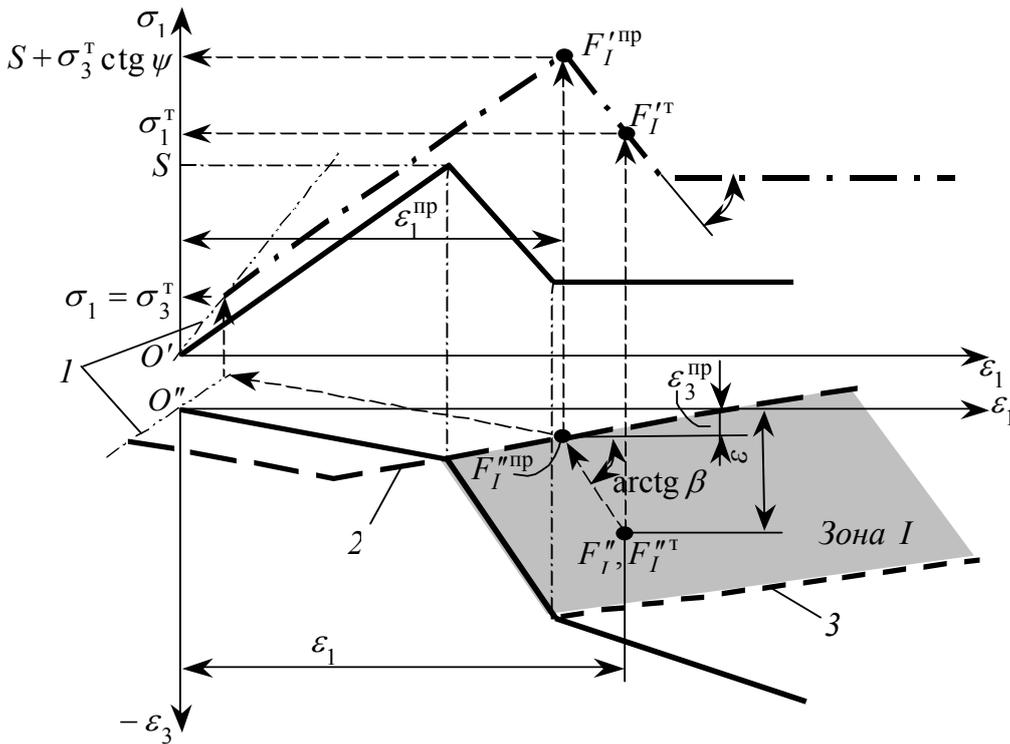


Рис.3. Деформаційний стан елемента в зоні I: 1-гідростатична вісь ($\sigma_1 = \sigma_3$); 2-межа міцності масиву порід в області стиснення за умовою Кулона; 3-межа залишкової міцності порід в області стиснення (умова Кулона для зони руйнотного руйнування: $\sigma_1 = S_{зал} + \text{ctg} \psi \cdot \sigma_3$)

Пряма 2 на рис. 4 в координатах $\varepsilon_1 O'' \varepsilon_3$ характеризує стан переходу середовища із зони розміщення в зону руйнотного руйнування, рівняння якої в площині $\varepsilon_1 O'' \varepsilon_3$ має вигляд:

$$\varepsilon_3 = a \varepsilon_1 + b, \quad (13)$$

$$\text{де } a = \frac{B_{11}}{B_{33}} \cdot \frac{M (1 - B_{31} \text{ctg} \psi) - \beta B_{33} (\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{зал})}{M (\text{ctg} \psi - B_{13}) + B_{11} (\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{зал})},$$

$$b = \frac{a}{M} \cdot \left[S \left(\frac{\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{зал}}{\text{ctg} \psi - B_{13}} - 1 \right) + S_{зал} \right] -$$

$$-\frac{\beta}{M} \left[S \left(B_{31} \frac{\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{\text{зал}}}{1 - B_{31} \text{ctg} \psi} + 1 \right) - S_{\text{зал}} \right] - \frac{S}{MB_{33}} \cdot \frac{M(1 - B_{31} \text{ctg} \psi) - \beta B_{33} (\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{\text{зал}})}{1 - B_{31} \text{ctg} \psi} \times \left(\frac{1 - B_{31} \text{ctg} \psi}{\text{ctg} \psi - B_{31}} + B_{31} \right).$$

Приймаючи до уваги, що в зоні руйнного руйнування за умов рівно об'ємного деформування при плоскій деформації коефіцієнт поперечних деформа-

цій, що рівний 1, координати розрахункової точки $F''^P(\varepsilon_1^P, \varepsilon_3^P)$ (рис. 4), яка знаходиться на граничній поверхні (13) переходу середовища із стану розміщення в стан руйнного руйнування в умовах плоскодеформованого стану, можна визначити, якщо з точки F''^P опустити пряму під кутом 45° до осі $O''\varepsilon_1$ на граничну поверхню (13):

$$\varepsilon_1^P = (\varepsilon_1 + \varepsilon_3 - b)/(1 + a); \quad \varepsilon_3^P = a\varepsilon_1^P + b. \quad (14)$$

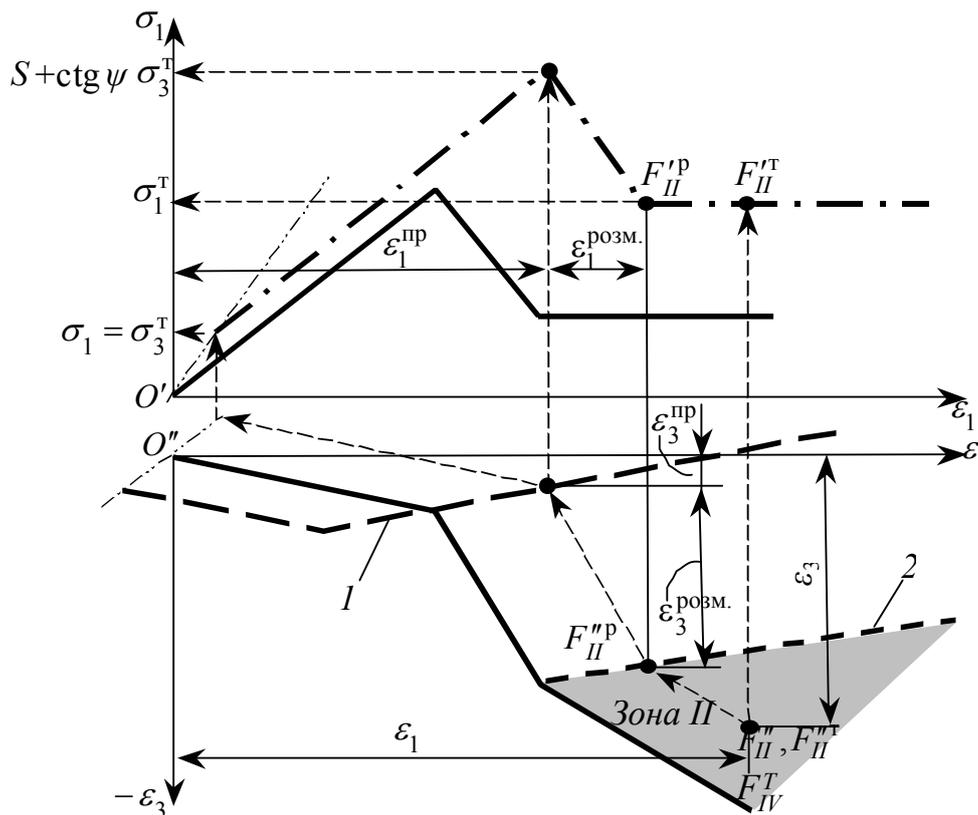


Рис.4. Деформаційний стан елемента в зоні II: 1-гідростатична вісь ($\sigma_1 = \sigma_3$); 2-межа міцності масиву порід в області стиснення за умовою Кулона; 3-межа залишкової міцності порід в області стиснення (умова Кулона для зони руйнного руйнування: $\sigma_1 = S_{\text{зал}} + \text{ctg} \psi \cdot \sigma_3$)

Підставивши у вирази (10) та (11) значення (14) замість ε_1 та ε_3 , матимемо теоретичні напруження в зоні II.

Граничні значення повних деформацій для мінімальних напружень, при яких зруйноване до руйнного стану середовище з об'ємного напруженого стану перейде в стан одноосного стиснення (зона III на рис. 5), коли середовище розривається в напрямку ε_3 :

$$[\varepsilon_1^{\text{зал}}]_{\min} = \frac{S}{B_{11}} + \frac{S - S_{\text{зал}}}{M};$$

$$[\varepsilon_3^{\text{зал}}]_{\min} = \frac{SB_{31}}{B_{33}} - \beta \frac{S - S_{\text{зал}}}{M}, \quad (15)$$

де $S_{\text{зал}}$ – залишкова міцність порід в стані руйнного руйнування при одноосовому стисненні.

В зоні III теоретичні напруження матимуть значення:

$$\sigma_1^T = S_{\text{зал}}; \quad \sigma_3^T = 0. \quad (16)$$

У випадку, коли середовище розірване в напрямку ε_3 , ($\sigma_3^T = 0$), але σ_1 при цьому відповідає повздовжній деформації ε_1 в умовах розміщення порід (зона IV на рис. 6), обчислення складової теоретичних напружень σ_1^T виконується відповідно з прийнятим законом текучості порід (6):

$$\varepsilon_3 - [\varepsilon_3]_{o.c.} = -\beta(\varepsilon_1 - [\varepsilon_1]_{o.c.}),$$

де $[\varepsilon_1]_{o.c.} = S/B_{11}$; $[\varepsilon_3]_{o.c.} = S \cdot B_{31}/B_{33}$.

Теоретичні напруження в стані одноосного стискання в зоні розміщення знаходяться із виразів:

$$\sigma_1^T = S - M(\varepsilon_1 - [\varepsilon_1]_{o.c.}); \quad \sigma_3^T = 0. \quad (17)$$

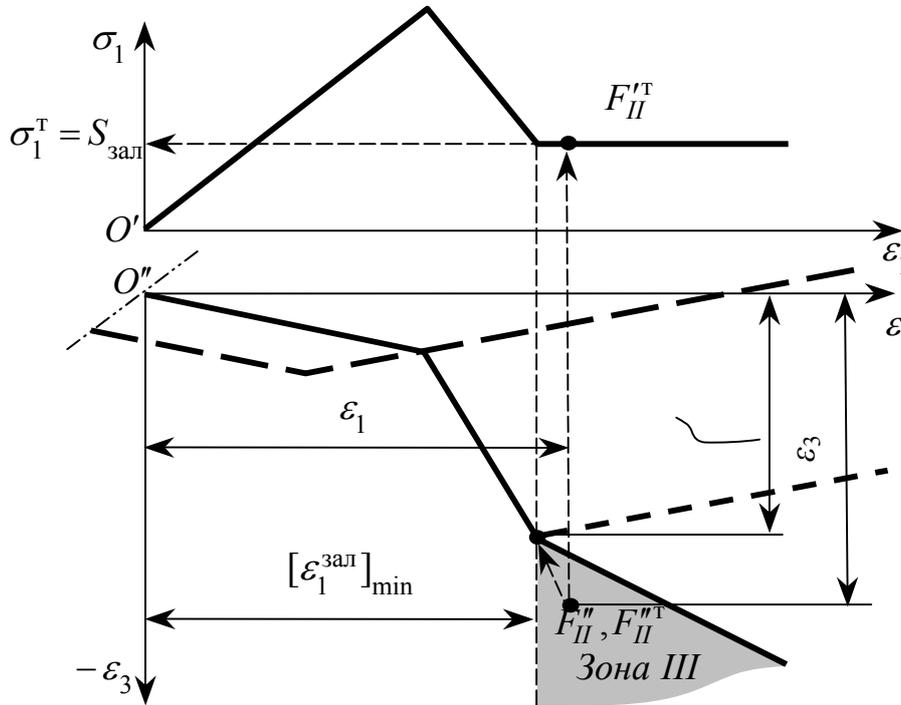


Рис. 5. Деформаційний стан елемента в зоні III

Якщо деформації ε_1 не перевищують допустимих значень $[\varepsilon_1]_{o.c.}$ при одноосьовому стисканні, а сумарні деформації точки $F''(\varepsilon_1, \varepsilon_3)$ виходять за межі пружності за умовою (4) або (5), то середовище виявиться розірваним в напрямку ε_3 (зона V на рис. 7). Оскільки подовжні деформації ε_1 в цьому випадку менші граничної величини, теоретичні напруження в зоні V визначаються законом Гука в умовах одноосного стискання:

$$\sigma_1^T = B_{11}\varepsilon_1; \quad \sigma_3^T = 0. \quad (18)$$

Коли ж за умовою (5) середовище виходить за граничну межу розтягування у напрямку ε_3 , а $\varepsilon_1 < 0$, воно виявиться розірваним в обох напрямках і вийде в зону VI (рис. 8), теоретичні напруження в якій будуть рівні:

$$\sigma_1^T = 0; \quad \sigma_3^T = 0. \quad (19)$$

Отже, теоретичні напруження для розв'язання задачі пружно-пластичного деформування трансверсально-ізотропного середовища методом деформаційної теорії пластичності визначені.

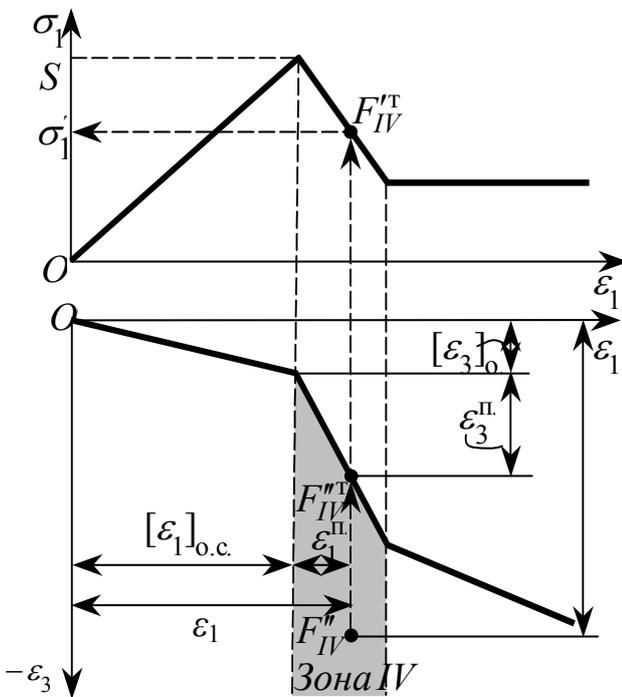


Рис. 6. Деформаційний стан елемента у зоні IV

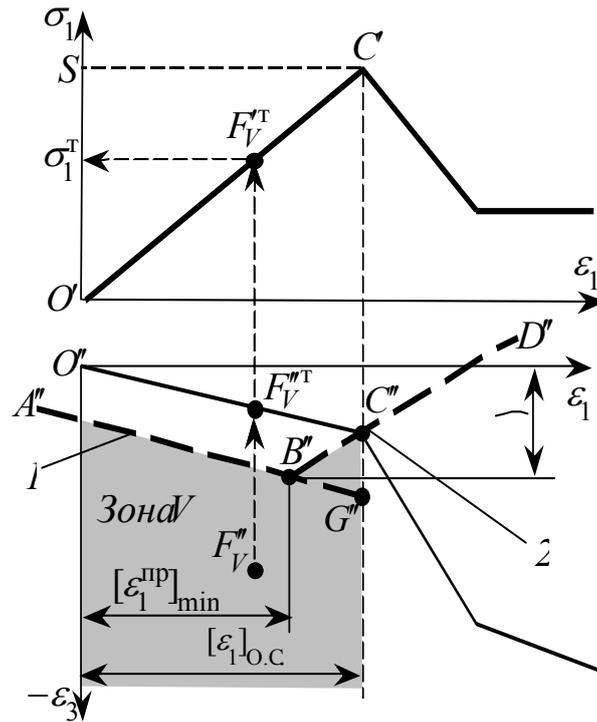


Рис. 7. Деформаційний стан елемента в зоні V: 1 – межа міцності порід в області стиснення (умова Кулона); 2 – межа міцності порід в області розтягування

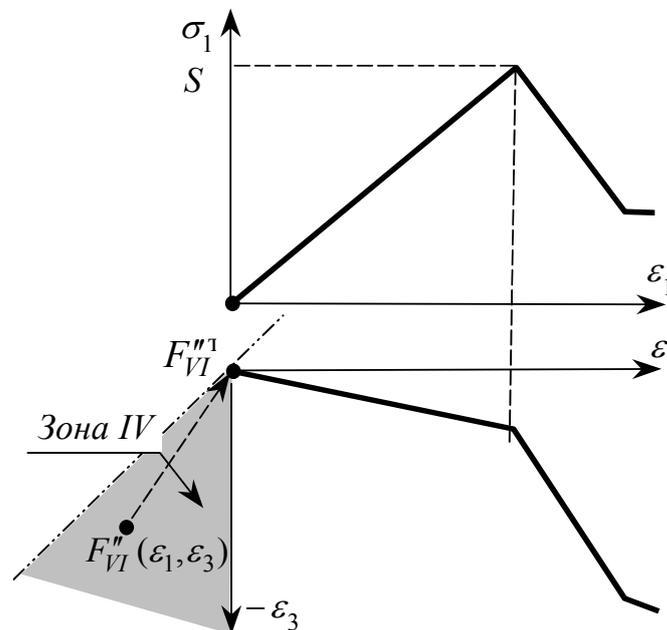


Рис. 8. Деформаційний стан елемента в зоні VI

Список літератури

1. Фадеев А.Б., Метод конечных элементов в геомеханике.– М.: Недра, 1987.- 221 с.

2. Баклашов И.В., Деформирование и разрушение горных массивов.– М.: Недра, 1989.- 271 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М.Шапенком 01.03.07

УДК 622.284.7

И.А. Ковалевская, А.Р. Мамайкин, Д.В. Мальцев

ОБОСНОВАНИЕ СХЕМЫ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЙ В ЭЛЕМЕНТАХ ТРУБЧАТОГО АНКЕРА

Обґрунтована й побудована розрахункова схема з визначення напружено-деформованого стану вдосконаленої конструкції трубчатого анкера ТА2, що враховує його взаємодію з породним масивом у податливому режимі роботи.

Обоснована и построена расчетная схема по определению напряженно-деформированного состояния усовершенствованной конструкции трубчатого анкера ТА2, которая учитывает его взаимодействие с породным массивом в податливом режиме работы.

The design circuit by definition tensely-deformed conditions of the advanced construction of tubular anchor ТА2 which takes into account its interaction with a rock mass in a yielding operating mode is proved and constructed.

Принцип принудительного ограничения поперечного сужения стенок трубчатого анкера ТА2 за счет введения в его внутреннюю полость другого материала (увеличивающегося в объеме при твердении) [1], с одной стороны, обладает большой потенциальной эффективностью, а, с другой, требует рассмотрения и оптимизации механических процессов взаимодействия усложненной конструкции анкера ТА2, представляющего триединую систему "твердеющий материал-металлический цилиндр-стенки шпура". Введение расширяющегося при твердении материала во внутреннюю полость анкера ТА2 усложняет механизм его взаимодействия с породными стенками шпура, который нам представляется следующим образом. При радиальном перемещении U_1 к центральной оси наружной поверхности металлической трубы под действием осевых растягивающих напряжений σ_z будет перемещаться и внутренняя поверхность трубы на величину $U_{1\theta}$. При этом труба будет сжиматься радиальными напряжениями твердеющий материал, ограничивающий перемещение $U_{1\theta}$ на величину $\Delta U_{1\theta}$, что определяется двумя факторами:

– во-первых, механическими свойствами твердеющего материала на данный момент времени твердения и величиной коэффициента объемного расширения K_3 при твердении;

– во-вторых, твердеющий материал (заполнитель) находится в сложном напряженном состоянии (радиальная σ_r и тангенциальная σ_θ сжимающие компоненты, осевая растягивающая компонента σ_z , возникающая при растяжении металлической трубы и передающаяся на заполнитель посредством касательных напряжений τ_{rz} по контакту "заполнитель-металлическая труба"), которое существенно влияет на величину $\Delta U_{1\theta}$. Ограничение перемещения внутренней поверхности металлической трубы вызывает ограничение радиального смещения U_1 ее наружной поверхности на величину ΔU_1 , что способствует в

конечном итоге повышению прочности закрепления трубчатого анкера ТА2 в слабых породах.

Таким образом, в новой конструкции трубчатого анкера ТА2 необходимо рассмотреть процесс снижения радиальных напряжений по двум контактам: "заполнитель-металлическая труба" и "металлическая труба-стенки шпура" для составления уравнения совместности радиальных перемещений. Это уравнение для анкера ТА2 представим в виде

$$U_1 + U_1^3 = U_2 + U_2^3 + U_3 + U_3^3, \quad (1)$$

где U_1^3 , U_2^3 и U_3^3 – дополнительные радиальные перемещения, вызванные влиянием заполнителя и соответствующие перемещениям U_1 , U_2 и U_3 .

Указанные дополнительные перемещения зависят (помимо других параметров) от двух вышеуказанных групп факторов, которые можно представить в виде функций

$$\left. \begin{aligned} U_1^3 &= \Phi_1(\sigma_r^3, \sigma_\theta^3, \sigma_z^3, \tau_{rz}^3, E_3, \mu_3, K_3) \\ U_2^3 &= \Phi_2(\sigma_r^3, \sigma_\theta^3, \sigma_z^3, \tau_{rz}^3, E_3, \mu_3, K_3) \\ U_3^3 &= \Phi_3(\sigma_r^3, \sigma_\theta^3, \sigma_z^3, \tau_{rz}^3, E_3, \mu_3, K_3) \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

где σ_r^3 , σ_θ^3 , σ_z^3 и τ_{rz}^3 – радиальная, тангенциальная и осевая нормальные компоненты в заполнителе и тангенциальная компонента по контакту "заполнитель-металлическая труба"; E_3 , μ_3 и K_3 – модуль деформации, коэффициент Пуассона и коэффициент объемного расширения заполнителя.

Поэтому, чтобы определить и оптимизировать параметры силового взаимодействия анкера ТА2 с приконтурным породным массивом, необходимо провести исследования напряженно-деформированного состояния трехэлементной системы "заполнитель-

металлическая труба-стенки шпура" во всех режимах работы трубчатого анкера ТА2 в слабых породах. Режим работы беззамковых анкеров [2], в том числе и трубчатого анкера ТА1, разделен на четыре последовательные стадии, проиллюстрированные как на характерных эпюрах нормальных σ_z и касательных τ_{rz} напряжений по длине анкера, так и на модели его деформационно-силовой характеристики. Это такие режимы работы беззамкового анкера в процессе развития его податливости:

– режим упругого взаимодействия, когда ни на одном из участков поверхности контакта анкера, со шпуром не наблюдаются проскальзывания одного относительно другого; податливость анкера чрезвычайно мала, так как реализуется лишь за счет его упругого растяжения и упруго-пластических деформаций сдвига породных стенок шпура вблизи контакта с анкером;

– режим нарастающего сопротивления, когда на отдельных участках контакта "анкер-стенки шпура" касательные напряжения превышают максимально возможные, определяемые силами трения (произведение радиальных напряжений на контакте на коэффициент трения металла по породе). Поскольку часть поверхности контакта "анкер-стенки шпура" работает в режиме упругого сопротивления, то податливость анкера незначительна и не превышает нескольких миллиметров;

– режим податливости (при практически постоянном сопротивлении [2]), когда на всех участках контакта происходит проскальзывание анкера относительно породных стенок шпура и касательные напряжения на контакте определяются исключительно напряжениями трения;

– режим снижающегося сопротивления, когда под воздействием постоянно действующего осевого усилия на наружном конце анкера происходит его постепенный выход из шпура, уменьшение площади контакта с породными стенками и снижение сопротивления по этой причине.

Последний режим работы анкера описывает только его испытания различного рода приборами при измерении несущей способности. Для реального процесса работы анкера этот режим не характерен, так как осевые "выдерживающие" усилия на наружном конце анкера опорными плитами и (в рамно-анкерной крепи) различными элементами, связывающими анкера с рамами, развиваются вместе со смещением породного контура; при этом следует учитывать, что осевые усилия обусловлены смещением породного контура выработки и анкер перемещается совместно с ним без изменения суммарной площади контакта с породными стенками шпура.

На основании исследований [2], с учетом представлений о распределении смещений приконтурного массива по длине анкера, можно утверждать, что исследовать необходимо первые три режима работы анкера ТА2.

Режим упругого взаимодействия. Анкер только что установили, и разница смещения массива на контуре выработки и заглубленном конце анкера такова, что не превышает величины упругого растяжения

анкера и упруго-пластических сдвиговых деформаций стенок шпура. Касательные напряжения на контакте "анкер-порода" меняют знак в точке, определяемой из условия равновесия.

Переходный режим или режим нарастающего сопротивления характеризуется тем, что при росте смещений породного контура выработки увеличивается разница между этими смещениями и на заглубленном конце анкера, которая уже не может быть компенсирована упругим растяжением анкера. Поэтому на некоторых участках контакта "анкер-порода" начинается проскальзывание анкера, где действуют касательные напряжения трения.

Если происходит так называемое "обыгрывание" анкера, чего допускать нельзя, то осуществляется выравнивание касательных напряжений на участках их максимумов за счет увеличения τ_{rz} вблизи максимумов. По этой причине увеличивается реакция сопротивления анкера в целом. Для предотвращения возможного "обыгрывания" анкера существует ряд известных мероприятий, в результате которых перемещающийся породный контур выработки передает нагрузку на опорную плиту анкера и от нее формируется практически сосредоточенная нагрузка Q на наружный конец анкера.

Переходный режим заканчивается режимом скольжения трубчатого анкера, который характеризуется значительной податливостью и реализацией максимально возможной реакции Q его сопротивления. Для слабых пород Западного Донбасса, характеризующихся значительными смещениями породного контура выработки, основная стадия работы трубчатого анкера ТА2 – податливый режим постоянного сопротивления. Поэтому нас интересует режим скольжения анкера (с сопротивлением только за счет сил трения), при котором он достигает максимальной податливости и реакции сопротивления.

Применительно к трубчатому анкеру ТА2 расчетную схему его силового взаимодействия с породными стенками шпура целесообразно, на наш взгляд, представить в виде трехслойного цилиндра (рис).

Первый цилиндр (внутренний) имитирует заполнитель с механическими параметрами $E_3, \mu_3, \sigma_3^{сж}$ и σ_3^p ($\sigma_3^{сж}$ и σ_3^p – предел прочности на сжатие и растяжение); второй слой – металлическая труба с механическими параметрами E, μ и σ_T (соответственно модель упругости, коэффициент Пуассона и предел текучести стали); третий слой – породные стенки шпура с механическими параметрами $E_p, \mu_p, \sigma_{сж}$ и σ_p (соответственно модуль деформации, коэффициент Пуассона, предел прочности на сжатие и растяжение породы вокруг анкера/

После установки анкера энергией взрыва в равновесном состоянии на его контакте с породными стенками шпура устанавливается давление (радиальные напряжения), равные [2] длительному пределу прочности породы на сжатие $\sigma_r = P_{и} = R^\infty$. На контакте

заполнителя с внутренней поверхностью металлической трубы действуют радиальные напряжения $\sigma_r = P_3$, определяемые как процессом радиального деформирования системы "металлическая труба-стенки шпура", так и механическими свойствами заполнителя.

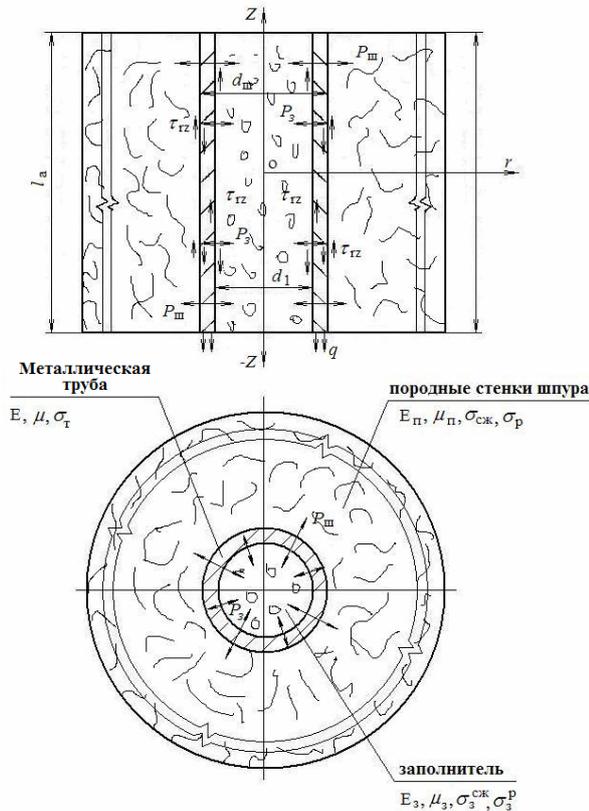


Рис. Схема к расчету напряженно-деформированного состояния системы "стенки шпура-металлическая труба-заполнитель"

В осевом направлении (по координате Z) действуют нормальные σ_z и касательные τ_{zr} напряжения. Возникновение осевых усилий в анкере происходит за счет разницы смещений породного массива на контуре выработки и на заглубленном конце анкера. Наличие опорной плиты анкера на поверхности выработки (или в дополнение наличие конструктивных связей анкеров с поддерживающими типами крепей) способствует концентрации осевых усилий на его наружном конце из-за разницы смещений породного массива по длине анкера. Поэтому в расчетной схеме на наружном конце анкера ($Z = -l_a/2$) действуют осевые напряжения σ_z

$$\sigma_z = q = \frac{4Q}{\pi(d_u^2 - d_1^2)},$$

где Q – реакция сопротивления анкера.

Металлическая труба сопротивляется осевой нагрузке Q за счет действия осевых касательных напряжений τ_{zr} по поверхности контакта с породными стенками шпура. Напряжения τ_{zr} в податливом режиме это напряжения трения, определяемые произведением радиальных напряжений и коэффициента трения по поверхности контакта f_{mp} . Поскольку под воздействием осевых напряжений σ_z происходит поперечное сужение металлической трубы, то давление на контакте P_u это переменная величина, изменяющаяся от некоторого минимального (или нулевого) значения (при $\sigma_z = q$) до максимального значения R^∞ (при $\sigma_z = 0$) на заглубленном конце, то есть

$$\tau_{zr} = P_u(Z)f_{mp}.$$

На контакте заполнителя с внутренней поверхностью металлической трубы также действуют касательные напряжения τ_{zr} . Но эти элементы системы перемещаются в осевом направлении совместно без скольжения друг относительно друга. Поэтому величина τ_{zr} по данному контакту должна находиться из уравнений совместности перемещений. При определенных соотношениях механических параметров материалов трубы и заполнителя в последнем могут возникнуть сечения разрыва сплошности от действия осевых растягивающих напряжений σ_z , что необходимо учесть при определении напряженно-деформированного состояния системы "трубчатый анкер ТА2-стенки шпура". Такой же эффект разрыва сплошности может возникнуть в примыкающих к металлической трубе породных стенках шпура, как это показано в работе [1].

Таким образом, в расчетной схеме отражены основные особенности деформирования всех элементов трубчатого анкера Та.

Список литературы

1. Разработка и геомеханика взаимодействия новой конструкции трубчатого анкера в слабых породах /В.И. Бондаренко, Г.А. Симанович, И.А. Ковалевская, В.В. Поротников //Науковий вісник НГУ. – 2003. – №7. – С.3-5.
2. Симанович Г.А. Взаимодействие породного массива с трубчатыми штангами и разработка метода расчета и параметров // Дис...канд. техн. наук. – Днепропетровск: ИГТМ АН УССР, 1982. – 193 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бузилом 01.04.07

МНОГОУРОВНЕВАЯ МОДЕЛЬ ГОРНОСТРОИТЕЛЬНОЙ СИСТЕМЫ

У статті викладена нова концепція функціонування гірничопрохідницьких робіт, яка базується на уявленні організаційно-технологічних зв'язків і відношень у вигляді багаторівневої системи.

В статье изложена новая концепция функционирования горнопроходческих работ, базирующаяся на представлении организационно-технологических связей и отношений в виде многоуровневой системы.

This article contain new concept of drivages. This concept is based on representation of organizational-technological relations in form of multilevel system.

Одной из глубинных причин неэффективности горнопроходческих работ (ГПР) на угольных шахтах Украины является несоответствие применяемых методов проектирования и управления строительством подземных выработок изменчивым и во многом неопределенным производственным условиям. До сих пор при планировании деятельности проходческих бригад нормативы назначаются по инструкциям Минуглепрома СССР или исходя из достигнутого в прошлом месяце уровня, что не способствует заинтересованности горнорабочих в результатах своего труда, не учитывает реальные возможности и многочисленные случайные влияющие факторы. Управление ГПР осуществляется директивными методами, которые не соответствуют рыночным производственным отношениям, при которых на первый план выходят учет элементов случайности и риска производителя. Устранить существующее противоречие можно за счет использования системной методологии для обоснования рациональной организационно-технологической структуры горностроительной системы, учитывающей внешние и внутренние связи, существующие ограничения, неопределенность и изменчивость действующих факторов.

Данный подход соответствует новой методологии освоения подземного пространства, обоснованной в МГГУ [1], базирующейся на представлении подземных сооружений как сложных, динамических, открытых, управляемых систем. Согласно сформулированных в [1] методологических принципов, ГПР следует рассматривать не как отдельный вид производственной деятельности на шахте, а как целостную производственно-технологическую геосистему, взаимодействующую с природной средой, результатом функционирования которой является горная выработка с требуемыми эксплуатационными качествами на весь период её службы, в том числе и с учетом повторного использования.

До настоящего времени системный подход во всей его полноте к решению задач горностроительного производства практически не применялся, хотя необходимость в нем назрела давно. Идеи комплексности и системности в приложении к решению горнотехнических проблем появились еще в 50-е годы прошлого столетия. Еще акад. А.А. Скочинский от-

мечал [2], что максимально возможную в определенных условиях производительность труда можно достичь, главным образом, не путем механизации отдельных операций, а за счет применения научно обоснованной системы технических и организационных мероприятий, наряду с правильной методикой выбора средств механизации применительно к тому или иному сочетанию влияющих факторов.

Значительный вклад во внедрение системной методологии в горную науку внес Е.И. Рогов [3]. Им разработаны методы построения стационарных и динамических моделей, а также обоснованы критерии повышения эффективности технологии подземной разработки угольных пластов условиях проявления вероятностных факторов. Однако при рассмотрении проведения выработок приспособление процесса крепления к внешней среде производится лишь за счет выбора типа крепи, причем геомеханические процессы им вообще не рассматриваются.

Несколько в ином направлении принципы системного подхода реализовывались в ИГД им. А.А. Скочинского [4], работы ученых которого посвящены обоснованию и разработке методик расчета параметров прогрессивных технологических схем сооружения выработок. Глубоко рассмотрев с системных позиций совокупность альтернатив повышения эффективности функционирования отраслевой производственной системы, авторы выделяют среди прочих ее подсистем приоритетную роль горноподготовительных работ.

Основываясь на системном подходе, В.В. Першин указывает, что наибольшие резервы роста производительности труда проходчиков связаны с повышением надежности работы проходческого забоя, рационализацией приемов и методов труда [5]. Только за счет усовершенствований в данном направлении может быть обеспечен рост производительности труда до 100%.

Таким образом, исследования горнопроходческих работ с использованием системной методологии в настоящее время представлены весьма разнообразными подходами, которые, зачастую, даже противоречат друг другу. Их цель сводилась, в конечном итоге, к обеспечению функционирования проектируемой технологической системы (различного масштаба) с заданными параметрами эффективности, в

качестве которых используется продолжительность сооружения объекта или проходческого цикла, производительность труда или трудоемкость работ, скорость проведения выработки, затраты на сооружение объекта и т.д. Наличие большого числа показателей привело к разработке комплексных показателей с множеством исходных данных, которые необходимо корректировать в зависимости от условий применения и прочих факторов.

Общим недостатком большинства существующих подходов является игнорирование вероятностной природы внешних факторов, влияющих на параметры ГПР, а также случайного взаимодействия элементов горно-строительной системы во времени и пространстве, как между собой, так и с элементами смежных подсистем. Это делает подобные методики чрезвычайно общими и не чувствительными к изменению внешней среды, тогда как проектирование строительства каждой конкретной выработки должно осуществляться индивидуально в соответствии с ее функциональным назначением, эксплуатационными параметрами и свойствами вмещающего породного массива.

Современная концепция проектирования технологии строительства горных выработок должна основываться на представлении горнопроходческих работ как многоуровневой организационно-технологической системы, функционирующей по типу сложных динамических систем в изменчивых и неопределенных условиях. Методология проектирования и управления такой горностроительной системой может базироваться на общих принципах, сформулированных в теории многоуровневых иерархических систем [6].

Сложная многоуровневая структура системной операции сооружения выработки с требуемой надежностью, наличие многочисленных связей типа "вход-выход" и множество возможных альтернатив решения проблемы, с одной стороны, и желание иметь простую математическую модель принятия решений, с другой стороны, вызывают необходимость в иерархическом представлении системы в виде семейства моделей, описывающих ее поведение с учетом всех аспектов решаемых задач на различных системных уровнях: уровень абстрагирования (страта в соответствии с [6]); уровень сложности принимаемого решения (слой); уровень приоритета действий (эшелон).

Деление системы на отмеченные уровни, хотя и подчиняется принципам теории многоуровневых иерархических систем, носит сугубо субъективный характер и зависит, в первую очередь, от особенностей описываемого объекта и исследователя. Введение стратифицированного описания ОС позволяет ограничиться исследованием закономерностей, соответствующих одному из выделенных абстрактных уровней. Контекст, в котором изучается операционная система, определяет, какие уровни следует рассматривать при решении проблемы.

Стратифицированная структура системы (рис. 1) включает в себя набор относительно независимых

абстрактных уровней с различными входными (Λ) и выходными (R) показателями, критериями эффективности и закономерностями функционирования. Приоритет действий при принятии решения на более низком уровне имеет вышестоящий, воздействующий на него принуждающей связью (ζ), а эффективность работы системной операции обеспечивается наличием обратной связи (ψ), направленной снизу вверх. В рамках рассматриваемой проблемы горно-строительная система рассматривается на четырех уровнях: S_{01} – "состав-свойства"; S_{02} – "структура-функция"; S_{03} – "организация-поведение" и S_{04} – "метасистема-деятельность".

Первая страта S_{01} охватывает системные элементы, а также включает приемы и методы исследования элементов, их взаимосвязь и взаимодействие с внешней средой. Данный уровень получил определение "состав-свойства", так как на нем исследуется совокупность полезных свойств элементов, обеспечивающих рациональное поведение горностроительной системы и требуемое состояние выработки, а также разнообразные параметры, характеризующие массив горных пород, взаимодействие рабочих органов машин (агрегатов) с породами, способы и средства обеспечения устойчивости выработок, буровзрывные работы и пр. Вход первой страты Λ_1 составляет информация о горно-геологической ситуации, объемно-планировочном решении выработки, процессах горнопроходческих работ, комплексе проходческого оборудования, материалах и изделиях, взаимодействующих определенным образом. Задача операционной системы на данном уровне состоит в установлении свойств пород и геомеханических процессов, проявляющихся при проведении и эксплуатации выработки, выборе адекватных им технологических процессов, а также способов и средств обеспечения устойчивости выработки.

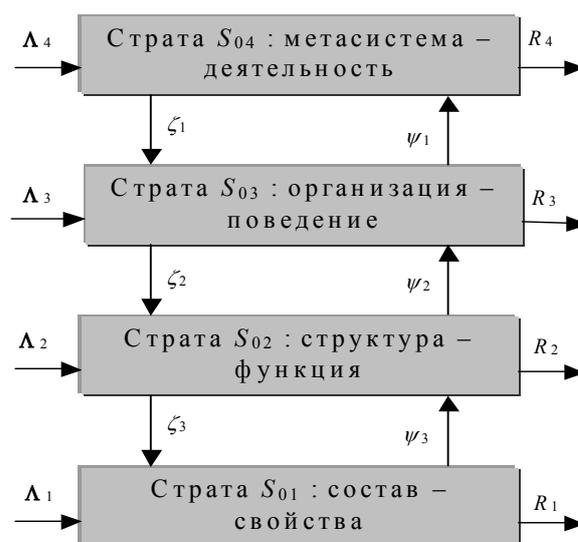


Рис. 1. Стратифицированная структура горно-строительной системы

В качестве критериев используются физические величины, которые устанавливают степень адаптации технологических параметров к постоянно изменяющимся условиям. Выходом системы на первой страте являются параметры, определяющие рациональную технологию сооружения горной выработки с требуемой надежностью в течение всего срока службы.

Эффективность системы на элементарном уровне устанавливается путем оценивания качества взаимодействующих системных элементов с внешней средой с помощью показателя, отражающего способность выработки выполнять свои функции. При этом предметом изучения являются физические процессы и явления, математическая модель представляется выражением, отображающим вещественно-энергетический баланс, а изменение параметров и структуры управляющих воздействий осуществляется с целью их приспособления к внешним условиям и приближения выходных параметров R_1 к рациональному результату, причем рациональным следует считать не достижение экстремального значения, а создание с учетом ограничений (ζ_1) таких условий, которые будут наиболее благоприятны для достижения цели на следующей страте.

Объектом исследования на следующем уровне абстрагирования является системная операция S_{02} , получившая условное название "структура-функция". Основную роль на данной страте играют ресурсные элементы входа и условия производства ГПР. Даже в стационарных условиях на вход (Λ_2) подается достаточно большое число дискретных и непрерывных организационно-технологических параметров, а выход (R_2) определяется, как правило, скалярным (обобщенным) показателем. Системная цель на данном уровне, обычно, четко определена и в общем случае состоит в строительстве выработки в требуемые сроки с заданным уровнем надежности к моменту сдачи в эксплуатацию.

Эффективность системной операции на агрегативной страте может быть адекватно отражена продолжительностью выполнения работ на соответствующем уровне производственной иерархии (продолжительностями отдельных процессов, проходческого цикла и строительства выработки) и взаимосвязанными с ней показателями (скоростью строительства выработки, темпами продвижения забоя, трудоемкостью работ, производительностью труда и пр.). Управление операционной системой производится с целью совершенствования функций в рамках выбранной структуры за счет рационального использования рабочего времени и минимизации затрат труда.

Операция на агрегативном уровне рассматривается в качестве подсистемы более масштабного процесса, осуществляемого на третьей страте S_{03} . Абстрактная система этого уровня (системного), тип которой можно определить как "организационно-поведение", имеет сложную структуру и моделирует масштабные операции с учетом экономики производства (производительности, себестоимости, доходности) и включает в свой состав, кроме горнопроходческих, и другие технологические процессы (подгото-

вительные, общестроительные, транспортные, обеспечивающие и обслуживающие), подчиненные действию глобальной цели. Связи между технологическими процессами, как правило, нестабильные, а их интенсивность меняется во времени, что может привести даже к конфликтным ситуациям. Входом (Λ_3) служат ограничения подобных систем и требования вышестоящей страты к продукции и режимам функционирования.

В стационарных условиях операционная система данного уровня способна функционировать независимо, принимая решения согласно принципу перспективной активности, то есть, способна предвидеть результаты, используя предыдущий опыт. В неопределенных и изменчивых условиях такая система не может предвидеть выходные параметры, поэтому она вынуждена организовывать свое поведение путем выбора стратегий из допустимого множества, основываясь на определенном критерии (пригодности, оптимальности, адаптации), выбираемом в зависимости от уровня сложности принимаемого решения. В таких условиях состав элементов и агрегатов изменяется во времени и пространстве, а операционная система должна иметь индуктивное поведение, базируясь на технологическом и геомеханическом контроле, шахтных наблюдениях и принятии решений в зависимости от складывающейся ситуации.

Эффективность системной операции на данном уровне оценивается многофакторным показателем, определяемым с учетом качества продукции, продолжительности сооружения шахты, себестоимости продукции, приведенных затрат, прибыли и т.д. Наличие в подсистемах управления различных лиц, наделенных правом принимать решения и зачастую преследующих различные цели, вносит в процесс принятия решений неопределенность поведенческого характера. Поэтому ведущим принципом поведения такой системы является принцип рефлексии, основанный на представлении лица, принимающего решение (ЛПР) о её действиях.

Координирующую роль для операционной системы на уровне третьей страты выполняет метасистема (страта S_{04}), структура которой определяется типом изучаемого производственного процесса (шахта, добычной участок, строительство новой шахты и пр.) и характеризуется значительной сложностью.

Основой формализованного описания стратифицированной системной операции является представление множества входов Λ и выходов R в виде компонентов Λ_j , R_j , соответствующих j -й страте, которая может быть записана в виде следующих отображений [6]:

$$\begin{aligned} S_{0j} : \Lambda_j \times \Psi_{j-1} &\rightarrow R_j && \text{если } j=n; \\ S_{0j} : \Lambda_j \times \zeta_j \times \Psi_{j-1} &\rightarrow R_j && \text{если } 1 < j < n; \\ S_{0j} : \Lambda_j \times \zeta_j &\rightarrow R_j && \text{если } j=1, \end{aligned} \quad (1)$$

где ζ_j , Ψ_{j-1} – множества входов, примыкающих к j -й страте соответственно сверху и снизу.

Стратифицированное описание позволяет в зависимости от уровня и цели операции выделить соответствующие системные свойства, определяющие эффективность функционирования системы данной страты и отражающие потенциальную возможность решить ту или иную задачу. В целом стратификация как методический прием подразумевает сокращение объема информации, идущей вверх по иерархии, при этом влияние случайных внешних связей имеет место только на нижнем уровне операционной системы.

Процедуру принятия решений рассмотрим используя функциональную иерархию слоев (рис. 2). Данный прием рационально использовать в условиях очень сложной обстановки и полной неопределенности. В данной ситуации проблема разбивается на несколько последовательно решаемых более простых задач, относящихся к определенному слою. Каждый из таких слоев, во-первых, может быть описан отображением $S_{0j} : \zeta_i \rightarrow \zeta_{i-1}$, а, во-вторых, представлен в виде решающей системы, состоящей из множества решаемых задач $D_i(\zeta_i)$ и преобразования T_i , определяемого функцией $\zeta_{i-1} = T_i(x_i)$, где x_i – решение задачи $D_i(\zeta_i)$. В этом случае входы отдельного слоя ζ_i выступают в качестве параметров, задаваемых от вышестоящих слоев S_{0j} задачи, а выходы ζ_{i-1} , получаемые в результате применения преобразования T_i , являются параметрами для нижестоящих слоев.



Рис. 2. Послойная иерархия принятия решений в условиях неопределенности

Функциональная иерархия, соответствующая принятию решений в условиях неопределенности, изображена на рис. 2 в виде трех слоев: D_1 – выбора стратегии, которая должна быть использована в ходе системной операции; D_2 – устранения неопределенности; D_3 – поиска допустимого способа действий, удовлетворяющего заданным ограничениям и внешним условиям. Между слоями решения проблемы в общем случае может существовать как постоянная,

так и проявляющаяся при определенных обстоятельствах обратная связь Ψ_{ji} . Распределение информации Λ_{ji} между слоями зависит от типа решаемых задач и вида задаваемых переменных. Все уровни функциональной иерархии подвержены воздействию внешней среды.

Задача первого слоя состоит в выборе способа действий μ^* , адекватного обстановке. В общем виде этот слой может быть описан отображением

$$S_1 : \Lambda_{j1} \times \Psi_{j1} \times \zeta_1 \times U \rightarrow R(\mu^*), \quad (2)$$

где Ψ_{j1} – информация обратной связи, поступающая от управляемого объекта; ζ_i – параметры, задающие структуру слоя; Λ_{j1} – информация об окружающей среде; U – множество, объединяющее информацию, приходящую со второго слоя и конкретизирующее множество неопределенностей для первого слоя.

Второй слой иерархии (адаптации) можно представить отображением $S_2 : \Lambda_{j2} \times \Psi_{j2} \times \zeta_2 \rightarrow U$. В стационарных условиях система накапливает информацию и использует ее так, чтобы упростить задачу выбора, что соответствует идеальному обучению. В нестационарных системах накопленная информация используется для приспособления активных средств к изменениям внешних условий с целью достижения рационального результата, то есть реализуется концепция адаптации технологии к среде.

Наивысший слой (слой самоорганизации) предназначен для выбора структур, функций, стратегий, используемых на нижележащих слоях, и описывается отображением $S_3 : \Lambda_{j3} \times \Psi_{j3} \rightarrow \zeta_1 \times \zeta_2$.

Применительно к выделенным стратам S_{0j} горностроительной системы можно сформулировать организационную иерархию принятия решений (рис.3). Это понятие, согласно [6], предполагает, что система состоит из взаимодействующих подсистем, некоторые из которых наделены правом принятия решения, причем они образуют многоэтажные и многоцелевые структуры.

На первой страте (элементарной) перед операционной системой стоит единая цель – выбор системных элементов, адекватных внешним условиям. Поэтому все управляющие воздействия $\mu \in M$, характеризующие ту или иную операцию, горнопроходческую машину, крепь и пр., выбираются подсистемой управления так, чтобы обеспечить достижение этой цели. Поскольку задача является многомерной и имеет вероятностную природу, её решение наталкивается на значительные технические трудности. Однако с точки зрения организации принятия решений следует отметить простоту данной подсистемы, так как она является одноуровневой и одноцелевой (рис. 3, в). Если системную операцию представить в виде отображения $S_0 : \Lambda \times M$, то управляющая подсистема C по сути реализует отображение $C : z \rightarrow M$, где z –

множество информации обратной связи; M – множество стратегий.

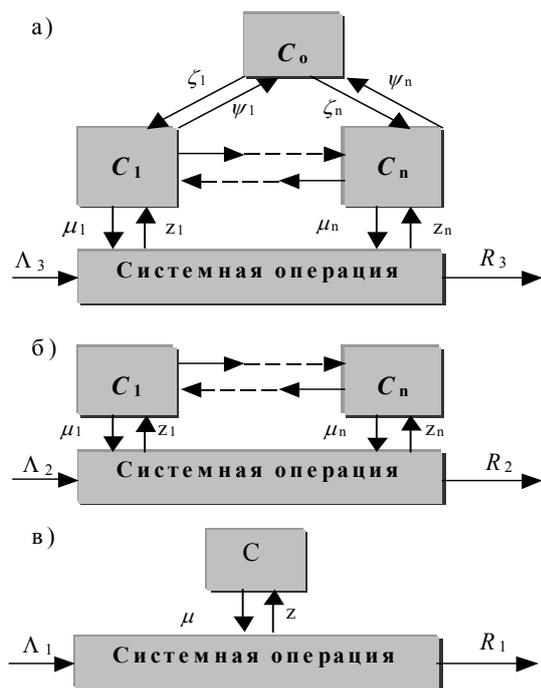


Рис. 3. Организационная иерархия принятия решений

Организационная иерархия, соответствующая второй страте (агрегативной), принадлежит к классу одноуровневых, но многоцелевых, так как перед решающей подсистемой могут быть поставлены различные цели, для достижения которых к управляемой системе операции поступают управляющие воздействия $\mu_1, \dots, \mu_i, \dots, \mu_n$ от подсистем управления $C_1, \dots, C_i, \dots, C_n$ (рис. 3,б). Структуру этой стратегии можно упростить путем агрегирования переменных.

На системном уровне в результате декомпозиции системной операции по различным технологическим процессам, структура принятия решения будет представлена несколькими решающими подсистемами, зачастую имеющими противоречивые цели. Отличительной особенностью такой структуры является существование нескольких эшелонов. С помощью i -й подсистемы управления реализуется отображение $C_i : \zeta_i \times z_i \rightarrow M_i$, где ζ_i и z_i – множества входов с верхнего и нижнего уровней. При этом в отличие от одноуровневых систем подсистемы верхнего уровня, хотя и обуславливают целенаправленную деятельность нижних уровней, но не полностью управляют системной операцией. Принимающим решения подсистемам нижних эшелонов

предоставляется свобода выбора их собственных решений, а вышестоящие элементы координируют действия нижестоящих на основе посылаемой наверх информации.

В заключение следует отметить, что введенные выше понятия уровней при описании иерархической структуры горностроительной системы применимы на всех этапах жизненного цикла выработки. При этом каждое из понятий имеет свою строгую область применения. Страты используются при описании свойств, функций, поведения и деятельности операционных систем, причем взаимодействие технологии со средой происходит на нижнем уровне иерархии. Концепция слоев вводится для вертикальной декомпозиции решаемой проблемы в условиях неопределенности исходной информации. Концепция эшелонов относится к взаимной связи между подсистемами принятия решений и при наличии только одной глобальной цели не используется. При этом различные аспекты функционирования горностроительной системы рассматриваются с соблюдением единых принципов к построению иерархической структуры, а именно: последовательного вертикального расположения подсистем (вертикальная декомпозиция); приоритета действий (или право на вмешательство) для подсистем верхнего уровня; зависимости действий подсистем верхнего уровня от действий на нижнем уровне (обратная связь).

Список литературы

1. Корчак А.В. Методология проектирования строительства подземных сооружений. – М.: "Недра коммюникейшнс ЛТД", 2001. – 416 с.
2. Скочинский А.А. К вопросу о задачах горной науки в новой пятилетке // Вестник АН СССР. – 1946. – №8. – С.86-96.
3. Рогов Е.И., Грицко Г.И., Вылегжанин В.Н. Математическое моделирование адаптации процессов и подсистем угольной шахты. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 240 с.
4. Нильва Л.В., Цейтин И.Э. Горноподготовительные работы на угольных шахтах. – М.: Недра, 1981. – 280 с.
5. Першин В.В. Интенсификация горнопроходческих работ при реконструкции шахт. – М.: Недра, 1988. – 136 с.
6. Месарович М., Мако Д., Такахара. И. Теория иерархических многоуровневых систем. – М.: Мир, 1973. – 334 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 20.03.07

УДК 622.268.13

Г.В. Бабиюк, П.М. Бронников

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЕРОЯТНОСТНО-СТАТИСТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ

У статті обґрунтована необхідність переходу до імовірнісно-статистичних моделей при визначенні показників гірничопрохідницьких робіт

В статье обоснована необходимость перехода к вероятностно-статистическим моделям при определении показателей горнопроходческих работ

Necessity of transition to statistical models at definition of parameters of drivages is proved in article

Стабильная работа угледобывающей отрасли во многом зависит от эффективности горнопроходческих работ (ГПР), необходимых как при строительстве шахт, подготовке новых горизонтов и шахтных полей, так и воспроизводстве линии очистных забоев. В последнее время ГПР в Украине уделяется явно недостаточно внимания. Новые шахты длительный период не строят из-за отсутствия инвестиций, поэтому шахтное строительство находится в сложнейшем положении. Горноподготовительные работы на действующих шахтах выполняются, как правило, хозяйственным способом и в недостаточных масштабах. Это привело к снижению годового объема проведения выработок до 500 км, т.е. в 6 раз по сравнению с 1988 годом, падению месячных темпов поведения выработок более чем в 2 раза, ухудшению качества сооружаемых выработок и огромным затратам средств на поддержание выработок в нормальном состоянии в течение всего срока службы и, в конце концов, к уменьшению числа действующих лав и падению объемов добычи угля.

Сложившееся положение обусловлено целым рядом причин, и в первую очередь, усложнением условий разработки в связи с углублением горных работ, использованием морально устаревшей и изношенной проходческой техники, которая часто выходит из строя и не может обеспечить требуемую производительность, низкой организацией производства и труда, а также несоответствием рыночным способам хозяйствования производственных отношений, которые сохранили подходы, не способствующие сознательной деятельности горнорабочих, что проявляется в отсутствии заинтересованности в результатах своего труда.

Планирование деятельности проходческих бригад до сих пор сводится к назначению месячных нормативов на основе детерминированных моделей, исходя из достигнутого в предыдущем месяце результата или комплексной нормы выработки, что не учитывает реальные производственные возможности и риск проходчиков не выполнить производственное задание. Тогда как в рыночных условиях, неотъемлемым атрибутом которых является неопределенность в получении конечного результата труда, на первый план выходит учет в производственных отношениях элементов случайности, проявляющихся в вероятности

затрат и потерь рабочего времени при проведении выработок.

В изменчивых и во многом неопределенных производственных условиях эффективность горнопроходческих работ и связанных с ними процессов подземной разработки месторождений полезных ископаемых в значительной степени зависит от того, насколько правильно учтены случайные факторы при определении показателей ГПР. Изменчивые свойства массива горных пород и вероятностная сущность организационно-технологических отношений, в которые вступают при сооружении выработок субъекты горностроительной системы, приводят к тому, что показатели, с помощью которых устанавливается эффективность деятельности проходческих бригад, принимают случайные значения, поэтому они должны оцениваться как случайные величины с использованием вероятностно-статистических методов. Вместе с тем, деятельность проходческих бригад в рамках отдельных технологических схем в схожих условиях отличается определенной общностью и поэтому показатели ГПР, наряду с явным проявлением вероятностного характера оценок, обладают в той или иной степени свойствами функциональных зависимостей, исследуемых методами теории случайных функций [1].

Вероятностно-статистические модели при рассмотрении технологии проведения горных выработок, по-видимому, впервые использованы в работе [2], в которой наличие случайности предлагалось учитывать при определении надежности технологических схем с помощью коэффициента готовности, применяемого обычно для оценки вероятности функционирования восстанавливаемых систем. Однако надежность горностроительной системы в целом определяется в работе [2] по зависимости, справедливой лишь для систем с последовательным соединением элементов, тогда как на практике более высокие показатели обеспечивают параллельные схемы организации работ с частичным или полным совмещением горнопроходческих процессов.

Данный недостаток устранен в работе [3], выполненной в ИГД им. Скопинского, в которой горноподготовительные работы на угольной шахте рассматриваются как подсистема более сложной сис-

темы, и находящаяся во взаимосвязи со смежными технологическими звеньями. Основное внимание авторы уделяют совершенствованию технологических схем проведения подготовительных выработок за счет математического моделирования трудоемкости работ по отдельному горнопроходческому процессу с учетом ручных и машинных операций. В качестве случайного показателя авторы также используют коэффициент готовности отдельных механизированных процессов, выполняемых с помощью нескольких параллельно или последовательно работающих механизмов. Однако в работе [3] не учтены отдельные внутризобойные факторы (например, продолжительность непроизводительных работ) и полностью отсутствуют внезобойные факторы.

Анализируя причины простоев проходческих забоев, автор работы [4] показал, что эффективность их функционирования зависит не только от надежности применяемой техники, но и от целого ряда других внутризобойных и внезобойных случайных факторов. При этом наибольшие потери рабочего времени связаны с внутризобойными причинами, продолжительность которых почти в 2 раза превышает продолжительность простоев по внезобойным причинам. Однако при построении модели надежности технологических схем проведения выработок В.В.Першин, основываясь на [3], в первую очередь принимает во внимание показатели надежности работы проходческих машин, а вероятностную сущность подвигания забоя выработки учитывает лишь за счет случайных значений коэффициента использования шпура в каждом проходческом цикле.

Такой упрощенный подход не учитывает присущие сложным системам параметрические отказы, довольно распространенные на практике, особенно при буровзрывной технологии проведения выработок. В результате функциональной избыточности сложные системы при отказе отдельных элементов могут продолжать выполнение задачи при некотором снижении эффективности [5], т.е. горнопроходческие работы продолжаются, но с несколько меньшей интенсивностью из-за потерь рабочего времени, что ведет к снижению величины выходных параметров. Параметрические отказы снижают производительность труда проходчиков и увеличивают продолжительность работ, поэтому при разработке вероятностной модели горностроительной системы более правильным является допущение, что ее отказ заключается не в прекращении подвигания забоя, а в реализации случайного события, обусловленного выходом показателей эффективности за нижний предел, и связанное с этим частичное (или полное) невыполнение поставленной задачи.

Вероятностная сущность показателей горнопроходческих работ демонстрируется на примере статистической обработки данных о месячных темпах проведения выработок буровзрывным способом с использованием буропогрузочной машины 2ПНБ-2Б, собранных во время производственной практики на

шахте "Вергелевская" ГП "Луганскуголь" (рис. 1 и рис. 2).

Для определения вида и характеристик случайной функции изменения скорости проведения выработки во времени $V_{np}(t)$ (рис. 1) статистические данные представлены в виде распределения показателя для отдельных проходческих бригад ($i = 1, 2, \dots, n_i = 8$) по месяцам года ($j = 1, 2, \dots, n_j = 12$). Каждая такая реализация $V_{np_i}(t)$ представляет собой обычную (нестатистическую) функцию. Если зафиксировать значение аргумента t , то получим значения n_i реализаций функции в данном месяце, которые называют сечением случайной функции $V_{np}(t)$, например, представляющие собой при $t = 1$ одномерный закон распределения случайной величины $V_{np}(t_1)$, записываемый в виде $F[V_{np}(t_1)]$. В целом случайная функция характеризуется совместным законом распределения ординат $F[V_{np}(t_1), V_{np}(t_2), \dots, V_{np}(t_{n_i})]$, где t_1, t_2, \dots, t_{n_i} – значения аргумента, являющиеся в данном случае порядковым номером месяца года.

Из анализа рис. 1 следует, что совокупность реализаций случайной функции $V_{np}(t)$ вполне устойчива во времени. Можно отметить лишь некоторое снижение скорости проведения выработки в летние месяцы и скачки показателей V_{np} для отдельных бригад, что свидетельствует о периодичности выполнения и невыполнения плановых заданий.

Статистическая оценка параметров случайной функции показала, что ее математическое ожидание $M(V_{np}(t))$, за которое принимались средние арифметические в отдельных сечениях, показанные на рис. 1 толстой линией, и дисперсия являются постоянными величинами, а корреляционная функция, зависящая от взаимного расположения корреляционных моментов по месяцам года, неограниченно убывает при $\Delta t \rightarrow \infty$. В силу этого можно утверждать, что случайная функция месячных темпов проведения выработки с использованием машины 2ПНБ-2Б на шахте "Вергелевская" является стационарной и эргодической, т.е. любая представительная реализация может быть достаточной для приближенной оценки ее статистических характеристик.

Для установления совместного закона распределения случайной величины месячной скорости проведения выработок с использованием 2ПНБ-2Б (рис. 2) статистические данные обрабатывались вручную и на ЭВМ по разработанной программе. Сравнение результатов показало их идентичность. Программа предусматривала определение для группированного вариационного ряда величины интервала, построение гистограммы распределения случайной

величины V_{np} , расчет выборочных моментов 1-4 порядков и построение по ним функций теоретических распределений для усеченного слева нормального закона и гамма-закона, параметры которых сравнивались с эмпирическим

распределением с использованием критериев согласия Пирсона и Колмогорова [1].

Особенность компьютерного расчета состояла в оптимизации значений случайной величины в интервале и числа интервалов.

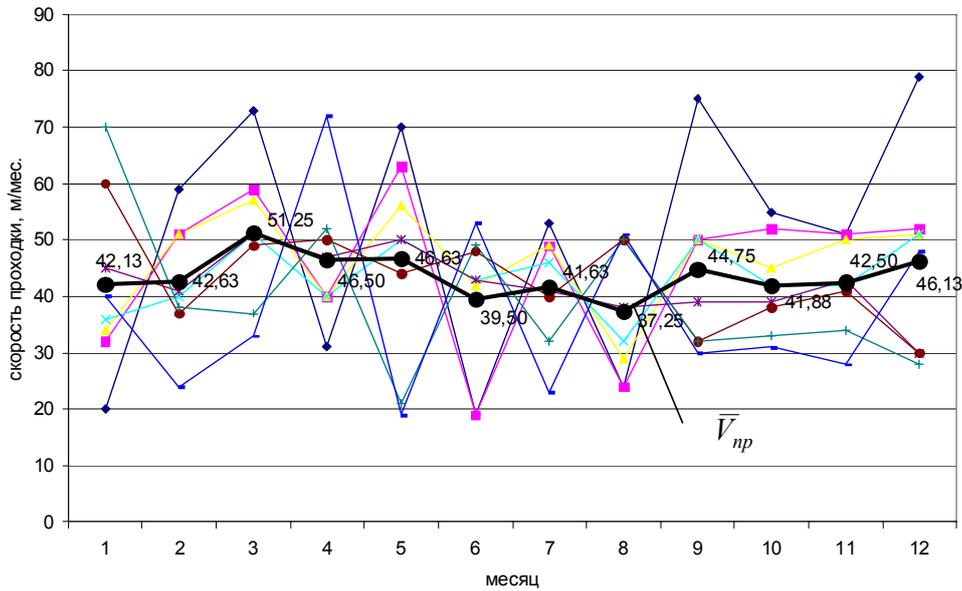


Рис. 1 Распределение месячных темпов проходки выработок с помощью 2ПНБ-2Б на ш. "Вергелевская"

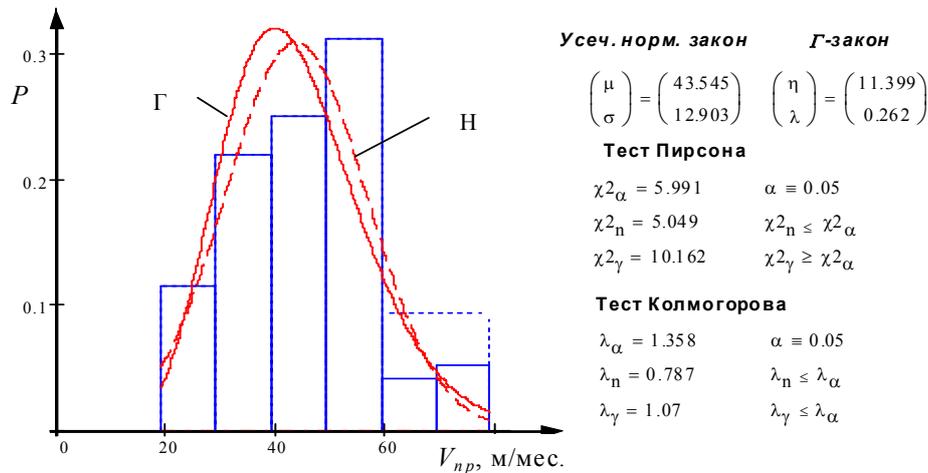


Рис. 2 Гистограмма и теоретические нормальный (Н) и гамма (Г) распределения скорости проведения выработок буровзрывным способом (2ПНБ-2Б) на шахте "Вергелевская"

Согласно [1] количество попаданий случайной величины в каждый из интервалов рекомендуется не менее 5, в связи с этим при расчете критериев производилось объединение интервалов, содержащих малое число значений V_{np} , с одним из соседних интервалов. Объединение осуществлялось по следующим правилам. Выбирался интервал с минимальным числом значений. Если количество значений V_{np} в нем было не менее 5, то объединение интервалов не производилось. В противном случае, если интервал был крайним, то он объединялся с соседним, а если данный интервал занимал промежуточное положение, то он объ-

единялся с тем из соседних интервалов, который содержал меньшее число значений. Процедура объединения выполнялась рекурсивно пока количество значений, хотя бы в одном из интервалов, было меньше 5.

Даже при достаточном числе значений в каждом из интервалов, на которые разбивается вариационный ряд случайной величины, результат проверки гипотезы распределения существенно зависит от количества интервалов. Поэтому при проверке гипотез распределения число интервалов варьировалось от 6 до числа, рассчитанного по формуле Стърджеса [1]. Затем для каждого числа интервалов определяется критерий согласия, а оптимальным считалось то ко-

личество интервалов, которое обеспечивает минимальное расхождение эмпирического и критического значений критерия.

Для исследуемой выборки генеральное среднее значение скорости проведения выработки составило $\bar{V}_{np} = 43,5$ м/мес с коэффициентом вариации $k_{\sigma} = 0,296$, что свидетельствует, наряду с небольшим положительным значением коэффициента асимметрии, о незначительной правосторонней асимметрии вариационного ряда.

Выбор усеченного нормального и гамма законов в качестве теоретических функций распределения обусловлен предварительным анализом. В пользу использования нормального закона говорит тот факт, что скорость проведения выработки является плановым показателем, который можно достичь, не достичь или превысить в зависимости от интенсивности ГПР. Поскольку скорость проходки не может принимать отрицательное значение, то уместно использовать усеченный слева нормальный закон [1]:

$$f(x, \mu, \sigma) = \begin{cases} \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \cdot \exp\left[-\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}\right], & x \geq 0, \sigma > 0; \\ 0 & \text{в противном случае,} \end{cases} \quad (1)$$

где σ – среднее квадратическое отклонение, равное $\sigma = 12,9$ м/мес; μ – математическое ожидание случайной величины, равное $\mu = 43,5$ м/мес.

Нормальный закон был бы справедлив, если бы плановый показатель V_{np} отражал возможности бригады, а потери рабочего времени были бы незначительными. Но так как потери рабочего времени в действительности весьма значительны, что приводит к снижению средней скорости проведения выработок, то использование симметричного закона не даст положительного результата. В данном случае более правомерным выглядит применение асимметричного гамма распределения, плотность которого имеет вид [1]:

$$f(x, \eta, \lambda) = \begin{cases} \frac{\lambda^\eta}{\Gamma(\eta)} \cdot x^{\eta-1} \cdot e^{-\lambda x} \\ 0 & \text{в остальных случаях,} \\ \text{при } x \geq 0, \eta > 0, \lambda > 0; \end{cases} \quad (2)$$

где $\Gamma(\eta)$ – гамма функция, имеющая вид:

$$\Gamma(\eta) = \int_0^{\infty} x^{\eta-1} \cdot e^{-x} dx; \quad (3)$$

где η, λ – параметры формы и масштаба соответственно, равные в данном случае $\eta = 11,399$ и $\lambda = 0,262$, и связанные с математическим ожиданием и дисперсией зависимостями:

$$\mu(x) = \eta / \lambda, \quad \sigma^2 = \eta / \lambda^2. \quad (4)$$

Действительно, если представить время проведения выработки как сумму продолжительностей проходческого цикла T_u

$$T_{np} = \sum_{\alpha} T_{u_i}; \quad T_u = \sum_i (1 - K_{c_i})(T_{m_i} + T_{p_i}) + T_{m.n} + \sum_j T_{n_j}, \quad (5)$$

где T_{m_i} и T_{p_i} – случайные продолжительности машинных и ручных процессов; K_{c_i} – коэффициент совмещения во времени i -го процесса; $T_{m.n}$ – продолжительность регламентированных технологических переывов; T_{n_j} – случайные потери рабочего времени по j -й причине на уровне комплексного процесса проведения горной выработки, в течение которого появляется η независимых случайных событий, характеризующих отказы технологии (в том числе и параметрические) и в совокупности составляющих потери рабочего времени при сооружении выработки $T_{nom} = \sum_j T_{n_j}$, то гипотеза о гамма-законе распределения скорости V_{np} выглядит достаточно убедительно.

При этом, если доля нормативных затрат рабочего времени меньше его потерь, то распределение V_{np} приближается к экспоненциальному, которое является частным случаем гамма-закона при $\lambda = 1$. С увеличением параметра η гамма распределение приближается к симметричному нормальному закону.

Обработка статистических данных показала (рис. 2), что распределение месячных темпов проведения выработки на шахте "Вергелевская" буровзрывным способом с помощью 2ПНБ-2Б при уровне значимости $\alpha = 0,05$ по критерию χ^2 Пирсона соответствует нормальному закону, а по критерию λ Колмогорова – нормальному и гамма законам. Критерий согласия χ^2 Пирсона наиболее часто употребляется для проверки гипотезы о законе распределения, а вычисляется он согласно выражения [1]:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^e \frac{(m_i - np_i)^2}{n \cdot p_i}, \quad (6)$$

где $n \cdot p_i$ – теоретическое число значений случайной величины V_{np} , попавших в i -й интервал; m_i – эмпирические частоты для тех же интервалов.

Отличие критерия согласия Колмогорова от критерия χ^2 состоит в том, что сравниваются не значения случайной величины в интервале, а непосредственно эмпирическая $F^*(x)$ и теоретическая $F^*(x)$ функции, причем в качестве меры расхождения используется максимальное значение модуля разности $D = \max|F^*(x) - F(x)|$, с помощью которого определяется величина критерия:

$$\lambda_k = D\sqrt{n}, \quad (7)$$

где n – общее число наблюдений, $n \rightarrow \infty$.

Применение функции плотности распределения фактической скорости проведения выработки для планирования деятельности проходческих бригад демонстрируется на рис. 3.

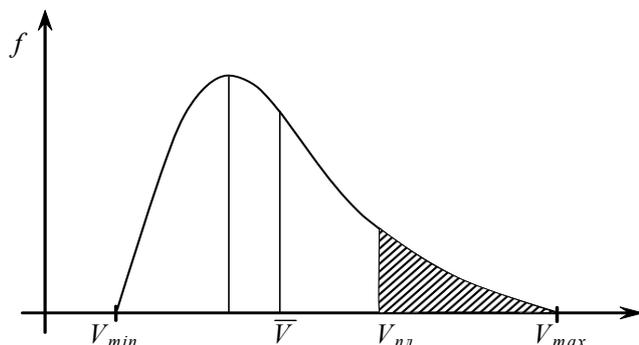


Рис. 3 Оценка вероятности ожидаемого результата по функции плотности f распределения скорости проведения выработки

Согласно рис. 3, вероятность выполнения плана (заштрихованная область) определяется из выражения

$$P_1 = \int_{V_{пл}}^{V_{max}} f(x) dx, \quad (8)$$

тогда как вероятность противоположного результата, т.е. мера неопределенности, будет равна $P_2 = 1 - P_1$.

Вероятностно-статистическую модель (8) можно использовать для установления планового задания проходческим бригадам с учетом вероятности его достижения, а также для оценки степени риска при его выполнении. Так, при $V_{пл} \leq V_{min}$ вероятность выполнения плана равна единице, а риск – нулю, тогда как $V_{пл} \geq V_{max}$, вероятность выполнить план

равна нулю, а риск – единице. Очевидно, плановое задание должно учитывать потенциальные возможности проходческой бригады, которые наиболее объективно отражаются средней величиной показателя $\overline{V_{пр}}$ за достаточно продолжительный период, и риск не выполнить задание.

Таким образом, на основании проведенных исследований можно сделать вывод, что месячная скорость проведения выработки является случайной величиной, закон распределения которой и функцию изменения во времени можно использовать для определения производственных заданий с учетом вероятности их выполнения. Такой подход позволит объективно назначать месячные планы проходческим бригадам, повысить заинтересованность проходчиков в результате своего труда, а, следовательно, и темпы проведения выработок.

Список литературы

1. Хан Г., Шапиро С. Статистические модели в инженерных задачах. – М.: Мир, 1969. – 395с.
2. Рогинский В.М. Повышение эффективности проходки горизонтальных разведочных выработок. – М.: Недра, 1978. – 150с.
3. Нильва Э.Э., Цейтин И.Э. Горноподготовительные работы на угольных шахтах. – М.: Недра, 1981. – 216с.
4. Першин В.В. Интенсификация горнопроходческих работ при реконструкции шахт. – М.: Недра, 1988. – 136с.
5. Червоный А.А., Лукьященко В.И., Котин Л.В. Надежность сложных систем. – М.: Машиностроение, 1976. – 288с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 02.03.07

УДК. 622.25.(06)

С.В. Борщевский, М.С. Плешко, Д.В. Лиманский

ЛАБОРАТОРНЫЕ И КОМПЬЮТЕРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВОДОСТОЙКОСТИ И ПРОЧНОСТИ БЕТОННОЙ КРЕПИ

Представлена лабораторна установка для дослідження гідроізоляційних властивостей бетонних і породних зразків. Проаналізована суміщена технологічна схема будівництва вертикальних стволів. Досліджений вплив міцнісних властивостей міцніючого бетону на взаємодії системи «кріплення – масив» за допомогою чисельного моделювання.

Представлена лабораторная установка для исследования гидроизоляционных свойств бетонных и породных образцов. Проанализирована совмещенная технологическая схема строительства вертикальных стволов. Исследовано влияние прочностных свойств твердеющего бетона на взаимодействия системы «крепь – массив» с помощью численного моделирования.

The laboratory setting is presented for research of hydroisolation properties of concrete and pedigrees standards. The combined technological chart building of vertical barrels is analysed. Influence durability properties of hardening concrete is explored on cooperations the system «protection is an array» by a numeral design.

Вертикальные шахтные стволы, отличаясь своей уникальностью и важностью в производственном комплексе [1] горнодобывающего предприятия, требуют постоянного поиска и разработки эффективных решений по интенсификации их строительства и безремонтной эксплуатации [2], что в свою очередь является актуальной научно-технической проблемой развития угольной промышленности Украины. Они отнесены к первому классу горных выработок по важности [2, 3], так как их отказ в работе приводит к остановке работы всей шахты. Поэтому эксплуатационная надежность стволов [4] должна быть высокой, а принимаемые конструктивно технические решения по креплению и управлению горным давлением должны обеспечить безремонтную их эксплуатацию.

Цель работы является учет переменного сопротивления бетона в раннем возрасте, его гидроизоляционных свойств при проектировании монолитной крепи вертикальных стволов для увеличения её работоспособности и срока эксплуатации.

Одним из элементов технологии проходки вертикальных стволов является создание высокопрочной гидравлически стойкой монолитной крепи вертикаль-

ного ствола, в которой учтены «узкие места», а именно:

- увеличение гидростойкости бетонной крепи в процессе изготовления бетона при помощи всевозможных химических добавок [5];
- обеспечение водонепроницаемости, защиты и улучшения свойств бетонной крепи после набора бетоном проектной прочности за счет обмазочной гидроизоляции;
- создания системы «породный массив-гидроизоляция -крепь» за счет обмазочной или торкрет-бетонной изоляции обнаженного породного массива и добавок в бетон в процессе его изготовления и укладки за опалубку;
- учет переменного сопротивления бетона в раннем возрасте;
- стыковка старого бетона с новым при выполнении работ по возведению монолитной бетонной крепи стволов.

На кафедре «Строительство шахт и подземных сооружений» ДонНТУ для исследования гидростойкости бетона [5] была разработана и изготовлена лабораторная установка (рис. 1) при содействии ГОАО «Трест Донецкшахтопроходка» и ЦЭММ.

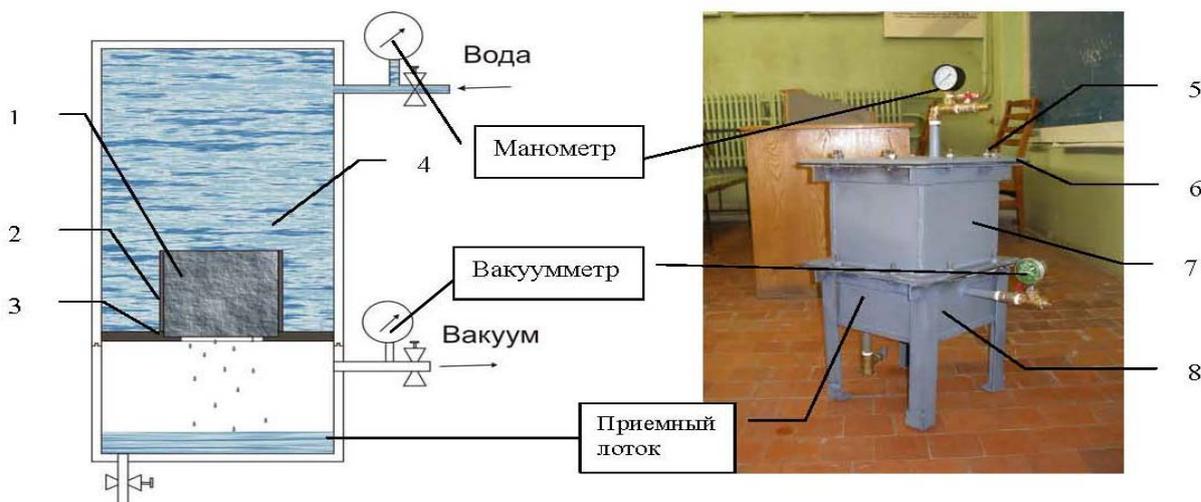


Рис. 1. Схема лабораторной установки

В продолжение ранее проведенных исследований по влиянию реологических характеристик заполнителей бетона [6], выполнялись сравнительные испытания образцов обычного тяжелого бетона, образцов этого же бетона с нанесением на их поверхность гидроизоляционного состава «SLURRY» и образцов бетона с введением в его состав добавки «SLURRY ADMIX» СПД - ФЛ Али Фарадж, а также сухой цементной смеси «Пенетрон» [7] для выяснения влияния этих смесей на повышение гидростойкости бетона. Работа проводилась в направлении установления доли вклада химических добавок и цементосодержащих гидростойких расширяющихся смесей для гидроизоляции тела бетонной крепи вертикальных стволов и стыков бетонной крепи по методике [5]. Для этого выполнялось сравнительное испытание стандартных

бетонных образцов 1 размером 100×100×100 мм, полученных во время возведения монолитной бетонной крепи скипового ствола ш. «Красноармейская-Западная №1» на поверхности путем отбора в приствольном БРУ и после прохода бетонной смеси по бетонопроводу непосредственно в забое ствола. Испытание бетонных образцов на водонепроницаемость производилось в соответствии с ГОСТ 12730.5-84* "Бетоны. Методы определения водонепроницаемости". Стенки образца 2 покрывались небольшим слоем аэрозольной краски, во избежание проникновения воды с боковых сторон. Верхняя же часть образца оставалась непокрытой краской, для возможности проникновения воды в поры образца. Нижние кромки бетонного образца, которые в последствии будут контактировать с днищем установки покрывали сло-

ем силикона 3, во избежание проникновения воды между образцом и днищем в приемный лоток. Бетонный образец устанавливали в специальный паз установки. После чего образец и верхнюю камеру 4 заливали водой. Затем устанавливали герметично закрываемую посредством резиновых прокладок и болтовой затяжки крышку 5 и обтягивались диаметрально противоположно восемь болтов 6. Затем в лабораторную установку с помощью гибких шлангов под давлением (10 ± 5) МПа нагнетали воздух в верхнюю камеру 7 и создавали вакуум в (5 ± 5) МПа в нижней приемной лотке 8. По количеству воды, прошедшей через бетонный образец через равные промежутки времени определяли гидростойкость полученного бетона [5].

В результате испытаний установлено (табл.), что применение состава «SLURRY» для нанесения его на

поверхность бетона увеличивает водонепроницаемость с марки W6 до марки W20.

Бетон с добавкой «SLURRY ADMIX» по сравнению с бетоном без добавки увеличил водонепроницаемость бетона с марки W6 до марки W16.

Покрытие же поверхности образцов бетона составом «Пенетрон» увеличивает водонепроницаемость бетона с марки W6 до марки W16. Бетон же с добавкой «Пенетрон» увеличивает водонепроницаемость с марки W6 до марки W20.

Второй частью исследований было выяснение влияния прочностных свойств твердеющего бетона на взаимодействия системы «крепь – массив». В настоящее время возведение вертикальных стволов осуществляется по совмещенной технологической схеме. Проанализируем особенности возведения монолитной бетонной крепи по данной технологии.

Таблица

Результаты испытаний образцов бетона на водонепроницаемость

Вид бетона	№ образцов	Коэффициент фильтрации бетона, см/с	Среднее значение	Марка бетона по водонепроницаемости	Среднее значение
Обычный тяжелый	1	$2,34 \cdot 10^{-9}$	$1,74 \cdot 10^{-9}$	W4	W6
	2	$1,38 \cdot 10^{-9}$		W6	
	3	$1,44 \cdot 10^{-9}$		W6	
	4	$2,1 \cdot 10^{-9}$		W4	
	5	$1,24 \cdot 10^{-9}$		W6	
	6	$1,9 \cdot 10^{-9}$		W6	
Обычный тяжелый с поверхностью, покрытой «SLURRY»	1	$0,42 \cdot 10^{-11}$	$0,52 \cdot 10^{-11}$	W20	W20
	2	$0,34 \cdot 10^{-11}$		W20	
	3	$1,07 \cdot 10^{-11}$		W16	
	4	$0,41 \cdot 10^{-11}$		W20	
	5	$0,36 \cdot 10^{-11}$		W20	
	6	$0,47 \cdot 10^{-11}$		W20	
Обычный тяжелый с добавкой «SLURRY ADMIX»	1	$3,17 \cdot 10^{-11}$	$2,17 \cdot 10^{-11}$	W16	W16
	2	$1,56 \cdot 10^{-11}$		W12	
	3	$3,22 \cdot 10^{-11}$		W16	
	4	$2,17 \cdot 10^{-11}$		W16	
	5	$1,14 \cdot 10^{-11}$		W12	
	6	$1,77 \cdot 10^{-11}$		W16	
Обычный тяжелый с поверхностью, покрытой «Пенетрон»	1	$2,97 \cdot 10^{-11}$	$2,05 \cdot 10^{-11}$	W16	W16
	2	$1,56 \cdot 10^{-11}$		W12	
	3	$2,89 \cdot 10^{-11}$		W16	
	4	$2,07 \cdot 10^{-11}$		W16	
	5	$1,24 \cdot 10^{-11}$		W18	
	6	$1,67 \cdot 10^{-11}$		W16	
Обычный тяжелый с добавкой «Пенетрон»	1	$0,40 \cdot 10^{-11}$	$0,51 \cdot 10^{-11}$	W20	W20
	2	$0,36 \cdot 10^{-11}$		W20	
	3	$1,08 \cdot 10^{-11}$		W18	
	4	$0,38 \cdot 10^{-11}$		W20	
	5	$0,36 \cdot 10^{-11}$		W20	
	6	$0,47 \cdot 10^{-11}$		W20	

После укладки бетонной смеси за опалубку, она постепенно набирает прочность и обжимается смещающимся внутрь ствола массивом. В этот момент

времени опалубку и твердеющий бетон можно рассматривать как двухслойную крепь с жестким внутренним слоем и внешним податливым слоем, обла-

дающим ярко выраженными свойствами пластичности и ползучести и в целом не препятствующую процессу деформирования пород.

Загружение бетонной крепи происходит после отрыва опалубки от возведенной заходки, когда набравший распалубочную прочность бетон начинает сопротивляться радиальным смещениям в ствол породного массива.

Рассмотрим ближайшие к забою 7 заходок крепи в момент времени отрыва и установки опалубки от последнего возведенного кольца бетона.

Отставание последнего возведенного кольца крепи от забоя составит $h_3 + h_{омс}$ и при стандартной высоте опалубки 4 м изменяется, как правило, в пределах 4,5 - 6 м.

Срок твердения бетона исследуемых заходок определяется продолжительностью проходческого цикла. При четком соблюдении цикличного графика ведения работ, возраст бетона ближайших к забою заходок в любой момент времени можно определить из выражения

$$T_n = t_1 + (n - 1)t_ц ,$$

где n – номер заходки, считая от забоя ствола; t_1 – срок твердения бетона последней возведенной заходки; $t_ц$ – продолжительность проходческого цикла.

Прочность бетона на сжатие, определяющая несущую способность крепи, является функцией возраста бетона и увеличивается в направлении от забоя ствола.

Таким образом, призабойное пространство ствола, возведенного по совещенной схеме, представляет собой систему заходок монолитной бетонной крепи разной прочности, а соответственно и разного сопротивления. Рассмотрим, как влияет прочность бетона крепи в раннем возрасте на взаимодействие системы «крепь – массив».

Данная система имеет ряд особенностей, которые нельзя учесть в постановке плоской деформации. Необходим анализ объемной расчетной схемы и использование численных методов моделирования.

В связи с этим было выполнено компьютерное моделирование призабойного участка ствола [8], выполненного методом конечных элементов в программном комплексе «Лира - 9,0» в объемной постановке (рис.2).

На первом этапе расчетов глубина ствола принята равной 500 м, диаметр ствола в свету 6,0 м, модуль деформации пород $10 \cdot 10^3$ МПа, толщина крепи 300 мм, проектный класс бетона В20.

При выполнении расчетов варьировались модуль деформации и прочность бетона на сжатие ближайших к забою семи заходок крепи, согласно полосе значений относительной прочности бетона в возрасте 1...7 суток (в долях от 28 сут прочности) полученной для составов, широко используемых при креплении стволов.

В результате определялось изменение сопротивления крепи в зависимости от интенсивности твердения бетона в раннем возрасте из выражения

$$\Delta\delta = \frac{u_L(p)_{мс.б}}{u_L(p)_{пр.б}} ,$$

где $u_L(p)_{мс.б}$ – величина смещений внешней поверхности крепи из твердеющего бетона к моменту установления статистического равновесия в системе «крепь-массив»; $u_L(p)_{пр.б}$ – аналогичная величина смещений внешней поверхности крепи из бетона проектной прочности.

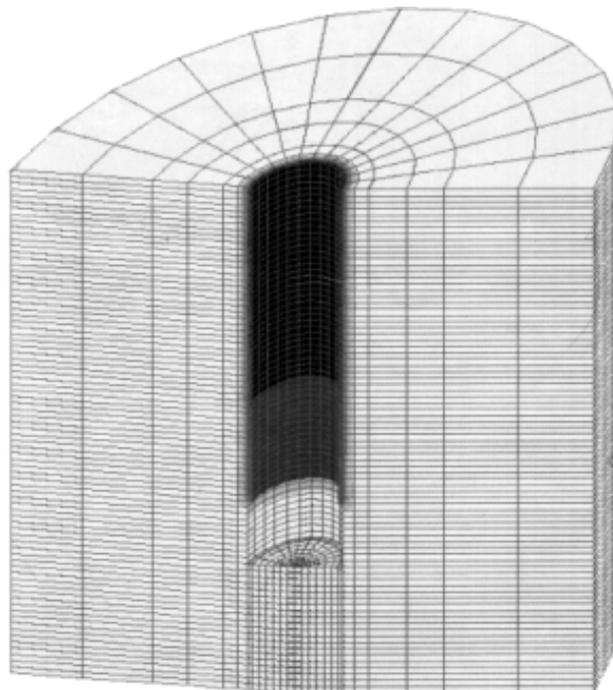


Рис. 2. Модель ствола

Исследования показали, что статическое равновесие в призабойной зоне ствола наступает на высоте 4 - 5 диаметров ствола от отметки забоя. При продолжительности проходческого цикла 24 ч бетон крепи на этой высоте имеет семисуточную прочность. Исходя из этого, получена зависимость показателя $\Delta\delta$ от величины модуля упругости бетона крепи в возрасте 7 сут:

$$\Delta\delta = 0,0011E_7^2 - 0,378E_7 + 1,474 .$$

В целом учет стадии твердения бетона в призабойной зоне при исследовании совместной работы крепи и массива увеличивает величину податливости монолитной бетонной крепи на 13 - 22% в рассмотренном диапазоне, при этом изменение податливости обеспечивается варьированием прочностных свойств твердеющего бетона.

Для оценки влияния величины податливости крепи на ее напряженно-деформированное состояние (НДС) [9], был произведен расчет конечно-элементной модели призабойного участка с крепью из твердеющего монолитного бетона с низкой и высокой скоростью набора прочности бетона, описываемой следующими зависимостями

$$R_T/R_{28} = 0,3342\ln(T) + 0,2709;$$

$$R_T/R_{28} = 0,2555\ln(T) + 0,0707,$$

где R_T – прочность бетона в рассматриваемом возрасте; T – возраст бетона; R_{28} – проектная прочность бетона.

Расчет проведен при толщине крепи 250 мм, проектном классе бетона В25, модуле деформации вмещающих пород $15 \cdot 10^3$ МПа. Остальные параметры модели приняты аналогично рассмотренным выше.

НДС крепи оценивалось путем определения максимальных эквивалентных напряжений в каждой заходке в соответствии с теорией прочности О. Мора.

Полученные данные показали, что при медленном наборе прочности статическое равновесие в системе крепь – массив наступило при величине напряжений в крепи $\sigma_3 = 6,38$ МПа, а в случае ускоренного набора прочности при $\sigma_3 = 8,4$ МПа. Очевидно, что дальнейший набор прочности пошел в запас несущей способности крепи, составившим в первом случае 8,21 МПа, во втором 6,1 МПа. Если бы крепь в призабойном пространстве сразу бы имела проектную прочность, то величина эквивалентных напряжений составила бы $\sigma_3 = 12,1$ МПа, запас несущей способности 2,4 МПа.

В то же время установлено, что при медленной скорости твердения бетона величина эквивалентных напряжений в ближайшей к забою заходке крепи больше прочности бетона в рассматриваемый момент времени.

Выводы. Необходимо максимальное использование новых нетрадиционных материалов и технологий, позволяющих повышать механические свойства бетонной крепи, в том числе их гидроизолирующую способность. Проведенные исследования показали, что учет фазы взаимодействия твердеющей крепи в призабойной зоне позволяет более точно осуществлять проектирование крепи. Путем варьирования прочностных свойств бетона можно осуществлять ограниченное управление системой «крепь - порода» при проходке ствола по совмещенной схеме, при этом оценка прочности крепи должна осуществляться с учетом стадии твердения бетона.

УДК 622.83

Н.Н. Касьян, С.Г. Негрей, И.Г. Сахно

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СПОСОБА МЕХАНИЧЕСКОГО ОТПОРА ПОРОДАМ ПОЧВЫ ВЫЕМОЧНОЙ ВЫРАБОТКИ

На підставі комплексних досліджень встановлена область застосування способів запобігання здимання порід підосви, заснованих на механічному опорі.

На основании комплексных исследований установлена область применения способов предотвращения пучения пород почвы, основанных на механическом отпоре.

On the basis of complex researches the scope of ways of prevention of a floor heaving based on mechanical repulse is established.

Список литературы

1. Борщевский С.В. Современное направление развития технологи сооружения вертикальных стволов шахт. Сб. научн. трудов НГУ №17, т.1 – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С.406-412.
 2. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат. – 1983. – 272 с.
 3. СНиП 3.02.03-84. Нормы проектирования. Подземные горные выработки. – М., Госстрой СССР: Стройиздат, 1985.
 4. Борщевский С.В., Левит В.В., Каменец В.И., Сирачев А.Ж. К вопросу о критериях оценки и выбора технологических схем сооружения вертикальных стволов // Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. Вип. 85. Донецьк, ДонНТУ, 2004. – С. 12-20.
 5. Борщевский С.В., Дрюк А.А., Сирачев А.Ж. Проблемы подземного строительства и направления развития тампонажа и закрепления горных пород: Материалы научно-практической конференции. – Луганск: Изд-во Всеукраинского национального университета им.В.Даля, 2006. – С. 170-181.
 6. Шевцов Н.Р., Борщевский С.В., Антоневич Ю.И., Бабичев В.А., Новиков С.А. Влияние реологических характеристик заполнителей на получение сверхпрочной бетонной крепи // Наукові праці ДонНТУ. Серія: “Гірничо-геологічна”. Випуск 72. – Донецьк, ДонНТУ, 2004. – С.97-102.
 7. <http://www.syrina.com>.
 8. Борщевский С.В., Прокопова М.Ю. Реализация методики проектирования параметров монолитной бетонной крепи на ПЭВМ. Геотехнічна механіка. – Дніпропетровськ, 2005. - Вип. 61. – С.198-206.
 9. Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н, Борисов В.Н. Геомеханика: Учебник для вузов. В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.2: Геомеханические процессы. – 249 с.
- Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М.Роєнком 01.03.07.*

Одной из основных проблем угольных шахт является безремонтное поддержание выемочных выработок. Потеря устойчивости контура таких выработок в 70 % случаев вызвана пучением пород почвы выработки, представляющим собой сложный процесс и протекающий по-разному в различных горно-геологических и горнотехнических условиях и на разных этапах существования выработки.

К настоящему времени разработан широкий спектр способов практически для всех условий [1]. Но их отличие не только в формах практической реализации, но и в формах затратности и сложности технической реализации.

Основным способом предотвращения последствий пучения пород почвы является проведение подрывки. Но, как показывает практика, подрывка приводит к увеличению интенсивности процесса деформирования пород на контуре выработок [2]. Это свидетельствует о том, что вмешательство в естественный процесс смещений пород почвы за счет их подрывки приводит к нарушению установившегося в массиве равновесного состояния и активизации протекающих геомеханических процессов.

Решением рассматриваемой проблемы может быть создание силового воздействия на почву выработок – применение способа механического отпора породам почвы. Это подтверждается результатами испытаний этого способа в условиях конвейерного штрека 7-ой восточной лавы пласта I₈' шахты «Лидиевка» ГП «ДУЭК».

При отпоре с величиной 0,018 МПа после проведения подрывки суммарные смещения почвы были на 77 % меньше, чем на участке, где мероприятий не применялось (рис. 1) [3].

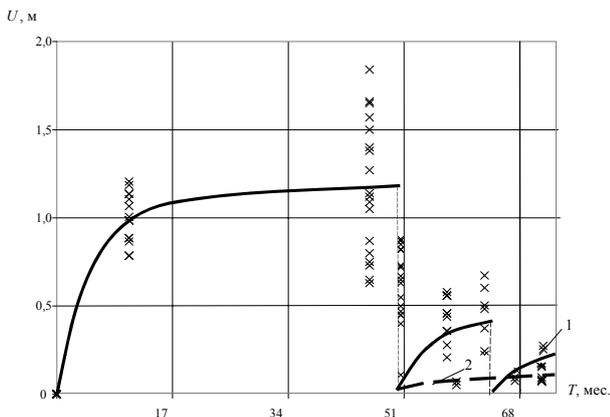


Рис. 1. График зависимости смещений пород почвы выработки $U_{п}$ от времени T на участках без применения (1) и с применением (2) средств механического отпора породам почвы

Также эффективность способа подтверждается результатами опытно-промышленной проверки, проведенной в условиях подготовительных выработок шахты «Южнодонбасская» № 3 [4]. Применение механического отпора величиной 0,03 МПа в зоне временного опорного давления перед лавой позволило уменьшить выдавливание почвы выработки на 57% (рис. 2).

Вышесказанное указывает на то, что применение способа в условиях, когда вокруг выработки сформировалась зона разрушенных пород, позволяет уменьшить последующее пучение почвы в 2 и более раза.

Возможность применения указанного способа при проведении выработки (в упругой среде) была исследована при помощи математического моделирования методом конечных элементов, с использованием прикладного пакета ANSYS. Моделировалась выработка прямоугольной формы шириной 5 м и высотой 4 м, проведенная в породном массиве, представленном песчанистым сланцем с пределом прочности на одноосное сжатие 50 МПа, расположенная на глубине 400 м. Задача решалась в объемной постановке. При моделировании были соблюдены критерии подобия и граничные условия. Для имитации механического отпора по почве выработки прилагалась распределенная нагрузка от 0,001 до 10 МПа.

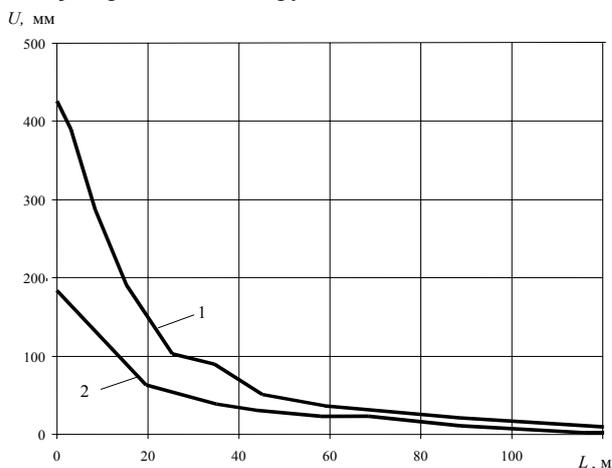


Рис. 2. Графики зависимостей смещений пород почвы выработки $U_{п}$ от расстояния между наблюдательными станциями и очистным забоем L на участках без применения (1) и с применением (2) средств механического отпора выдавливанию пород почвы горных выработок

Результаты моделирования позволили получить картины распределения вертикальных напряжений при различных его значениях (рис. 3), а также зависимость величины смещений пород почвы от величины отпора (рис. 4).

Из рис. 3 следует, что уменьшение величины растягивающих напряжений в почве выработки начинается при величине силового воздействия на почву выработки на порядок меньше, чем напряжения в массиве вне зоны влияния выработки. При этом эффективность способа составляет не более 1 % (рис. 4). Для предотвращения поднятия почвы необходимо обеспечить отпор равный по величине γH , что физически невозможно. Существующие на сегодняшний день способы предотвращения пучения, основанные на механическом отпоре, обеспечивают отпор до 0,1 МПа. Из рис. 4 следует, что при таком силовом воздействии эффективность их применения будет невысокая.

Таким образом, применение средств механического отпора на стадии проведения выработки, в отличие от стадии ее эксплуатации, не целесообразно.

Чтобы количественно оценить эффективность применения механического отпора на стадии эксплуатации, когда почва представлена дискретизированными породами, были проведены

лабораторные исследования на структурных моделях [5]. По результатам проведенного моделирования было установлено, что с увеличением отпора, прикладываемого к почве выработки, уменьшается величина ее смещений, причем значение механического отпора на три порядка меньше сил, действующих по периметру зоны разрушенных пород (рис. 5).

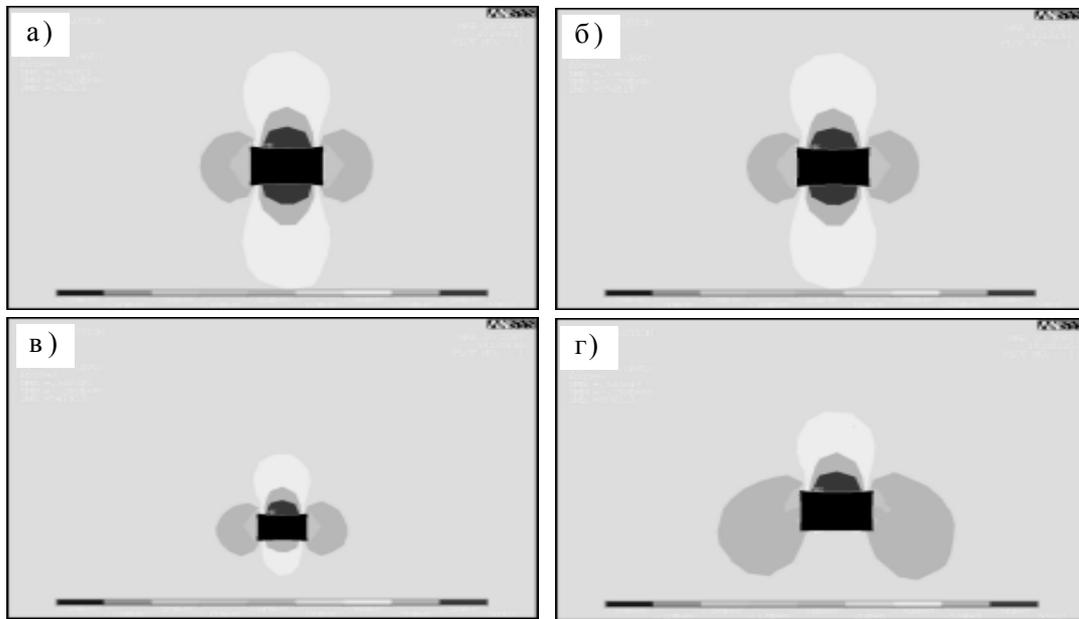


Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений вокруг выработки при величине механического отпора: а) 0,0 МПа, б) 0,4 МПа, в) 4,0 МПа, г) 8,0 МПа

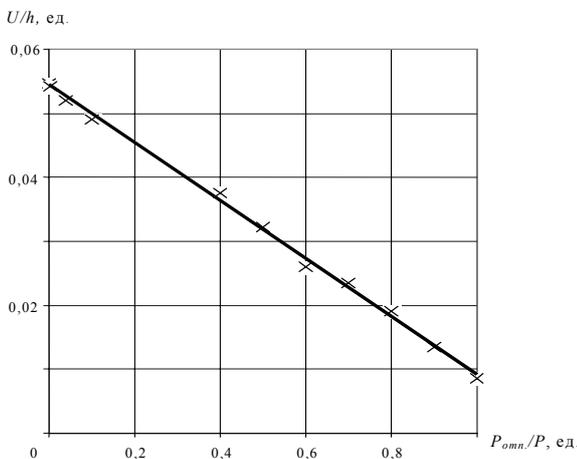


Рис. 4. График зависимости U_{Γ}/h от $P_{omn.}/P$ (где h – высота выработки; $P_{omn.}$ – величина отпора выдавливанию пород; P – величина пригрузки), полученный по результатам математического моделирования

Таким образом, проведенные комплексные исследования позволяют сделать вывод о том, что областью применения способов предотвращения пучения, основанным на механическом отпоре породам почвы, являются горные выработки на стадии их эксплуатации, когда вокруг них образовалась зона разрушенных пород. Это объясняется тем, что при создании механического отпора породам почвы изменяются их

физико-механические свойства (угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления), что позволяет максимально использовать несущую способность вмещающего выработку массива.

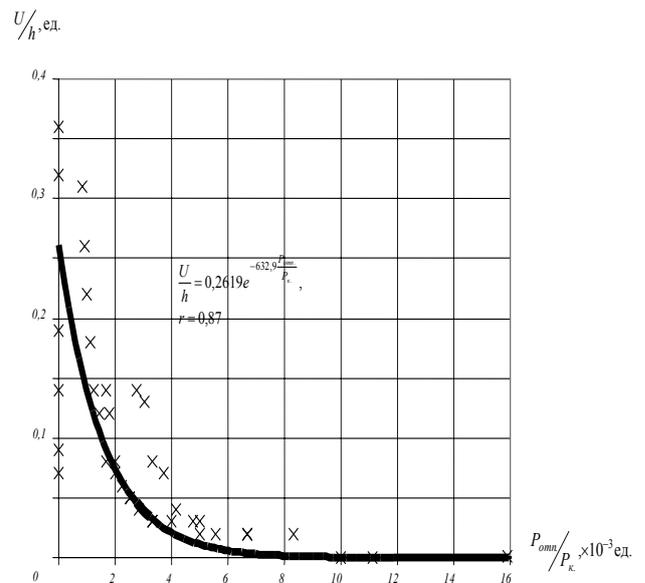


Рис. 5. График зависимости U_{Γ}/h от $P_{omn.}/P_k$ (где P_k – величина пригрузки по контуру зоны разрушенных пород), полученный по результатам структурного моделирования

Список литературы

1. Литвинский Г.Г., Бабиюк Г.В., Быков А.В. Эффективные способы предотвращения пучения пород в шахтах // ЦНИЭИуголь, ЦБНТИ Минуглепрома УССР. – М., 1985. – 48 с.
2. Зубов В.П., Чернышков Л.Н., Лазченко К.Н. Влияние подрывок на пучение пород в подготовительных выработках // Уголь Украины. – 1985. – №7. – С. 15-16.
3. Негрей С.Г. Результаты испытаний способа предотвращения повторного пучения пород почвы горной выработки // Проблемы подземного строительства и направления развития тампонажа и закрепления

- горных пород: Мат-лы научн.-практич. конфер.– Луганск: Изд-во Восточноукраинского национального университета им. В.Даля.– 2006.– С.202-206.
4. Соловьев Г.И., Негрей С.Г., Кублицкий Е.В. Опыт-но-промышленная проверка способа локализации выдавливания пород почвы // Геотехнологии на рубеже XXI века. – Донецк: ДУНПГО. – Т.1. – 2001. – С.63-68.
5. Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Сахно И.Г. О влиянии механического отпора выдавливанию пород почвы горных выработок на их смещения // Разработка рудных месторождений. – 2004. – Вып. 87. – С. 28-29.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 27.02.07

УДК 622.258.3

А.Ю. Прокопов, М.В. Прокопова, К.Э. Ткачева

РАСЧЕТ БОКОВОЙ НАГРУЗКИ НА АРМИРОВКУ ПРИ ОДНОВРЕМЕННОМ ЭКСЦЕНТРИСИТЕТЕ ЦЕНТРА МАСС СОСУДА И ОТКЛОНЕНИИ ПРОВОДНИКОВ В БОКОВОЙ ПЛОСКОСТИ

Запропонована методика розрахунку додаткових бічних сил на армування з урахуванням відхилень центру мас і провідників від проектного положення в бічній площині.

Предложена методика расчета дополнительных боковых сил на армировку с учетом отклонений центра масс и проводников от проектного положения в боковой плоскости.

The method of calculation of additional lateral forces on reinforcement taking into account deviations of center of the masses and conductors from project position in a lateral plane is offered.

Эксплуатационные нагрузки, передаваемые на армировку подъемными сосудами, принято подразделять по их направлению на вертикальные и горизонтальные. В свою очередь горизонтальные нагрузки целесообразно подразделять на лобовые и боковые [1]. Схемы приложения горизонтальных эксплуатационных нагрузок при различных конструкциях расстрелов приведены на рис. 1.

Как следует из схем (рис. 1), на армировку действует лобовая сила P_y , в направлении, нормальном к стенке сосуда, на которой укреплено направляющее устройство, а также боковая сила P_x , действующая параллельно этой стенке. Главными факторами, влияющими на величины лобовой и боковой сил, согласно нормативной методике [2,3], являются масса и скорость подъемного сосуда, шаг армировки, тип направляющих устройств и жесткость расстрелов в точках крепления проводников, зависящая от схемы армировки, применяемых профилей и др. Однако, на формирование лобовой и боковой нагрузок на армировку оказывают влияние и ряд дополнительных факторов, в том числе эксцентриситет загрузки подъемного сосуда и отклонение проводников от вертикали, как допускаемое при монтаже, так и возрастающее при эксплуатации подъема.

Основными и наиболее опасными нагрузками при таких отклонениях являются лобовые [4, 5], однако, с одинаковой вероятностью эксцентриситет центра масс скипа и отклонение проводников могут возникнуть в боковой плоскости и наложиться друг на друга, усилив или ослабив свое действие на армировку.

При отклонении проводников в боковой плоскости и возникновении эксцентриситета загрузки в этом же направлении, т.е. по оси x , распределение нагрузок будет таким, как показано на рис. 2, при этом на проводники будут действовать боковые силы, а модуль эксцентриситета e_x будет приниматься, исходя из линейного размера скипа a . Максимальные ожидаемые значения e_x для расчета приняты в соответствии с исследованиями [5].

Получим уравнения для нахождения боковых сил, действующих на проводники, при таком движении. Найдем плечи сил тяжести и натяжения каната для всех 4 точек расположения опор (A, B, C и D).

Плечо силы тяжести относительно точек A и C :

$$l_1 = \sqrt{\frac{b^2}{4} + \left(e_x + \frac{h}{2} \sin \alpha\right)^2}.$$

Плечо силы тяжести относительно точек B и D :

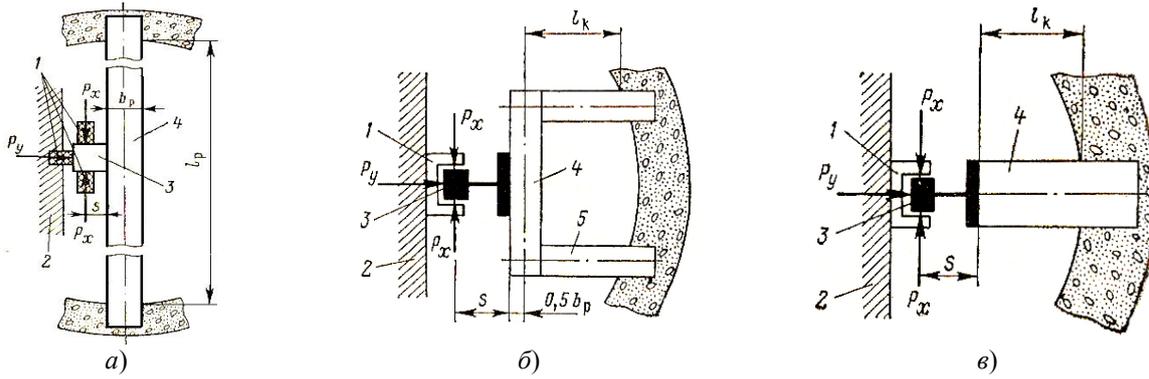


Рис. 1. Схемы приложения горизонтальных эксплуатационных нагрузок к элементам армировки при конструкции расстрела: а – центрального (хордального); б – П-образного; в – консольного; 1 – направляющее устройство; 2 – сосуд; 3 – проводник; 4,5 – несущие расстрелы

$$l_2 = \sqrt{\frac{b^2}{4} + \left(e_x - \frac{h}{2} \sin \alpha \right)^2}.$$

Плечо силы натяжения каната $F_{нат}$ в точках А и С равно

$$l_3 = \frac{1}{2} \sqrt{b^2 + (H - h)^2 \sin^2 \alpha}.$$

$$\begin{cases} \sum M_A = -F_T l_1 - F_{нат} l_3 + Q_D h + Q_B \sqrt{h^2 + b^2} = 0; \\ \sum M_B = -F_T l_2 - F_{нат} l_4 + Q_C h + Q_A \sqrt{h^2 + b^2} = 0; \\ \sum F_x = Q_A \cos \alpha + Q_C \cos \alpha - Q_B \cos \alpha - Q_D \cos \alpha + F_{тр.А} \sin \alpha + F_{тр.С} \sin \alpha + F_{тр.В} \sin \alpha + F_{тр.Д} \sin \alpha = 0; \\ \sum F_z = F_{нат} - F_T + Q_A \sin \alpha + Q_C \sin \alpha - Q_B \sin \alpha - Q_D \sin \alpha - F_{тр.А} \cos \alpha - F_{тр.В} \cos \alpha - F_{тр.С} \cos \alpha - F_{тр.Д} \cos \alpha = 0. \end{cases} \quad (1)$$

Исходя из симметричности нагрузки относительно оси х, имеем

$$Q_A = Q_C \text{ и } Q_B = Q_D. \quad (2)$$

Сила трения между боковыми поверхностями направляющих устройств и проводниками зависит от вели-

чины боковой нагрузки на проводники и определится из выражений

$$F_{тр.А} = F_{тр.С} = \mu Q_A; \quad (3)$$

$$F_{тр.В} = F_{тр.Д} = \mu Q_B. \quad (4)$$

С учетом выражений сил тяжести и трения, а также уравнений (2) – (4) система (1) примет вид

$$\begin{cases} \sum M_A = -mgl_1 - F_{нат} l_3 + Q_B \left(h + \sqrt{h^2 + b^2} \right) = 0; \\ \sum M_B = -mgl_2 - F_{нат} l_4 + Q_A \left(h + \sqrt{h^2 + b^2} \right) = 0; \\ \sum F_x = 2Q_A (\cos \alpha + \mu \sin \alpha) + 2Q_B (\mu \sin \alpha - \cos \alpha) = 0; \\ \sum F_z = F_{нат} - mg + 2Q_A (\sin \alpha - \mu \cos \alpha) - 2Q_B (\mu \cos \alpha + \sin \alpha) = 0. \end{cases} \quad (5)$$

Решив систему (5), получим выражения для определения реакций опор в точках А и В:

$$Q_A = \frac{mg(l_4 - l_3 l_2)}{h + \sqrt{h^2 + b^2}} \cdot \frac{\mu \sin \alpha - \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha + \cos \alpha) l_4 - (\mu \sin \alpha - \cos \alpha) l_3}; \quad (6)$$

$$Q_B = \frac{mg(l_4 - l_3 l_2)}{h + \sqrt{h^2 + b^2}} \cdot \frac{\mu \sin \alpha + \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha + \cos \alpha) l_4 - (\mu \sin \alpha - \cos \alpha) l_3}. \quad (7)$$

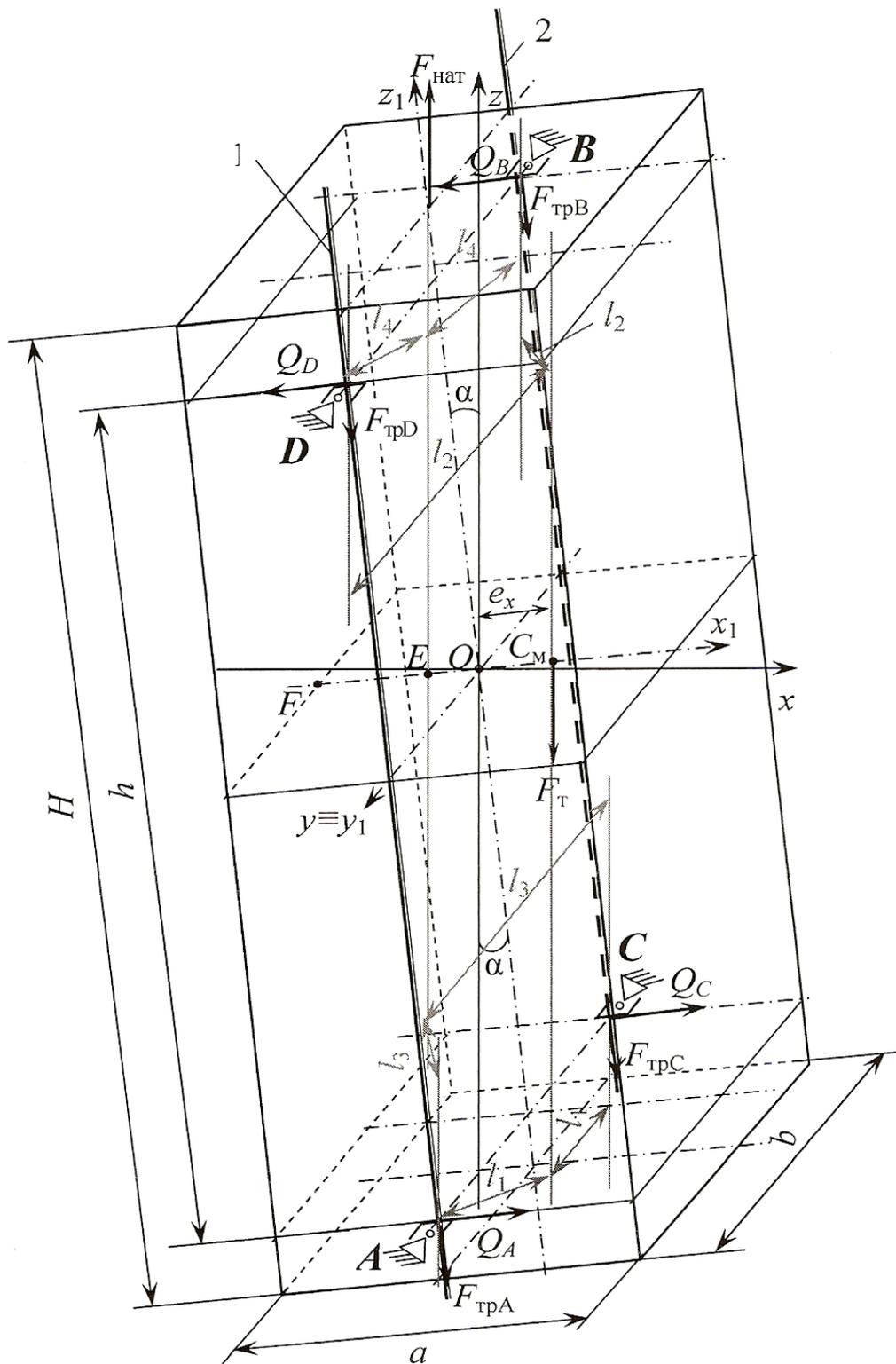


Рис. 2. Расчетная схема к определению боковых нагрузок на армировку при противоположном направлении боковых отклонений проводников и центра масс

Исходя из найденных значений опорных реакций, определим дополнительные лобовые горизонтальные усилия на проводники вследствие отклонения элементов армировки и продольной оси скипа от верти-

кального положения и эксцентриситета загрузки скипа:

$$P_A^{\text{бок}} = Q_A \cos \alpha ; P_B^{\text{бок}} = Q_B \cos \alpha ,$$

или с учетом (6) и (7)

$$P_A^{\text{бок}} = \frac{mg(l_4 - l_3 l_2)}{h + \sqrt{h^2 + b^2}} \cdot \frac{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha) \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha + \cos \alpha) l_4 - (\mu \sin \alpha - \cos \alpha) l_3}; \quad (8)$$

$$P_B^{\text{бок}} = \frac{mg(l_4 - l_3 l_2)}{h + \sqrt{h^2 + b^2}} \cdot \frac{\mu \sin \alpha + \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha + \cos \alpha) l_4 - (\mu \sin \alpha - \cos \alpha) l_3}. \quad (9)$$

На основании уравнений (8) и (9) построим графики зависимости дополнительных боковых нагрузок, возникающих при движении эксцентрически загруженных подъемных сосудов при их отклонении от вертикали на угол α от величины эксцентриситета в боковом направлении (по оси x) e_x (рис. 3) и найдем максимальные дополнительные нагрузки, действующие на проводники от этого фактора для скипов различных типоразмеров.

Как следует из рис. 3, эксцентриситет загрузки скипов в боковой плоскости менее опасен, так как вызывает значительно меньшее увеличение нагрузки

на проводники, по сравнению с аналогичным эксцентриситетом в лобовой плоскости. Так при максимально допустимых нормами углах наклона проводников к вертикали в боковой плоскости и максимально ожидаемом боковом эксцентриситете загрузки дополнительная боковая нагрузка на проводники не превышает для скипов средней грузоподъемности (до 30 т) – 0,7 кН, для большегрузных скипов (до 100 т) – 2,3 кН. Максимальные же эксцентриситеты загрузки и аналогичные отклонения проводников от вертикали в лобовой плоскости вызывают увеличение лобовой нагрузки соответственно до 9 и 31 кН, что более, чем на порядок выше аналогичных боковых нагрузок.

Тем не менее при проектировании армировки, рассчитанной на движение большегрузных скипов, следует обязательно учитывать дополнительную боковую нагрузку, возникающую при наличии эксцентриситета скипа и отклонении проводников от вертикали в боковой плоскости, которая может быть рассчитана для нижних и верхних направляющих соответственно по формулам (8) и (9).

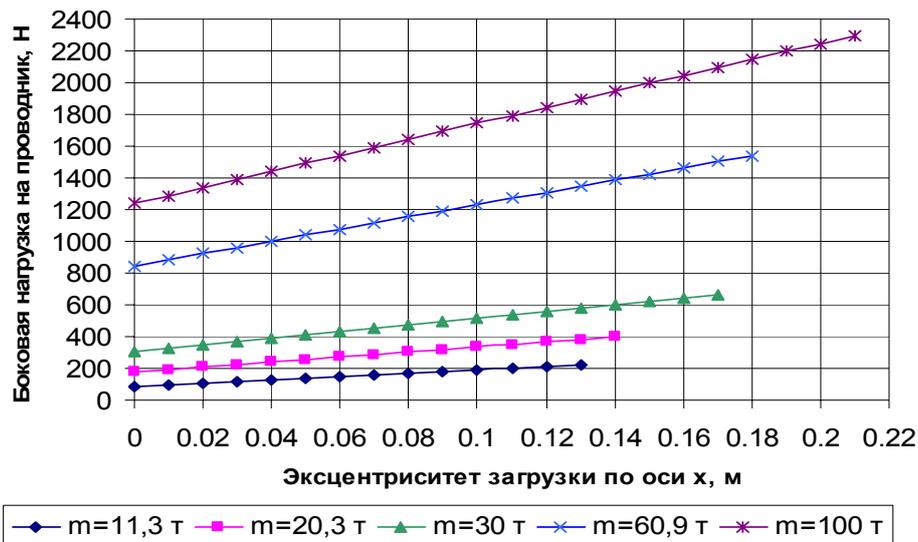


Рис. 3. Графики зависимости дополнительной боковой нагрузки на проводник при движении скипа, имеющего отклонение от вертикали в боковой плоскости, от величины эксцентриситета загрузки

Список литературы

1. Баклашов И.В. Расчет, конструирование и монтаж армировки стволов шахт. – М.: Недра, 1973. – 248 с.
2. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт. – ВНИИГМ им. М.М. Федорова. – Донецк, 1985. – 170 с.
3. Пособие по проектированию и монтажу жесткой армировки вертикальных стволов шахт и рудников (к СНиП II-94-80). Гос. ком. СССР по народн. образ., Моск. горн. ин-т / Под ред. И.В. Баклашова. – М.: Недра, 1989. – 160 с.
4. Прокопов А.Ю., Басакевич С.В. Влияние интенсивности подъема на формирование дополнитель-

- ной лобовой нагрузки на проводники, имеющие отклонение от вертикали // Изв. вузов. Сев.-Кавказ. регион. Техн. науки. – 2006. – Прил. № 9: «Перспективы развития Восточного Донбасса». – С. 101-105.
5. Прокопов А.Ю. Влияние эксцентриситета загрузки скипов на формирование нагрузки на жесткую армировку в стволах с высокой интенсивностью подъема // Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2006. – Тематич. прил. «Физика горных пород» – С. 366 – 378.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 27.02.07

УДК 622.258.3

М.В. Прокопова, С.А. Говоруцкая, Д.В. Куличенко

РАЗРАБОТКА СХЕМ АРМИРОВКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ УЗЛОВ, КОМПЕНСИРУЮЩИХ ТЕПЛОВОЕ СМЕЩЕНИЕ И НАПРЯЖЕНИЕ КОНСТРУКЦИЙ

Запропоновані конструктивні і технологічні рішення, що забезпечують нормальну експлуатацію армування при виникненні значних температурних коливань.

Предложены конструктивные и технологические решения, обеспечивающие нормальную эксплуатацию армровки при возникновении значительных температурных колебаний.

Structural and technological solutions, providing normal exploitation of reinforcement in case of occurring of considerable temperature variables, are offered.

Как следует из проведенных исследований [1], в зависимости от времени года армирования конструкции армровки в последствии будут испытывать положительные или отрицательные температурные воздействия. Если в конструкциях армровки не предусмотреть возможности их смещения (в результате сжатия при охлаждении или растяжения при нагревании), то в них возникают существенные напряжения, которые при определенной величине температурной нагрузки могут превысить допустимые.

Особенно в неблагоприятных условиях при изменении температуры оказываются одинарные (центральные или хордальные) расстрелы, закрепленные с обоих концов анкерами, а также рамные конструкции ярусов.

Основными направлениями совершенствования схем, конструкций армровки и технологии армирования, позволяющими улучшать неблагоприятное напряженно-деформированное состояние конструкций вследствие колебаний температуры, являются:

– рациональное сочетание способов крепления расстрелов к крепи ствола. Так, например, жесткие узлы анкерного крепления, в которых возникают наибольшие усилия вследствие перепадов температуры, можно заменять широко распространенными ранее узлами крепления бетонированием в лунках, которые обеспечивают меньшую жесткость, но при этом появляется возможность незначительного смещения конца расстрела;

– использование узлов осевой податливости расстрелов;

– максимальное применение безрасстрельных (консольных, консольно-распорных, блочных) армровок.

При воздействии отрицательных температурных нагрузок на расстрел, жестко закрепленный анкерами с обоих концов, образуется дополнительное натяжение стержня, возникает «эффект струны», в результате чего значительно ухудшаются динамические характеристики системы «сосуд – армровка». В итоге при суммарном воздействии отрицательных температурных нагрузок и динамических воздействий со стороны подъемного сосуда может происходить разрушение заделки анкеров и вырывание расстрелов.

Такая ситуация практически исключается применением традиционного способа заделки расстрелов – бетонированием концов в лунках, так как в данном случае узлы заделки обладают некоторой податливостью, достаточной для компенсации линейного укорочения (удлинения) расстрела при отрицательной (положительной) температурной нагрузке. Однако, как показывает практика [2, 3] и ряд проведенных исследований [4, 5] способ крепления расстрелов в лунках бетонированием является наиболее трудоемким и продолжительным, а в стволах, пройденных в сложных гидрогеологических условиях, из-за увеличения водопритоков, вызывает значительное усложнение условий работы крепи и армровки.

Наиболее простым способом защиты армровки от нарушений в результате температурных воздействий является способ крепления расстрелов, предусматривающий жесткое закрепление одного из концов и возможность податливости другого.

Сочетать достоинства анкерного крепления расстрелов и использовать возможность ограниченной податливости узла крепления бетонированием в лунках позволяет предлагаемый комбинированный способ крепления расстрелов. Суть данного способа заключается в следующем. Узлы, на которые, согласно проведенным методами математического моделирования исследованиям, действуют наибольшие усилия (в частности продольная сила, пытающаяся вырвать анкеры из заделки), предлагается выполнять способом бетонирования в лунках. Для всех остальных узлов, в которых не возникает недопустимых напряжений, можно использовать анкерное крепление, как наиболее экономически и технически целесообразное.

В качестве альтернативного варианта узлы, требующие полной фиксации расстрела, могут заделываться в лунки бетонированием, но дополнительно закрепляться анкерами в направлении, перпендикулярном оси расстрела (рис. 1, а) или посредством уголков, приваренных к торцевой плоскости фиксируемого расстрела (рис. 1, б).

На рис. 2 приведены сечения клетевых, а на рис. 3 – скиповых стволов, построенные на основе типовых сечений Южгипрошахта [6], но предусматривающие

комбинированное крепление расстрелов к бетонной крепи. Нумерация схем соответствует обозначениям, принятым в [6]. Наиболее опасные узлы с точки зрения восприятия температурной нагрузки, которые должны иметь податливость, выделены окружностями. Остальные узлы могут крепиться анкерами или жестко заделываться в лунки при

помощи конструкций, показанных на рис. 1,а или 1,б. Выявление наиболее опасных узлов производилось методом конечных элементов на математических моделях, построенных специально для каждого из сечений. На моделях прикладывались как эксплуатационные нагрузки от движущихся подъемных сосудов, так и температурные нагрузки.

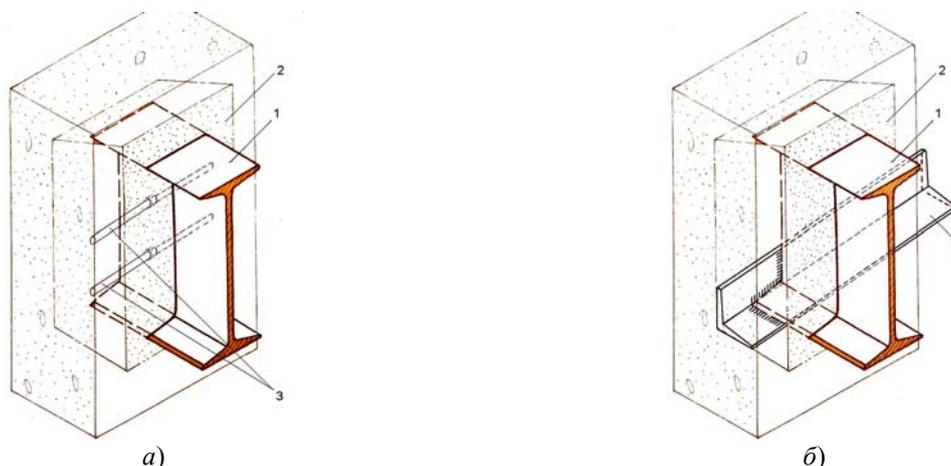


Рис. 1. Способы фиксации расстрелов при бетонировании в лунках: а – поперечными анкерами; б – привариванием уголка; 1 – расстрел; 2 – бетонная заделка лунки; 3 – анкера; 4 – уголок

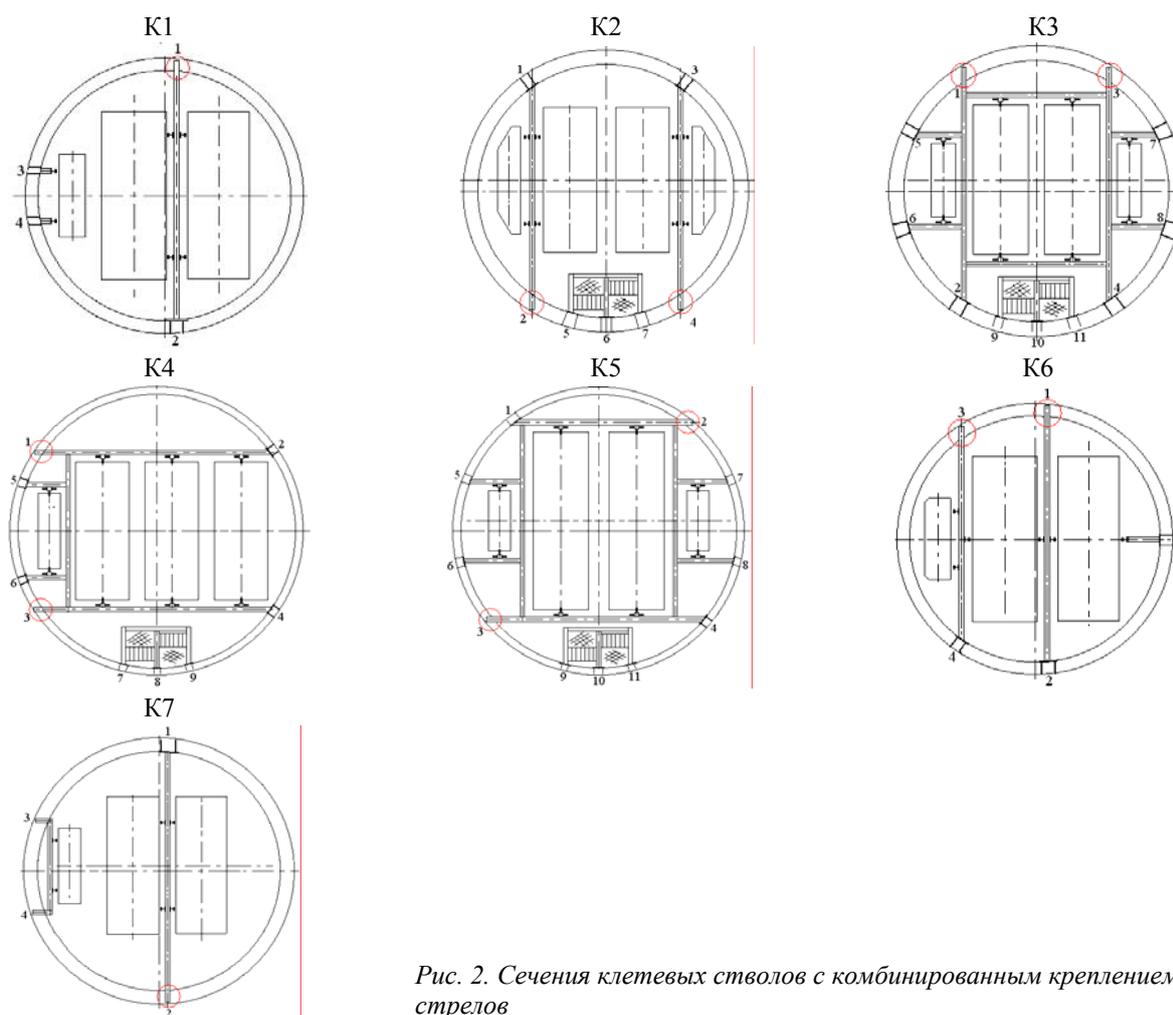


Рис. 2. Сечения клетевых стволов с комбинированным креплением расстрелов

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Снижение напряжений в расстреле и узлах его крепления, возникающих в результате воздействия температурных нагрузок, может быть достигнуто применением комбинированного способа крепления расстрела, предусматривающего жесткое крепление одного из концов и податливую заделку – второго.

2. При сложной рамной конструкции яруса податливыми с одного конца должны проектироваться 1-3 расстрела, находящиеся в наиболее неблагоприятном напряженно-деформированном состоянии при сум-

марном воздействии эксплуатационных и температурных нагрузок. Такими расстрелами являются, как правило, центральные и длинные хордальные расстрелы. Все остальные расстрелы (пальцевые, консольные, П-образные и др.) должны крепиться жестко.

3. Комбинированная схема крепления расстрелов с жесткой фиксацией в лунке одного из концов и податливой заделкой второго нашла применение при разработке проекта армирования скипового ствола рудника «Ново-Широкинский» УК «Русдрагмет», выполненного Научно-техническим центром «Наука и практика» (г. Ростов-на-Дону).

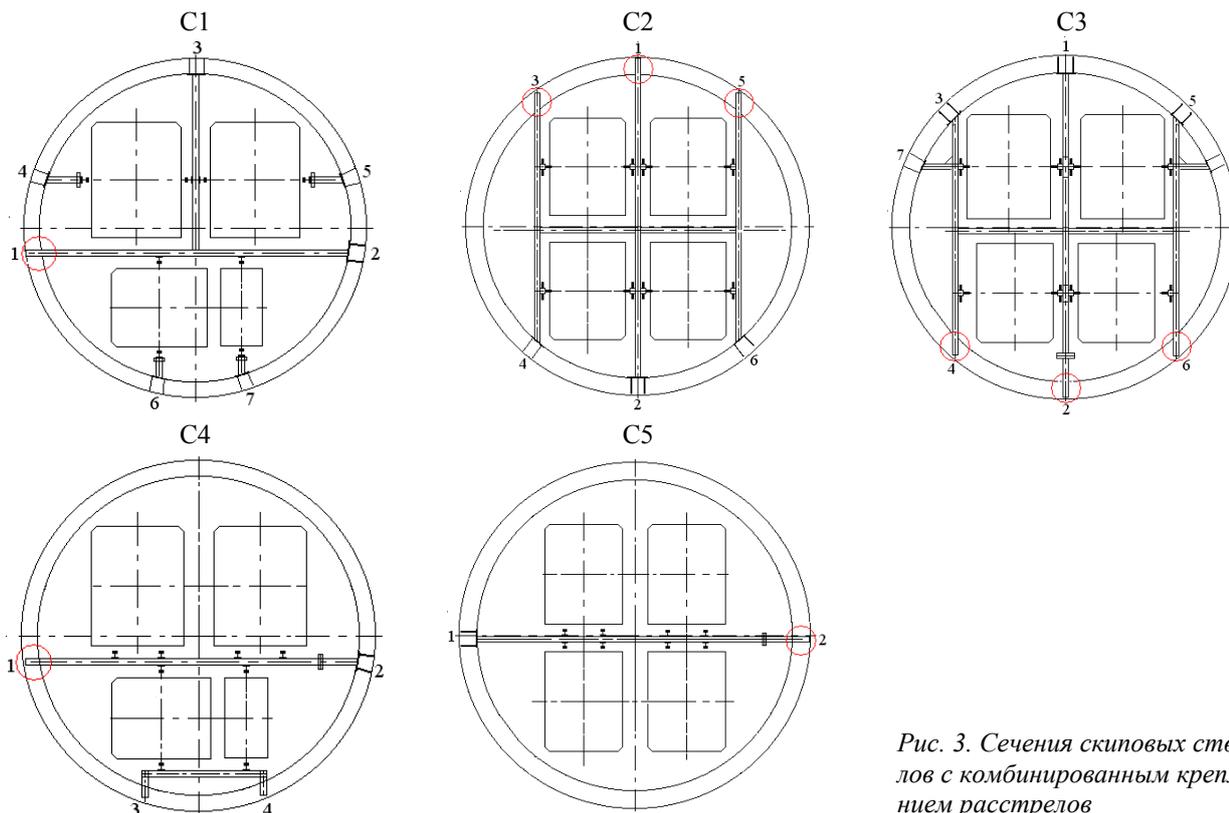


Рис. 3. Сечения скиповых стволов с комбинированным креплением расстрелов

Список литературы

1. Богомазов А.А. Исследование температурного режима вертикальных стволов Донбасса и его влияния на жесткую армировку // Научно-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых, шахтного и подземного строительства: сб. науч. тр. – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ(НПИ), 2006. – С. 256 – 269.
 2. Будник А.В., Лапко А.Н., Мякшин А.Д. Эффективные технические решения при замене расстрелов в зоне пльвунов // Современные проблемы шахтного и подземного строительства. Вып. 6. – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – С. 98 – 101.
 3. Ягодкин Ф.И., Вестфаль Г.О., Трахтенбройт В.Б. Армирование стволов, пройденных в обводненных породах // Уголь Украины. - 1989. – №11. – С. 29-30.

4. Прокопов А.Ю., Богомазов А.А. Влияние способов крепления расстрелов на технико-экономические показатели армирования вертикальных стволов // Совершенствование проектирования и строительства угольных шахт: сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001. – С. 152-157.
 5. Ягодкин Ф.И., Прокопов А.Ю., Богомазов А.А. Исследование взаимодействия крепи стволов с анкерными конструкциями крепления расстрелов // Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2006. – Тематическое прил. «Физика горных пород» – С. 335 – 340.
 6. Типовые материалы для проектирования 401–011–87–89. Сечения и армировка вертикальных стволов с жесткими проводниками. – Харьков: Южгипрошахт, 1989.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 27.02.07

УДК 622.258.3

С.Г. Страданченко, А.Ю. Прокопов, С.А. Солодухин

ИССЛЕДОВАНИЕ НАГРУЗОК НА АРМИРОВКУ ОТ ДВИЖЕНИЯ ЭКСЦЕНТРИЧЕСКИ ЗАГРУЖЕННОГО СКИПА ПО ПРОВОДНИКАМ, ИМЕЮЩИМ ОТКЛОНЕНИЯ ОТ ВЕРТИКАЛИ В ЛОБОВОЙ ПЛОСКОСТИ

Розглянуто сукупний вплив ексцентриситету завантаження підйомних судин і відхилення провідників від вертикалі на збільшення лобового навантаження на жорстке армування.

Рассмотрено совокупное влияние эксцентриситета загрузки подъемных сосудов и отклонения проводников от вертикали на увеличение лобовой нагрузки на жесткую армировку.

The combined influencing of unevenness of load of lifting's vessels and rejection of conductors from a vertical line on multiplying the frontal loadings on hard reinforcement is considered.

Правильное проектирование армировки вертикальных стволов с учетом всех действующих нагрузок и воздействий и их сочетаний позволит обеспечить безаварийную работу подъемного комплекса с заданными эксплуатационными характеристиками.

Как показывает анализ, действующая нормативная база по расчету жестких армировок [1 – 3] не учитывает некоторые факторы, оказывающие влияние на формирование нагрузок на проводники.

К таким факторам относятся возможный эксцентриситет загрузки скипа в горизонтальной плоскости, отклонение (допускаемое нормами) проводников и расстрелов от проектного положения, действие аэродинамических и кориолисовой сил, кручения подъемного каната, сил трения скольжения или качения и др.

В работе [4] рассмотрено движение эксцентрически загруженного скипа в строго вертикальных проводниках и исследовано увеличение лобовых и боковых нагрузок на проводники в зависимости от направления и величины эксцентриситета загрузки.

В работе [5] рассмотрено движение центрально загруженного скипа по проводникам, имеющим отклонения от вертикали, и рассчитана нагрузка на проводники, возникающая в результате наклона скипа.

Однако, вышеуказанные факторы могут действовать одновременно, т.е. на отдельных участках ствола скип, загруженный внецентренно (с эксцентриситетом в лобовой плоскости), движется по проводникам, имеющим отклонение от вертикали в этой же плоскости.

В зависимости от взаимной направленности эксцентриситета загрузки скипа и отклонения проводников возможны следующие варианты:

– отклонения проводников и центра масс направлены противоположно (рис. 1).

Смещение проводников происходит в вертикальной плоскости Oyz против часовой стрелки, а смещение центра масс (до точки C_M^1) происходит в направлении положительной полуоси Oy_1 на величину эксцентриситета e_y . В результате действия опрокидывающего момента, образуемого силой натяжения каната $F_{нат}$ и внецентренно приложенной силой тяже-

сти F_m , а также вследствие отклонения проводников от вертикали, максимальная лобовая нагрузка возникает в опорных направляющих А и В.

– отклонения проводников и центра масс сонаправлены (рис. 2), т.е. смещение проводников происходит в вертикальной плоскости Oyz против часовой стрелки, а смещение центра масс (точка C_M^2 или C_M^3) – в направлении отрицательной полуоси Oy_1 на величину эксцентриситета e_y .

В данном случае направление вращающего момента, создаваемого парой сил $F_{нат}$ и F_m , будет зависеть от соотношения эксцентриситета e_y и расстояния s , определяющего плечо силы натяжения каната $F_{нат}$ относительно геометрического центра скипа O

При условии

$$e_y \cos \alpha < s, \quad (1)$$

т.е. расположении центра масс на отрезке OE (например, в точке C_M^2), скип, как и в предыдущем случае, будет разворачивать по часовой стрелке, и максимальные усилия возникнут в опорах А и В (аналогично схеме на рис. 1), но по модулю они будут гораздо меньше, чем в первом случае.

При условии

$$e_y \cos \alpha < s, \quad (2)$$

т.е. расположении центра масс на отрезке EF (например, в точке C_M^3), вращающий момент будет действовать против часовой стрелки, и максимальные усилия возникнут в опорах С и D (рис. 2).

Представляет интерес случай, когда $e_y \cos \alpha = s$, т.е. центр масс совпадает с точкой E . При этом сила тяжести F_T и сила натяжения каната $F_{нат}$ лежат на одной прямой и не создают вращающего момента. Следовательно, не смотря на наличие эксцентриситета загрузки скипа и отклонения проводников от вертикали, скип будет двигаться аналогично движению центрально загруженного сосуда по вертикальным

проводникам, т.е. без дополнительной нагрузки на проводники, однако, такое сочетание маловероятно.

Оценим, выполнение какого из условий: (1) или (2) наиболее вероятно для скипов различных типоразмеров.

Учитывая, что углы отклонения проводников от вертикали, при соблюдении нормативных требований, в период эксплуатации не превышают $1^{\circ}36'$ [5], то условия (1) и (2) можно записать в виде:

$$e_y < s; \tag{3}$$

$$e_y > s; \tag{4}$$

в силу того, что при $\alpha \rightarrow 0 \cos \alpha \rightarrow 1$.

Согласно расчетной схеме (рис. 1), плечо силы натяжения каната относительно геометрического центра скипа составит

$$s = \frac{1}{2} H \sin \alpha .$$

Используя результаты исследований [4], максимальный эксцентриситет загрузки скипов e_y зависит от их геометрических размеров и может быть ориентировочно рассчитан по формуле $e_y = 0,075b_c$.

Произведем расчет значений s и e_y для скипов различных типоразмеров и построим графики зависимостей этих значений от массы подъемного сосуда (рис. 3).

Как следует из графиков, для большинства скипов наиболее вероятным является соблюдение условия (3), т.е. случай, когда величина эксцентриситета e_y не превышает значения s , т.е. реализуется схема с положением центра масс на отрезке OE , т.е. в точке C_M^2 (рис. 2) или схема с расположением центра масс в точке C_M^1 и ближе к геометрическому центру (рис. 1)

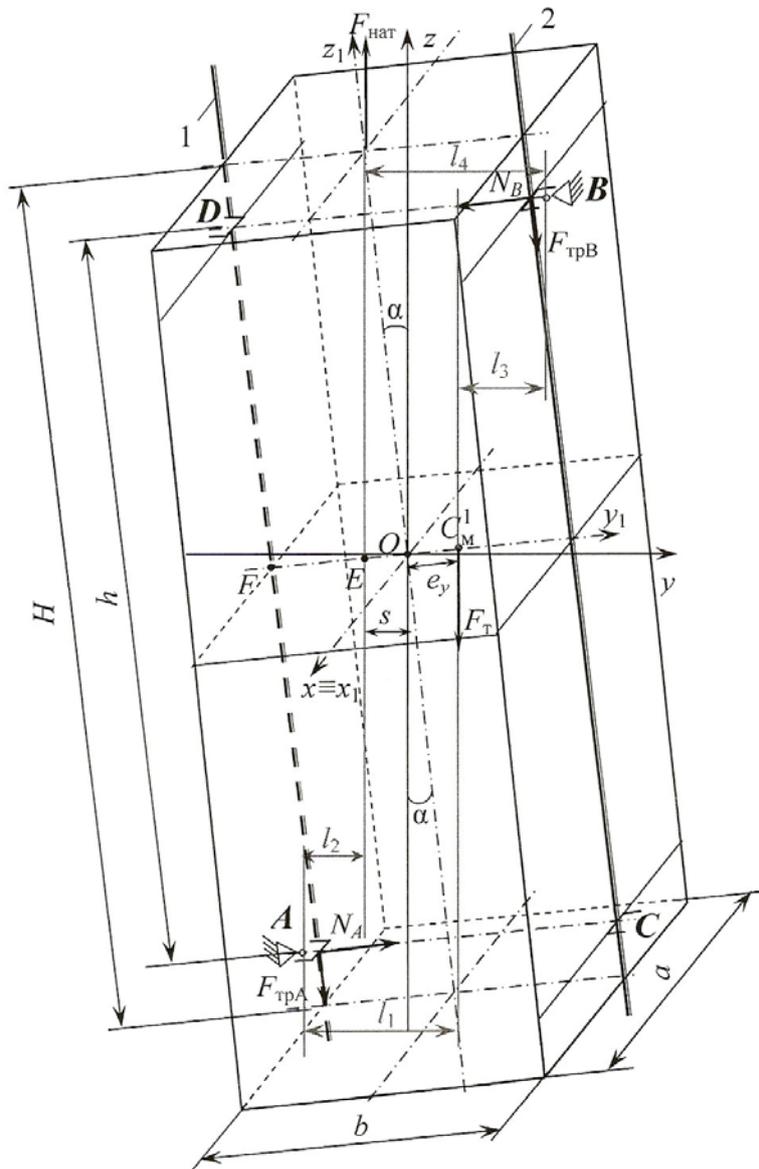


Рис. 1. Расчетная схема к определению нагрузок на армировку при противоположном направлении лобовых отклонений проводников и центра масс

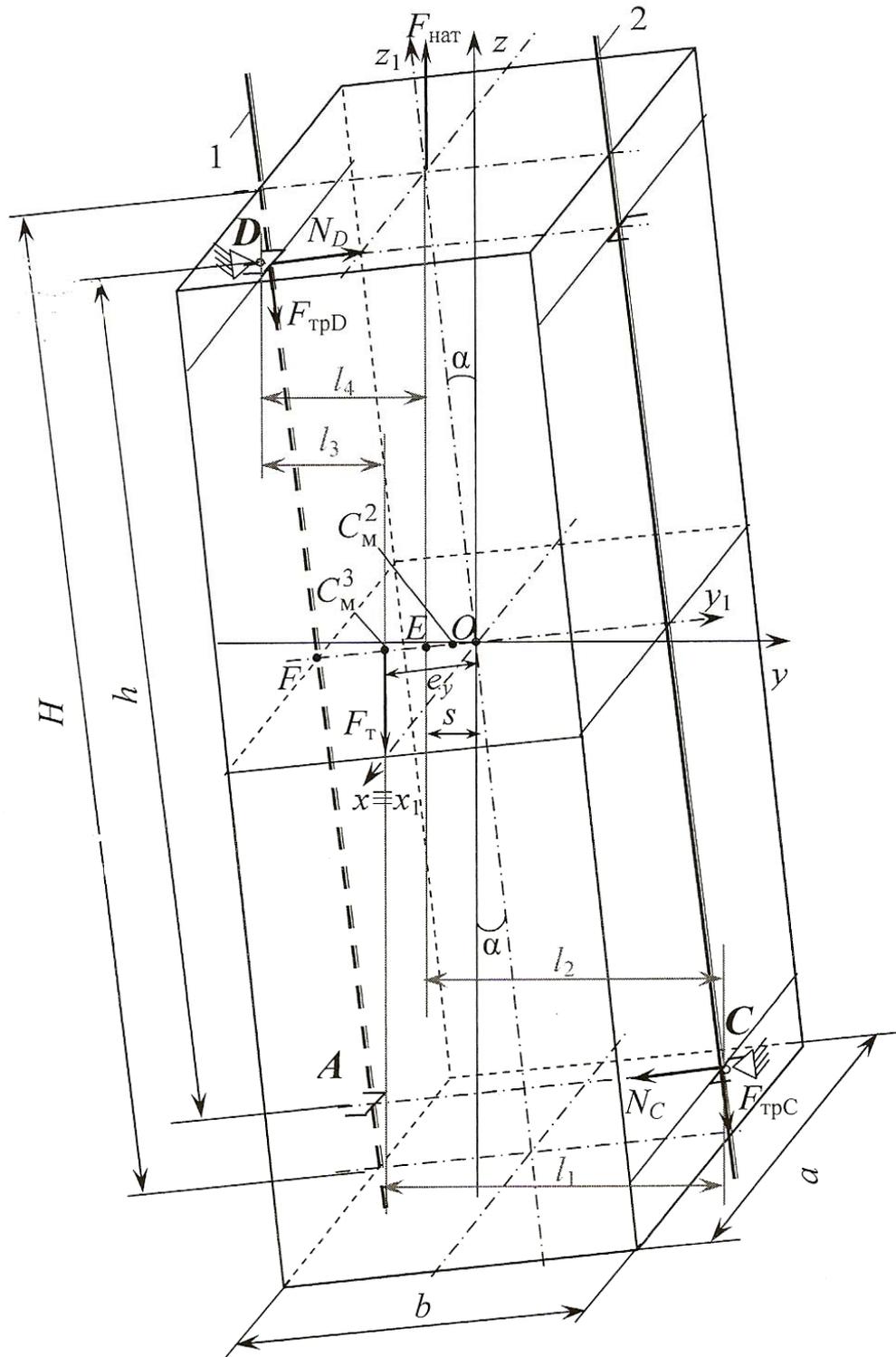


Рис. 2. Расчетная схема к определению нагрузок на армировку при однонаправленном лобовом отклонении проводников и центра масс

Соблюдение условия (4) теоретически возможно для скипов массой до 20 т.

Исходя из расчетных схем (рис. 1 и 2) получим выражения для расчета дополнительных лобовых сил на проводники, имеющие отклонения от вертикали,

при движении по ним эксцентрически нагруженных скипов.

В соответствии со схемами (рис. 1 и 2) найдем плечи сил тяжести и натяжения каната относительно точек A и B (в 1-м случае) или C и D (во 2-м случае).

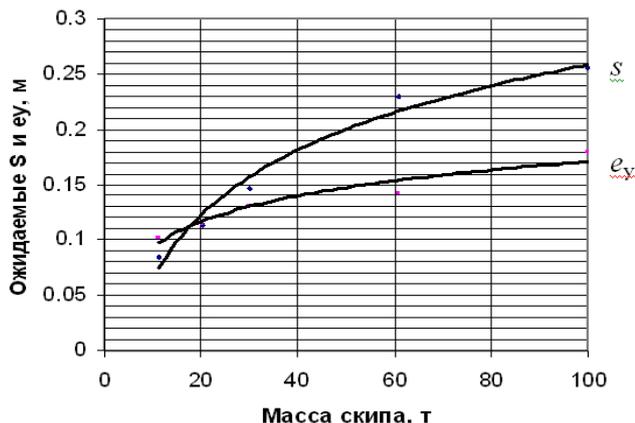


Рис. 3. Зависимость ожидаемых значений S и e_y от массы подъемного сосуда

Рассмотрим 1-й случай – эксцентриситет в направлении положительной полуоси Oy . Плечо силы тяжести относительно точки A составит:

$$l_1 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) + e_y,$$

где b – колея, м; h – расстояние между верхними и нижними направляющими лапами, м; α – угол отклоне-

ния продольной оси скипа от вертикали, град.; e_y – эксцентриситет загрузки скипа в направлении оси y_1 .

Плечо силы натяжения каната $F_{нат}$ в точке A равно

$$l_2 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) - \frac{1}{2} H \sin \alpha,$$

$$\text{т.е. } l_2 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - (h + H) \sin \alpha).$$

Плечо силы тяжести относительно точки B :

$$l_3 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) - e_y.$$

Плечо силы натяжения каната $F_{нат}$ в точке B равно

$$l_4 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) + \frac{1}{2} H \sin \alpha,$$

$$\text{т.е. } l_4 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha + (H - h) \sin \alpha).$$

В соответствии со схемой (рис. 1) составим систему уравнений равновесия для нахождения опорных реакций, а затем лобовых горизонтальных усилий на проводники:

$$\begin{cases} \sum M_A = -F_{тяж} l_1 + F_{нат} l_2 + N_B h - F_{тр.В} b = 0; \\ \sum M_B = F_{тяж} l_3 - F_{нат} l_4 + N_A h + F_{тр.А} b = 0; \\ \sum F_y = N_A \cos \alpha - N_B \cos \alpha + F_{тр.А} \sin \alpha + F_{тр.В} \sin \alpha = 0; \\ \sum F_z = F_{нат} - F_{тяж} + N_A \sin \alpha - N_B \sin \alpha - F_{тр.А} \cos \alpha - F_{тр.В} \cos \alpha = 0. \end{cases} \quad (5)$$

С учетом известных выражений для определения сил тяжести и трения система (5) примет вид

$$\begin{cases} \sum M_A = -mgl_1 + F_{нат} l_2 + N_B h - \mu N_B b = 0; \\ \sum M_B = mgl_3 - F_{нат} l_4 + N_A h + \mu N_A b = 0; \\ \sum F_y = N_A \cos \alpha - N_B \cos \alpha + \mu N_A \sin \alpha + \mu N_B \sin \alpha = 0; \\ \sum F_z = F_{нат} - mg + N_A \sin \alpha - N_B \sin \alpha - \mu N_A \cos \alpha - \mu N_B \cos \alpha = 0. \end{cases} \quad (6)$$

Решив систему (6), получим выражения для определения реакций опор в точках A и B :

$$N_A = mg(l_1 l_4 - l_3 l_2) \cdot \frac{\mu \sin \alpha - \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha)(h + \mu b) l_2 - (\cos \alpha + \mu \sin \alpha)(h - \mu b) l_4}; \quad (7)$$

$$N_B = -mg(l_1 l_4 - l_3 l_2) \cdot \frac{\mu \sin \alpha + \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha)(h + \mu b) l_2 - (\cos \alpha + \mu \sin \alpha)(h - \mu b) l_4}. \quad (8)$$

Исходя из найденных значений опорных реакций, определим дополнительные лобовые горизонтальные усилия на проводники вследствие отклонения элементов армировки и продольной оси скипа от вертикального положения и эксцентриситета загрузки скипа:

$$P_A^{лоб} = N_A \cos \alpha; \quad P_B^{лоб} = N_B \cos \alpha$$

или с учетом (7) и (8)

$$P_A^{лоб} = mg(l_1 l_4 - l_3 l_2) \cdot \frac{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha) \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha)(h + \mu b) l_2 - (\cos \alpha + \mu \sin \alpha)(h - \mu b) l_4}; \quad (9)$$

$$P_B^{\text{доб}} = -mg(l_1 l_4 - l_3 l_2) \cdot \frac{(\mu \sin \alpha + \cos \alpha) \cos \alpha}{(\mu \sin \alpha - \cos \alpha)(h + \mu b) l_2 - (\cos \alpha + \mu \sin \alpha)(h - \mu b) l_4}. \quad (10)$$

На основании уравнений (9) и (10) построим графики зависимости дополнительных лобовых нагрузок, возникающих при движении эксцентрически нагруженных подъемных сосудов при их отклонении от вертикали на угол α от величины эксцентриситета в лобовом направлении (по оси y) e_y (рис. 4) и найдем максимальные дополнительные нагрузки, действующие на проводники от этого фактора для скипов различных типоразмеров.

Расчет произведен для каждого из скипов с учетом максимально возможных эксцентриситетов [4]. В качестве угла отклонения скипа от вертикали принят угол α , рассчитанный исходя из максимально допустимых нормативными требованиями отклонений армировки при эксплуатации и максимальных зазоров между проводниками и подъемным сосудом. Исходя из расчетов, графики построены для угла $\alpha = 1^\circ 36'$.

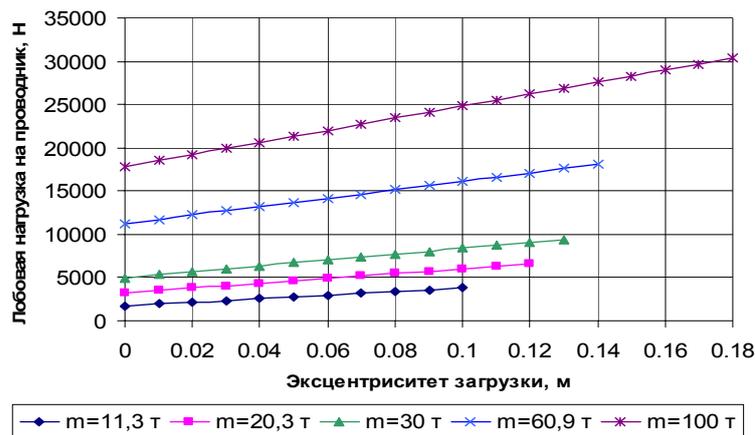


Рис. 4. Графики зависимости лобовой нагрузки на проводник при движении скипа, имеющего отклонение от вертикали в лобовой плоскости, от величины эксцентриситета загрузки (эксцентриситет совпадает с положительным направлением оси Oy)

Рассмотрим 2-й случай – эксцентриситет в направлении отрицательной полуоси Oy . Расчет опорных реакций будет производиться по полученным ранее (для 1-го случая) формулам (7) и (8), а лобовых нагрузок – по формулам (9) и (10), изменятся лишь плечи силы тяжести относительно опор А и В, которые будут равны:

$$l_1 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) - e_y,$$

$$l_3 = \frac{1}{2}(b \cos \alpha - h \sin \alpha) + e_y$$

Плечи силы натяжения каната l_2 и l_4 останутся такими же, как в 1-м случае.

Построим графики зависимости лобовой нагрузки от эксцентриситета загрузки для 2-го случая (рис. 5).

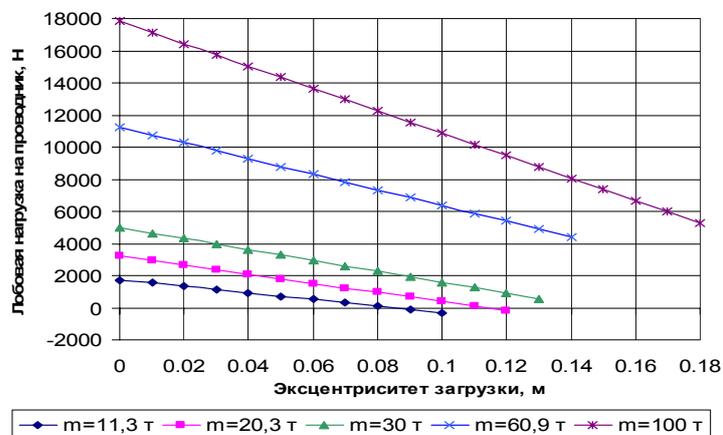


Рис. 5. Графики зависимости лобовой нагрузки на проводник при движении скипа, имеющего отклонение от вертикали в лобовой плоскости, от величины эксцентриситета загрузки (эксцентриситет совпадает с отрицательным направлением оси Oy)

Результаты, отображенные на графиках (рис. 5) полностью подтверждают выводы о возможности опрокидывания скипов массой до 20 т в обратном направлении, т.е. возникновении максимальных опорных реакций в точках *C* и *D* (рис. 2). Об этом же свидетельствует и график, приведенный на рис. 3, согласно которому для скипов массой до 20 т возможно выполнение условия $e_y > s$.

Таким образом, эксцентриситет загрузки скипов в направлении отрицательной полуоси *Oy*, т.е. в направлении, совпадающем с направлением отклонения проводников и скипов от вертикали, приводит к уменьшению лобовой нагрузки на проводники, которая при выполнении условия $e_y = s$ становится равной нулю, а при $e_y > s$ принимает отрицательные значения, т.е. реализуется схема, приведенная на рис. 2, когда центр масс смещается левее точки *E* (например, в точку C_M^3).

Так при максимально допустимом нормами угле отклонения проводников от вертикали и образовании угла между продольной осью скипа и вертикалью $\alpha = 1^\circ 36'$ обратное опрокидывание скипа массой 11,3 т возможно при его эксцентриситете $e_y > 0,08$ м в направлении, совпадающем с направлением отклонения проводников, а скипа массой 20,3 т – при эксцентриситете $e_y > 0,11$ м.

Для скипов массой 30 т реализация 2-го случая нагружения проводников теоретически возникнет при $e_y > 0,15$ м, скипов массой 60,9 т – при $e_y > 0,23$ м; скипов массой 100 т – при $e_y > 0,26$ м, что согласно исследованиям [4] является маловероятным.

Таким образом, наиболее опасным является сочетание нагрузок, рассмотренное в 1-м случае, т.е. направление эксцентриситета загрузки противоположно направлению отклонения проводников от верти-

кали (рис. 1), следовательно, этот случай следует принимать для расчета нагрузок на армировку.

Все остальные варианты нагружения, рассмотренные в данной статье, не являются критическими.

Список литературы

1. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт.– ВНИИГМ им. М.М. Федорова. – Донецк, 1985. – 170 с.
2. Пособие по проектированию и монтажу жесткой армировки вертикальных стволов шахт и рудников (к СНиП II-94-80). Гос. ком. СССР по народн. образ., Моск. горн. ин-т / Под ред. И.В. Баклашова. – М.: Недра, 1989. – 160 с.
3. Инструкция по проектированию и монтажу армировки вертикальных стволов шахт с креплением элементов армировки на анкерах РД.12.18.089-90 – Харьков: ВНИИОМШС, 1990. – 83 с.
4. Прокопов А.Ю. Влияние эксцентриситета загрузки скипов на формирование нагрузки на жесткую армировку в стволах с высокой интенсивностью подъема// Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГУ, 2006. – Тематич. прил. «Физика горных пород» – С. 366 – 378.
5. Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Басакевич С.В. Влияние отклонений проводников и продольной оси скипа от вертикали на формирование дополнительных лобовых нагрузок на армировку // Материали міжнародної конференції «Форум гірників-2006». – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2006. – С. 184 – 190.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М.Роєнком 27.02.07

УДК 528.74.338:551.243+622.834

В. Т. Мирошниченко, В. В. Николаенко

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛНОГО ВЕКТОРА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ТРУБЫ НЕФТЕПРОВОДА НА ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ И ПОДТАПЛИВАЕМЫХ ТЕРРИТОРИЯХ

У статті наведені результати досліджень стійкості труби нафтопроводу на підданих динамічним процесам територіях. Запропоновано методику визначення просторового вектора стріли прогину споруд, підданих впливу підробки і підтоплення.

В статье приведены результаты исследований устойчивости трубы нефтепровода на подверженных динамическим процессам территориях. Предложена методика определения пространственного вектора стрелы прогиба сооружений, подверженных влиянию подработки и подтопления.

In article the results of researches of stability of a pipe of an oil pipeline in the territories, subject to dynamic processes are given. The technique of definition of a spatial vector of a deflection of structures subject to influence deforming is offered.

Современное состояние земной поверхности Луганщины в значительной степени формируется под

воздействием двух факторов: подработка ее горными работами и подтоплением вследствие мокрой кон-

сервации шахт. Инженерные сооружения, в частности, нефтепроводы, проходящие по деформируемым территориям, в ряде случаев испытывают деформации, которые могут привести к нарушению стабильности их работы и загрязнению природной среды [1].

Инструктивными материалами [2, 4] рекомендуется устойчивость нефтепроводов определять с учетом стрелы прогиба f , которая используется для предрасчета или расчета в конкретной точке усилия P по формуле:

$$P = \sqrt{\frac{f\pi\sqrt{EF}}{2\ell}}, \quad (1)$$

где P – продольное усилие в трубе на определенный момент; F – площадь сечения стенки трубы; f – стрела прогиба; E – модуль упругости материала труб (сталь СТ-3); ℓ – полупролет труб в мульде сдвижения.

Полученное значение P используется для расчета напряжения в трубе:

$$\sigma = \frac{P}{F} + \frac{M}{W}, \quad (2)$$

которое затем сравнивается с проектным сопротивлением труб деформации, определяемым по формуле:

$$R = \frac{R_H m}{K_\delta K_H}, \quad (3)$$

где M – изгибающий момент; W – момент сопротивления; R_H – нормальное сопротивление става труб нефтепровода в зоне подвижек грунта в мульде сдвижения, равное минимальному значению предела текучести; m – коэффициент условий работы трубопровода; K_δ – коэффициент безопасности по металлу; K_H – коэффициент надежности. Значения коэффициентов m , K_δ , K_H выбирают согласно рекомендациям источника [5].

Если σ не превышает R , то условие безопасности трубопровода выполнено.

При подработке нефтепровода в зонах, опасных для его эксплуатации, величину $f_{верт}$ – вертикальную стрелу прогиба трубы – можно принять равной величине оседания h_{max} земной поверхности, т. к. нефтепровод заглублен до двух метров. Максимальное ее значение можно предрасчитать по формуле [3]:

$$f_{верт} = \eta_{max} = q m \cos \alpha N_1 N_2, \quad (4)$$

где q – коэффициент оседания для Донбасса; m – мощность пласта; α – угол падения пласта; N_1 , N_2 – коэффициенты, зависящие от степени подработанности, определяемые в соответствии с рекомендациями [3].

Приведенный порядок расчетов справедлив в случае, если нефтепровод проходит через центр мульды сдвижения, а также в случае не подверженности территории подтоплению. В противном случае, по на-

шему мнению, необходимо определять величину и направление пространственного вектора смещения условной точки земной поверхности или массива, в котором расположен нефтепровод.

Для достижения этой цели целесообразно производить натурные наблюдения с закладкой наблюдательных станций параллельно трубам. Такие станции могут располагаться под любыми углами к линии угольного забоя: перпендикулярно, параллельно или диагонально. Наблюдения по таким станциям проводились нами над горными работами шахт Тошковская ПО «Первомайскуголь» и Ворошиловская ПО «Ровенькиантрацит» в процессе наблюдений за нефтепроводом Лисичанск – Тихорецк. Особое внимание было уделено определению величины стрелы прогиба f и направления ее вектора. Оказалось, что вертикальная ее составляющая η , которую можно определить по формуле (4), не является полной величиной прогиба трубы в конкретной точке, т. к. труба передвигается еще и к центру мульды, т. е. имеет и горизонтальную составляющую $f_{гор}$. Ее значение определялось тремя способами.

Способ 1. Репера наблюдательной станции закладывались строго по прямой, параллельной трубопроводу. Производился предрасчет максимального значения $f_{верт} = \eta_{max}$ по линии реперов. Выделялся репер, который попадал в зону максимальной прокладки. В каждой серии наблюдений теодолитом 2Т5К измерялся угол отклонения этого репера от створа. Зная величину отстояния и угол отклонения, рассчитывалась $f_{гор}$.

Способ 2. Ординатометром, представляющим собой горизонтальную рейку с визиром, $f_{гор}$ определялась непосредственно как смещение репера с линии визирования с помощью теодолита 2Т5К.

Способ 3. Так как трубопровод имеет углы поворота в зависимости от рельефа местности, то репера наблюдательной станции закладывались параллельно трубе тоже с углами поворота, т. е. отдельными отрезками. Применение двух вышеприведенных способов определения $f_{гор}$ не представлялось возможным. В связи с этим положение реперов в горизонтальной плоскости определялось прокладкой теодолитного хода по всем реперам. Величина $f_{гор}$ определялась по изменениям плановых координат репера.

Значение f определялось по формуле:

$$f = \sqrt{f_{гор}^2 + f_{верт}^2}, \quad (5)$$

где $f_{гор}$ определялась одним из вышеприведенных способов, а $f_{верт}$ – геометрическим нивелированием.

Используя полученное значение f , по формулам (1) и (2) определялось фактическое напряжение в трубе, и если оказывалось, что оно превышает проектное

сопротивление деформации ($\sigma > R$), то делались выводы о необходимости защитных мероприятий.

Таким образом, комплекс маркшейдерских инструментальных наблюдений за состоянием трубопровода в зонах подработки и подтопления обязательно должен включать и определение горизонтальной составляющей стрелы прогиба трубы на выработанное пространство. Необходимо также разрабатывать методику для определения ожидаемой величины и направления стрелы прогиба трубы в краевых частях мульды сдвижения.

Список литературы

1. Мирошниченко В.Т., Крысанов Л.Д. Теоретические вопросы выделения потенциально опасных экологических зон по трассе нефтепровода // Вестник МАНЭБ.– С.-Петербург, 2001. – №1(37).– С. 131-134.
2. Руководство по проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. – НИИСК

Госстроя СССР, ВНИМИ. – Стройиздат, 1983. – Ч.1. – 140 с.

3. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. – Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с.
4. Методические указания по наблюдениям за сдвижением горных пород и за подрабатываемыми сооружениями. – Л.: ВНИМИ, 1987. 183 с.
5. Перович Л. Н. Геодезические работы при определении деформаций трубопроводов в зонах тектонических движений земной коры // Научные труды ВАГО. Геодезические работы на подрабатываемых территориях. Сб. статей. – Москва, 1987. – С. 45-49.
6. СНиП 2.05.06-85. Магистральные трубопроводы / Госстрой СССР. – М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1988. – 52 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 27.02.07

УДК 622.062

Д.В. Бровко, В.В. Хворост

РАСЧЕТ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ КОНСТРУКЦИЙ СООРУЖЕНИЙ ПОВЕРХНОСТИ ШАХТ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Виконано аналіз стану металевих конструкцій споруджень поверхні шахт і методик їхнього проектування. Викладено методику проведення досліджень за допомогою обчислювального комплексу «SCAD». Наведено результати досліджень. Дано рекомендації із застосування універсальних обчислювальних програм.

Выполнен анализ состояния металлических конструкций сооружений поверхности шахт и методик их проектирования. Изложена методика проведения исследований с помощью вычислительного комплекса «SCAD». Приведены результаты исследований. Даны рекомендации по применению универсальных вычислительных программ.

The analysis of the state of metallic constructions of buildings of surface of mines and methods of their planning is executed. The method of conducting of researches by the calculable complex «SCAD» is expounded. The results of researches are resulted. Recommendations on application of the universal calculable programs are given.

Стальными конструкциями всегда широко пользовались в наземном шахтном строительстве. В последнее время они даже заметно потеснили железобетон. Причинами такого явления является большой объем производства проката в Украине, повторное использование стали после переплавки, легкость демонтажа, широкие возможности в отрасли индивидуальных разработок стальных конструкций и, наконец, эффективное использование стали благодаря индивидуальному расчету. Эти причины предопределяют также высокую эффективность стальных конструкций в шахтном строительстве. Однако индивидуальный расчет способствует высокой эффективности лишь при условии удачного решения проектных проблем. Утверждение об эффективности стальных конструкций без сравнения их с железобетонными может спра-

ведливо показаться односторонним [1]. Часто на проектные решения шахтных наземных зданий и сооружений влияют специфические отраслевые факторы.

К этим факторам, безусловно, принадлежит необходимость сокращать сроки строительства, а также сроки реконструкции и ремонта тех шахтных зданий и сооружений, которые непосредственно связаны с процессом добычи, а именно: копров, надшахтных зданий, эстакад, и др. Причина здесь очевидна: каждый день простоя шахты наносит больших убытков.

Сокращение срока строительства иногда оправдывает лишние (с точки зрения проектировщика стальных конструкций) расходы стали. К сожалению, иногда этим злоупотребляют с целью оправдания несовершенных проектных решений. Тогда ссылаются на относительно малую стоимость наземных стальных

конструкцій в общей стоимости комплекса шахтного ствола, но не показывают, каким именно образом перерасход стали сокращает срок строительства.

Другим отраслевым фактором влияния на проектные решения зданий и сооружений шахтной [2] поверхности является большое количество аварийных сооружений, которые уже нельзя отремонтировать общеизвестными методами, но и невозможно заменить новыми через недопустимость простоя. Тогда нужно искать новые методы ремонта и реконструкции.

Важной отраслевой чертой является наличие специальных шахтных сооружений – копров, с которыми связаны некоторые специфические проблемы, а именно: проблема определения аварийных (экстренных) нагрузок и проблема защиты от преждевременной коррозии. Откосные и башенные копры являются неотъемлемыми частями шахтных подъемных установок и наиболее ответственными сооружениями на шахтной поверхности. Естественно, что их усовершенствованию постоянно уделяют внимание проектные и научно-исследовательские институты. На ряду с этим малое внимание уделяют исследованию и расчету транспортных эстакад, которые являются важной составляющей технологического комплекса шахтной поверхности. На шахтах Украины и за ее границами много аварийных эстакад, их замена или ремонт, если последний нуждается в остановке технологического процесса, обязательно станут причиной немалых потерь. Иногда на замену эстакады просто не хватает средств. С другой стороны, угроза аварийного обвала пролетных зданий требует принятия мер.

Таким образом, возникает необходимость в проведении исследований для последующего усовершенствования нормативных документов и разработки новых методик проектирования.

С целью упрощения расчета металлических конструкций были разработаны универсальные программы «Лири», «SCAD» основанные на применении метода конечных разностей в форме перемещений. Указанные вычислительные комплексы позволяют решать задачи динамики металлических конструкций с учетом формы импульсной нагрузки.

Комплекс SCAD реализует конечно-элементное моделирование статических и динамических расчетных схем, проверку устойчивости, выбор невыгодных сочетаний усилий, подбор арматуры железобетонных конструкций, проверку несущей способности стальных конструкций. В основу расчета положен метод конечных элементов (МКЭ) с использованием в качестве основных неизвестных перемещений и поворотов узлов расчетной схемы. В связи с этим идеализация конструкции выполнена в форме, приспособленной к использованию этого метода, а именно: система представлена в виде набора тел стандартного типа (стержней, пластин, оболочек и т.д.), называемых конечными элементами и присоединенных к узлам.

Тип конечного элемента определяется его геометрической формой, правилами, определяющими зависимость между перемещениями узлов конечного элемента и узлов системы, физическим законом, опреде-

ляющим зависимость между внутренними усилиями и внутренними перемещениями, и набором параметров (жесткостей), входящих в описание этого закона, и др.

Узел в расчетной схеме метода перемещений представляется в виде абсолютно жесткого тела исчезающе малых размеров. Положение узла в пространстве при деформациях системы определяется координатами центра и углами поворота трех осей, жестко связанных с узлом. Узел представлен как объект, обладающий шестью степенями свободы – тремя линейными смещениями и тремя углами поворота.

Все узлы и элементы расчетной схемы нумеруются. Номера, присвоенные им, следует трактовать только как имена, которые позволяют делать необходимые ссылки.

Основная система метода перемещений выбирается путем наложения в каждом узле всех связей, запрещающих любые узловые перемещения. Условия равенства нулю усилий в этих связях представляют собой разрешающие уравнения равновесия, а смещения указанных связей – основные неизвестные метода перемещений.

В общем случае в пространственных конструкциях в узле могут присутствовать все шесть перемещений:

- 1 – линейное перемещение вдоль оси X;
- 2 – линейное перемещение вдоль оси Y;
- 3 – линейное перемещение вдоль оси Z;
- 4 – угол поворота с вектором вдоль оси X (поворот вокруг оси X);
- 5 – угол поворота с вектором вдоль оси Y (поворот вокруг оси Y);
- 6 – угол поворота с вектором вдоль оси Z (поворот вокруг оси Z).

Нумерация перемещений в узле (степеней свободы), представленная выше, используется далее всюду без специальных оговорок, а также используются соответственно обозначения X, Y, Z, UX, UY и UZ для обозначения величин соответствующих линейных перемещений и углов поворота.

В соответствии с идеологией МКЭ истинная форма поля перемещений внутри элемента (за исключением элементов стержневого типа) приближенно представлена различными упрощенными зависимостями. При этом погрешность в определении напряжений и деформаций имеет порядок $(h/L)^k$, где h – максимальный шаг сетки; L – характерный размер области. Скорость уменьшения ошибки приближенного результата (скорость сходимости) определяется показателем степени k , который имеет разное значение для перемещений и различных компонент внутренних усилий (напряжений).

Для задания данных о расчетной схеме могут быть использованы различные системы координат, которые в дальнейшем преобразуются в декартовы. В дальнейшем для описания расчетной схемы используются следующие декартовы системы координат:

глобальная правосторонняя система координат XYZ, связанная с расчетной схемой;

локальные правосторонние системы координат, связанные с каждым конечным элементом.

Расчетная схема определена как система с признаком 2. Это означает, что рассматривается плоская рамная система расположена в плоскости XOZ и основные неизвестные представлены линейными перемещениями узловых точек вдоль осей X и Z, а также их поворотами вокруг оси Y.

Расчетная схема характеризуется следующими параметрами: количеством узлов; количеством конечных элементов; общим количеством неизвестных перемещений и поворотов; количеством загрузок; количеством комбинаций загрузок. Статический расчет системы выполнен в режиме линейной постановки.

Набор исходных данных и детальное описание расчетной схемы содержится в документе «Исходные данные», где в табличной форме представлены сведения о расчетной схеме, содержащие координаты всех узлов, характеристики всех конечных элементов, условия примыкания конечных элементов к узлам и др. Граничные условия и возможные перемещения узлов конечно-элементной расчетной схемы ограничены внешними связями, запрещающими некоторые из этих перемещений. Наличие таких связей помечено в таблице «Координаты и связи». Точки примыкания конечного элемента к узлам (концевые сечения элементов) имеют одинаковые перемещения с указанными узлами.

В расчетную схему включены конечные элементы следующих типов. Стержневые конечные элементы, для которых предусмотрена работа по обычным правилам сопротивления материалов. Описание их напряженного состояния связано с местной системой координат, у которой ось X1 ориентирована вдоль стержня, а оси Y1 и Z1 — вдоль главных осей инерции поперечного сечения. Некоторые стержни присоединены к узлам через абсолютно жесткие вставки, с помощью которых учитываются эксцентриситеты узловых примыканий. Тогда ось X1 ориентирована вдоль упругой части стержня, а оси Y1 и Z1 — вдоль главных осей инерции поперечного сечения упругой части стержня. К стержневым конечным элементам рассматриваемой расчетной схемы относятся также элементы типа 2 – (стержень плоской рамы, расположенный в плоскости XOZ), который работает по плоской схеме и воспринимает продольную силу N, изгибающий момент M и поперечную силу Q.

Для определения нагрузок в вычислительном комплексе SCAD используются новые СНиПы, государственные нормы и стандарты. Ведётся учёт многих параметров, которыми пренебрегают в немашинных методиках расчёта копров. Дополнительно учитываются нагрузки от веса пыли на конструкцию, задаются параметры коррозионостойкости и долговечности конструкции, учитывается температурный режим при сборке конструктивных элементов с помощью сварки, в режиме назначения жесткостных характеристик стержневым элементам из металлопроката добавлена возможность использовать составные сечения семи видов из уголков, швеллеров и двутавров и получать необходимый номер проката, присут-

ствует возможность расчёта при использовании сваренных металлоконструкций.

С помощью вычислительного комплекса SCAD мы рассчитали усилия в стержнях рудничной эстакады и отдельных частей металлического надшахтного копра [3] (станок, укосина, подшивная ферма). Полученные результаты несколько отличаются от результатов полученных аналитическим методом расчета.

Результаты аналитических и экспериментальных исследований, с помощью компьютерного программного комплекса представлены в табл. 1 и табл. 2.

Таблица 1

Максимальные значения усилий в стержнях укосины

Номер стержня	Усилия, т	
	расчетные	экспериментальные
N ₁₅₋₄	12.108	0.39
N ₁₅₋₃	141.338	140.07
N ₄₋₁₆	98.234	97.21
N ₁₋₁₃	97.328	98.82
N ₁₋₁₇	8.84	9.18
N ₂₋₁₄	21.27	23.68
N ₁₇₋₂	1.543	2.68
N ₁₇₋₁₄	91.63	83.78
N ₁₇₋₁₃	75.983	74.85
N ₁₃₋₁₂	27.847	7.38
N ₁₃₋₁₁	137.753	149.57
N ₁₄₋₁₃	63.387	53.78
N ₁₄₋₁₂	86.129	84.12

Применение современного компьютерного обеспечения позволяет максимально сократить расход металла без снижения уровня надежности и безопасной эксплуатации рамных копров, а также сократить время на проектирование.

Полученные результаты с помощью вычислительного комплекса дают наглядную картину возникающих усилий в конструкции рудничной эстакады (рис. 1) и укосины копра (рис. 2), что позволяет более точно и быстро подобрать сечение применяемого металлопроката, тем самым, обеспечивая его экономию.

Для большей точности результатов расчета необходимо применять пространственную модель объекта. Такая схема определена как система с признаком 5. Это означает, что рассматривается система общего вида, деформации которой и ее основные неизвестные представлены линейными перемещениями узловых точек вдоль осей X, Y, Z и поворотами вокруг этих осей.

Выводы. Действующие нормы проектирования не в полном объёме учитывают уровень приоритета ремонтпригодности металлоконструкций при их проектировании. Неоправданная экономия на стадии проектирования, строительства, а также бессистемный подход к ремонтно-восстановительным работам приводит к большим денежным расходам в процессе

експлуатації. Сравнение результатов исследований аналитическим методом и с помощью вычислительно-

го комплекса подтверждает получение экономического эффекта в некоторых конструкциях копра до 20 %.

Таблица 2.

Значения узловых нагрузок на фермы

Узловые нагрузки на боковые фермы				Узловые нагрузки на верхнюю и нижнюю фермы					
Для верхнего пояса, кН		Для нижнего пояса, кН		Реакции в опорах, кН	Для наветренной стороны, $W_{наветр}$, кН	Для заветренной стороны, $W_{заветр}$, кН	Нагрузка крайних узлов, кН		Реакции в опорах, кН
$P_{узн.}^в$	$P_{узн.кр.}^в$	$P_{узн.}^н$	$P_{узн.кр.}^н$				$W_{кр.наветр}$	$W_{кр.заветр}$	
расчетные									
53,8	26,9	236,16	118,08	580,0	+5,206	-3,9045	2,6	-1,95	18,22
экспериментальные									
52,6	26,3	208,44	104,22	522,08	+5,082	-3,764	2,54	-1,88	17,69

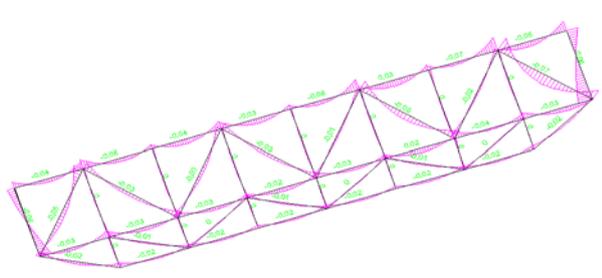


Рис. 1. Визуальное отображение значение моментов M в конструкции рудничной эстакады

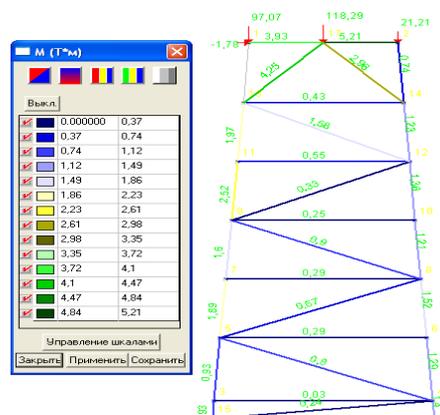


Рис. 2 Визуальное отображение значение моментов M в конструкции укосины копра

Список литературы

1. Максимов А.П. Горнотехнические здания и сооружения. – М.: Недра, 1970. – 309 с.
 2. Кузнецов П.А. Горнотехнические здания и сооружения: Методическое пособие, 1975. – 47 с.

3. Бровман Я.В. Надшахтные копры. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 239 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М.Роєнком 02.03.07

УДК 622.33:550.83

М.Д. Молев, А.В. Меркулов, А.М. Молев

ПЕРСПЕКТИВНОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОСНОВЕ РЕЗУЛЬТАТОВ СИСТЕМНОГО ПРОГНОЗИРОВАНИЯ

У статті викладені теоретичні й експериментальні основи планування гірничих робіт у складних гірничо-геологічних умовах з використанням системи геолого-геофізичного прогнозування. Приведено результати оцінки економічної ефективності прогнозу.

В статье изложены теоретические и экспериментальные основы планирования горных работ в сложных горно-геологических условиях с использованием системы геолого-геофизического прогнозирования. Приведены результаты оценки экономической эффективности прогноза.

In article theoretical and experimental bases of planning of mountain works in difficult mountain-geological conditions with use of system of geological-geophysical forecasting are stated. Results of an estimation of economic efficiency of the forecast are resulted.

В современных экономических условиях основной целью любой фирмы является завоевание своего сегмента на рынке сбыта продукции и получение максимальной прибыли. Одним из магистральных путей достижения необходимых экономических результатов является снижение непроизводительных материальных и финансовых затрат.

Основным методом снижения издержек при добыче угля следует считать обоснованное пространственно-временное планирование горных работ по элементам техники и технологии. В свою очередь выбор эффективной технологии и горнодобывающей техники в решающей степени определяется достоверностью комплексной оценки горно-геологических и горнотехнических условий на конкретном участке шахтного поля. Немаловажным фактором в данном комплексе является возможность получения объективной информации о безопасности ведения горных работ. Таким образом, для устойчивого экономического развития шахты требуется глубокая научно-техническая проработка плановых решений. Основываясь на анализе многолетней практики реализации указанных проектов, авторы в качестве базового элемента выделяют перспективный прогноз, включающий комплексную информацию о состоянии массива горных пород как на участке, планируемом к отработке, так и смежных районах (панелях, шахтах).

Прогнозирование служит научной базой для разработки проекта отработки участка шахтного поля и выявления тенденций развития предприятия на перспективу. Достоверность и надежность геологических прогнозов в значительной степени зависит от принятой методологии исследований, которая должна включать базовые теоретические положения и совокупность способов их практической реализации для решения конкретной проблемы [1]. Неотъемлемой составной частью принятой методологии является логическая последовательность использования путей осуществления поставленной цели. Для практики планирования и прогнозирования исключительную ценность представляет обоснование построения комплексной прогнозной системы как совокупности взаимосвязанных научно-технических, методических и организационных элементов, обеспечивающих получение достоверной информации о строении углепородного массива. Основными элементами прогнозной системы являются законы, принципы, объекты, ретроспективные исходные данные, модели и методы прогнозирования. Приведенные элементы системы прогнозирования тесно взаимосвязаны между собой, их совокупное влияние на качество прогноза является определяющим.

Основу науки о прогнозировании состояния углепородного массива составляют законы диалектики и частные законы (теории электромагнитного и сейс-

моакустических полей, физики твердого тела и др.), а структуру определяют методы прогнозирования, анализ и синтез объекта прогнозирования, моделирование процессов. Важнейшим элементом прогнозной системы является «ретроспективная» информация, которая отражает тенденции и закономерности, присутствующие конкретному исследуемому объекту и процессу, например, массиву горных пород и динамике его поведения в процессе подготовительных и добычных работ. Необходимые для ретроспективного анализа материалы проектировщики получают как из специальной литературы (справочники, геологические отчеты и т.п.), так и опытно-методическим путем (посредством натуральных наблюдений на проектируемом участке). На основе требований к исходной информации определяются методы ее получения и обработка.

Далее разрабатывается модель прогнозирования, т.е. формализованное описание основных требований, а также критериев оптимальности, которые должны быть соблюдены при подготовке наилучшего варианта прогноза. Следующая стадия заключается в выборе метода прогнозирования, с помощью которого реализуется сформированная модель и разрабатывается алгоритм решения задачи.

Укрупненную схему решения задачи прогнозирования можно представить в виде следующей логической цепочки: разработка алгоритма решения прогнозистической задачи → экспериментальное моделирование → анализ вариантов прогнозов → обоснование выбора оптимального варианта прогноза.

При построении прогнозной системы должны быть учтены следующие принципы: системности, оптимальности, непрерывности, адекватности, вариантности, верифицируемости и эффективности.

Разработка прогноза осуществляется по детализированной схеме в следующей последовательности:

- формирование задания на получение прогноза, результатом которого является документ, определяющий цели и задачи прогноза;
- прогнозирование, характеризующееся составом подлежащих решению задач, выбранных методов их решения и возможных конечных результатов;
- ретроспекция, заключающаяся в исследовании истории развития объекта прогнозирования и определении прогнозного вреда;
- диагностика – этап прогнозирования, на котором предусмотрено исследование описания объекта прогнозирования и прогнозного фона с целью выявления тенденции их развития и выбора моделей и методов прогнозирования;
- проспекция, заключающаяся в разработке прогноза, его синтезе и верификации;
- составление прогнозной модели – этап, на котором разрабатывается модель объекта прогнозирования и проводится ее исследование с целью получения информации о возможных состояниях объекта;

– прогнозний експеримент, состоящий в получении на модели вариантов развития объекта прогнозирования;

– выбор рабочего прогнозного варианта;

– верификация, заключающаяся в оценке достоверности и точности рабочего варианта прогноза;

– корректировка – уточнение прогноза на основе результатов проведенной верификации.

Одним из основных этапов разработки прогноза является выбор метода прогнозирования. Главным фактором, который должен быть положен в основу выбора данной процедуры, является наличие существенной связи между методом и объектом. Теснота указанной связи определяется посредством построения матрицы «признаки объекта – методы прогнозирования». При выборе метода прогнозирования необходимо учитывать объект прогнозирования, объемы и уровни имеющейся и требуемой информации, накопленный опыт применения различных методов для решения определенных проблем.

Изложенные теоретические основы позволили создать региональную прогнозную систему для угледобывающей отрасли Восточного Донбасса. При этом в качестве основных методов прогнозирования были выбраны методы геофизической разведки, как наиболее информативные и эффективные с экономической точки зрения. Прогнозные данные служат информационной основой для принятия технико-экономических решений, разработки проектов текущих и перспективных планов развития горных работ отдельной шахты, акционерного общества и угольного бассейна в целом. Полученная информация направлялась в производственные, научные и проектные организации Москвы, Санкт-Петербурга, Новосибирска, Ростова-на-Дону и других городов.

Рассматривая разработку методологии прогнозирования как научно-методических основ диагностики объекта геофизическими методами, необходимо указать на следующие аспекты. Во-первых, методология прогнозирования состояния любого объекта должна строиться с учетом системного подхода к нему. Во-вторых, прогнозные методы, их количество и объем измерений должны быть оптимизированы и адекватны объекту и задачам исследований. Теоретической основой контроля выступают физические законы и математическая теория. Верификация прогноза осуществляется опытно-методическими исследованиями и сравнительной проверкой результатов геофизического контроля прямыми методами (горными работами). В рамках контроля следует обратить особое внимание на идентификацию диагностических признаков, определенных в результате контроля, геометрическим и физическим параметрам элементов исследуемого объекта (матрица «признаки – параметры»).

Изложенная методология прогнозирования была испытана при внедрении геофизического комплекса в целях прогнозирования горно-геологических условий подземной разработки угольных пластов, а также при разработке региональной системы управления эколо-

гической безопасностью [2, 3]. Научная состоятельность методологии контроля доказана результатами геофизических исследований на угольных шахтах Восточного Донбасса, в процессе которых были даны заключения по геологической нарушенности угольных пластов в 600 выемочных столбах. На основе теоретических и экспериментальных исследований была выведена основная парадигма геофизического прогнозирования состояния углепородного массива: «системный подход + формализация + оптимизация». Исследование приведенной логической формулы позволило построить эффективную прогнозную систему, включая геофизический диагностический комплекс и теорию интерпретации, избежать ошибочных вариантов и непроизводительных затрат.

На основе системного подхода были классифицированы различные типы геологических нарушений по степени их влияния на физические поля и определены доминирующие диагностические признаки, а также выбраны оптимальные геофизические разведывательные комплексы. Формализация признаков и параметров неоднородностей обеспечила корректную постановку задачи и возможность применения информационных технологий интерпретации результатов. Оптимизация играет положительную роль в снижении себестоимости прогнозных работ, сокращении временных и трудовых затрат.

Анализ результатов внедрения прогнозной системы на шахтах Российского Донбасса показал, что методами, входящими в ее состав, обнаруживаются все основные типы нарушенности углепородного массива, связанной с природными и техногенными факторами. Надежность обнаружения всех типов нарушений оценивается величиной 89,8%, дизъюнктивов – 93%. Экономическая эффективность прогнозирования определяется тем, что затраты на обработку нарушенного участка шахтного поля по оптимальному варианту, выбранному на основе геофизического прогноза, снижаются в два раза по сравнению с вариантом без использования геофизической информации.

Список литературы

1. Молев М.Д. Геофизическое прогнозирование горно-геологических условий подземной разработки угольных пластов / Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2000. – С. 78-82.
2. Молев М.Д. Прогнозирование горно-геологических условий подземной разработки угля на основе комплексных геофизических исследований: Автореф. дис. ... докт. техн. наук / МГГУ. – М., 2001. – 38 с.
3. Молев М.Д., Молев А.М. Теория и практика управления региональной экологической безопасностью / Шахты: Изд-во ЮРГУЭС, 2006. – С. 34-40.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 27.02.07.

**ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ
ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК В ПУЧАЩИХ ПОРОДАХ**

На підставі закономірностей деформування приконтурного масиву навколо підготовчої виробки, біфуркаційної теорії зривання підшви і встановлених критеріїв вспучування запропонований спосіб підвищення стійкості протяжних виробок у породах, що здимаються, з використанням анкерного кріплення.

На основании закономерностей деформирования приконтурного массива вокруг подготовительной выработки, бифуркационной теории пучения почвы и установленных критериев вспучивания предложен способ повышения устойчивости протяженных выработок в пучащих породах с использованием анкерной крепи.

On the basis of laws of deformation of a massif around of extended development, the bifurcation of the theory of a floor heaving and the established criteria of an opportunity of a floor heaving the way of increase of stability of extended development in floor heaving with use anchor bolting is offered.

Чрезвычайная сложность проблемы пучения не позволила до настоящего времени найти эффективных и надежных способов обеспечения устойчивости горных выработок. С увеличением глубины разработки интенсивность пучения почвы возрастает, в отдельных случаях представляя характер катастрофического явления. Анализ опыта поддержания выработок в сложных условиях показал, что часто единственным средством борьбы с пучением считают подрывку вспученных пород - весьма трудоемкий и практически немеханизированный вид ремонта выработок. В связи с этим поиск эффективных средств борьбы с пучением почвы является одной из актуальных народнохозяйственных задач.

Шахтные исследования показывают, что развитие геомеханических процессов в окрестности выработки, после выемки пород и по мере удаления забоя происходит одинаково. Отчетливо выделяются три области, в которых интенсивность процессов различна и потому параметры способов управления состоянием выработки на каждом этапе должны быть соответствующими.

Этап I характеризуется тем, что влияние забоя велико, а смещения контура малы и находятся в пределах упругих деформаций. Протяженность этого участка выработки не превышает $2D$ (D - диаметр выработки) [1, 2]. Возведение на этом участке податливых крепей существенно не влияет на состояние массива, поскольку при существующей технологии их возведения, они фактически вступают в работу с породным контуром далеко от забоя. Этап 2 характеризуется формированием зоны неупругих деформаций (ЗНД). Длительность этого этапа зависит от ряда факторов, главными из которых являются глубина расположения выработки и крепость вмещающих пород. По данным [1, 2], в выработках, заложенных в слабых породах с R_c менее 80 МПа, наибольшая интенсивность смещений контура и рост ЗНД происходит в течение первого месяца после проведения. В крепких породах продолжительность увеличивается до 2-4 месяцев. Проанализировав результаты натур-

ных наблюдений, большинство исследователей пришли к выводу, что основной причиной разрушения крепи является ее недостаточная податливость.

Первому этапу соответствует наибольший уровень потенциальной энергии и, соответственно, наименьшие перемещения контура (деформирование системы). На втором этапе энергетический уровень резко снижается - значительная часть потенциальной энергии расходуется на разрыв структурных связей, разупрочнение и разрыхление приконтурного массива. При этом образуется область неупругих деформаций таких размеров, которые обеспечивают статическое равновесие системы «массив-выработка-крепь». Идеальным случаем является стабилизация геомеханических процессов при достигнутых размерах ЗНД и смещениях контура выработки. Поэтому окончание второго этапа является идеальным с точки зрения управления состоянием геомеханической системы «массив-выработка-крепь». Теоретически это можно осуществить, применяя крепь с регулируемой несущей способностью, работающей в податливом режиме на протяжении первых двух этапов и переходящей в жесткий режим к моменту стабилизации геомеханических процессов в окружающем выработку массиве.

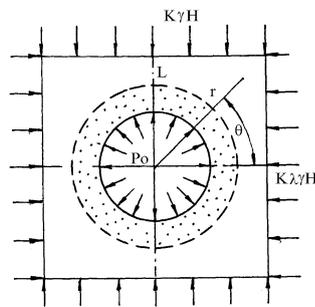
Естественной стабилизации деформационных процессов, как правило, не происходит, о чем свидетельствуют незатухающие смещения породного контура в течение длительного времени эксплуатации выработки. Последние вызваны не проведением самой выработки, а рядом других факторов. Как известно, нарушенные породы приконтурной зоны, а также породы III категории устойчивости (по СНиП II-94-80) весьма чувствительны к любым дополнительным воздействиям (увлажнение, потеря влажности, влияние буровзрывных или очистных работ и т.д.), что немедленно проявляется в виде смещений контура, повышении давления на крепь. При этом рост смещений под влиянием дополнительных воздействий происходит в основном в результате дальнейшего разрыхления приконтурных пород, а не из-за увеличения размеров ЗНД. Этот факт отмечался

И.Л. Черняком при анализе влияния очистных работ на устойчивость выработок и другими учеными.

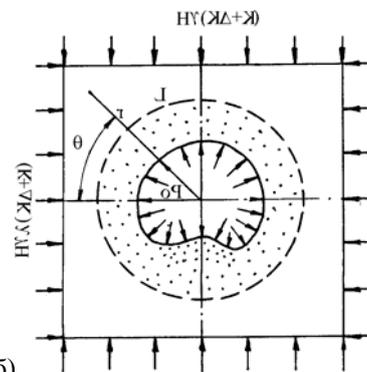
Если к концу второго этапа, несущей способности подагливой крепи недостаточно для остановки смещений контура, то происходит дальнейший процесс разрушения горных пород без заметной стабилизации геомеханических процессов.

Исходя из сложившейся на данном этапе ситуации, сохранить устойчивость (равновесие) системы «массив-выработка-крепь» можно путем создания в приконтурной части условий, препятствующих дальнейшей потере прочности приконтурных пород, повысив их несущую способность путем упрочнения химическими или механическими способами, а также увеличив отпор крепи и, желательнее, изолировав приконтурный массив от воздействия рудничной атмосферы и увлажнения.

Если крепь или принятые меры не отвечают указанным условиям, то ситуация развивается следующим образом. С ростом внешней нагрузки размеры ЗНД увеличиваются, сохраняя какое-то время равновесие системы. Но при достижении некоторых критических ее размеров происходит относительно быстрый переход системы из второго энергетического состояния в третье, характеризующееся наличием аномально больших перемещений на контуре выработки - вспучиванием пород почвы (этап 3). При этом скорость перехода определяется, видимо, особенностями структурного строения породного массива. Для хрупких пород скорость перехода может быть очень высокой, для пород, содержащих большое количество глинистых частиц, скорость будет сравнительно небольшой, а дальнейший процесс длительным.



а)



б)

Рис. 1. Расчетная схема к решению задачи о потере упругопластического равновесия приконтурного массива: а – исходное состояние системы; б – возмущенное состояние.

Являясь хорошо обоснованным с точки зрения физики протекания процесса, предложенный критерий не совсем удобен, поскольку определить величину r_L^* с достаточной точностью в шахтных условиях практически невозможно. Более удобным показателем для оценки состояния выработки и окружающих ее пород является смещение контура, которое легко определить в натурных условиях. Переформулировать суть явления можно так: увеличение объема породного массива $\bar{\varepsilon}_v$ вокруг выработки

В [3] поставлена и решена задача о потере упругопластической устойчивости приконтурного массива, приводящей к вспучиванию пород почвы (рис. 1). В результате получен критерий вспучивания в виде:

$$\bar{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* + 2 = 0, \quad (1)$$

где $\bar{\varepsilon}_v$ – среднее значение относительного увеличения объема пород в пределах ЗНД, r_L^* – относительный критический радиус области пластических деформаций.

Выражение (1) определяет возможность перехода породного массива вокруг выработки из одного устойчивого равновесного состояния в другое, сопровождающееся вспучиванием пород почвы. Физическая суть его состоит в следующем. В процессе неупругого расширения пород в замкнутом объеме с жесткими внешними размерами ($r = r_L$) происходит перемещение внутреннего контура ($r = 1$). До тех пор, пока эти перемещения не достигнут некоторой критической величины, внутренний контур сохраняет первоначальную форму. При достижении же критических значений перемещений происходит резкое искажение формы внутренней границы, сопровождающееся уменьшением уровня потенциальной энергии в приконтурной зоне и большими перемещениями на контуре выработки. В случае если выражение (1) меньше нуля, то в выработке произойдет вспучивание пород почвы. Связь между величинами, входящими в (1), аппроксимируется выражением:

$$r_L^* = 1 + \bar{\varepsilon}_v^{-0.4}. \quad (2)$$

ограниченного критическим радиусом ЗНД r_L^* , приводит к критическим смещениям контура выработки u^* , после чего происходит резкое искажение формы внутренней границы и возникают большие перемещения на контуре выработки – начало неуправляемого процесса пучения почвы.

В [4] на основе базового решения (2) о критическом радиусе ЗНД, предложен более практичный критерий:

$$u_y^* = 0,006 \left(14,7 + \sqrt{1 - 67,2 \varepsilon_v} \right) \left[\exp \left(-\frac{1}{NB} \right) - 1 \right],$$

а для условий негидростатического распределения внешних нагрузок ($\lambda \neq 1$):

$$u_y^* = 0,006 \left(14,7 + \sqrt{1 + 672 \varepsilon_v} \right) \times \left[\exp\left(-\frac{(1+\lambda)}{2NB} \right) \left(1 - \frac{(1-\lambda)}{NB} \right) - 1 \right] \varepsilon_v, \quad (3)$$

где $u_y^* = U/R_0$ - величина критических смещений почвы выработки, при которой начинается неуправляемый процесс пучения; U - абсолютная величина смещений контура выработки, R_0 - радиус выработки,

$$B = \frac{r_L^2 - k_{ocm}}{1 - r_L^2}, \quad k_{ocm} = \frac{R_{ocm}}{R_c} - \text{коэффициент оста-}$$

точной прочности; R_{ocm} - остаточная прочность пород на контуре, $N = \theta \sqrt{\psi + \frac{2(1-\psi)}{\theta}}$, $\theta = \frac{R_c}{\gamma H}$ - показа-

тель условий разработки; $\psi = R_p/R_c$ - коэффициент хрупкости пород; R_p, R_c - пределы прочности образцов горных пород на одноосное растяжение и сжатие (для пластичной среды $0 \leq \psi \leq 1$).

Принимая в качестве физической модели пучения пород почвы на больших глубинах разработки описанную выше бифуркационную модель, а в качестве критериев вспучивания описанные выше величины r_L^* и u^* , рассмотрим возможность применение анкерной крепи, как один из способов борьбы с пучением.

На сегодняшний день имеются многочисленные случаи применения анкеров для предупреждения или снижения величины пучения [5, 6 и др.], хотя нельзя сказать об их широком использовании.

Следует сразу же отметить, что анкерование только почвы менее эффективно, чем кровли и боков для снижения интенсивности пучения. Негативным фактором является то, что породы почвы во время эксплуатации выработки подвергаются интенсивному механическому и химическому воздействию, наружный слой почвы быстро теряет сплошность и прочность. В результате натяжение установленных анкеров снижается практически до нуля, после чего породы почвы беспрепятственно смещаются в выработку. Практически эффективность анкерного крепления свелась, в большинстве случаев, к временному снижению интенсивности пучения. В первый период наблюдений на закрепленных участках скорость пучения была в 1,5-2 раза ниже, чем на смежных незакрепленных участках, вследствие чего срок первой подрывки несколько отодвигался. В последующий период наличие штанг в почве играло только отрицательную роль - извлечь их было, как правило, невозможно и это усложняло производство ремонтных работ по подрывке.

Надо заметить, что эффективность тех или иных мер борьбы с пучением пород зависит во многом от того, насколько соответствуют принятые представле-

ния реальной природе процесса. В основе большинства представлений о механизме пучения лежит предпосылка о незначительной глубине зоны сдвижения пород в основании выработки. Исходя из этого, целый ряд способов борьбы с пучением оказался неэффективным.

Радиометрическое зондирование толщи пород в почве выработок [5], показало, что процесс их сдвижения при пучении захватил в конечной стадии слои на глубину более 4 м. Лабораторные исследования [5, 8.] показали, что в процесс пучения включаются слои пород, глубина расположения которых в 2-3 раза превышает радиус зоны нарушенных пород в кровле выработок. Сравнение, для одной и той же моделируемой геомеханической ситуации, размеров и конфигураций зоны разрыхления на первом этапе решения (на момент вспучивания) и на втором этапе (при достигнутой величине заданного закритического поднятия) [8], показывает, что с ростом величины закритических перемещений основной прирост размеров зоны разрыхления наблюдается в почве.

Отмеченные особенности деформирования моделей хорошо согласуются с физической моделью пучения, предложенной А.Н. Шашенко [3].

Механизм работы анкерной крепи состоит в предупреждении развития деформаций пород приконтурной зоны выработки путем увеличения сил сцепления на межслоевых контактах пород и блокированием (ограничением) сдвиговых деформаций массива. Анкерная крепь должна быть рассчитана на создание усилий для предотвращения дальнейшего разупрочнения и разрыхления приконтурных пород в пределах ЗНД, сохранение равновесного состояния массива после создания демпферной зоны и предупреждение вспучивание пород почвы. Обоснование параметров анкерной крепи сводится к определению несущей способности анкеров, длины, плотности установки и схемы расположения. В качестве методов исследования следует применять комплексный подход с использованием аналитических, лабораторных и численных исследований.

Параметры анкерования (плотность анкерования, длина анкера, их натяжение) в конечном итоге определяются параметрами ЗНД в конкретных горно-геологических условиях эксплуатации выработки с учетом прочности вмещающих пород и коэффициента бокового распора. При этом следует ориентироваться на современные конструкции анкеров высокой несущей способности, закрепляемые полимерными составами по всей длине штанг, установленные по всему контуру выработки, включая почву (рис. 2).

Плотность анкерования почвы должна превышать плотность анкерования кровли и почвы. В качестве дополнительного усиления крепления почвы можно рекомендовать использование межрядных ограждений типа подхватов или тросов для «включения» эффекта заклинивания.

С учетом этих требований, анкера, установленные в почве выработки изготавливаются из троса и являются сдвоенными, один конец

которых закрепляется в почве сбоку, а второй конец – в центре выработки и имеет длину в 1,5-2 раза превышающую расчетную длину всего комплекта анкеров. Кроме того, сдвоенные тросовые анкера по почве выработки, расположенные в правой части выработки смещены на полшага установки от анкеров, расположенных в левой ее части. При такой схеме достигается двукратное увеличение плотности анкеров в центральной части выработки. Усиленное укрепление в почве достигается также эффектом «сшивания» массива пород почвы, включением механизма заклинивания при их деформировании, а также глубинным упрочнением массива. Установка такого усиленного крепления в почве на стадии докритических деформаций в условиях возможного вспучивания пород не является излишней. Исследования прочности образцов горных пород показывают, что даже при небольших деформациях, являющихся упругими, в образцах формируются системы микротрещин, переходящих на стадии предельного и запредельного деформирования в развитую трещиноватость. А в соответствии с результатами отмеченных выше исследований, длина центральных анкеров в почве выработки должна превышать длину анкеров, устанавливаемых в кровле и боках выработки. Способ повышения устойчивости выработок в породах, склонных к пучению, в соответствии с геомеханикой развития деформационных процессов вокруг выработки реализуется следующим образом.

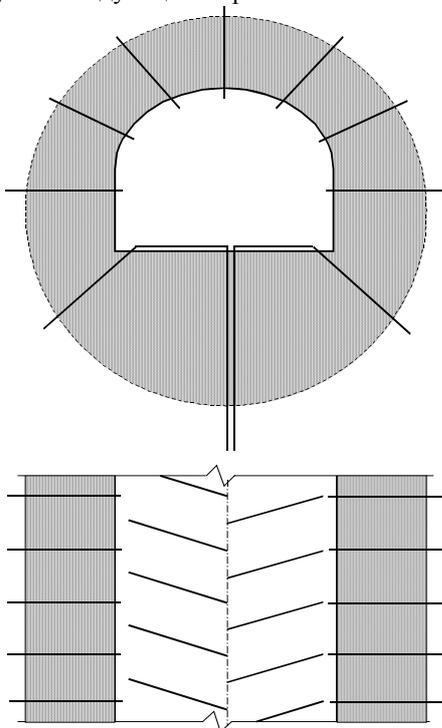


Рис. 2. Схема установки анкеров в протяженной выработке

Возможность вспучивания определяется в соответствии с условием (1). После проведения

выработки устанавливается рамная металлическая крепь, которая должна обеспечивать равномерное плотное прилегание элементов к породному контуру с минимальными зазорами между крепью и боковыми породами. По мере формирования ЗНД и реализацией смещений, крепь должна обеспечивать податливость и высокую работоспособность. После крепления очередной заходки, фиксируются размеры выработки в направлении «кровля-почва» и в дальнейшем осуществляется постоянный маркшейдерский контроль за этими показаниями. После реализации 80 % смещений кровли от величины, определенной по формуле (3) между рамами крепи устанавливается комплект анкеров, в соответствии с паспортом крепления. После установки анкерной крепи, контроль за смещениями контура выработки продолжается для возможной корректировки паспорта крепления.

Выводы. Анализ характера деформирования приконтурного массива вокруг выработки показал, что наиболее удобным и эффективным для обеспечения длительной устойчивости выработки является этап завершения формирования ЗНД при критических смещениях контура выработки и стабилизации геомеханических процессов. Одним из возможных способов стабилизации деформационных процессов в приконтурном массиве может быть анкерная крепь. Для эффективной работы анкерная крепь должна быть установлена по всему периметру выработки с усиленным креплением со стороны почвы. Технология возведения крепи в выработке должна учитывать максимальную величину смещений контура выработки – критерий вспучивания, для предупреждения неуправляемого процесса пучения почвы.

Список литературы

1. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт выработок. – М.: Недра. 1990. – 218 с.
2. Глушко В.Т., Цай Т.Н., Ваганов И.И. Охрана выработок глубоких шахт. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
3. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве. – Дисс...д-ра техн. наук: 05.15.04, 05.15.11. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.
4. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В. Критерии оценки устойчивости пород почвы горных выработок // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2007. - № 1. – С. 44-49.
5. Максимов А.П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок. - М.: Госгортехиздат, 1963. - 144 с.
6. Северьянов А.Н., Хайкин А.И., Чураков В.Н. Исследование влияния полимерной анкерной крепи на пучение почвы в выработках // Уголь. – 1988. – №10. – С.25-26.
7. Гапеев С.Н. Исследование процесса пучения почвы протяженной выработки лабораторными и численными методами // Сб. науч. тр. НГУ. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. - № 17. – т. 1. – С. 350-355.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роском 28.02.07.

ЗАЩИТА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ ОТ ПЕРЕГРУЗА

У статті виконано аналіз існуючих методів і засобів захисту шахтних підйомних установок від перевантаження. Приведена структурна схема пристрою контролю завантаження скіпів.

В статье выполнен анализ существующих методов и средств защиты шахтных подъемных установок от перегруза. Приведена структурная схема устройства контроля загрузки скипов

In the article it is analysed existing methods and means of mine elevating installation from overload. The block diagram of the device of the control of loading of skips is resulted.

Актуальность темы. На протяжении более 20 лет в угольной отрасли не проводится масштабная реконструкция шахтного фонда и плановая замена устаревшего оборудования. В целом по отрасли степень износа основных производственных фондов составляет более 60 %, а по отдельным угольным компаниям около 70 %. Использование устаревшего оборудования, отработавшего несколько сроков службы, может привести к аварийной остановке. Контроль и управление параметрами шахтной подъемной машины ШПМ является одним из основных факторов обеспечения безопасности труда рабочих. Основой для обеспечения безопасной эксплуатации шахтного подъема служит комплекс мер, применяемых на стадиях проектирования, монтажа и эксплуатации. Одним из направлений обеспечения безопасной и безаварийной эксплуатации подъемной установки является защита от перегруза подъемного сосуда.

Анализ исследований и публикаций. Как показали исследования, существующие автоматизированные системы управления ШПМ улучшают управление и наблюдение за работой, повышают безопасность и готовность к работе, обеспечивают быстрое приспособление к изменяющимся задачам шахтного подъема. Анализ работы скиповых подъемов шахт показывает, что, вследствие отсутствия автоматизации отдельных звеньев этого процесса, возможна повторная загрузка транспортного сосуда (скипа); при этом возникает аварийная ситуация, и часть транспортируемой горной массы (5-10 %) попадает в приямок ствола. Кроме того, недостаточное контролирование уровня заполнения скипов приводит к перерасходу электроэнергии подъемной машиной и ухудшает работу канатов. Известен способ взвешивания полезного груза в подъемном сосуде и устройство для его осуществления [1], в котором измеряют нагрузки на подшипниках обоих направляющих шкивов подъемной установки при нахождении подъемных сосудов в середине ствола, сравнивают их и, по результату сравнения, судят о массе полезного груза в транспортном сосуде. Однако, такой метод позволяет установить вес груженого сосуда в середине ствола и не защищает подъемную установку от перегруза. В устройстве [2] после установки транспортного сосуда под загрузку осуществляется подача дозирующего

материала. В случае если загрузка дозатора начинается после того, как разгрузился транспортный сосуд, то по приходе последнего под загрузку выпускной затвор дозатора не открывается. Этот недостаток можно устранить путем перегона порожнего сосуда в разгрузочные кривые, однако, на такой перегон расходуется электроэнергия и время. Из-за несовершенства дозирующих и загрузочных устройств вес скипа может колебаться в пределах 20%. Отклонение в весе поднимаемого груза от расчетного оказывает существенное влияние на величину замедления при свободном выбеге подъемной машины, что приводит к увеличению времени останова. Если вес поднимаемого груза будет всегда одинаков, то, при отключении двигателя в строго фиксированной точке в период равномерного хода, скип в конце периода замедления всегда будет подходить к разгрузочным кривым с одинаковой скоростью.

Целью работы является исследование вопросов, связанных с повышением безопасности шахтной подъемной установки.

В основу работы поставлена задача усовершенствования средств защиты подъемной машины от перегруза за счет повышения надежности контроля нагрузки на нее путем измерения длины каната до и в период загрузки транспортного сосуда и введения дополнительных блокировок. Суть предложения заключается в том, что под действием веса изменяется натяжение каната, которое подчиняется закону (1):

$$T(x) = Q + p(L - x), \quad (1)$$

где Q – вес концевого груза; p – собственный вес единицы длины каната; L – длина каната; x – координата по длине, отсчитываемая от шкива вниз.

Измерение длины каната позволит осуществить контроль уровня загрузки транспортного сосуда и обеспечит защиту подъемной машины от повторной его загрузки.

На рис. 1 приведена схема устройства, с помощью которого реализуется защита подъемной машины от перегруза. Устройство содержит барабан Б, кинематически связанный с валом В подъемной машины датчик ДД измерения длины каната, канат К, подъемный сосуд ПС, датчик ДП перемещения

транспортного сосуда, микроконтроллер МК, цифровой индикатор И, клавиатуру Кл, датчик ДР разгрузки транспортного сосуда.

В исходном состоянии осуществляется калибровка устройства, для этого перемещают подъемный сосуд с места разгрузки до места загрузки («Вперед»). При движении транспортного сосуда «Вперед» с первого выхода ДД сигнал направления, а со второго выхода импульс перемещения поступают на соответствующие входы А микроконтроллера. В МК вычисляется текущая длина каната, смотанного с барабана подъемной машины, путем подсчета количества импульсов и масштабирования.

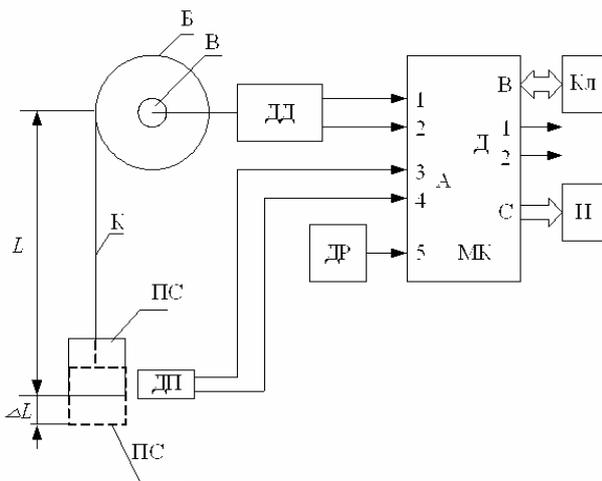


Рис. 1. Устройство контроля загрузки скипов

При установке транспортного сосуда под загрузку включается датчик перемещения транспортного сосуда. С первого выхода ДД сигнал направления, а со второго выхода – импульс перемещения поступают соответственно на третий и четвертый входы А микроконтроллера. В МК вычисляется местоположение транспортного сосуда путем подсчета импульсов и масштабирования, поступающих с датчика ДД и определяется расстояние, пройденное порожним транспортным сосудом, путем измерения длины L смотанного с барабана каната и фиксации местоположения транспортного сосуда под загрузкой. На первом выходе Д микроконтроллера формируется сигнал загрузки транспортного сосуда. При поступлении требуемой дозы горной массы в транспортный сосуд происходит изменение длины каната на величину ΔL (2):

$$\Delta L = \frac{1}{A} \left(Q + \frac{1}{2} pL \right) + \frac{B}{2\Delta} p(L - 2x), \quad (2)$$

где $\Delta = AB - C^2$; А, В, С- коэффициенты жесткости каната [3]; Q- вес концевого груза; р- собственный вес единицы длины каната; х- координата по длине, отсчитываемая от шкива вниз.

Импульсы с выхода ДД поступают в микроконтроллер, где преобразуются в соответствующую длину ΔL и на цифровом индикаторе 8 будут выведены данные измерения $L + \Delta L$. На втором выходе Д микроконтроллера будет сформирован сигнал «Транспортный сосуд загружен» и будет подана команда его перемещения «Назад». На И индицируется текущее значение длины смотанного каната с барабана. В дальнейшем, поднимают наматывая на барабан канат длиной $(L + \Delta L)$ и производят разгрузку транспортного сосуда. При поступлении сигнала с датчика разгрузки транспортного сосуда, стираются данные измерений $L + \Delta L$. Далее цикл повторяется. В случае если подъем транспортного сосуда 5 был приостановлен и его повторно подали под загрузку, то, после измерения длины каната (L_1), проводят сравнение L_1 с ранее запомненными данными $L + \Delta L$ и если L_1 меньше $L + \Delta L$, то микроконтроллер сформирует команду, запрещающую загрузку транспортного сосуда. Клавиатура подключается к входу -выходу В микроконтроллера и предназначена для установки масштаба и корректировки показаний цифрового индикатора.

Выводы.

Технико-экономическая эффективность достигается в результате увеличения пропускной способности подъемной машины при интенсификации процессов загрузки скипов и повышения оперативности управления подъемной машиной; повышения надежности и безопасности работы скипового подъема при стабилизации нагрузки на подъемную машину и введении дополнительных блокировок; замены функций обслуживающего персонала скипового подъема, а в отдельных случаях – уменьшения числа работающих; снижения затрат на чистку зумпфов (уменьшение просыпания горной массы) и ремонт технологического оборудования (стабилизация нагрузки на подъемную машину и исключение повышенных динамических нагрузок на приводы загрузочного комплекса).

Предлагаемое устройство будет использовано при внедрении комплекса технических средств, повышающий безопасность эксплуатации шахтной подъемной установки.

Список литературы

1. Патент №2124468 (Россия), МПК⁶ В66В5/00, Способ взвешивания полезного груза в подъемном сосуде и устройство для его осуществления, Оpubл. 01.10.1999.
2. А. С. №840677 СССР, МПК³ G01G13/08, Устройство для управления дозатором, Оpubл. 18.09.1979.
3. Глушко М.Ф. Стальные подъемные канаты. Киев: Техника, 1966. - 327 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М.Роєнком 27.02.07.

А.С. Громадский

МЕТОДЫ СНИЖЕНИЯ ВИБРАЦИОННЫХ НАГРУЗОК КАБИННОГО МОДУЛЯ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Наведено особливості коливань модуля кабіни у вигляді вертикальної колони одноковшових кар'єрних екскаваторів, розроблено метод зниження вібраційних навантажень, показано розрахункове зниження поперечних резонансних коливань кабіни машиніста.

Приведены особенности колебаний модуля кабины в виде вертикальной колонны одноковшовых карьерных экскаваторов, разработан метод снижения вибрационных нагрузок, показано расчетное снижение поперечных резонансных колебаний кабины машиниста.

The features of vibrations of the module of booth as the vertical column of single-bucket quarry power-shovels are resulted, the method of decline of the vibration loadings is developed, and the calculation decline of transversal resonance vibrations of operator's cab is shown.

Кабина машиниста одноковшового карьерного экскаватора имеет значительную вибрацию в направлении рабочего оборудования машины.

В [1] показано, что одной из причин повышенных горизонтальных колебаний кабины экскаваторов типа прямая лопата производства «Ижорский завод» является особенность ее конструкции. Кабина выполнена в виде вертикальной колонны – 2-этажного модуля, установленного на консольный кронштейн, прикрепленный с правой стороны в передней части поворотной платформы. Общая высота кабины составляет 5000 мм, на втором этаже которой установлено кресло машиниста. Таким образом, кабинный модуль представляет собой вертикальную колонну, нижняя часть которой возбуждается интенсивной вибрацией поворотной платформы экскаватора, а незакрепленная верхняя часть вместе с креслом машиниста раскачивается в поперечных направлениях вследствие изгибных деформаций каркаса, резонируя на частотах его собственных колебаний. Наибольшие поперечные колебания имеют место продольно поворотной платформе, возбуждаемые силами взаимодействия ковша и породы при работе экскаватора, т.н. структурные колебания каркаса кабинного модуля.

Одним из методов снижения структурных колебаний является их демпфирование – поглощение энергии этих колебаний специальными устройствами, в которых кинетическая энергия вибрационных перемещений преобразуется в тепловую и рассеивается в окружающем пространстве. Для демпфирования структурных колебаний колонны кабинного модуля экскаватора ЭКГ-8И были разработаны, изготовлены и испытаны два варианта вибродемпфирующих оттяжек. На рис.1 показаны эти варианты: прямые и полиспастные тяги, соответственно сплошными и штриховыми линиями. Кабина снабжалась вибродемпфирующими оттяжками одновременно в двух взаимно перпендикулярных направлениях – по оси x , как показано на рис.1 и вдоль оси y перпендикулярно к оси x (в этом направлении оттяжка закреплена внизу за монтажную проушину редуктора меха-

низма напора). В качестве упругодемпфирующих элементов были применены резиновые шайбы диаметром 80 мм, толщиной 25 мм, жесткостью 1430×10^5 Н/м, работающие на сжатие.

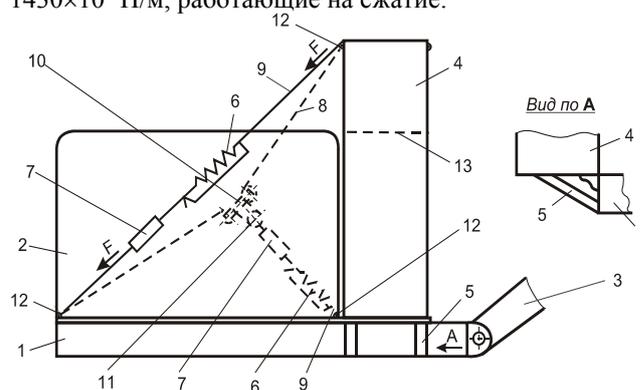


Рис. 1. Схема установки кабинного модуля на поворотной платформе: 1 - поворотная платформа экскаватора; 2 - кузов; 3 - стрела; 4 - кабинный модуль; 5 - кронштейн крепления кабинного модуля; 6 - упругодемпфирующий элемент; 7 - натяжное устройство; 8 - полиспастная тяга; 9 - тросовая оттяжка; 10 - каретка; 11 - подвижный блок полиспастной тяги; 12 - скоба; 13 - пол кабины

Применение вибродемпфирующих оттяжек снижает низкочастотные резонансные колебания кабины в 2,3 раза, однако при этом значительно увеличивается вибропередача от поворотной платформы высокочастотной вибрации в диапазоне частот 1000-4000 Гц – на 7-12 дБ. Практически на эту же величину и в том же частотном диапазоне возросли уровни шума внутри кабины машиниста. Это ухудшает условия труда машиниста по фактору шумности. В результате данных исследований мы пришли к выводу о нерациональности применения метода снижения структурных низкочастотных колебаний вибродемпфирующими оттяжками.

Целью и задачей настоящей работы является определение возможности отстройки собственных частот

поперечных колебаний кабинного модуля от частот возбуждающих колебаний поворотной платформы для снижения вибрационных нагрузок кабинного модуля.

Для решения поставленной задачи использованы методы теоретических расчетов частот вынужденных колебаний поворотной платформы под действием рабочего оборудования экскаватора и изменение частотных параметров рабочего оборудования машины для отстройки его резонансных колебания от собственных низкочастотных колебаний кабины.

В результате экспериментальных исследований [1] установлено, что первая мода собственных попе-

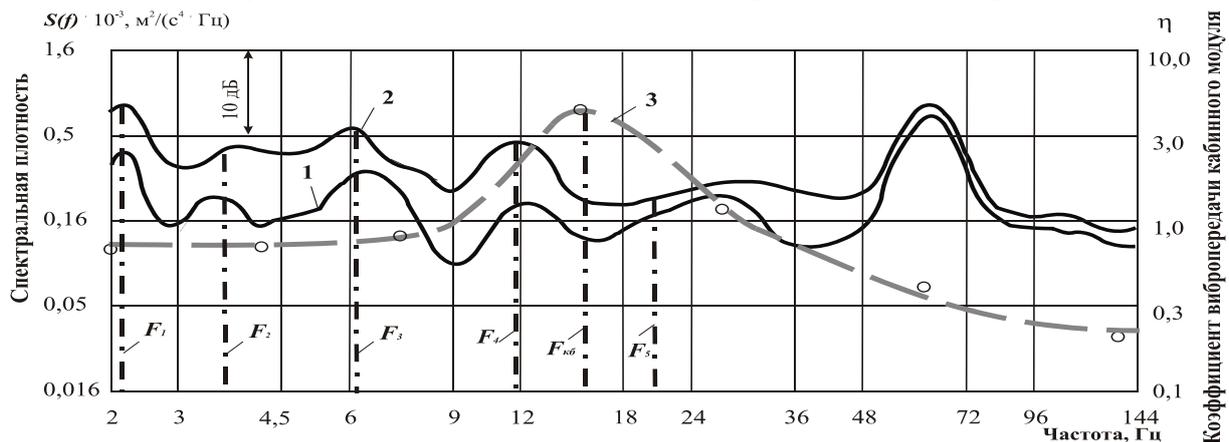


Рис. 2. Резонансная характеристика кабинного модуля экскаватора ЭКГ-8И, наложенная на спектр возбуждающих колебаний поворотной платформы при различных режимах работы: 1 – погрузка скальной породы с $d_{cp}=320$ мм; 2 – погрузка скальной породы с $d_{cp}=600$ мм ($k_p=1,35-1,45$); 3 – функция коэффициента вибропередачи η пола кабины машиниста по отношению к поворотной платформе; F_1 – частота собственных колебаний поворотной платформы ($f_{x4cp}=2,1$ Гц); F_2 – частота собственных угловых колебаний рукоятки ($f_{x2cp} \approx 3,2$ Гц); F_3 – частота собственных частот колебаний рукоятки ($f_{x2cp} \approx 6$ Гц); F_4 – частота собственных угловых колебаний верхней секции стрелы ($f_{x3cp} \approx 12$ Гц); F_5 – первая мода спектра собственных колебаний поворотной платформы, как системы с распределенными параметрами ($f_1=18,85$ Гц); $F_{кб}$ – резонансная частота колонны кабинного модуля ($f_{кб}=16$ Гц)

Из рисунка 2 видно, что вибропередача полу кабины в резонансе примерно в 4,5 раза будет увеличивать его колебания по сравнению с поворотной платформой. На частоте 12 Гц коэффициент вибропередачи каркаса колонны кабинного модуля $\eta \approx 2,5$. Сдвигая частоту резонансных колебаний верхней секции стрелы (F_4) в левую сторону инфразвукового диапазона колебаний поворотной платформы (например, на 8 Гц), можно добиться снижения вибрационной нагрузки и уменьшить коэффициент вибропередачи кабинного модуля от 2,5 до 1,0-0,9. Это можно достигнуть увеличением момента инерции верхней секции стрелы, например, за счет увеличения её длины или массы, дополнительными грузами в районе головных блоков, или увеличением массы самих головных блоков. Можно также уменьшить жесткость канатной подвески верхней секции стрелы при условии сохранения запаса прочности канатов. Рациональное сочетание данных параметров рассчитывается для каждого типоразмера экскаватора.

Таким образом, разработанный метод снижения резонансных колебаний кабины экскаватора, позволит снизить амплитуды резонансных колебаний кабинного модуля в 2-2,5 раза за счет изменения пара-

метрических колебаний поворотной платформы имеет частоту 16 Гц, на которой функция коэффициента вибропередачи районе второго этажа кабинного модуля на полу кабины машиниста имеет максимум.

Теоретическими расчетами [2] установлено, что ближайшая возбуждающая частота продольных колебаний поворотной платформы 12 Гц определяется собственными колебаниями верхней секции стрелы. На рис. 2 показана резонансная характеристика (кривая 3) кабинного модуля, наложенная на спектры (кривые 1,2) вынужденных колебаний поворотной платформы экскаватора, полученные экспериментально.

метров подвески рабочего оборудования машины (верхней секции стрелы).

Задачами дальнейших исследований и разработок являются выбор рациональных параметров рабочего оборудования карьерных экскаваторов типа прямая лопата, которые обеспечат частотную отстройку резонансных колебаний поворотной платформы от частоты собственных колебаний кабинного модуля.

Список литературы

1. Исследование и снижение структурных колебаний каркаса кабины карьерного экскаватора ЭКГ-8И / Хазак В.А., Громадский А.С., Шиповский И.А. и др. / КГРИ.– Кривой Рог, 1987.–12с.– Деп. в УкрНИИТИ 16.02.87, №743-Ук87.
2. Громадский А.С. Исследование влияния параметров расположения и загрузки рабочего оборудования на колебания элементов модели экскаватора // Разработка рудных месторождений.– Кривой Рог: КТУ.– Вып.77.– 2001. – С.121-125.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.П. Франчуком 28.03.07

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ И КИНЕМАТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИВОДА ШАХТНОГО ЛОКОМОТИВА ПРИ ТОРМОЖЕНИИ ПУЛЬСИРУЮЩИМ ТОРМОЗНЫМ МОМЕНТОМ

На основі математичного моделювання процесу гальмування шахтного локомотива дисковим гальмом, що створює пульсуючий гальмовий момент, установлені динамічні та кінематичні характеристики його приводу при реальних умовах роботи. Показано, що на початку гальмування кутова швидкість колеса може збільшуватися протягом коротких проміжків часу.

На основе математического моделирования процесса торможения шахтного локомотива дисковым тормозом, создающим пульсирующий тормозной момент, установлены динамические и кинематические характеристики его привода при реальных условиях работы. Показано, что в начале торможения угловая скорость колеса может увеличиваться в течение коротких промежутков времени.

On the basis of mathematical modelling of process of braking of a mine locomotive by the disk brake creating pulsating brake torque are established dynamic and motion characteristics of its drive at the substantial working conditions. It is noted, that by the beginning of braking the angular velocity of a wheel can be augmented during short time intervals.

Производительность подземной добычи полезных ископаемых зависит от эксплуатационных характеристик транспортных средств. Одним из основных видов транспорта в угольных и рудничных шахтах является локомотивная откатка. В шахтных поездах тормозными средствами оборудуются только локомотивы. Поэтому тормозные возможности поезда в специфических шахтных условиях определяются тормозной силой, которая реализуется локомотивом.

Основная проблема, возникающая при торможении шахтных локомотивов колесно-колодочным тормозом, состоит в нестабильности тормозной силы, формируемой тормозной колодкой, при уменьшении скорости движения локомотива [1]. Импульсное тормозное нажатие, используемое при торможении подвижного состава магистрального и промышленного железнодорожного транспорта, является перспективным направлением улучшения тормозных характеристик, но существенно усложняет конструкцию тормозной системы. Использование пульсирующего тормозного момента за счет применения дискового тормоза с многосекторным диском – простое решение, позволяющее улучшить тормозные характеристики именно шахтных локомотивов.

В [2] приводится методика выбора постоянного тормозного момента, прикладываемого к оси колесной пары. С целью недопущения срыва сцепления и

движения колес юзом для рудничных электровозов рекомендуется реализовывать 80% от максимально возможного тормозного момента. В работах [3, 4] проведено исследование процесса торможения шахтного локомотива дисковым тормозом, создающим пульсирующий тормозной момент на оси колесной пары, с целью реализации максимально возможного коэффициента сцепления колес с рельсами. Даны рекомендации по аналитическому выбору тормозного момента для различных состояний рельсового пути. Предложены конструктивные концептуальные решения по изготовлению дискового тормоза с многосекторным диском, создающего пульсирующий тормозной момент.

Цель данной работы – путем математического моделирования установить динамические и кинематические характеристики привода шахтного локомотива во время торможения дисковым тормозом с многосекторным диском при реальных условиях работы.

Вынужденные колебания колесно-моторного блока шахтного локомотива в процессе торможения дисковым тормозом на прямолинейном горизонтальном участке рельсового пути с учетом нелинейной характеристики взаимодействия фрикционной пары колесо-рельс могут быть описаны системой шести дифференциальных уравнений второго порядка [3].

$$\left. \begin{aligned} (m_c/4 - m_3 - m_4)y &= -[C_{y3}(y - y_3) + \beta_{y3}(\dot{y} - \dot{y}_3) + C_{y4}(y - y_4) + \beta_{y4}(\dot{y} - \dot{y}_4)] , \\ m_3\dot{y}_3 &= C_{y3}(y - y_3) + \beta_{y3}(\dot{y} - \dot{y}_3) + F_3(S_3), \\ m_4\dot{y}_4 &= C_{y4}(y - y_4) + \beta_{y4}(\dot{y} - \dot{y}_4) + F_4(S_4), \\ I_3\dot{\varphi}_3 &= -[C_{\varphi3}(\varphi_3 - \varphi_2) + \beta_{\varphi3}(\dot{\varphi}_3 - \dot{\varphi}_2) + rF_3(S_3)] , \\ I_4\dot{\varphi}_4 &= -[C_{\varphi4}(\varphi_4 - \varphi_2) + \beta_{\varphi4}(\dot{\varphi}_4 - \dot{\varphi}_2) + rF_4(S_4)] , \\ I_2\dot{\varphi}_2 &= C_{\varphi3}(\varphi_3 - \varphi_2) + \beta_{\varphi3}(\dot{\varphi}_3 - \dot{\varphi}_2) + C_{\varphi4}(\varphi_4 - \varphi_2) + \beta_{\varphi4}(\dot{\varphi}_4 - \dot{\varphi}_2) - uM'_T/2, \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где m_c – масса состава; m_3, m_4 – приведенные массы соответствующих колес; y, y_3, y_4 – линейные перемещения локомотива и соответствующих колес; $\dot{y}, \dot{y}_3, \dot{y}_4$ – линейные скорости; $\ddot{y}, \ddot{y}_3, \ddot{y}_4$ – линейные ускорения; C_{y3}, C_{y4} – коэффициенты жесткости соответствующих упругих элементов; β_{y3}, β_{y4} – коэффициенты вязкого внутреннего сопротивления соответствующих упругих элементов; $C_{\varphi3}, C_{\varphi4}$ – коэффициенты жесткости соответствующих полуосей колесно-моторного блока; $\beta_{\varphi3}, \beta_{\varphi4}$ – коэффициенты вязкого внутреннего сопротивления соответствующих полуосей колесно-моторного блока; $F_3 = \psi_3(S_3)m_{л}g/8, F_4 = \psi_4(S_4)m_{л}g/8$ – силы сцепления соответствующих колес; $\psi_3 = k_1 [th(k_2 S_3) - k_3 S_3 + k_4 S_3^3], \psi_4 = k_1 [th(k_2 S_4) - k_3 S_4 + k_4 S_4^3]$ – коэффициенты сцепления соответствующих колес (в режиме торможения принимают отрицательные значения) [5]; k_1, k_2, k_3, k_4 – числовые коэффициенты механической характеристики фрикционной пары; $S_3 = (\dot{\varphi}_3 r - \dot{y}_3)/\dot{y}_3, S_4 = (\dot{\varphi}_4 r - \dot{y}_4)/\dot{y}_4$ – относительные скольжения соответствующих колес; I_2 – приведенный момент инерции редуктора, дискового тормоза и двигателя относительно оси колесной пары, соответствующий одной колесной паре (зависит от места расположения дискового тормоза); I_3, I_4 – приведенные моменты инерции соответствующих колес относительно оси колесной пары; $\varphi_2, \varphi_3, \varphi_4$ – угловые координаты выходного вала редуктора (оси колесной пары) и соответствующих колес; $\dot{\varphi}_2, \dot{\varphi}_3, \dot{\varphi}_4$ – угловые скорости; $\ddot{\varphi}_2, \ddot{\varphi}_3, \ddot{\varphi}_4$ – угловые ускорения; r – радиус круга катания колес; $m_{л}$ – масса локомотива; g – ускорение свободного падения; u – передаточное число редуктора; M'_T – момент торможения на валу двигателя.

Примем количество секторов тормозного диска, выполненных поочередно из стали 45 НВ 415 и серого чугуна СЧ 15-32 НВ 200, равным восьми. Накладки тормозных колодок в виде кольцевого сектора с центральным углом $\alpha = \pi/4$ из фрикционного материала 6КХ-1 (прессматериал холодного формования) [3]. Коэффициенты трения для указанных пар материалов диска и фрикционных накладок соответственно равны 0,535 и 0,41 [6].

Для выбранных количества секторов тормозного диска и формы фрикционных накладок зависимость пульсирующего момента торможения на валу двигателя от угловой координаты вала двигателя φ_1 может быть с достаточной степенью точности описана выражением [7]

$$M'_T = 2(M_0 - A \sin(n\varphi_2))/u = M'_0 - A' \sin(n'\varphi_1) = M'_0 \left(1 - A^* \sin(n'\varphi_1)\right) = M'_0 \left(1 - \frac{\mu_1 - \mu_2}{\mu_1 + \mu_2} \sin(n'\varphi_1)\right) \quad (\mu_1 > \mu_2), \quad (2)$$

где M_0, M'_0 – постоянные составляющие моментов торможения соответственно на оси колесной пары и на валу двигателя; n, n' – числа периодов синусоиды за один оборот соответственно оси колесной пары и вала двигателя; A, A' – амплитуды колебаний переменных составляющих моментов торможения на оси колесной пары и на валу двигателя; $A^* = A'/M'_0 = (\mu_1 - \mu_2)/(\mu_1 + \mu_2)$; μ_1, μ_2 – коэффициенты трения для двух пар материалов диска и фрикционных накладок.

Исходя из выбранных параметров дискового тормоза с многосекторным диском, устанавливаем значения коэффициентов n' и A^* . В нашем случае $n' = 4$; $A^* = 0,132$. Далее, интегрируя систему дифференциальных уравнений (1) с учетом формулы (2) определяем максимальное значение постоянной составляющей момента торможения на валу двигателя M'_{0max} , соответствующее исходным данным (состоянию рельсового пути, массе состава, начальной скорости локомотива) [7]. Подставляем в формулу (2) $M'_0 = 0,8M'_{0max}$. Интегрируя систему дифференциальных уравнений (1) с учетом формулы (2) при заданных исходных данных, получаем графики линейной и угловой скоростей звеньев колесно-моторного блока, относительного скольжения, коэффициента и силы сцепления колес с рельсами, момента торможения, создаваемого на выходном валу редуктора, и тормозного момента на колесе, сил в резинометаллических шарнирах подвески колесной пары, скорости и пути локомотива от времени, определяем тормозной путь и время торможения. В численных расчетах будем использовать геометрические, весовые, упруго-диссипативные и жесткостные характеристики элементов шахтного электровоза Э10. Некоторые из графиков, полученных для рельсового пути, посыпанного песком, раздавленным в результате предшествующей поездки, при массе состава $m_c = 5 \cdot 10^4$ кг и начальной скорости локомотива $v_0 = 4,5$ м/с приведены на рис. 1-5.

Как это видно из рис. 1 угловая скорость колеса в начале торможения изменяется неравномерно. В течение коротких промежутков времени она может даже увеличиваться. Это обусловлено присутствием в движении колеса колебательного процесса, характеризующегося увеличением и уменьшением величины проскальзывания колеса относительно рельса.

Выводы. На основе математического моделирования процесса торможения шахтного локомотива Э10

дисковым тормозом с многосекторным диском определены динамические и кинематические характеристики его привода при заданных исходных данных.

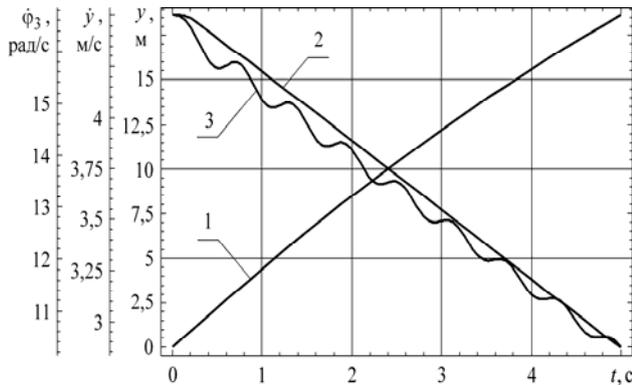


Рис. 1. Зависимости пути и скорости локомотива, угловой скорости одного из его колес от времени: 1 – зависимость пути локомотива; 2 – зависимость скорости локомотива; 3 – зависимость угловой скорости одного из колес

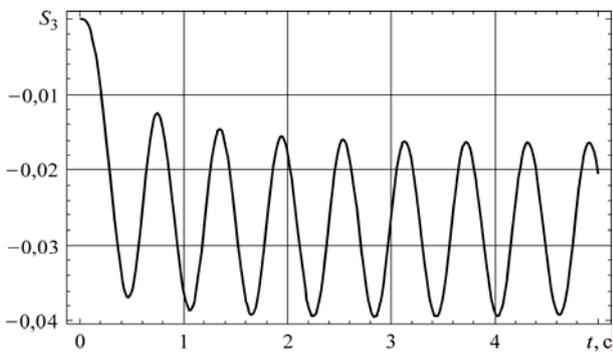


Рис. 2. Зависимость относительного скольжения одного из колес локомотива от времени

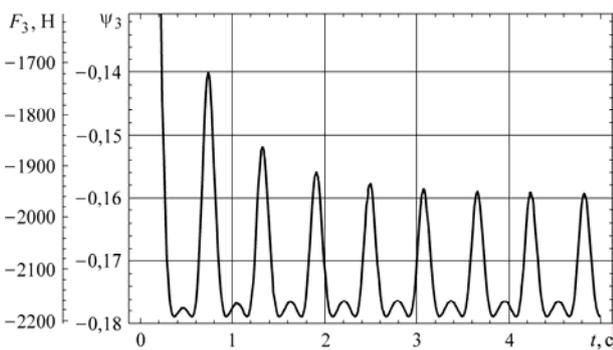


Рис. 3. Зависимости коэффициента сцепления и силы сцепления одного из колес локомотива с рельсом от времени

Установлено, что из-за колебательного процесса, характеризуемого увеличением и уменьшением величины проскальзывания колеса относительно рельса, в начале торможения угловая скорость колеса может увеличиваться в течение коротких промежутков времени.

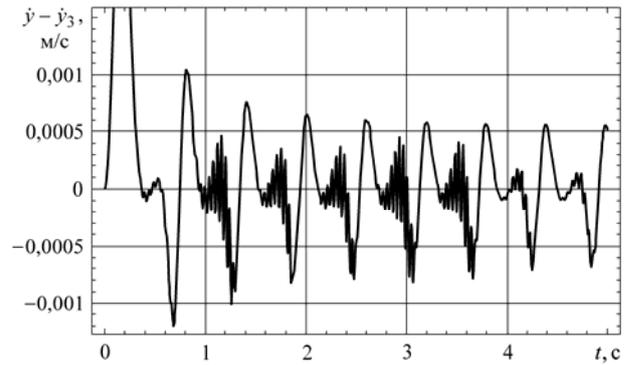


Рис. 4. Зависимость разности линейных скоростей локомотива и одного из его колес от времени

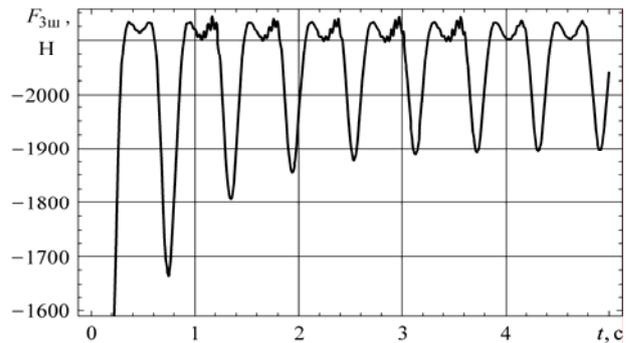


Рис. 5. Зависимость продольной силы в резинометаллическом шарнире подвески колесной пары от времени

Список литературы

1. Ренгевич А.А., Коптовец А.Н., Шляхов Э.М. Исследование эксплуатационных характеристик колодочно-колесного тормоза рудничных локомотивов // Шахтный и карьерный транспорт. – М.: Недра, 1978. – Вып. 4. – С. 233-242.
2. Транспорт на горных предприятиях / Б.А. Кузнецов, А.А. Ренгевич, В.Г. Шорин и др. – М.: Недра, 1969. – 656 с.
3. Мونها А.Г. Выбор рациональных параметров дискового тормоза шахтного локомотива с многосекторным тормозным диском // Гірнична електромеханіка та автоматика. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – Вып. 71. – С. 75-82.
4. Сердюк А.А., Мونها А.Г. Торможение шахтного локомотива дисковым тормозом с многосекторным диском // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2004. – С. 241-246.
5. Процев В.В., Мونها А.Г. Экспериментальное определение характеристик сцепления шахтного локомотива в режиме торможения // Геотехнічна механіка: – Дніпропетровськ. – 2002. – Вып. 40. – С. 231-236.
6. Александров М.П. Тормоза подъемно-транспортных машин. – М.: Машиностроение, 1976. – 383 с.
7. Мونها А.Г., Новокшонов А.А. Выбор рациональных параметров дискового тормоза шахтного локомотива на основе математического моделирования давления и температуры на поверхности трения // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2006. – № 12. – С. 66-69.

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.С.Блохіним 03.04.07

СИНТЕЗ КОМПОНЕНТИ ГІБРИДНОЇ НЕЙРОМЕРЕЖІ З ВЛАСТИВОСТЯМИ АПРОКСИМАЦІЇ

Наведено результати теоретичних та експериментальних досліджень щодо синтезу компоненти гібридної нейромережевої структури з властивостями апроксимації для вирішення задачі керування об'єктами керамічної промисловості, зокрема процесами утворення керамічних шликерів.

Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований синтеза компоненты гибридной нейросетевой структуры со свойствами аппроксимации для решения задачи управления объектами керамической промышленности, в частности процессом образования керамических шликеров.

The results of theoretical and experimental researches of synthesis of the hybrid structure's component with properties of approximation for the decision of a task of ceramic industry's objects management, in particular the process of the ceramic slurries' formation, are presented.

Задача синтезу гібридної нейронної мережі розподіляється на два етапи, що реалізуються незалежно один від одного. Як свідчать публікації в галузі теорії та прикладного використання штучних нейронних мереж [1] такі структури при їх практичній реалізації, як правило, є більш ефективними у порівнянні з мережами, що базуються на основі окремих нейромережевих парадигм. Даний факт пояснюється тим, що результуюча структура набуває нових властивостей, які не притаманні кожній парадигмі окремо. В статті [2] розглянуті питання синтезу і моделювання процесів навчання та отримані на їх основі результати для компоненти гібридної структури з властивостями самоорганізації (мапа Кохонена). Вагові коефіцієнти нейронів мапи Кохонена по закінченню процесу навчання були заморожені. Таким чином, вхідними сигналами для компоненти гібридної структури з властивостями апроксимації буде виступати множина пар векторів (u_i, y_i) , де u_i – вектор, складений з вихідних сигналів синтезованої мапи Кохонена, а y_i – вектор цільових значень оригінального відображення (z_i, u_i) $y = [y_1, y_2, \dots, y_K]^T$; $K = 9$ (фізико-хімічні параметри водної суспензії), якому відповідає u_i , $z = [z_1, z_2, \dots, z_N]^T$ – вхідний вектор для мапи Кохонена, що містить 27 значень технологічних параметрів процесу структуроутворення водної суспензії (керамічного шликера).

Вхідними сигналами для моделі нейронної мережі фіксованої структури з повними послідовними зв'язками будуть являтися виходи компоненти з самоорганізацією. Вихід моделі з самоорганізацією при подачі на її вхід вектора z являє собою розріджену матрицю зв'язності розмірності $[27 \times 27]$. З метою усунення несуттєвої інформації, яка буде привносити зайвий шум у вхідні дані і, в принципі, може впливати на вихідний сигнал, виконано перетворення матриці зв'язності у вектор індексів

класів (кластерів). Після перетворення номер кластеру відповідає номеру строки матриці зв'язності. Отже, з вектором U зв'язаними є два вихідних вектори: вектор – фактичних вихідних сигналів D і вектор цільових сигналів Y :

$$D = [d_0, d_{i,1}, d_{i,2}, \dots, d_{i,m}]^T; \quad (1)$$

$$Y = [y_0, y_{i,1}, y_{i,2}, \dots, y_{i,m}]^T. \quad (2)$$

При синтезі структури компоненти гібридної структури були вивчені чисельні теоретичні та експериментальні матеріали досліджень українських та російських наукових шкіл у галузі розробки моделей нейронних мереж різного призначення. В результаті було прийнято дослідити ефективність застосування нейронної мережі фіксованої структури з повними послідовними зв'язками. Фактичним статистичним матеріалом для реалізації досліджень були дані виробничої діяльності накопичені підприємством “Дніпрокераміка” з моменту його запуску в експлуатацію (5 років).

Як відомо, рішення щодо остаточної структури моделі може бути прийнято тільки після виконання певної кількості циклів (епох) її навчання і досягненні похибки узагальнення на рівні, який признається задовільним. Однак однозначних підходів щодо визначення значення похибки узагальнення штучних нейронних мереж на даний час не сформовано. В роботі [3] запропоновано характеризувати її співвідношенням:

$$E(w) = E_L(w) + \varepsilon \left(\frac{p}{h}, E_L \right), \quad (3)$$

де $E(w)$ – похибка узагальнення нейромережі; $E_L(w)$ – похибка навчання; ε – довірчий інтервал; p – кількість навчальних вибірок.

При формуванні структури мережі також враховували, що мінімізація похибки узагальнення на відносно малій кількості навчальних послідовностей відносно кількості вагових коефіцієнтів може спровокувати випадковий характер значень більшості вагових коефіцієнтів, що при переході від навчальних до тестових множин даних може стати причиною суттєвих відхилень фактичних значень D від очікуваних Y .

Як відомо, найбільш широке застосування (у тому числі і при вирішенні прикладних задач теорії управління) знайшли багатопшарові нейронні мережі, з функціями активації сигмоїдного типу. Останні дозволяють забезпечити задану точність апроксимації при меншій розмірності нейронної мережі. В даному дослідженні, з огляду на масштабування векторів входів і цілей (їх значення приведені до діапазону $[-1, +1]$), функція активації повинна бути біполярною, монотонно зростаючою на інтервалі $[-1, +1]$, диференційованою. До таких функцій відносяться синусоїдальна з насиченням та гіперболічного тангенсу. Сигмоїдну функцію (за аналогією з електронними системами) можна вважати нелінійною підсилюючою характеристикою штучного нейрона. Центральна область таких функцій має великий коефіцієнт підсилення, що дозволяє вирішити проблему обробки слабких сигналів. У той же час, області з падаючим підсиленням на її позитивному та негативному кінцях слугують для обробки нейроном сильних збуджень. Таким чином, при використанні однієї з сигмоїдальних функцій активації нейрон буде функціонувати зі значним підсиленням у широкому діапазоні рівнів вхідного сигналу.

У вихідному шарі, як правило, використовують нейрони з лінійною функцією активації, що полегшує приведення вихідного сигналу до будь-якого числового діапазону, а значення сигналу сигмоїдального нейрона обмежено інтервалом $[1, +1]$. Для забезпечення будь-якого необхідного вихідного діапазону значень на виході мережі додається лінійний блок, який підсилює сигнал у M разів ($0 < M < \infty$). Однак опубліковані останнім часом роботи [4] наводять на думку про можливість заміни лінійних нейронів сигмоїдальними, що дозволяє значно скоротити розмірність мережі і при певній обмеженості в кількості навчальних даних покращити її узагальнюючі властивості. Беручи до уваги зазначене, як у прихованому, так і у вихідному шарах моделі, синтез якої необхідно здійснити, буде використана функція гіперболічного тангенсу.

Серйозною проблемою при формуванні структури мережі є визначення кількості прихованих шарів і кількості нейронів у кожному з них [4–10]. Після проведення низки експериментальних досліджень щодо кількості прихованих шарів, нейронів і моделювання процесів навчання синтезованих мереж прийнято рішення синтезувати модель з одним прихованим шаром і трьома нейронами (в якій при необхідності будуть додаватися додаткові нейрони).

Визначених параметрів кількість шарів, кількість нейронів у кожному шарі, відсутність зворотних та перехресних зв'язків) достатньо для синтезу моделей прийнятої архітектури.

Мета навчання компоненти гібридної структури з властивостями апроксимації полягала в підборі таких значень вагових коефіцієнтів синаптичних зв'язків нейронів, щоб при заданому вхідному векторі U отримати на виході значення фактичних сигналів d_i , які з вірогідністю 94% і більше будуть співпадати з очікуваними значеннями y_i , для $i=1, 2, \dots, m$. Помилка рішення (в момент часу n) визначається як різниця між бажаним і реальним вихідними сигналами гібридної структури і показує відстань до правильного значення технологічного параметра. В нашому випадку якість $E(w)$ навчання мережі для поточного моменту n одиничної навчальної вибірки (u, d) може бути представлена вигляді:

$$E(w) = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N (e_i)^2 = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N (y_i - d_i)^2, \quad (4)$$

де y_i – цільовий вихід; d_i – фактичний вихід; e_i – похибка навчання. При числі навчальних вибірок більшому за одиничне цільова функція перетворюється в суму по всіх вибірках:

$$E(w) = \frac{1}{2} \sum_{t=1}^{T_H} \sum_{i=1}^{S^l} \left(y_i^t - d_i^{tS^l} \right)^2, \quad (5)$$

де T_H – об'єм навчальної вибірки; l – кількість шарів мережі; t – номер вибірки; S^l – кількість нейронів вихідного шару; $d_i^{tS^l}$ – вектор сигналу на виході мережі; y_i^t – вектор цільових значень сигналу на виході мережі для вибірки з номером t .

Як відомо, навчання нейронних мереж навіть при використанні ефективних алгоритмів, представляє собою досить складний процес, який далеко не завжди завершується позитивним результатом. Основні проблеми з прийняттям рішення щодо припинення процесу навчання виникають внаслідок його зведення до одного з локальних мінімумів, які обумовлені використанням нелінійних функцій активації або станом “паралічу” мережі. На результати навчання моделі значний вплив буде спричиняти вибір початкових значень вагових коефіцієнтів. Ідеальною є ситуація, коли початкові значення вагових коефіцієнтів є достатньо близькими до оптимальних. У цьому випадку будуть усунуті затримки в точках локальних мінімумів, що, відповідно, призведе до значного прискорення процесу навчання моделі. Однак універсального методу вибору початкових значень вагових коефіцієнтів, який би гарантував знаходження найкращої початкової точки для вирішення будь-якої задачі, не існує. Внаслідок цього найчастіше при

вирішенні практичних задач застосовується випадковий вибір значень вагових коефіцієнтів з їх рівномірним розподілом на заданому інтервалі. Неправильний вибір діапазону випадкових початкових значень може викликати ситуацію, коли не дивлячись на те, що процес навчання продовжується, середньоквадратична похибка залишається практично незмінною. Дана ситуація свідчить про досягнення сідлової зони цільової функції внаслідок занадто великих значень початкових вагових коефіцієнтів.

Прийняті в подальших дослідженнях початкові значення вагових коефіцієнтів і зміщень прихованого шару моделі наведені на рис. 1. Площа прямокутників на діаграмі Хітона (рис. 1, г) пропорційна значенню відповідного вагового коефіцієнта (більш темним кольором зображені від'ємні значення). На рис. 2. наведено діаграму Хінтона для вихідного шару моделі. Характеристики поверхні розподілу вхідних даних моделей наведено на рис. 3.

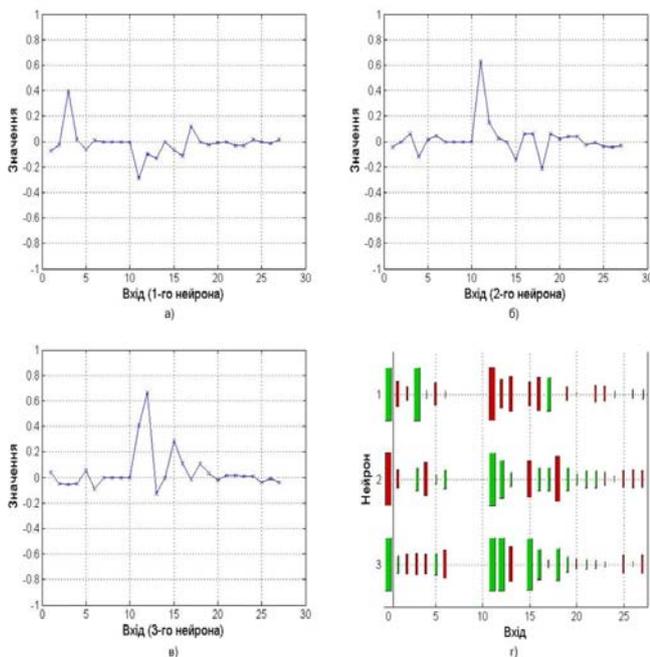


Рис. 1. Початкові значення вагових коефіцієнтів і зміщень прихованого шару моделі

На початковому етапі досліджень проводили моделювання процесів навчання мережі з використанням класичного методу градієнтного спуску. При проведенні досліджень були прийняті такі параметри навчання:

- максимальна кількість ітерацій (epoch) навчання – 20000;
- граничне значення критерію навчання (функціоналу оптимізації) – $1e-4$;
- мінімальне значення градієнта критерію якості – $1e-10$;
- максимально допустимий рівень перевищення похибки тестової множини в порівнянні з навчальною – 3;

- величина коефіцієнта навчання – 0,1; 1,0; 1,5; 2,0.

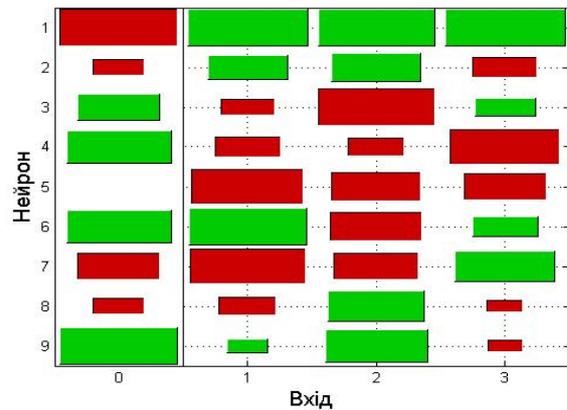


Рис. 2. Діаграма Хінтона початкових значень вагових коефіцієнтів і зміщень вихідного шару моделі

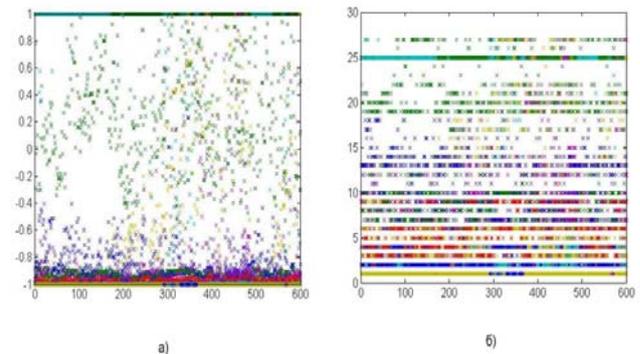


Рис. 3. Характеристики розподілу вхідних даних моделей : а – на вході моделі з самоорганізацією; б – на вході моделі фіксованої структури з повними послідовними зв'язками

Як відомо, на збіжність алгоритмів градієнтного спуску досить суттєво впливає значення коефіцієнта навчання [11 – 13]. У процесі пошуку мінімального значення цільової функції $E(w)$ напрям пошуку p і крок h (η – величина кроку) підбираються таким чином, щоб для кожної наступної точки пошуку $w_{k+1} = w_k + \eta_k p_k$ виконувалась умова $E(w_{k+1}) < E(w_k)$

В даному дослідженні пошук мінімуму продовжувався, доки не виконувалась одна із умов:

- значення функції якості навчання стало менше граничного;
- градієнт критерію якості став меншим $1e-10$;
- досягнуто граничне число epoch навчання;
- похибка контрольної множини перевищила похибку навчальної множини більше ніж у три рази.

Алгоритм Левенберга-Марквардта має адаптивний параметр (Левенберга-Марквардта), зміна якого при моделюванні процесу навчання

показана на рис. 5. Значення параметра повинно зменшуватися практично до нуля при досягненні фактичного рішення, яке є близьким до шуканого. У випадку, коли адаптивний параметр є близьким до нуля, отримуємо метод Ньютона, який характеризується квадратичною збіжністю до оптимального рішення, у випадку коли значення параметра велике, отримуємо метод градієнтного спуску з малим кроком (рис. 6).

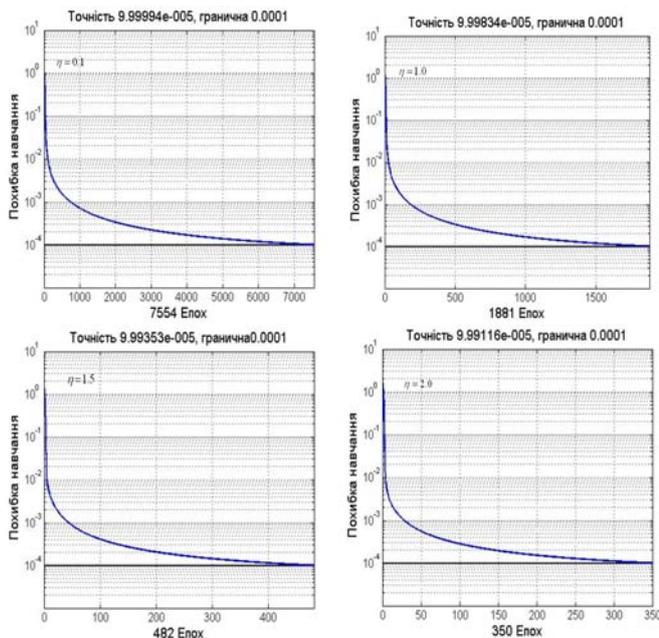


Рис.4. Вплив коефіцієнта навчання η на швидкість збіжності алгоритму градієнтного спуску

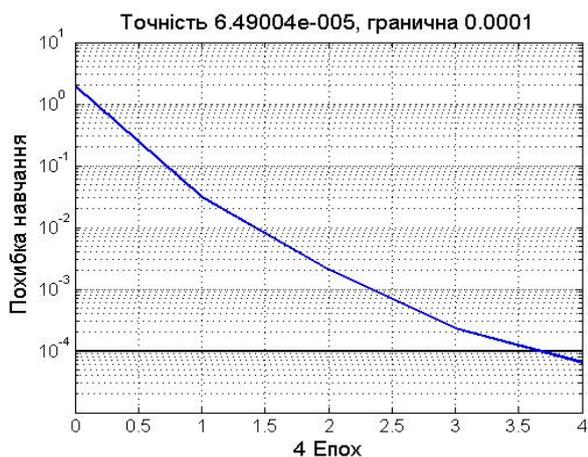


Рис. 5. Графік зміни похибки навчання залежно від кількості epoch (ньютонівська стратегія оптимізації)

Загальний аналіз результатів моделювання процесів навчання синтезованих моделей за допомогою алгоритму градієнтного спуску і Левенберга-Марквардта дозволяє зробити висновок, що ньютонівська стратегія оптимізації безсумнівно є більш ефективною. Однак необхідно відзначити, що її головним недоліком є значні вимоги до ресурсів обчислювальної техніки, зокрема – об'єму

пам'яті, яка необхідна для зберігання матриці Якобі та обчислювальних ресурсів, які необхідні при оцінці гессіана. Зазначене (не дивлячись на можливості сучасної обчислювальної техніки) частково ускладнює можливості її практичного застосування.

Аналіз рис. 6 показує, що на перших двох навчальних ітераціях застосовувався градієнтний метод, а потім – метод Ньютона з апроксимацією гессіан.

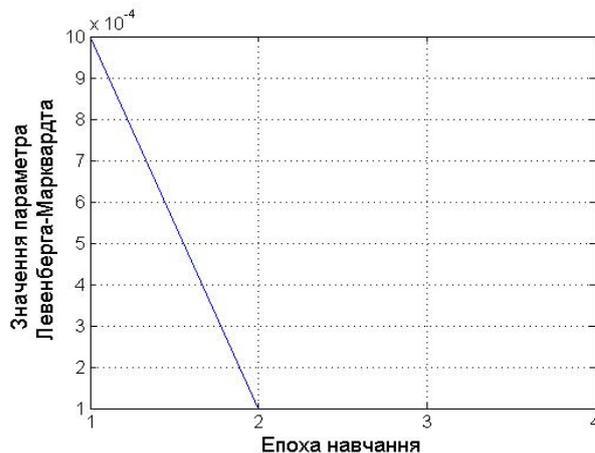


Рис. 6. Зміна параметра Левенберга-Марквардта в процесі навчання моделі

Перевірку якості навчання та узагальнюючих можливостей синтезованої компоненти гібридної структури з властивостями апроксимації виконували на моделі, пошук екстремуму функціонала оптимізації в якій здійснювався за алгоритмом Левенберга-Марквардта. На навчальній множині відповідність між відгуком моделі і бажаним виходом (як видно з рис. 7) забезпечується з заданою середньоквадратичною похибкою, що дорівнює 0.0001.

Перевірку адекватності синтезованої моделі технологічному процесу структуроутворення водної суспензії виконували на контрольній і тестовій множині даних. Абсолютні і відносні похибки моделі при пред'явленні на її вхід контрольних і тестових даних наведені на рис. 7.

Аналіз результатів моделювання свідчить, що максимальна відносна похибка синтезованої компоненти гібридної структури з властивостями апроксимації при пред'явленні на її вхід контрольної і тестової множин вихідних даних компоненти з властивостями самоорганізації не перевищує 3%. Отже, нейронна мережа, в силу своєї структури виконує складне нелінійне перетворення вхідного вектора $u \rightarrow y$. В процесі навчання синтезованої моделі було виконано налаштування вагових коефіцієнтів $W_{i,j}$, її нейронів і досягнуто цільове мінімальне значення критерію якості менше 5%, що відповідає найкращому рішенню поставленої задачі прогнозування значень технологічних параметрів водних керамічних суспензій.

Аналіз відгуку мережі при пред'явленні на її вхід даних тестової і контрольної множин свідчить, що в процесі виконання процедури навчання моделі гібридної структури вдалося уникнути явища перенавчання.

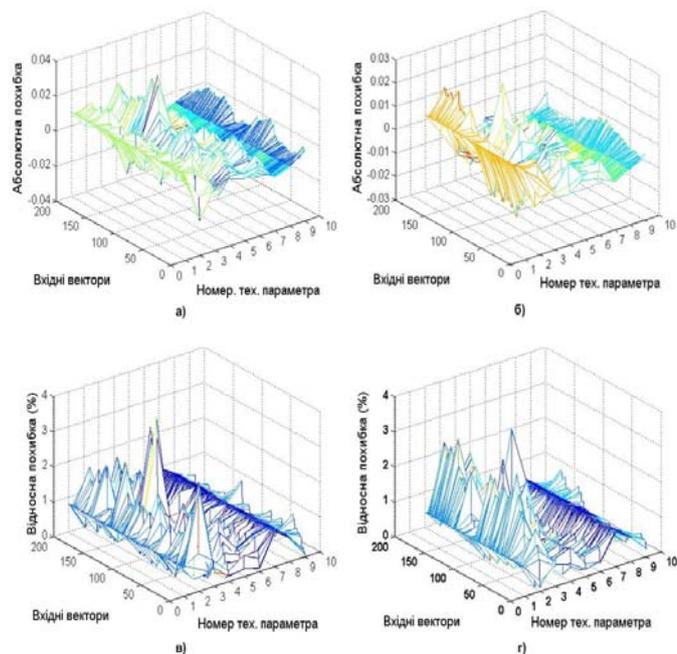


Рис. 7. Похибки синтезованої моделі при пред'явленні на її вхід тестової і контрольної множин даних: а, б – тестова; в, г – контрольна множини вхідних даних

Таким чином, синтезована гібридна неймережева структура дозволяє моделювати складний нелінійний процес структуроутворення водних (керамічних) суспензій у вигляді прямої моделі. Необхідно звернути увагу на той факт, що навчена неймережева гібридна структура “враховує” вплив на реальний технологічний процес зовнішніх збурень $f(t)$.

Отримані результати моделювання роботи гібридної структури на навчальній, контрольній і тестовій множині даних дозволяють стверджувати, що модель гібридної структури є адекватною технологічному процесу структуроутворення водних суспензій і може бути успішно використана за один з

базових модулів для структурного синтезу функціонально більш складних систем, зокрема – інтелектуальних систем підтримки прийняття рішень для прогнозування значень фізико-хімічних параметрів водних суспензій керамічного виробництва по заданих вхідних контрольованих технологічних параметрах.

Список литературы

1. Osowski S., Siwek K. Selforganizing neural networks for short term load forecasting in power system // Engineering Applications of Neural Networks (EANN), Gibraltar, 1998. - Pp. 253-256.
2. Науковий вісник Національного гірничого університету: - 2007. №3. – С.61-63
3. Haykin S. Neural networks, a comprehensive foundation. - N.Y: Macmillan College Publishing Company, 1994.
4. Narendra K. S., Parthasarathy K. Identification and control of dynamical systems using neural networks // IEEE Trans. Neural Networks, 1990. - Vol. 1. - P. 4-27.
5. Hornik K, Stinchcombe M., White H. Multilayer feedforward networks are universal approximators // Neural Networks, 1989. - Vol. 2. - P. 359-366.
6. Geva S., Sittte J. Progress in supervised neural networks // IEEE Trans. N. N. – 1992. -Vol.3.-P. 621-625.
7. Osowski S. Sieci neuronowe. - Warszawa: Oficyna Wydawnicza PW, 1994.
8. Hecht-Nielsen R. Neurocomputing. - Amsterdam: Addison Wesley, 1991.
9. Kolmogorov A.N. On the representation of continuous functions of many variables by superposition of continuous functions of one variable and addition // Dokl. Akad. Nauk USSR, 1957. – Vol. 114. –P. 953-956.
10. Osowski S. Sieci neuronowe w ujeciu algorytmicznym. - Warszawa: WNT, 1996.
11. Klimauskas G. Neural Ware - User manual. Natick, USA: Neural Ware Inc., 1992.
12. Gill P., Murray W., Wright M. Practical Optimization. - N.Y.: Academic Press, 1981.
13. Golub G, Van Loan C. Matrix computations. - N.Y.: Academic Press, 1991.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В.Слесаревим 04.04.07

Н.А. Никифорова, О.А. Вергун

СВОЙСТВА ИЗВЕСТКОВО-ШЛАКОВЫХ ВЯЖУЩИХ, СОДЕРЖАЩИХ КОМПЛЕКСНЫЙ МОДИФИКАТОР

Наведено реологічні та фізико-механічні властивості вапняно-шлакових в'язучих, які модифіковані хімічними добавками з відходів гірничої промисловості.

Приведены реологические и физико-механические свойства известково-шлаковых вяжущих, модифицированных химическими добавками из отходов горной промышленности.

Reological and physical mechanical properties of lime slag binding modified with chemical addition from mining wastes are given.

Доменные гранулированные шлаки являются основным отходом металлургического производства, нашедшим широкое применение в строительстве и при изготовлении строительных материалов [1, 2].

По данным химического анализа, в состав доменных шлаков входит до 30 элементов. Однако основными окислами являются окислы шести элементов: кальция (CaO), алюминия (Al₂O₃), кремния (SiO₂), магния (MgO), железа (FeO + Fe₂O₃), марганца (MnO). При этом, SiO₂, Al₂O₃ и CaO составляют более 90 %. Важная роль в процессах формирования структуры шлаков отводится сере.

Доменные шлаки разделяются на три группы: основные, содержащие большое количество извести; кислые, имеющие в своем составе много кремнезема и нейтральные.

Наиболее благоприятный состав доменного расплава находится в пределах содержания основных окислов (CaO + MgO + MnO) – от 42 до 52% и кислых стеклообразующих окислов (SiO₂ + Al₂O₃) – от 46 до 55%. Металлургические заводы Украины имеют высокоосновные расплавы с содержанием основных окислов 50-52 %. Для этих заводов характерны шлаки с модулем основности (CaO + MgO) / (SiO₂ + Al₂O₃) > 1,0 при сравнительно низком содержании глинозема.

В основных шлаках заводов Украины, как правило, присутствуют β-C₂S, мелилиты и ранкинит. Мелилиты представляют собой изоморфный ряд твердых растворов, конечными фазами которого являются геленит C₂AS и окерманит C₂MS₂.

Для гранулированных доменных шлаков характерны гранулы размером 0,5-1,0 см. Для основных горячих расплавов они более пористые и хрупкие, чем для кислых. Удельный вес шлаков колеблется в пределах 3,02-3,31 г/см³.

Гранулированным шлакам свойственна пористая пемзовидная структура с перегородками между порами из стекла. Выделения кристаллических фаз имеют вид скелетных кристалликов или дендритов.

В составе различных шлаков обнаружено более 100 минералов, хотя большая их часть встречается очень редко. И только около 40 минералов присутствуют постоянно. Из них известны минералы с самостоятельными гидравлическими свойствами, приобретающие их при водотепловой обработке и инертные, не способные к гидратации или взаимодействию с активизаторами при температуре в пределах 20-250⁰ С и давлении от 0 до 40 атм.

Минералы рассматриваются в соответствии с их составом и строением кристаллической решетки в последовательности:

1. Силикаты:

а) островные – 3CaO SiO₂, α-, β- и γ-2CaO SiO₂; мервинит, монтичеллит, оливины, ранкинит, мелилит;

б) кольцевые – α и β-CaO SiO₂;

в) каркасные – полевые шпаты, лейцит, нефелин.

2. Алюминаты, алюмоферриты и ферриты кальция.

3. Сульфиды – ольдгамит, алабандин, троилит.

4. Окислы – CaO, MgO, RO – фаза.

Особое внимание уделяется вопросам повышения эффективности применения бетонов, содержащих шлаковую составляющую, особенно при введении в состав бетона комплексных химических добавок полифункционального действия. Разработка таких добавок может осуществляться с использованием отходов как горнорудной промышленности, так и отходов химических производств.

При твердении шлака чаще всего образуется гель неопределенного состава. При активном твердении в условиях повышенных температур и влажности значительно увеличивается удельный вес аморфных, коллоидальных новообразований.

Гидратационную активность шлаков можно увеличить применением термовлажностной обработки. Немаловажное значение для повышения гидравлической активности шлаков имеют и добавки попутных продуктов различных производств, введенных при помоле. Такие продукты являются как самостоятельными активизаторами шлаков, так и дополнительными к основным, имеющимся в смеси акти-

визаторам, кроме того, они могут выполнять параллельную роль аморфизированных, анизометрических микронаполнителей с разветвленной сетью поверхностей – подложек для формирования гидратных новообразований. При равномерном распределении таких компонентов в матрице вяжущего создаются предпосылки формирования упорядоченной мелкокристаллической структуры. Введением сопутных продуктов определенного химического состава при помоле изменяется не только гидратационная активность самого шлакового вяжущего, но и регулируются реологические характеристики коагуляционной структуры и физико-механические свойства бетона.

Проведены исследования влияния извести и комплексного модификатора МПДКи (омыленный известью плав дикарбоновых кислот) на свойства известково-шлакового вяжущего. В исследованиях применялся доменный гранулированный шлак Запорожского металлургического завода, химический состав которого приведен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав доменного гранулированного шлака Запорожского металлургического завода

Содержание компонентов, %	
SiO ₂	39.10
Al ₂ O ₃	5.83
CaO	47.62
FeO	0.28
MgO	5.54
MnO	0.51
SO ₃	1.47

В табл. 2 показана степень гидратации шлака с добавкой, характеризующая потерей массы при прокаливании (после ТВО при температуре 95⁰ С в течение 7,5 ч).

Таблица 2

Потери массы при прокаливании гидратирующего шлака с МПДКи

Добавка	Дозировка	Потери массы при прокаливании (80-820 ⁰ С), %
-	-	10,1
МПДКи	0,5	11,5

На рис. 1 и 2 представлены рентгенограммы и термограммы шлакового вяжущего, содержащего известь.

Рентренофазовый и дифференциально-термический анализ, проведен для образцов состава 90%

шлака и 10% извести, которые твердели как в нормально-влажностных условиях, так и в термовлажностных условиях. Исследования проводились на шлаке (S = 3200 см²/г, Al₂O₃ = 10%). Сравнение велось с образцами такого же состава на шлаке с S = 3000 см²/г и с содержанием Al₂O₃ = 5%.

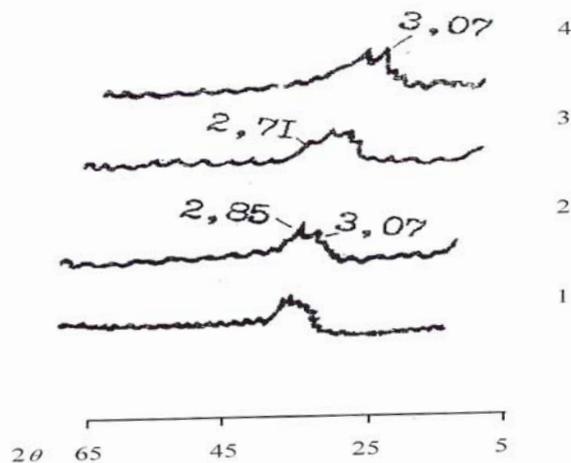


Рис. 1. Рентгенограммы шлакового вяжущего (90% шлака + 10% извести): 1, 2 – твердение в нормально-влажностных условиях; 3, 4 – твердение с термовлажностной обработкой; 1, 3 – 5% Al₂O₃; S = 3000 см²/г; 2, 4 – 10% Al₂O₃; S = 3200 см²/г.

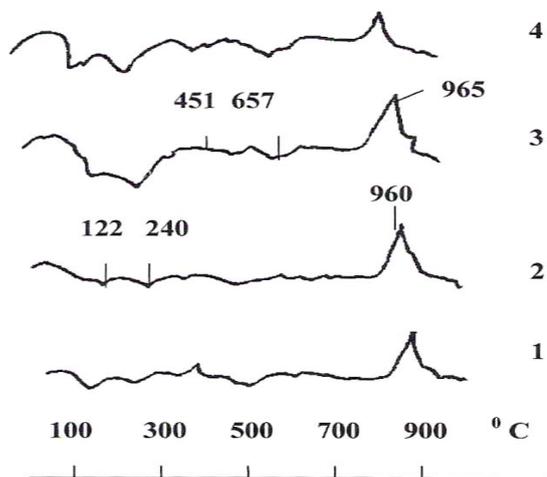


Рис. 2. Термограммы шлакового вяжущего (90% шлака + 10% извести): 1, 2 – твердение в нормально-влажностных условиях; 3, 4 – твердение с термовлажностной обработкой; 1, 3 – 5% Al₂O₃; S = 3000 см²/г; 2, 4 – 10% Al₂O₃; S = 3200 см²/г.

Фазовый состав образцов нормально-влажностного твердения идентичен. Линии 3,07x10¹⁰ м на дифрактограммах и эндотермические эффекты при температуре 122 и 240⁰ С на термограммах отвечают гелеобразным низкоосновным гидросиликатам кальция CSH(B).

Термовлажностная обработка расширяет фазовый состав за счет образования гидрогранатов, близких к плазолиту $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

При определении влияния добавки МПДКи на активность известково-шлакового вяжущего добавка вводилась в помол в количестве от 0,1 до 1% по массе вяжущего, а известь – 10%. В результате проведенных исследований установлено, что добавка МПДКи, при введении ее в помол, повышает активность известково-шлакового вяжущего.

Из представленных в табл. 3 данных следует, что МПДКи в количестве 0,1-0,4% увеличивает прочность известково-шлакового вяжущего при сжатии на 33-94%, а дальнейшее ее увеличение приводит к снижению активности известково-шлакового вяжущего.

Улучшение реологических и физико-механических свойств известково-шлакового вяжущего можно объяснить тем, что низкомолекулярные соли дикарбоновых кислот являются эффективными понизителями поверхностного натяжения и обладают высокой поверхностной активностью, выполняя функции хороших смачивателей частиц вяжущего и диспергаторов (дефлокуляторов) дисперсных систем, а также эффективных активизаторов твердения известково-шлаковых вяжущих.

Список литературы

1. Металлургические шлаки в строительстве / Большаков И.И., Борисовский В.З., Глуховский В.Д., Кривенко П.В., Никифоров А.П., Щербак С.А.– Днепропетровск, 1999.– 114 с.
2. Напрямки і перспективи використання відходів металургійної, гірничорудної та хімічної промисловості в будівництві / Большаков В.І., Бондаренко Г.М., Головки А.І., Зільберман П.В., Кривенко В.О., Неведомський В.О., Нікіфоров О.П., Щербак С.А.– Дніпропетровськ, 1998. – 101 с.

Изменение активности известково-шлакового вяжущего, содержащего добавку МПДКи

Номер состава	Состав вяжущего, %	Предел прочности после 28 сут. хранения в воде, МПа	
		на изгиб	на сжатие
1	Граншлак – 90,0 Известь – 10,0	2,3	5,4
2	Граншлак – 89,8 Известь – 10,0 МПДКи – 0,2	3,2	7,9
3	Граншлак – 89,6 Известь – 10,0 МПДКи – 0,4	4,1	10,5
4	Граншлак – 89,4 Известь – 10,0 МПДКи – 0,6	2,6	7,4
5	Граншлак – 89,2 Известь – 10,0 МПДКи – 0,8	1,8	4,4
6	Граншлак – 89,0 Известь – 10,0 МПДКи – 1,0	0,9	2,0

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.П. Прохоренком 28.03.07

УДК 622.333

А.Г. Вагонова, С.В. Салли

ДИНАМИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИРОДНОЙ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ И ЭКОНОМИЧЕСКОЙ КОМПОНЕНТ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Розглянуто особливості різних компонентів вугледобувних підприємств. Розкрито взаємозалежність природного, технологічного й економічного компонентів шахти. Показано, що визначальною є економічна підсистема, яка зумовлює вибір остаточного варіанта розвитку шахти.

Рассмотрены особенности различных компонент угледобывающих предприятий. Раскрыта взаимозависимость природной, технологической и экономической компонент шахты. Показано, что определяющей является экономическая подсистема, которая предопределяет выбор окончательного варианта развития шахты.

Are considered features of various components of the coal-mining enterprises. Interdependence natural, technological and economic a component of mine is opened. It is shown, That the defining is economic subsystem which pre-determines a choice of the final variant development on mine.

Основной целью производственной деятельности любого предприятия является достижение определенного конечного экономического результата [1]. На предприятиях обрабатывающих отраслей промышленности это полностью управляемый процесс, который состоит во взаимодействии двух подсистем: технологической (индустриальной) и экономической [2]. На угледобывающих предприятиях к взаимодействию указанных двух подсистем добавляется третья – природная [3]. Вопросы взаимодействия технологической и экономической подсистем горнодобывающих предприятий достаточно изучены [4,5]. Что же касается влияния на результаты деятельности предприятия третьей составляющей, особенностей ее взаимодействия с другими компонентами системы и влияния ее на развитие горнодобывающего предприятия, как единой природно-технологической системы, то эти вопросы к настоящему времени в достаточной мере не изучены.

Целью настоящей публикации является исследование особенностей взаимодействия природной, технологической и экономической подсистем шахты как составляющих единой природно-технологической системы.

Функционирование угольной шахты как угледобывающего предприятия представляет взаимодействие трех компонент: природной, технологической (или индустриальной) и экономической, кроме этого должен функционировать комплекс развития шахты. Каждая из этих компонент состоит из отдельных элементов, действия которых приводят к определенному результату. Эти элементы взаимодействуют между собой и в совокупности образуют некоторое единство, отличающее одну совокупность от другой и создающее определенную часть продукции или способствующее ее созданию. Схема шахты, соответствующая указанной ее дифференциации, представлена на рис.1.

Наличие природного комплекса носит принципиальный характер, так как этот комплекс отделяет добывающие отрасли промышленности от обрабаты-

вающих. Природный комплекс является первичным, он в значительной степени предопределяет тип и технологию предприятия. Природный комплекс неуправляемый, и взаимодействие с ним технологического (или индустриального) комплекса состоит в приспособлении последнего к объективно существующим природным условиям с целью наиболее эффективного использования элементов природного комплекса.



Рис.1. Схема угольной шахты как природно-технологической системы

Элементами природного комплекса служат отдельные части горно-геологических условий и качество угля, например такие, как мощность, количество и характер угольных пластов, их взаимное расположение, глубина залегания, водо- и газообильность, крепость и устойчивость боковых пород, температурный градиент, материнская зольность

углей, марки и свойства угля, выдержанность пластов по мощности и по площади их распространения и др.

Элементами технологического комплекса служат горные выработки, здания, сооружения и передаточные устройства под землей и на поверхности, оборудование всех процессов комплекса, а также применяемая технология добычи угля, его транспортировка и обогащение.

Элементами экономического комплекса служат стоимость строительства и такие конечные показатели как себестоимость, цена продукции, прибыль, рентабельность и др. Эти показатели определяются путем соответствующих расчетов в бухгалтерской и планово-экономической документации, которые также относятся к экономической подсистеме.

Каждая шахта в процессе ее эксплуатации развивается во времени и в пространстве, что усложняет условия добычи угля, приводит к ухудшению экономических результатов работы шахты. Для предотвращения или замедления этих отрицательных тенденций необходимо выполнять соответствующие комплексы работ, которые являются элементами подсистемы развития шахты.

Одним из признаков системы как совокупности объектов является взаимодействие между ее элементами. В первоначальном смысле взаимодействия предполагается, что действие какого-либо элемента по отношению к другому вызывает обратное направленные действие второго элемента. Однако в природной подсистеме действие элементов может быть и односторонним. Приведем пример. Как известно, с увеличением глубины разработки возрастает газообильность, но обратное обратная ситуация может и не наблюдаться, т.е. газообильность может возрастать и при сохранении глубины разработки, например, при суфлярных выделениях метана.

Элементы природного комплекса могут быть зависимыми или независимыми между собой. Во многих случаях эта зависимость в принципе, вероятно, существует, но она нам неизвестна по разным причинам, или настолько сложна, что пока недостаточно изучена. В качестве примера укажем на соотношение между числом угольных пластов в шахтном поле и их мощности. В целом можно констатировать, что при большом числе пластов мощность их, как правило, мала, однако определенные пласты или их части могут иметь мощность гораздо большую, чем остальные. Элементы природного комплекса существуют изначально, они формировались на протяжении длительного времени под воздействием различных причин, на которые человек не оказывал никакого влияния и не может оказать это влияние и сейчас. Поэтому природные факторы воспринимаются как таковые и не поддающиеся какому-либо воздействию.

По-иному обстоит дело с элементами технологического или индустриального комплекса. Эти элементы полностью (но с разной степенью эффективности) управляемы, и весь производственный про-

цесс состоит в использовании элементов технологического комплекса, причем во многих случаях здесь имеет место взаимодействие элементов в смысле прямого и обратного влияния. Это можно проиллюстрировать несколькими примерами. Таково соотношение между пропускной способностью подъемов по стволам и околоствольных дворов. Если равновесие нарушено, то один из комплексов не будет справляться, т.е. станет «узким местом» или не будет полностью использован, причем одно вытекает из другого. Второй пример. Соотношение между скоростью подвигания очистных забоев и темпами проведения подготовительных выработок, примыкающим к лавам. Если очистной комплекс в лаве имеет высокую производительность, то это вызывает необходимость увеличения скорости проведения выработок и, наоборот, при отставании последних, что часто имеет место, ограничивается возможность увеличения добычи в очистных забоях. Взаимодействие элементов технологической подсистемы (равно, как и нарушение этого взаимодействия) полностью представляет фактор управляемый и можно считать, что успех управления шахтой определяется степенью успешности управления взаимодействием отдельных элементов технологического комплекса.

Экономическая подсистема состоит из двух групп различных элементов: стоимости строительства предприятия и конечных результатов его деятельности: себестоимости, прибыльности, рентабельности, т.е. показателей экономической эффективности.

Взаимодействие между указанными подсистемами носит сложный характер. Природная и технологическая подсистемы непосредственно влияют одна на другую. Природные факторы предопределяют выбор технологии, включая и средства механизации, в свою очередь последние предопределяют возможности использования природных элементов. Например, мощность и характер залегания пластов обуславливают выбор средств механизации добычи угля, но возможности последних позволяют обрабатывать (в пределах допустимых затрат) пласты лишь определенной мощности.

Экономическая подсистема есть результат взаимодействия природных и технологических факторов, как в части стоимости строительства, так и по конечным результатам работы предприятия. В то же время экономическая подсистема зависит от внешних факторов, таких, как место угля в совокупности всех энергоносителей, место экспорта и импорта, существующий уровень мировых и внутренних цен др.

Каждая из трех подсистем шахты является взаимно ограничивающей по отношению к двум остальным, но результирующей подсистемой, т.е. определяющей выбор окончательного варианта, является экономическая подсистема. Проиллюстрируем это положение на таком важном вопросе, как определение мощности шахты (рис. 2).

Очевидно, что общими ограничивающими факторами являются допустимая стоимость строительства и ожидаемые конечные показатели работы шахты (себе-

стоимость добычи угля). Эти показатели формируются в результате взаимодействия природных и технологических факторов, имеющих свои ограничения.

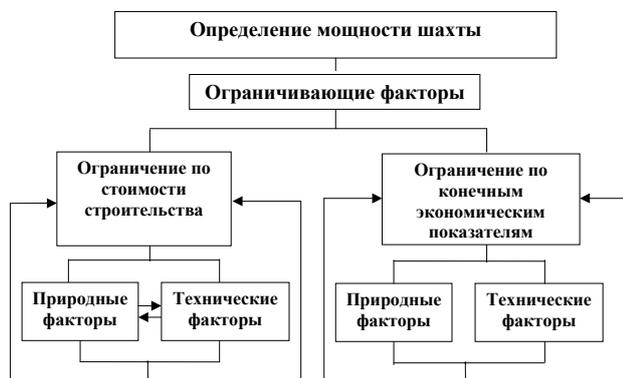


Рис. 2. Взаимодействие ограничивающих факторов при определении мощности шахты

Указанная модель взаимодействия трех подсистем относится не только к случаю строительства новой шахты, но также и ее реконструкции или крупного технического переоснащения.

Взаимодействие между тремя подсистемами шахты носит динамический характер, причем происходит это с разной направленностью. Природная подсистема развивается (в пределах предприятия установленного горного отвода) в направлении ухудшения, т.к. постепенно обрабатываются участки с относительно более благоприятными условиями.

Термин «развитие природной системы» является условным, так как собственно природная система не изменяется (для наших отрезков времени), она существует объективно, изменяется («развивается») характеристика тех элементов природной подсистемы, которые мы вовлекаем в целях производства в данное время и в данном месте.

Технологические характеристики подсистемы, наоборот, развиваются в направлении совершенствования по мере развития научно-технического прогресса. Таким образом, динамика взаимодействия между природной и технологической подсистемами может быть определена как взаимодействие вырождающейся (ухудшающейся) и прогрессирующей (улучшающейся) подсистем. Экономическая подсистема синтезирует результаты такой динамики.

Каждую подсистему можно рассматривать как совокупность ограничений. Ограничения с точки зрения эффективности работы предприятия могут быть благоприятными или неблагоприятными. Это касается ограничения, как по верхней, так и нижней границам. Приведем примеры.

В шахтном поле имеется пять пластов с мощностью 0,46; 0,52; 0,76; 0,92; 1,25м. Здесь даны ограничения по нижней границе. Для первого и второго пластов эти ограничения неблагоприятны, и практически такие пласты обрабатываться не будут. Три остальные пласты имеют (по мощности) положительные ограничения, из них последний – наиболее бла-

гоприятный. Породы, вмещающие угольные пласты, имеют среднюю степень устойчивости. Это можно рассматривать как ограничение по нижней границе, причем в данном случае такое, что позволяет вести работы по добыче угля.

Строительство шахты – это выбор такой совокупности ограничений элементов природной подсистемы, который под воздействием элементов технологической подсистемы с их ограничениями позволяют получить экономическую подсистему, которая считается в данное время (или на перспективу) допустимой для достижения определенной цели, например, добычи желательного объема углей данной марки.

Если обозначить через m_i элементы множества природной подсистемы, а через p_i – элементы множества технологической подсистемы, через l_i – элементы множества экономической подсистемы, то производственная деятельность шахты может быть представлена как пересечение элементов этих множеств, т.е.

$$\{m_i\} \cap \{p_i\} = \{l_i\}. \quad (1)$$

Структура современной шахты представляет форму реализации соотношения (1). Например, угол залегания пласта (один из элементов множества m_i) в сочетании с определенным способом вскрытия (элемент множества p_i) приводят к определенному экономическому результату (элемент множества l_i). Совокупность элементов множеств m_i и $\{p_i\}$, т.е. природных и технологических факторов, вовлекаемых во взаимодействие, определяется уровнем развития техники. Так, например, в свое время не могли разрабатываться пласты угля, залегающие на глубине 800-1000 метров, что возможно сегодня, однако и сегодня не вовлекаются в обработку пласты на глубине три километра.

Угольная шахта как производственная единица, возникшая во взаимодействии природного и технологического комплексов (подсистем), сама представляет систему, состоящую из совокупности производственных процессов. Шахта как система представлена на рис 3. На этой схеме четко просматривается особенность структуры угольной шахты как горнодобывающего предприятия: продукт деятельности предприятия появляется не в конце производственного процесса, как это имеет место на предприятиях обрабатывающих отраслей, а в самом начале – в очистных забоях, все остальные последовательно и параллельно действующие процессы выполняют функции сохранения системы. Это обстоятельство имеет принципиальное значение, так как определяет факторы, формирующие конечные экономические показатели работы угольной шахты.

Схема шахты как системы, представленная на рис. 3, наглядно демонстрирует, что непосредственно в добыче полезного ископаемого из 16 производственных процессов в двух подсистемах участвуют только три процесса, которые и определяют объем продукции. Все остальные процессы, в том числе и такие сложные как поверхность шахты, увеличивают

затрати на производство продукции, но объем добычи не увеличивают. Это обстоятельство имеет далеко идущие экономические последствия.



Рис. 3. Угольная шахта как система

Выводы. Выполненный анализ взаимосвязи и взаимозависимости природной, технологической и экономической подсистем шахты показывает, что динамика взаимодействия между природной и технологической подсистемами угольной шахты может быть определена как взаимодействие вырождающейся (ухудшающейся) природной и прогрессирующей (улучшающейся) технологической подсистем. Экономическая подсистема синтезирует результаты такой динамики.

УДК 330.015 : 330.105

І.М. Пістунов, О.В. Плінська

ОПТИМІЗАЦІЯ МІЖБАНКІВСЬКИХ ТРАНСАКЦІЙ

На базі експертних оцінок розроблено методику оптимізації міжнародних трансакцій, які здійснюються через банки-кореспонденти інших країн.

На базе экспертного оценивания разработана методика оптимизации транзакций, которые осуществляются через банки-кореспонденты других стран.

On the base of expert estimations the method of optimization of international transactions which are carried out through banks-correspondents of other countries is developed.

Міжнародні розрахунки базуються на проведенні банками різного роду фінансових платежів. Для здійснення платежів, що перетинають кордони, банки відкривають іноземні філії або рахунки в банках-кореспондентах за кордоном. Усі великі банки, які активно працюють на міжнародному рівні, мають власні закордонні філії у найважливіших торговель-

Поскольку природная подсистема неуправляема (в смысле возможностей какого-либо на нее воздействия), то и в экономической подсистеме шахт содержится свой неуправляемый элемент. Он может действовать в разных направлениях: улучшать конечные экономические показатели в сравнении с теми, какие были бы без учета природного фактора или, наоборот, ухудшать их. Это зависит от степени благоприятности природных условий и обуславливает необходимость разработки системы учета и изъятия дифференциальной горной ренты на угольных шахтах, например, путем платы за использование угольных месторождений Украины, зависящей от степени благоприятности природных условий [6].

Список литературы

1. Абалкин Л.И. Конечные народнохозяйственные результаты: сущность, показатели, пути повышения. М.: Экономика, 1982. – 184 с.
2. Кульман А. Экономические механизмы / Под ред. Хрусталёвой Н.И. - М.: Прогресс, 1993. - 192 с.
3. Салли В.И. Поддержание мощности угольных шахт при ограниченных объёмах нового строительства. - М.: Недра, 1994. - 414 с.
4. Салли В.И. Экономико-математические методы и модели в планировании и управлении. - Киев: Вища школа. - 1991. - 460 с.
5. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. - М.: Недра, 1978. - 407 с.
6. Райхель Б.Л., Решетилова Т.Б. Методология и нормативная база платного использования угольных месторождений // Уголь Украины. – 1994. - № 4. - С. 8-13.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Кузьменком 02.03.07.

них центрах світу – в Нью-Йорку, Лондоні, Токіо, Люксембурзі, Цюриху, Франкфурті-на-Майні, Гонконгу і Сінгапурі.

Однак банки не можуть утримувати власні філії в усіх країнах, з якими їхні клієнти мають ділові контакти, тому для співробітництва з закордонними банками вони встановлюють кореспондентські відноси-

ни. У широкому розумінні кореспондентські відносини являють собою весь комплекс можливих форм співробітництва між банками.

При необхідності, за даними балансу, для банка-кореспондента розраховується і встановлюється ліміт на проведення тих чи інших операцій. Загальний розмір ліміту визначається для кожного банку окремо і коливається від 25 до 50% від загальної суми власних коштів (капіталу) банку, в залежності від необхідності, цілей і досвіду проведення операцій з банком, а також від різних внутрішніх та зовнішніх нормативів.

Підрозділи банку виконують доручення своїх клієнтів і кореспондентів в межах вільного залишку ліміту, встановленого цьому банку. Вільний залишок визначається як різниця між встановленою сумою ліміту і загальною сумою зобов'язань даного банку.

Проблема полягає у тому, що кожен банк-кореспондент править свою ціну за перерахування коштів. До того ж, кожен з таких банків має власну кореспонденцію, яку використовує при здійсненні трансакцій.

Отже, існує потреба у визначенні такого маршруту трансакцій, який би забезпечував найменші витрати на її здійснення. Подібна задача ще не вирішувалася [1].

Алгоритм оптимізації складається з трьох поступових ітерацій.

На першому етапі, завдяки анкетуванню, групою експертів визначаються пріоритетні чинники процесу трансакцій і виконується ітерація оптимізації вибору, опираючись на значимість клієнта. Результати першого періоду оптимізації визначають, чи буде потреба в наступних двох етапах. Перша ітерація включає в себе анкетування для виявлення пріоритетних чинників для характеристики клієнтів. Із запропонованої кількості чинників експерти вибирали найважливіші, використовуючи бальну систему пріоритетності і розподіляючи місця за ступеням важливості від 1-го і до n -го зі спаданням значущості. Після цього в базу даних з характеристикою клієнтів, яка вже існує в банку, додається декілька стовпчиків зі значенням вищезазначених вагових коефіцієнтів (позначених як B_n), дотримуючись умов: якщо для клієнта коефіцієнт є значущим, то $B_n = 0$, якщо ні – 1. Таким чином, сенс першої ітерації полягає в тому, що вона перебираючи значущість вагових коефіцієнтів, визначає: якщо клієнтським умовам надається перевага перед

банківськими згідно з B_1 ($B_1=0$) банк користується шляхом, який обрав клієнт і необхідності в подальшій оптимізації відсутня, якщо ж $B_1=1$, то починається перевірка наступного коефіцієнта. Таким чином до другої ітерації модель переходить при умові, що жоден з важливих критеріїв не може надати будь-яких переваг вибору клієнта щодо трансакції ($B_n=1$).

На другому етапі виконується безпосередня оптимізація, яка знаходить найкращий шлях переказу коштів.

Заключна ітерація перевіряє умову квотного розподілення коштів між закордонними банками-партнерами.

Запропонований алгоритм було запроваджено в експериментальному режимі в ЗАТ «Агробанк».

Групі експертів із була запропонована анкета зі списком різних чинників і факторів, на які можливо звертати увагу при визначенні важливості побажань клієнта при роботі з банком у сфері переказів

Зробивши розрахунки коефіцієнту конкордації [2], отримали його значення $W = 0,87$. Таким чином, погодженість експертів близька до одиниці, тобто являється досить високою. Визначивши суми балів, які виставили експерти, можна зробити висновок, що пріоритетні чинники будуть мати найменші суми, таким чином, до подальших розрахунків буде залучено два чинники – номер 4 і 5 – з сумами 20 і 24 (сума інших значно більша за попередні – починаючи з 36, тому їх врахування можна вважати недоцільним).

Потім відбувається аналіз наявних клієнтів „Агробанку” за критерієм B_1 - можливих прибутків з інших коррахунків клієнта в банку - і B_2 - статусу VIP-клієнта - за принципом:

$$B_n = \begin{cases} 0, & \text{якщо коефіцієнт є значущим;} \\ 1, & \text{якщо коефіцієнт є не значущим} \end{cases} \quad (1)$$

де n – кількість обраних чинників і дорівнює 2.

Якщо клієнт пройшов першу сходінку оптимізації і за обома критеріями отримав 1, це означає, що його думка ніяк не буде впливати на вибір оптимальної траси платежу і банку необхідна більш строга оптимізація, яка врахує тільки вартість переказу на поточний час.

Таблиця 1

Результати експертної оцінки пріоритетності чинників

№ п/п	Фактори, що впливають	Експерти											
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Тривалість праці з клієнтом	8	7	6	6	7	8	7	6	6	7	8	8
2	Надійність клієнта	5	6	7	5	6	5	6	7	5	6	5	6
3	Фінансові об'єми клієнта	3	4	1	4	4	4	4	1	4	5	4	3
4	Прибутки від залишків на інших коррахунках	4	1	2	1	2	1	1	2	1	2	1	2
5	Статус VIP-клієнта	1	2	3	3	3	3	3	4	3	1	3	4
6	Можливість подальшої співпраці	2	3	4	3	3	3	3	4	3	1	3	4
7	Особисті симпатії	6	5	5	7	5	6	5	5	7	4	6	5
8	Рекомендації 3-х осіб	7	8	8	8	8	7	8	8	8	8	7	7

Таблиця 2

Приклад доповнення при реорганізації бази даних

№ п/п	Клієнти АГРОБАНКУ	Залишки кор-рахунків	VIP
1	КЛІЄНТ 1	0	1
2	КЛІЄНТ 2	1	0
3	КЛІЄНТ 3	0	1
4	КЛІЄНТ 4	0	0
5	КЛІЄНТ 5	1	1
6	КЛІЄНТ 6	1	1
7	КЛІЄНТ 7	1	0
8	КЛІЄНТ 8	0	1

Для підтримання рівноваги при трансакціях співпрацюючи з іноземними банками, вітчизняний підписує так звані „зовнішні вимоги”, тобто договір про відповідне квотування обсягів переказів саме через цей банк-кореспондент, таким чином, скажімо „Агробанк”, приймає зобов’язання провести у поточному місяці 35% переказів саме через банк С. Працюючи на таких умовах з трьома банками-кореспондентами (D, C, M) „Агробанк” щомісяця розподіляє загальну кількість очікуваних переказів між ними, наприклад: M_S - 50%, C_S - 20%, D_S - 30%.

Коли після мінімізації визначається банк, через який необхідно здійснити оптимальну трансакцію за зазначених умов, умовний оператор (IF...; THEN...; ELSE...) порівнює вільну квоту цього банку з відношенням суми переказів через обраний банк S_i до загальної суми переказів S_n , і якщо даний переказ не перевищить квоту, то саме цей шлях і обирається для трансакції. Тобто

$$IF \left(\begin{array}{l} \frac{S_M}{S_n} 100\% \leq M_S; YES; \\ \frac{S_C}{S_n} 100\% \leq C_S; YES; \\ IF \left(\frac{S_D}{S_n} 100\% \leq D_S; YES \right) \end{array} \right), \quad (2)$$

є математичною основою цього етапу визначення банку-партнера при здійсненні конкретної трансакції.

Для здійснення останньої ітерації за основу береться база даних банку – умови інших банків, за якими можливо здійснювати перекази.

Міжбанківський бізнес поділяється на дві категорії: міжбанківські перекази та клієнтські перекази. Зробивши аналіз роботи банку та вивчивши запропоновані банками-кореспондентами умови, можна зробити висновок, що немає сенсу до математичної моделі залучати 100% усіх умов і даних.

В ході аналізу було встановлено, що 96% усіх переказів в „твердій валюті” проходять через три основних банка-партнера (D, C, M), між якими, головним чином, і відбувається вибір при трансакції. Інші 4% зазвичай незначні за кількістю та об’ємами переказів на стільки, що їх ігнорування суттєво не вплине на роботу моделі. Ретельно розглянувши статистичні данні та умови переказів (табл. 3 і 4), можна визначити і інші параметри, від яких буде абстрагування в подальшій роботі. По-перше, необхідно зазначити, що відношення за об’ємами і кількістю міжбанківських переказів до клієнтських 1:23, тобто міжбанківські займають 4,35%. Крім того, між цими трьома банками ведеться конкуренція за загальні об’єми співпраці, тами чином деякі з них, наприклад С, пропонує при співпраці в рамках клієнтських переказів майже безкоштовні міжбанківські трансакції. Таким чином, в подальшому логічним є урахування тільки клієнтських переказів.

Таблиця 3

Вартість міжбанківських переказів

Банки		D	C	M	D	C	M
Міжбанківські перекази		ціни, перекладені в EUR			централно європейський час		
Дебетові рахунки	Зовнішні перекази (авто)	3,25	2,00	2,25	16:15	16:45	16:15
	Зовнішні перекази (вруч)	4,25	0,00	3,35			
	Внутрішні перекази (авто)	3,25	0,00	3,35	17:15		
	Внутрішні перекази (вруч)	4,25	0,00	3,35			
Кредитові рахунки	Зовнішні перекази	1,50	0,00	0,50	17:15	15:30	18:00
	Внутрішні перекази	1,00	0,00	0,50			

Клієнтські перекази також неоднозначні, вони здійснюються або напряму – до банку закордонного партнера клієнта, або через треті банки – при відсутності кореспондентських відносин безпосередньо з потрібним банком.

Проте знов таки ж конкуренція між закордонними банками вивела вітчизняний міжбанківський бізнес на рівень співпраці з залученням третіх банків тільки в 2% переказів. Отже, ця ітерація буде базуватися на даних таблиці 5.

Таблиця 4

Вартість клієнтських переказів

Клієнтські перекази (OUR)		D	C	M	Разом
Дебетові рахунки	авто обробка <2500	3,50	3,50	3,50	16,00
			До Німеччини		
			7,00		
		по світу			
	<10000	6,50	7,00	20,00	
			До Німеччини		
			10,00		
		по світу			
	<25000	8,00	10,00	3,50	
			До Німеччини		
			13,00		
		по світу			
>25000	8,00	11,00	3,50		
		До Німеччини			
		13,00			
	по світу				
Ручна обробка		6,00		4,50	
Кредитові рахунки	Зовнішні перекази	1,50	0,00	0,50	
	Внутрішні перекази	1,00	0,00	0,50	
Комісія 3-х банків		(+осн.ком)	(+осн.ком)	(Всього)	
		3,00-100,00	7,5	3,50	
		В залежності від 3-х банків	<2500	>5000 по світу	
			0,02	5,00	
			>2500 (15-100)	>5000 Європа	
				15	
	>5000 по світу				

Таблиця 5

Таблиця 6

Похідні дані третього етапу оптимізації

Клієнтські перекази (OUR)		D	C	M	Разом
Дебетові рахунки	авто обробка <2500	3,5	3,5	3,5	16
			До Німеччини		
			7		
		по світу			
	<10000	6,5	7	20	
			До Німеччини		
			10		
		по світу			
	<25000	8	10	3,5	
			До Німеччини		
			13		
		по світу			
>25000	8	11	3,5		
		До Німеччини			
		13			
	по світу				
Ручна обробка		6		4,5	

Обраний блок мінімізації

Дебетові рахунки	<10000	6,5	7	20	16
			До Німеччини		
			10		
			по світу		

Не усі необхідні нам умови можна задати в операторі „Пошук рішення”, тому безпосередній мінімізації вартості трансакції

$$F(x) \rightarrow \min, \quad (3)$$

передає вибір одного з блоків застосування – умовний оператор (ЕСЛИ...; ТО...; ИНАЧЕ...), за допомогою якого обирається блок (табл. 6) з відповідною сумою та варіант ціни при розділенні за пунктами призначення, як наприклад, в банку С. Скажімо, сума переказу дорівнює 8800,00 євро (ціни трансакцій вказані в євро), тож відбудеться вибір саме блоку з <1000,00 і залежно від пункту призначення буде врахована відповідна вартість c_{ij} трансакції.

Тобто, математична сутність другої ітерації наступна:

$$F(x) = x_i c_{ij} B \rightarrow \min, \quad (4)$$

де x_i – рішення мінімізації – вибір i -го банку для трансакції; c_{ij} – вартість трансакції через i -ий банк до j -го пункту призначення; B – ваговий коефіцієнт з першої ітерації.

Причому, якщо

$$B_{1,2} \begin{cases} 0, \text{ якщо коефіцієнт є значущим;} \\ 1, \text{ якщо коефіцієнт є не значущим} \end{cases}$$

То

$$B = \begin{cases} B_1, \text{ якщо коефіцієнт є значущим, тобто } = 1; \\ B_2. \end{cases} \quad (5)$$

Тепер модель переходить до третьої ітерації.

Отримана математична модель складається з трьох поступових ітерацій різнорідної оптимізації, опираючись на (1), (4), (2) і (5) відповідно.

Ефективність поданої триступеневої оптимізації була доведена безпосередньою апробацією під час роботи в ВАТ „Агробанк”.

Під час роботи в ЗАТ „Агробанк” вивчалися різноманітні статистичні матеріали за останній місяць та велося спостереження за роботою працівників відділення з метою виявлення змін в таких показниках, як: кількість клієнтів банку, які користуються міжнародними переказами; кількість не клієнтів банку, які почали користуватися послугами „Агробанку” для здійснення трансакцій; тривалість робочого часу, необхідного працівникам для перевірки характеристик клієнта і визначення його „значущості”; вартість кон-

кретної трансакції; відношення працівників до подібних нововведень.

Після ретельної перевірки та перерахунку даних, виявилось, що впровадження поданого проекту вплинуло на роботу „Агробанку” наступним чином:

- ✓ затрати на переказ коштів зменшились на 6%;
- ✓ економія робочого часу працівника на визначення оптимальної трансакції дорівнює 17%;
- ✓ використання розробленої методики залучило до даної послуги інших клієнтів та не клієнтів банку, що збільшило їх кількість на 8%.

Висновки:

- розроблено оригінальний алгоритм мінімізації витрат на трансакції;
- апробація алгоритму дозволила зекономити час на визначення маршруту на 17% і зменшити витрати на переказ коштів на 6% і збільшити число клієнтів на 8%;
- потрібна перевірка цього алгоритму в умовах іншого комерційного банку.

Список літератури

1. Пістунов І.М., Плінська О.В. Математична модель оптимізації міжбанківських відносин ВАТ Агробанк // Тези доповіді Міжнар. наук.-практичн. конф. „Інноваційний розвиток економіки регіону - 2005”. – Дніпропетровськ.:НГУ, 2005. – С.195-196.
2. Енциклопедія кібернетики. Головна редакція українських радянських енциклопедій. т.1 та 2. – Київ, 1973. – 680 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. Т.Б. Решетіловою 22.02.07.

УДК 330.115:658.1

Н.В. Куркін

ІНФОРМАЦІЙНА СКЛАДОВА БЕЗПЕЧНОГО РОЗВИТКУ ПІДПРИЄМСТВА

Розкрито зростаюче значення інформаційної безпеки в загальному процесі безпечного розвитку підприємств; обґрунтовано необхідність базування засобів захищеності інформаційних ресурсів на аналізі властивостей інформаційної системи, запропоновано основні положення концепції інформаційної безпеки та методичний підхід до забезпечення інформаційної стабільності.

Раскрыто возрастающее значение информационной безопасности в общем процессе безопасного развития предприятий; обоснована необходимость разработки средств защищенности информационных ресурсов исходя из анализа свойств информационной системы, предложены основные положения концепции информационной безопасности и методический подход к обеспечению информационной стабильности.

Is opened growing value of information safety in the common process of safe development of the enterprises; necessity of development of means of security of information resources proceeding from the analysis of properties of information system is proved, substantive provisions of the concept of information safety and the methodical approach are offered to maintenance of information stability.

Питанням забезпечення економічної безпеки держави, регіонів і підприємств присвячена ціла низка робіт вітчизняних учених і практиків [1–5]. Їх вивчення дозволило визначити певні етапи в розвитку цього напрямку організаційно-управлінської діяльності підприємств та дійти висновку, що в них адекватно досліджувались стан справ та задачі, що стояли в галузі забезпечення безпеки на кожному з цих етапів та пропонувалися відповідні шляхи такого забезпечення.

Так, на першому етапі проблема, в основному, зводилася до збереження й захисту комерційної таємниці та інших секретів підприємства. На наступному етапі акцент проблеми безпеки діяльності суб'єктів господарювання був перенесений на організацію захисту від впливу зовнішнього середовища й пристосування (адаптацію) до його стану. Низка сучасних дослідників дотримується ресурсно-функціонального підходу до забезпечення економічної безпеки підприємств, розглядаючи її як стан найбільш ефективного використання корпоративних ресурсів для запобігання загроз та забезпечення стабільного функціонування в даний час і у майбутньому.

У сучасних наукових виданнях, присвячених проблемам безпеки функціонування бізнес-структур, значне місце приділяється проблемі захисту інформації й кадрів (персоналу) [2, 4, 5]. Причому останні характеризуються як особливий фактор – джерело розголошення комерційної таємниці. В свою чергу, інформація й розширення комунікативних зв'язків підприємства – це особливий аспект проблеми організації економічної безпеки діяльності підприємств, який набуває всезростаючого значення.

Зміна етапів дослідження проблеми, розширення кола завдань, що стоять в цьому напрямку перед підприємствами, пов'язані з головною об'єктивною історичною характеристикою соціально-економічних систем закономірністю безперервного розвитку й відтворення їх ресурсно-функціонального потенціалу.

З одного боку розвиток є іманентною характеристикою виробництва, умовою завоювання конкурентної позиції підприємства, значення якої посилюється в зв'язку з ускладненням конкурентного середовища, з іншого, розвиток, як загальний принцип існування природи, суспільства й пізнання, будучи об'єктивним процесом, супроводжується переходом предмета розвитку в сферу невизначеності, де закономірно формується система загроз, що, в свою чергу, є вагомою підставою комплексного та з випередженням вирішення завдань по забезпеченню безпеки ресурсного потенціалу, у тому числі його організаційно-структурних характеристик.

Серед об'єктів, що входять у систему обмінних комунікативних зв'язків підприємства в процесі розвитку виробничо-господарської діяльності й формують його загрози, зростаючого значення набувають потоки інформації, які несуть в собі стратегічні відомості про рух всіх видів ресурсів, інвестиції й фінансування, поставки товарно-матеріальних цінностей, придбання нових технологій, патентів, ліцензій, залучення кваліфікованого персоналу тощо [6].

Особлива увага приділяється інформаційній безпеці, яка реалізує різні схеми захисту інформації з погляду таких властивостей інформації, як цілісність, системність, доступність і конфіденційність, що знайшло своє підтвердження в роботах [2, 7, 8]. Врахування цих характеристик дозволяє сформулювати безпечні режими роботи з інформацією і визначає ефективність засобів захищеності інформаційних ресурсів інформаційної системи, що експлуатується на підприємстві. При цьому дослідники застосовують відомі моделі «порушників» [9], а також моделі захисту окремих підсистем (компонент) інформаційної системи підприємства. Моделі «порушників» включають як об'єкти загроз, так і їхні суб'єкти, що впливають на різні інформаційної системи і персонал з метою нанесення їм збитку. При цьому рівень інформаційної безпеки інтерпретується як рівень регламентного забезпечення безпеки таких об'єктів як програмні засоби, засоби, що забезпечують доступ до даних, права користувачів щодо виконання робіт, пов'язаних з модифікацією й використанням конфіденційної інформації, виявлення і протидії витоку інформації, стосовно виникаючих загроз, носіями яких виступають суб'єкти.

Використання системного підходу до організації процесів забезпечення інформаційної безпеки підприємства на основі положень теорії інформації, уточнення поняття інформаційного ресурсу та визначення інформаційної системи як підтримуючої системи відносно інформаційних ресурсів найважливіше завдання підвищення ефективності інформаційної безпеки підприємства.

Для проведення дослідження на основі цього підходу розглянемо наступні поняття й визначення інформації.

Під інформацією звичайно розуміється множина даних, кожна підмножина яких характеризується такими властивостями, як об'єктивність, вірогідність, адекватність, своєчасність, коректність, точність, корисність, цінність. В різних літературних джерелах із зазначеної множини властивостей виділяють тільки певну частину з них, керуючись, у першу чергу, винятково практичними міркуваннями. Так, наприклад, властивості адекватності й вірогідності об'єднують в одну – вірогідності; об'єктивності й коректності – у властивість об'єктивності й т.д. Проаналізуємо решту властивостей – своєчасність, точність, корисність і цінність. Очевидним є той факт, що визначальною є властивість корисності, яка свідчить, що інформація повинна бути точною та своєчасною. Таким чином, можна висловити базове положення, що властивість інформації, визначальною мірою, характеризує певну функцію управління, реалізовану суб'єктом, який використовує інформацію.

Інформація, що використовується суб'єктом відносно якої-небудь дії, повинна реалізувати/виконувати певну функцію суб'єкта в системі/структурі управління підприємством. В якості таких функцій можна розглядати функції управління виробництвом, прийняття рішень, планування й т.д.

Внаслідок того, що реалізована функція управління визначається рівнем управління і відповідних функцій суб'єкта управління, можна припустити, що потреба в інформації, у першу чергу, визначається тією її властивістю (або ж сукупністю властивостей), яка вважається основною у процесі її використання.

Для ефективної реалізації своєї управлінської функції суб'єктові необхідно розвивати кількісні та якісні характеристики тієї властивості, яка є основною, обов'язковою, такою, що часто використовується (або ж групи властивостей).

Таким чином, безпека розвитку інформаційних ресурсів визначається безпекою розвитку тих властивостей інформації, які є визначальними для суб'єкта; рівнем управління; характером розв'язуваних завдань, і, як наслідок, змістом посадових інструкцій; існуючою схемою документообігу.

Вищезазначене передбачає використання нової концепції інформаційної безпеки, основні положення якої такі:

1) розвиток інформаційних ресурсів розглядається як сукупність процесів, процедур, окремих операцій, що забезпечують розвиток різних властивостей інформації;

2) безліч властивостей інформації визначається рівнем управління й, відповідно, тими завданнями, які, в першу чергу, вирішуються суб'єктом у процесі його діяльності з досягнення цілей;

3) безпека інформаційних ресурсів визначається рівнем управління й безпекою розвитку тих властивостей інформації, які є базовими для даного рівня управління підприємством;

4) безпека інформаційної системи визначається безпекою функціонування її підсистем і компонентів, які забезпечують конфіденційність, цілісність, доступність інформації на всіх рівнях управління підприємством;

5) основна функція інформаційної системи забезпечення (забезпечувальна підсистема) безпечного розвитку властивостей інформації на всіх рівнях управління підприємством.

Отже, інформаційна система виступає як комплексний інструментальний засіб (сукупність засобів), який забезпечує безпечний розвиток властивостей інформаційних ресурсів на всіх рівнях управління підприємством.

Для реалізації цих концептуальних положень в системі інформаційної безпеки підприємства необхідно вирішити такі першочергові завдання: розподіл завдань між персоналом, технічними засобами, адміністраторами підсистем інформаційної системи; розробку інструкцій, нормативних матеріалів, у яких встановлюються гранично допустимі рівні, що відповідають вимогам категорій безпеки; визначення мінімально припустимої конфігурації програмно-апаратних засобів, які відповідають вимогам, що висуваються до інформаційної системи та забезпечують мінімальний рівень потенційного збитку, що може бути нанесений підприємству; забезпечення захисту самої інформаційної системи.

Реалізація цих заходів щодо інформаційної безпеки дозволяє деталізувати її до різних рівнів управління підприємством, внести зміни в посадові інструкції осіб, які мають відношення до конфіденційної інформації і спроекувати можливі рівні захисту для різних видів загроз, що мають місце в зовнішньому і внутрішньому середовищах підприємства. Подальший напрям досліджень пов'язаний з деталізацією запропонованої моделі відносно описаних категорій захисту, властивостей інформаційних ресурсів, що розвиваються, моделей захисту інформаційної системи в цілому і її окремих компонентів.

В аспекті розвитку економічних відносин важливе місце займають інформаційні системи підприємств, що виступають як інформаційний компонент системи управління підприємством. Подання інформаційної системи у вигляді сукупності власно даних, інформації та різних продуктів, породжених нею, методів і засобів її організації, зберігання, а також маніпулювання ними, обробки, аналізу, підходів до вироблення управлінських рішень вимагає розробки методик підвищення стабільності інформаційної системи підприємства в двох аспектах: стабільності протікання процесів, стабільності функціонування програмно-апаратних засобів і психологічної стабільності персоналу.

З погляду інформаційної безпеки, підвищення стабільності інформаційної системи може розглядатися як мінімізація ризиків спричинення збитків її підсистемам, компонентам та елементам у результаті навмисних або ненавмисних дій з боку суб'єктів (внутрішніх і зовнішніх), які беруть участь у процесах, що відбуваються в інформаційній системі, або ж запобігання завданню збитків за рахунок розробки і проведення відповідних заходів щодо захисту всіх елементів і процесів, які забезпечують функціонування інформаційної системи.

Аналіз досліджень у цій сфері показав, що на даний момент відсутній комплексний підхід до забезпечення безпеки інформаційної системи: так, наприклад, деякі автори розглядають інформаційну систему як сукупність елементів інформаційної інфраструктури, причому з метою забезпечення її безпеки для кожного з елементів розробляються своя модель, методи й засоби захисту [2]. Цей підхід відрізняється тим, що інформаційна інфраструктура характеризується безліччю процесів, які безпосередньо відносяться до формування і обробки інформації, комунікаційними зв'язками (відносинами) з елементами організаційної структури, персоналом, різними суб'єктами, що використовують інформацію, і т.ін. [2]. Ці елементи самі є джерелами інформації на підприємстві, що, в свою чергу, призводить до значного збільшення її обсягу, складності і вимагає впорядкованості для підвищення рівня задоволення нею потреб користувачів. У зв'язку із цим виникає проблема фільтрації так званого «інформаційного шуму» інформації і відомостей, які є надлишковими, неактуальними, різномірними, такими, що перешкоджають використанню інформації, яка є найбільш релевантною для вирішення проблеми або задачі в сформованій ситуації.

Іншим завданням є розробка методів підвищення стабільності інформаційної системи підприємства на основі мінімізації ризиків, пов'язаних із завданням збитків як діяльності підприємства, так і його інформаційній інфраструктурі та підвищення стабільності всіх інформаційних процесів, включаючи методи і засоби одержання, введення, обробки та аналізу інформації.

Для вирішення цього завдання сформулюємо наступні положення, які лежать в основі методу забезпечення інформаційної стабільності на підприємстві:

- об'єктами забезпечення інформаційної стабільності є інформаційні процеси, інформаційні продукти, отримані в процесах перетворення інформації, та інформаційна інфраструктура підприємства в цілому;

- стабільність інформаційних процесів визначається збереженням всіх властивостей інформації й інформаційних продуктів, створених у процесі життєвого циклу інформаційних продуктів;

- життєвий цикл інформаційних продуктів характеризується часовим обмеженням, тривалість якого визначається тривалістю етапів їхнього формування, становлення й розвитку;

- безпека і підвищення стабільності інформаційного продукту забезпечується сукупністю засобів захисту на всіх етапах його життєвого циклу;

- засоби захисту існуючої інформаційної інфраструктури підприємства базуються на засобах захисту, що використовуються у тих процесах, які пов'язані зі зберіганням, введенням, модифікацією і передачею інформації за умови збереження всіх її властивостей;

- засоби захисту забезпечують захист інформаційного продукту на всіх етапах його життєвого циклу.

Таким чином, інформаційна складова набуває зростаючого значення і виступає як комплексний інструментальний засіб у забезпеченні безпечного розвитку підприємства. Концепція інформаційної безпеки повинна базуватися на наявному стані і реальній оцінці місця інформаційних ресурсів та потреб інформаційного забезпечення розвитку під-

приємства, корегуватися в зв'язку зі змінами цих параметрів та бути основою для розробки методичних підходів до забезпечення інформаційної стабільності на підприємстві.

Список літератури

1. Андрощук Г. А., Крайнев П. П. Экономическая безопасность предприятия: защита коммерческой тайны: Монография. – К.: Изд. дом "Ин Юре", 2000. – 400 с.
2. Економічна безпека підприємства: сутність та механізм забезпечення: Монографія / Г. Б. Козаченко, В. П. Дономарьов, О. М. Ляшенко. – К.: Лібра, 2003. – 280 с.
3. Мунтян В. І. Глобалізація інвестиційних процесів та економічна безпека України // Фондова панорама. – 2005. – № 49. – С. 1-2.
4. Тридід О. М. Організаційно-економічний механізм стратегічного розвитку підприємства: Монографія. – Харків: Вид. ХДЕУ, 2002. – 364 с.
5. Черняк О. І. Моделювання економічної безпеки на макро- і мезорівнях. В кн.: Моделювання економічної безпеки: держави, регіону, підприємства // Монографія. – Харків: ВД «ІНЖЕК», 2006. – 240 с.
6. ГОСТ Р ИСО 7498-2-99. Информационная технология. Взаимосвязь открытых систем. Базовая эталонная модель. Часть 2. Архитектура защиты информации.
7. Организация и современные методы защиты информации / Под общ. ред. Диева С. А., Шаваева А. Г. – М.: Банковский деловой центр, 1998. – 472 с.
8. Устинов Г. Н. Основы информационной безопасности систем и сетей передачи данных. – М.: СИНТЕГ, 2000. – 248 с.
9. Петренко С. А. Возможная методика построения системы информационной безопасности предприятия // Прогноз финансовых рисков / www.bre.ru.
10. Соколов А. В. Как оценить угрозы безопасности информации? // Элвис + / <http://www.elvisplus.ru>.

Рекомендовано до публікації д.е.н. Л.О. Українською 03.04.07.



В декабре этого года исполнится 125 лет со дня рождения выдающегося ученого, шахтостроителя, основателя уральской школы шахтного строительства, ведущего специалиста горнодобывающей отрасли Украины Крамарева Бориса Николаевича.

Родился Борис в декабре 1882 г. в г. Ракитки Сувалской губернии в семье дворянина. Позже семья Крамаревых переехала в Харьков. Борис Крамарев получил хорошее всестороннее образование, свободно владел английским, французским, украинским и немного немецким языками. После школы он поступил на физико-математический факультет Харьковского университета. Во время обучения был отчислен за принадлежность к революционному движению без права поступления в вузы и выслан из города. Возвратился в университет по общей амнистии 1905 г. В 1907 г. Борис Николаевич защитил кандидатскую работу «Измерение высоких температур» и получил научную степень кандидата наук.

Сразу по окончании Харьковского университета в 1907 г. Крамарев поступает на горное отделение Петербургского горного института и заканчивает его в 1913 г., получив квалификацию горного инженера.

С 1913 г. Борис Николаевич работает на рудниках Донбасса, занимая руководящие должности, в т.ч. - главного инженера Центрального района Донбасса.

В 1923 г. Управлением каменноугольного треста Донбасса Б.Н. Крамарев назначен заместителем технического директора Донбасса и главным инженером по капитальному строительству. В том же году переведен в Харьков на должность начальника горнотехнического отдела ВСНХ Украинской ССР, затем технического директора предприятий «Химугля». В этот же период Крамарев занимается актуальными вопросами горной отрасли. В технических изданиях с 1923 по 1927 гг. выходят его работы: «История горного дела», «Качество топлива», «Комбинирование предприятий», «Каолиновая промышленность Украины».

В 1927 г. Борис Николаевич принимает техническое руководство трестом Кизелуголь, переехав на

Урал. В 1928 г. Крамарев арестован НКВД по шахтинскому делу. Находясь до 1929 г. под следствием Борис Николаевич тяжело и продолжительно болеет.

В 1930 г., оправившись от болезни, Крамарев приступает к работе в проектно-конструкторском отделе треста «Кизелуголь», а затем переходит на работу в Уральский горный институт. Здесь для подготовки специалистов по строительству и проектированию шахт в 1930 г. была открыта кафедра шахтного строительства. Создателем и первым заведующим кафедрой стал Борис Николаевич Крамарев. Спустя некоторое время ему присваивается ученое звание доцента.

Становлению кафедры было отдано много сил, но результаты были весьма ощутимы. Среди направленной научной работы, проводимой Б.Н. Крамаревым необходимо отметить такие: использование геофизических методов (электрометрии) в шахтном строительстве; применение горелых пород отвалов и разработка технологии изготовления строительных блоков; разработка податливой бетонной крепи для околоствольных выработок; разработка проектов углубки стволов, реконструкции и строительства шахт на Урале; совершенствование буровзрывных работ. Перед войной защитили кандидатские диссертации сотрудники кафедры В.А. Цибульский и С.А. Федоров, а в 1944 г. – докторскую диссертацию Б.Н. Крамарев.

Изданы книги – «Проходка шахт специальными способами» и «Взрывные работы» В.А. Цибульского и «Углубка вертикальных стволов шахт» С.А. Федорова.

До войны кафедрой было выпущено 70 инженеров шахтостроителей.

Независимо от места работы, Борис Николаевич Крамарев всегда проявлял себя грамотным руководителем, высококвалифицированным и добросовестным специалистом, талантливым исследователем, о чем свидетельствуют многочисленные благодарности, премии, значки от Наркомугля, Наркомчермета, Облсполкома, Института, Райкома Партии и др.

В 1944 г. профессор Крамарев Б.Н. переведен на работу в Днепропетровский горный институт и 1 октября назначен заведующим на создаваемую кафедру шахтного строительства. Б.Н. Крамареву приходится заниматься не только становлением новой кафедры, налаживанием всех направлений ее деятельности с учетом требований послевоенного времени, но и работами по восстановлению угольных шахт и рудников Донбасса и Кривого Рога.

В феврале 1946 г. Крамарев Б.Н. переходит на работу в Макеевский Научно-Исследовательский институт на должность заведующего станцией рудничного крепления. Здесь в Донбассе он, помимо работы в МакНИИ ведет педагогическую деятельность в Донецком политехническом институте. В 1947 г. выходит его пособие для горных мастеров «Проходка шахт», а в 1948 г. монография «Металлическая крепь горизонтальных выработок».

Ушел из жизни Борис Николаевич в 1953 г., оставив после себя светлую память и неоценимый вклад, как талантливый ученый, педагог, выдающийся специалист в области шахтного строительства.

- Андрєєв Борис Миколайович завідувач кафедри КТУ, д.т.н.
 Бабенко Тетяна Василівна керівник інформаційного комп'ютерного комплексу НГУ, доцент, к.т.н.
 Бабіюк Геннадій Васильович професор ДонДТУ, д.т.н.
 Бондаренко Володимир Ілліч завідувач кафедри ПРР НГУ, професор, д.т.н.
 Борщевський Сергій Васильович докторант ДонНТУ, к.т.н.
 Бровко Дмитро Вікторович доцент КТУ, к.т.н.
 Бронников Петро Миколайович студент ДонДТУ
 Вагонова Олександра Григорівна професор кафедри прикладної економіки НГУ, д.е.н.
 Вергун Оксана Олександрівна доцент ПДАБА, к.т.н.
 Говоруцька Світлана Анатоліївна студентка Шахтинського інституту Південно-Російського державного технічного університету (ШІ ПРДТУ)
 Громадський Анатолій Степанович завідувач кафедри КТУ, к.т.н.
 Діденко Михайло Олександрович асистент ДонДТУ, аспірант
 Дмитриєва Лілія Миколаївна головний гідрогеолог ГРГП «Восток»
 Должиков Петро Миколайович завідувач кафедри Антрацитівського факультету Південно-Українського національного університету (АФ ПУНУ), професор, д.т.н.
 Касьян Микола Миколайович завідувач кафедри ДонНТУ, професор, д.т.н.
 Кияшко Юрій Іванович завідувач відділу ІГТМ НАН України, д.т.н.
 Ковалевська Ірина Анатоліївна професор кафедри ПРР НГУ, д.т.н.
 Коваль Олександр Іванович генеральний директор ДП «Свердловантрацит»
 Корнилов Максим Геннадійович молодший науковий співробітник ІГТМ НАН України
 Куліченко Дмитро Сергійович студент ШІ ПРДТУ
 Куркін Микола Васильович генерал-лейтенант служби безпеки України, д.е.н.
 Левчинський Григорій Семенович доцент АФ ПУНУ, к.т.н.
 Лиманський Дмитро Васильович студент ШІ ПРДТУ
 Мальцев Дмитро Валерійович аспірант кафедри ПРР НГУ
 Мамайкін Олександр Рюрікович асистент кафедри ПРР НГУ
 Меркулов Анатолій Васильович доцент ШІ ПРДТУ, к.т.н.
 Мінеєв Сергій Павлович професор кафедри БГМ, професор, д.т.н.
 Мірошніченко Валерій Тимофійович доцент ДонДТУ, к.т.н.
 Молев А.М. аспірант ПРДТУ економіки і сервісу
 Молев М.Д. професор ПРДТУ економіки і сервісу, д.т.н.
 Мона Андрій Григорович доцент НМетА України, к.т.н.
 Негрій Сергій Григорович асистент ДонНТУ
 Нікіфорова Наталія Анатоліївна старший викладач ДНУЗТ, к.т.н.
 Ніколаєнко Владислав Володимирович старший викладач ДонДТУ
 Пістунов Ігор Миколайович професор кафедри економічної кібернетики НГУ, д.т.н.
 Пліньська Олена Леонідівна студентка НГУ
 Прокопов Альберт Юрійович заст. директора ШІ ПРДТУ, доцент, к.т.н.
 Прокопова Марина Валентинівна ст. викладач ШІ ПРДТУ, к.т.н.
 Пронський Дмитро Володимирович доцент АФ ПУНУ, к.т.н.
 Плєшко Михайло Степанович доцент ШІ ПРДТУ, к.т.н.
 Саллі Сергій Володимирович гірничий інженер Єнакієвської дирекції з ліквідації шахт, здобувач кафедри ПРР НГУ
 Сахно Андрій Олегович студент НТУ України "КПІ"
 Сахно Іван Георгійович асистент ДонНТУ
 Сергієнко Роман Миколайович аспірант ДонДТУ
 Симанович Геннадій Анатолійович професор кафедри гірничих машин НГУ, д.т.н.
 Смекалін Євген Сергійович декан факультету підвищення кваліфікації ДонДТУ, доцент, к.т.н.
 Солодухін Сергій Олександрович студент ШІ ПРДТУ
 Солодянкін Олександр Вікторович докторант кафедри БГМ, к.т.н.
 Страданченко Сергій Георгійович директор ШІ ПРДТУ, завідувач кафедри, професор, д.т.н.
 Ступа Максим Анатолійович аспірант кафедри БГМ НГУ
 Ткачева Карина Едуардівна студентка ШІ ПРДТУ
 Хворост Василь Валерійович магістрант КТУ
 Чехлатий Андрій Миколайович аспірант НДІ ім. М.М.Федорова
 Шашенко Олександр Миколайович проректор з міжнародних зв'язків, завідувач кафедри БГМ НГУ, професор, д.т.н.
 Шелкова Марина Миколаївна студентка НМетА України
 Шумриков Віталій Володимирович старший науковий співробітник ІГТМ НАН України, к.ф.-м.н.

З М І С Т

Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Геомеханика взаимодействия охранной конструкции выемочной выработки с разупрочненным массивом	3
Должиков П.Н., Дмитриева Л.Н., Сергиенко Р.Н. Региональные изменения геомеханических и гидрогеологических условий на полях закрытых шахт	9
Пронский Д.В., Левчинский Г.С. Анализ геофизических методов для выявления локальных разуплотненных зон горного массива	11
Минеев С.П., Кияшко Ю.И., Шумриков В.В., Корнилов М.Г., Ступа М.А. Оценка термического воздействия на сmerzшуюся горную массу	14
Бабиюк Г.В., Диденко М.А. Размеры зоны влияния выработки в неравнокомпонентном поле начальных напряжений	18
Андрєєв Б.М., Сахно А.О. Модель пружно-пластичного трансверсально-ізотропного масиву порід з розміщенням в методі початкових напружень	23
Ковалевская И.А., Мамайкин А.Р., Мальцев Д.В. Обоснование схемы расчета напряжений в элементах трубчатого анкера	29
Бабиюк Г.В., Смекалин Е.С. Многоуровневая модель горностроительной системы	32
Бабиюк Г.В., Бронников П.М. Определение показателей горнопроходческих работ с использованием вероятностно-статистических моделей	37
Борщевский С.В., Плешко М.С., Лиманский Д.В. Лабораторные и компьютерные исследования водостойкости и прочности бетонной крепи	41
Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Сахно И.Г. Определение рациональной области применения способа механического отпора породам почвы выемочной выработки	45
Прокопов А.Ю., Прокопова М.В., Ткачева К.Э. Расчет боковой нагрузки на армировку при одновременном эксцентриситете центра масс сосуда и отклонении проводников в боковой плоскости ..	48
Прокопова М.В., Говоруцкая С.А., Куличенко Д.В. Разработка схем армировки с применением узлов, компенсирующих тепловые смещение и напряжение конструкций	52
Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Солодухин С.А. Исследование нагрузок на армировку от движения эксцентрически загруженного скипа по проводникам, имеющим отклонения от вертикали в лобовой плоскости	55
Мирошниченко В.Т., Николаенко В.В. Определение полного вектора перемещения трубы нефтепровода на подрабатываемых и подтапливаемых территориях	60
Бровко Д.В., Хворост В.В. Расчет металлических конструкций сооружений поверхности шахт с применением современных вычислительных комплексов	62
Молев М.Д., Меркулов А.В., Молев А.М. Перспективное планирование горных работ на основе результатов системного прогнозирования	65
Шашенко А.Н., Солодянкин А.В. Обоснование способа повышения устойчивости протяженных выработок в пучащих породах	68
Чехлатый А.Н. Защита шахтной подъемной установки от перегруза	72
Громадский А.С. Методы снижения вибрационных нагрузок кабинного модуля карьерных экскаваторов	74
Моня А.Г., Шелкова М.Н. Математическое моделирование динамических и кинематических характеристик привода шахтного локомотива при торможении пульсирующим тормозным моментом ..	76
Бабенко Т.В. Синтез компоненти гібридної нейромережі з властивостями апроксимації	79
Никифорова Н.А., Вергун О.А. Свойства известково-шлаковых вяжущих, содержащих комплексный модификатор	84
Вагонова А.Г., Салли С.В. Динамика взаимодействия природной, технологической и экономической компонент горных предприятий	87
Пістунів І.М., Пліньська О.В. Оптимізація міжбанківських трансакцій	90
Куркін Н.В. Інформаційна складова безпечного розвитку підприємства	94
К 125-летию со дня рождения Б.Н. Крамарева	98
Відомості про авторів	99