

НАУКОВИЙ
ВІСНИК
НАЦІОНАЛЬНОГО
ГІРНИЧОГО
УНІВЕРСИТЕТУ

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

*ШАХТНЕ ТА ПІДЗЕМНЕ БУДІВНИЦТВО
РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН
АЕРОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ
ГЕОЛОГІЯ
ГІРНИЧА МЕХАНІКА ТА МАШИНИ
ЕНЕРГЕТИКА ТА АВТОМАТИЗАЦІЯ
ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ
ЕКОНОМІКА*

4²⁰⁰⁹

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. Алексеєв, 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, 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.П. 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

Журнал підписано до друку за рекомендацією вченої ради Національного гірничого університету
(протокол № 2 від 17.03.2009 року)

Поштова адреса редакції:

49000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19, корпус 4, к. 49

Тел.: 8 (056) 3730702

e-mail: HomenkoO@nmu.org.ua

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

Підписано до друку 27.03.09. Формат 30×42/2.

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

Наклад 400 прим. Зам. № 55.

Віддруковано у Національному гірничому університеті.

49000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.

© НГУ, 2009

С.А. Харин

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ ПРОТЯЖЕННЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Виконано порівняння впливу різних чинників на швидкість проходки горизонтальних виробок.

Выполнено сравнение влияния различных факторов на скорость проходки горизонтальных выработок.

Comparison of effect of different factors is executed on speed of deepening of horizontal generations.

Поддержание необходимых темпов проведения горных выработок относится к числу важных задач организации работ. В этой связи представляет интерес сравнительная оценка степени влияния различных факторов на скорость проходки горизонтальных выработок. К числу таких факторов могут быть отнесены крепость пересекаемых горных пород, эксплуатационные производительности бурового и погрузочного оборудования, параметры буровзрывных работ.

Обозначив через V_0 скорость проходки выработки при базовых условиях (при коэффициенте крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 6$) и V_i – скорость при прочих условиях, рассмотрим зависимость скорости проходки горной выработки площадью поперечного сечения (здесь и далее) $S = 16 \text{ м}^2$ от f в пределах значения последнего от 6 до 16 (рис. 1). При $f = 6$ имеет место $V_i = 45,94 \text{ м/мес}$. При росте значений f скорость снижается и составляет на верхней границе рассматриваемого нами диапазона только $19,54 \text{ м/мес}$.

Интенсивность снижения скорости проходки выработки при росте коэффициента крепости пород характеризуется следующим. При увеличении f от 6 до 8 (в 1,33 раза) скорость проходки выработки снизится в 1,35 раза. Двукратное увеличение f приводит при данной базе сравнения к снижению скорости проходки выработки в 1,64 раза.

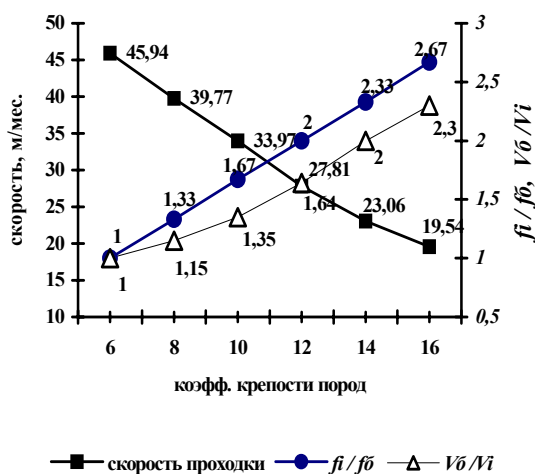


Рис. 1. Влияние f на скорость проходки выработки

Очевидно, что увеличение коэффициента крепости пород существенным образом снижает скорость проход-

ки выработки. На разных диапазонах значений f , при прочих равных условиях, его двукратный рост приводит к снижению V_i в 1,64-2 раза. Необходимо отметить, что возрастание коэффициента крепости пород оказывает сложное воздействие на скорость проходки выработки: с одной стороны, это приводит к увеличению числа шпуров в забое выработки и, следовательно, объемов работ по бурению шпуров, с другой – к уменьшению производительности бурового оборудования.

Рассмотрим далее зависимость скорости проходки горной выработки от эксплуатационной производительности бурового оборудования (R_i , по аналогии здесь и далее обозначим базовое значение как R_0), применяемого для бурения шпуров в забое. При $f = 12$ и росте производительности бурового оборудования от 6 до 9 м/ч скорость проходки возрастает от 18,5 до 25 м/мес. (рис. 2 и 3) или в 1,35 раза. При $f = 16$ и аналогичных условиях рост более заметен – от 14,8 до 21 м/ч или в 1,42 раза, хотя абсолютные показатели скорости проходки и ниже.

Рост R_i будет приводить к увеличению темпов проходки выработки, при этом можно отметить следующие тенденции: интенсивность возрастания эксплуатационной производительности R_i будет выше, чем интенсивность роста под его влиянием V_i и, по мере увеличения значений производительности, степень различия этих показателей будет более выраженной.

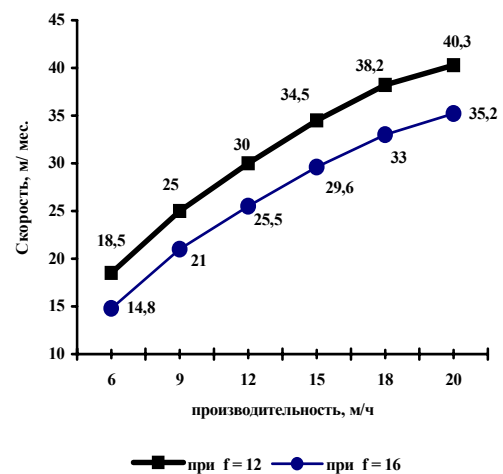


Рис. 2. Зависимость скорости проходки выработки от R_i

В то же время при более высоких значениях f будет иметь место сравнительно более заметный рост относи-

тельных показателей скорости проходки при меньших значениях абсолютной скорости.

В ходе анализа установлена возможность изменять R_i в весьма широких пределах (в рассмотренном нами примере более 3 раз) и под влиянием этого фактора скорость проходки выработки может изменяться также очень заметно, в 2,2-2,4 раза.

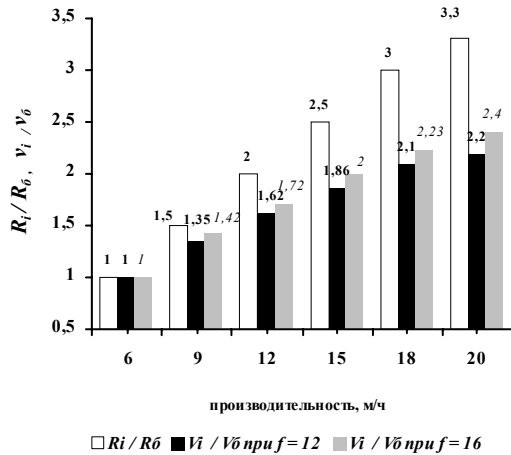


Рис. 3. Динамика V_i / V_0 при изменении R_i

Рассмотрим далее (рис. 4 и 5) зависимость скорости проходки выработки от эксплуатационной производительности погрузочного оборудования (P_i). При базовой величине $P_0 = 3 \text{ м}^3/\text{ч}$ горной массы в целике скорость проходки выработки при $f=12$ составляет 21,65 м/мес., а при $f=16$ – 19,18 м/мес. Удвоение эксплуатационной производительности средств погрузки (рис. 4 и 5) приводит к возрастанию V_i соответственно до 25,87 и 22,35 м/мес. (соответственно в 1,19 и 1,17 раза).

Увеличение P_i в три раза, до $9 \text{ м}^3/\text{ч}$, приводит к росту скорости проходки выработки соответственно до 27,63 и 23,76 м/мес. (в 1,28 и 1,24 раза). Возрастание P_i пятикратно, до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$, приводит к еще более значительному росту темпов проходки выработки: соответственно до 29,22 и 24,99 м/мес. (в 1,35 и 1,3 раза).

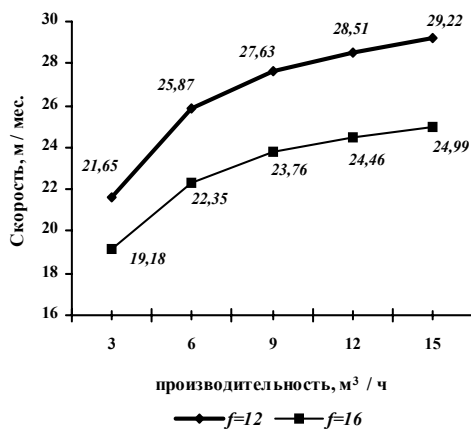


Рис. 4. Зависимость скорости проходки выработки от P_i

Таким образом, можно констатировать, что имеется возможность изменять эксплуатационную производи-

тельность погрузочного оборудования в значительных пределах и ее многократное увеличение (в рамках рассмотренных условий) способно приводит к возрастанию скорости проходки выработки только на 30-35%.

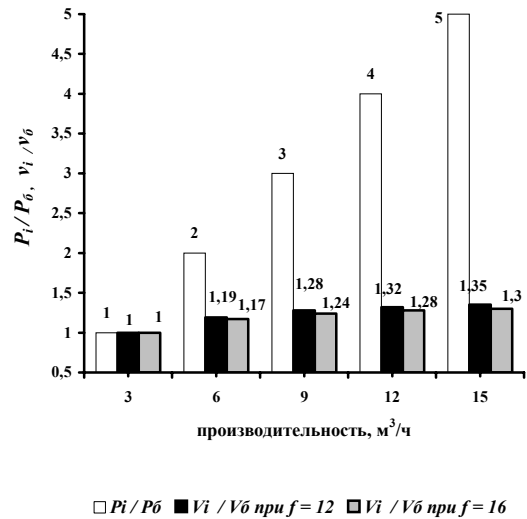


Рис. 5. Динамика V_i / V_0 при изменении P_i

Представляет также интерес исследование зависимости скорости проходки выработки от ряда параметров буровзрывных работ. При изменении коэффициента работоспособности ВВ от 1 до 0,8 и $f=12$ V_i увеличивается с 29,22 до 32,38 м/мес. или в 1,108 раза. При изменении, в дополнение к этому, коэффициента заполнения шпуров с 0,7 до 0,8 скорость проходки выработки возрастает до 34,14 или суммарно в 1,17 раза. Дальнейшее распространение исследований на условия с $f=16$ и при изменении коэффициента работоспособности ВВ от 1 до 0,8 показывает, что V_i увеличивается с 18,13 м/мес. до 20,77 или в 1,146 раза. Изменение, дополнительно, коэффициента заполнения шпуров с 0,7 до 0,8 приводит к росту скорости проходки выработки до 22,35 или суммарно в 1,233 раза.

Очевидно, что рассмотренные параметры буровзрывных работ в определенной степени, в пределах 11-23%, способны влиять на скорость проходки выработки.

Наконец, исследуем влияние на V_i фактора крепления выработки. При росте только часовой эксплуатационной производительности оборудования для бурения шпуров под анкеры с 3 до 10 штук анкеров и неизменных прочих параметрах скорость проходки выработки увеличивается с 20,06 до 23,58 м/мес., т.е. в 1,18 раза. При совокупном увеличении как последней, так и производительности нанесения набрызгбетона в 2 раза, скорость проходки выработки возрастает до 24,99 м/мес., что всего на 25% выше значения при исходных условиях.

Выводы

Таким образом, сравнительная оценка влияния различных факторов на скорость проходки протяженных горизонтальных выработок показала следующее. Увеличение коэффициента крепости пород существенным об-

разом знижує швидкість проходки вироботки. На різних діапазонах значень f , при інших рівних умовах, двократне його збільшення призводить до зниження швидкості проходки в 1,64-2 рази. Зростання коефіцієнта крепости порід оказує складне вплив на швидкість проходки вироботки: з однієї сторони, призводить до збільшення числа шпурів в забое і, відповідно, об'ємів робіт по буренню шпурів, з іншої – до зменшення продуктивності бурового обладнання. Другим, дуже значимим фактором, є продуктивність бурового обладнання: при її двократному зростанні швидкість проходки вироботки змінюється, в різних випадках, в 1,53-1,72 рази. В той же час при двократному зростанні продуктивності засобів по-

грузки швидкість проходки аналогічної вироботки зростає тільки в 1,09-1,19 рази.

Степень зростання швидкості проходки вироботки під впливом фактора "кріплення", при кріпленні, що складається з анкеров і набрызгбетона, обмежується 25%. Деяке вплив на V_i можуть оказувати такі параметри буровзривних робіт як коефіцієнт спроможності ВВ, а також коефіцієнт заповнення шпурів, їх зміна в сукупності спроможне призвести до зростання швидкості проходки розглянутої нами вироботки до 23%.

Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Федоренком 16.01.09

УДК 622.002.2

Б.Н. Андреев, А.О. Сахно

МОДЕЛИРОВАНИЕ АНИЗОТРОПНОЙ СРЕДЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЕЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ

Розглянута методика моделювання анізотропії властивостей міцності породних масивів, що дозволяє розв'язувати задачі пружно-пластичної деформації трансверсально-ізотропного середовища методом деформаційної теорії пластичності.

Рассмотрена методика моделирования анизотропии прочностных свойств породных массивов, позволяющая решать задачи упруго-пластической деформации трансверсально-изотропной среды методом деформационной теории пластичности.

The method of design of anisotropic of strength properties of arrays of pedigrees is considered, allowing to decide the tasks of elastically-plastic deformation of transversely-isotropic environment the method of deformation theory of plasticity.

Для оценки устойчивости массива вокруг выработок, проводимых в сланцевых породах вдоль их простирания, необходимо учитывать физическую анизотропию пород, что целесообразно сделать на основе трансверсально-изотропной модели среды. Ее свойства описываются следующими параметрами: E_1 , ν_1 – модуль упругости и коэффициент Пуассона в плоскости слоев; E_2 , ν_2 – модуль упругости и коэффициент Пуассона в перпендикулярном плоскости слоев направлении.

Уравнения, которые выражают обобщенный закон Гука для однородного анизотропного тела, отнесенные к осям главных напряжений y_1 и y_3 , имеют вид

$$\sigma_1 = B_{13}^A \sigma_3 + B_{11}^A \varepsilon_1; \quad \sigma_3 = B_{31}^A \sigma_1 + B_{33}^A \varepsilon_3,$$

где ε_1 , ε_3 – деформации по направлениям главных осей напряжений σ_1 и σ_3

$$B_{13}^A = \frac{E_{13}}{E_{33}}; \quad B_{11}^A = E_{11} - \frac{E_{13}^2}{E_{33}};$$

$$B_{31}^A = \frac{E_{13}}{E_{11}}; \quad B_{33}^A = E_{33} - \frac{E_{13}^2}{E_{11}};$$

E_{ij} – модули упругости в главных координатных осях.

Определить упруго-деформированное состояние сооружаемых в породном массиве конструкций, которые часто имеют сложную геометрическую форму, учесть взаимодействие конструкций с породами, а также с физико-механическими свойствами реальных массивов точным аналитическим методом достаточно сложно и не всегда оправданно. Потому в механике сплошных сред чаще всего используют приближенные численные методы, среди которых наиболее распространенным и универсальным является метод конечных элементов. Использование этого метода позволяет получать не только упругие напряжения и деформации моделируемой среды, но и учитывать нелинейность его деформаций. При этом вычисления выполняются путем последовательных итераций, постепенно внося поправки в деформационные параметры конечных элементов, исходя из их упругого состояния на данном этапе вычислений и заданной модели дефор-

магии среды, используя метод начальных напряжений (метод деформационной теории пластичности) [1].

Для решения нелинейных задач методом начальных напряжений следует определить процедуру нахождения теоретических напряжений, которые адекватно отвечали бы вектору деформаций, полученному при вычислениях на i -ом шаге итераций при действии вектора сил системы $\{R\}_{i-1}$.

В основу моделирования разупрочняющейся упруго-пластической среды трансверсально-изотропных пород заложены следующие допущения:

- полная диаграмма деформации разупрочняющегося массива представляется как кусочно-линейная аппроксимация в виде трехзвенного графика [2] со следующими характеристическими показателями: E_1, E_2 – модули упругости соответственно в плоскости слоев и в перпендикулярном плоскости слоев направлениях; ν_1, ν_2 – коэффициенты Пуассона в соответствующих направлениях; M, β – аналоги модуля спада и коэффициента поперечных деформаций в запредельной зоне для условий плоской деформации; $S_{\text{зае}}$ – остаточная прочность пород в зоне руинного разрушения;

- модуль спада M в состоянии разупрочнения принимается постоянным независимо от роста бокового давления, что отвечает хрупко разрушающимся породам;

- коэффициент поперечных деформаций в зоне руинного разрушения, где объемная деформация практически равняется нулю, в условиях плоскодеформированного состояния принимается равным единице независимо от типа пород;

- модуль спада M и коэффициент поперечных деформаций β трансверсально-изотропной среды в состоянии разупрочнения считается постоянными во всех направлениях.

Наличие поверхностей ослабления анизотропных массивов превращает его в анизотропный по свойствам его прочности. Прочность массива зависит от значения угла, который составляет направление действия максимальных напряжений в массиве σ_1 с плоскостью структурного ослабления. Анизотропию свойств прочности массива можно учесть, рассматривая разрушение массива по двум направлениям:

- в направлении, совпадающем с плоскостью контакта слоев, которые представляют собой поверхность ослабления прочности;

- во всех других направлениях, не совпадающих с плоскостью контакта слоев.

Выражение границы сопротивления анизотропного по прочностным свойствам массива напряжениям, растягивающим его в направлении u_3 , записывается в виде [3]

$$\sigma_3 = \max \left\{ \begin{array}{l} -T; \\ \frac{T_e + \sigma_1 \sin^2 \alpha'}{\cos^2 \alpha'} \end{array} \right.$$

где T, T_k – прочность пород на разрыв по массиву и по контактам слоев соответственно; α' – угол, составляемый главным напряжением u_1 с направлением напластований пород.

Выражение предельного сопротивления в области сжимающих напряжений анизотропного по прочности массива по направлению σ_1 определяется условием Кулона

$$\sigma_1 = \min \left\{ \begin{array}{l} S + \text{ctg} \psi \cdot \sigma_3; \\ S_i + \text{ctg} \psi_i \cdot \sigma_3, \end{array} \right.$$

где $S = 2C \text{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$ – граница прочности при одноосном сжатии; C, φ – сцепление и угол внутреннего трения массива; $\text{ctg} \psi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$; S_i, ψ_i – приведенные к осям главных напряжений прочность пород при одноосном сжатии и угол ψ для условий сдвига по контактам [3]

$$S_i = \frac{\tilde{N}_0 \cdot \cos \varphi_0}{\sin |\alpha'| \cdot \cos (|\alpha'| + \varphi_0)}$$

$$\text{ctg} \psi_i = \frac{\cos \alpha' \cdot \sin (|\alpha'| + \varphi_0)}{\sin |\alpha'| \cdot \cos (|\alpha'| + \varphi_0)}$$

C_t, φ_t – сцепление и угол внутреннего трения пород по контактам.

Разрушение породного массива в результате сдвига по контактам будет происходить в случае, когда касательные напряжения на контактах породных слоев превысят предельные допустимые значения. Ограничиваясь значениями $0^\circ \leq \alpha' < 90^\circ$ и $-90^\circ < \alpha' \leq 0^\circ$, такое состояние массива будет иметь место при $0^\circ < |\alpha'| < 90^\circ - \varphi_0$. Когда же

$90^\circ - \varphi_0 < |\alpha'| < 90^\circ$, величины S_i и $\text{ctg} \psi_i$ принимают отрицательные значения, что не имеет физического смысла, поскольку при этом $\sigma_1 < \sigma_3$. То есть, при $90^\circ - \varphi_0 < |\alpha'| < 90^\circ$ разрушение массива может происходить только по площадкам, не совпадающим с контактами наслоений.

Границы прочности (упругости) пород, выраженные через главные деформации в осях главных напряжений для трансверсально-изотропной среды обозначены на рис. 1.

В области растяжения граница представлена прямой 2, которая описывается выражением

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

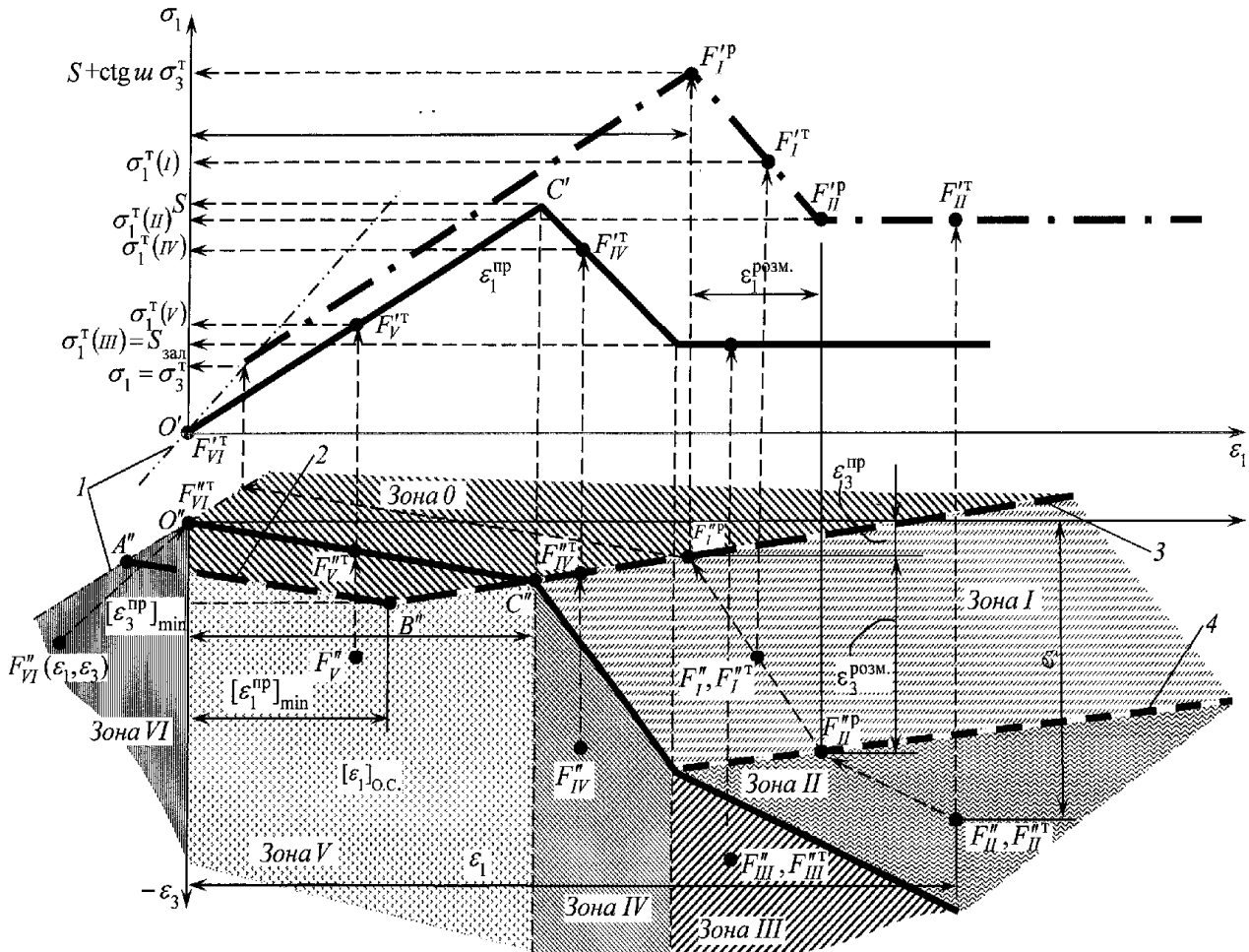


Рис. 1. Деформированное состояние элемента: 1 – гидростатическая ось ($y_1 = y_3$); 2 – граница прочности массива в области растяжения; 3 – граница прочности массива в области сжатия по условию Кулона; 4 – граница остаточной прочности в области сжатия (условие Кулона для зоны руинного разрушения: $\sigma_1 = S_{\text{зал}} + \text{ctg} \psi_{\text{зал}} \cdot \sigma_3$)

В области сжатия (критерий Кулона) границей является прямая 3

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

В случае, когда точка суммарных деформаций $F_7'' (\varepsilon_1, \varepsilon_3)$ попадает в область I (основная зона пластичности или зона разупрочнения D), то теоретическая точка $F_7''^{\text{до}}$ будет лежать на пересечении границы текучести по критерию Кулона с прямой $F_7''F_7''^{\text{до}}$. Угол наклона прямой $F_7''F_7''^{\text{до}}$ к оси $O''\varepsilon_1$ определяется законом текучести в зоне разупрочнения: $\varepsilon_3^{\text{I}^{\text{e}}} = -\beta \varepsilon_1^{\text{I}^{\text{e}}}$.

Значения главных теоретических напряжений в зоне I определяются выражениями

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

$$\sigma_1^{\text{до}} = S + \text{ctg} \psi \sigma_3^{\text{до}} - \dot{I} (\varepsilon_1 - \varepsilon_1^{\text{I}^{\text{e}}}).$$

В случае перехода среды в состояние руинного разрушения (зона II) полные деформации в области разупрочнения пород от предельных упругих деформаций вплоть до руинного разрушения находятся по закону текучести пород в зоне разупрочнения:

$$\varepsilon_1^{\text{доI}^{\text{e}}} = \frac{S - S_{\text{cae}}}{\dot{I}} + \sigma_3 \frac{(\text{ctg} \psi - \text{ctg} \psi_{\text{cae}})}{\dot{I}};$$

$$\varepsilon_3^{\text{розм.}} = -\beta \varepsilon_1^{\text{розм.}}.$$

Прямая 4 на рис. 1 в координатах $\varepsilon_1 O'' \varepsilon_3$ характеризует состояние перехода среды из зоны разупрочнения в зону руинного разрушения, уравнение которой в плоскости $\varepsilon_1 O'' \varepsilon_3$ имеет вид:

$$\varepsilon_3 = a \varepsilon_1 + b,$$

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

$$b = \frac{a}{M} \cdot \left[S \left(\frac{\text{ctg } \psi - \text{ctg } \psi_{\text{càe}}}{\text{ctg } \psi - B_{13}} - 1 \right) + S_{\text{càe}} \right] - \frac{\beta}{M} \left[S \left(B_{31} \frac{\text{ctg } \psi - \text{ctg } \psi_{\text{càe}}}{1 - B_{31} \text{ctg } \psi} + 1 \right) - S_{\text{càe}} \right] - \frac{S}{MB_{33}} \cdot \frac{M(1 - B_{31} \text{ctg } \psi) - \beta B_{33}(\text{ctg } \psi - \text{ctg } \psi_{\text{зал}})}{1 - B_{31} \text{ctg } \psi} \left(\frac{1 - B_{31} \text{ctg } \psi}{\text{ctg } \psi - B_{13}} + B_{31} \right)$$

Принимая во внимание, что в зоне руинного разрушения при условиях равнообъемной деформации при плоской деформации коэффициент поперечных деформаций равен 1, координаты расчетной точки $F_{II}''^p(\varepsilon_1^p, \varepsilon_3^p)$, которая находится на предельной поверхности 2 перехода среды из состояния разупрочнения в состояние руинного разрушения в условиях плоско-деформированного состояния, можно определить, если из точки F_{II}'' опустить прямую под углом 45° к оси $O''\varepsilon_1$ на предельную поверхность 4

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

Предельные значения полных деформаций для минимальных напряжений, при которых разрушенная до руинного состояния среда из объемного напряженного состояния перейдет в состояние одноосного сжатия (зона III), когда среда разрывается в направлении ε_3 :

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

$$[\varepsilon_3^{\text{càe}}]_{\text{min}} = \frac{SB_{31}}{B_{33}} - \beta \frac{S - S_{\text{càe}}}{M},$$

где $S_{\text{зал}}$ – остаточная прочность пород в состоянии руинного разрушения при одноосном сжатии.

В случае, когда среда разорвана в направлении ($\sigma_3^0 = 0$), но y_1 при этом отвечает продольной деформации ε_1 в условиях разупрочнения пород (зона IV на рис. 1), вычисление составляющей теоретических напряжений σ_1^0 выполняется соответственно с принятым законом текучести пород

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

где

$$[\varepsilon_1]_{\text{i.n.}} = S / B_{11};$$

$$[\varepsilon_3]_{\text{i.n.}} = S \cdot B_{31} / B_{33}.$$

Теоретические напряжения в состоянии одноосного сжатия в зоне разупрочнения находятся из выражений

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

Если деформации ε_1 не превышают допустимых значений $[\varepsilon_1]_{\text{i.n.}}$ при одноосном сжатии, а суммарные деформации точки $F''(\varepsilon_1, \varepsilon_3)$ выходят за пределы упругости, то среда окажется разорванной в направлении ε_3 (зона V). Поскольку продольные деформации ε_1 в этом случае меньше предельной величины, теоретические напряжения в зоне V определяются законом Гука в условиях одноосного сжатия

$$\sigma_1^0 = B_{11}\varepsilon_1; \quad \sigma_3^0 = 0.$$

Когда же среда выходит за предельную границу растяжения в направлении ε_3 , а $\varepsilon_1 < 0$, она окажется разорванной в обоих направлениях и выйдет в зону VI. Теоретические напряжения в зоне будут равны

$$\sigma_1^0 = 0; \quad \sigma_3^0 = 0.$$

Таким образом, полученные теоретические напряжения позволяют решить задачу упруго-пластичной деформации трансверсально-изотропной среды методом деформационной теории пластичности.

Список литературы

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.
3. Андреев Б.Н., Сахно А.О. Оценка упруго-пластического деформирования анизотропной породной среды с учетом условий его разрушения // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 7. – С. 10-12.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 21.04.09

УДК 622.271.33

А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ОТРАБОТКИ И ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ФОРМИРОВАНИЮ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА В УСЛОВИЯХ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КАРЬЕРА №2-БИС

Описано організацію відпрацьовування кар'єру і послідовність формування внутрішнього відвалу.

Описана организация отработки карьера и последовательность формирования внутреннего отвала.

The organization of working off opencast and sequence of formation internal rock debris is described.

Новокриворожское месторождение железистых кварцитов входит в Южный структурно-тектонический район Криворожского железорудного бассейна. Отрабатываемое поле карьера №2-бис с учетом расширения на запад и юг располагается в пределах его южной части и в структурном отношении приурочено к Ингулецкой антиклинали и Восточно-Ингулецкой синклинали, участвующих в строении Основной (Криворожской) синклинали. Полезным ископаемым являются магнетитовые железистые кварциты первого и второго горизонтов средней железорудной свиты Криворожской серии протерозоя. Вмещающими породами являются кристаллические сланцы первого, второго, третьего и четвертого горизонтов; некондиционные кварциты переходных пачек с содержанием железа магнитного менее 10% и жильные диабазы; покрывающими – глины, пески, известняки неогена и суглинки четвертичного возраста. В связи с сложившимися рыночными отношениями в Украине условия отчуждения

земель для складирования пород вскрыши при открытой разработке полезных ископаемых усложняется. Связано это с эксплуатацией железорудных карьеров, где добычные работы ведутся на глубинах 350...400 м и по утвержденным проектам достигнут 500...700 м.

Вскрышные уступы на значительную глубину временно законсервированы и не поставлены в предельное положение. Породы вскрыши складированы во внешние отвалы, занимая большие площади. Их систематическое расширение и значительная удаленность от карьеров приводит к существенному удорожанию добычных работ. В то же время ряд месторождений по своим условиям залегания при соответствующей организации их отработки позволяет использовать выработанное пространство для создания внутренних отвалов. При этом расстояние транспортирования, а особенно необходимость дополнительного земельного отвода предприятию снижаются до минимального значения.

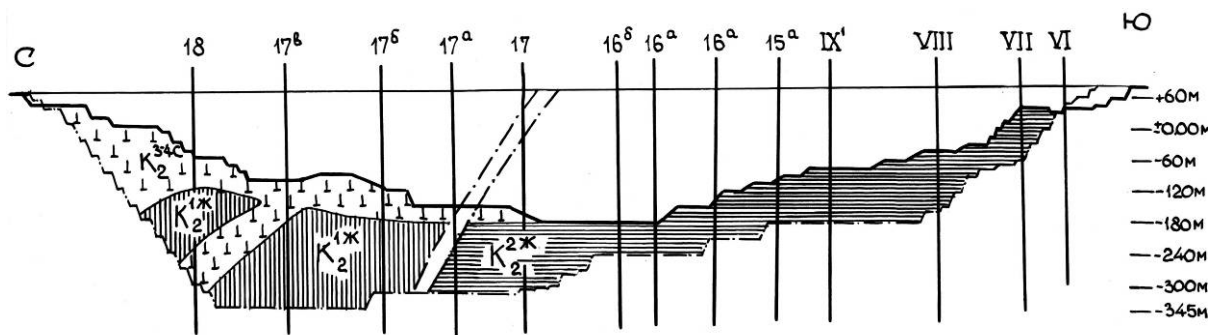


Рис. 1. Продольный геологический разрез карьера №2-бис АМКРГОКа

Так, например, благоприятные условия залегания обрабатываемых железорудных пластов в контурах карьера №2-бис ОАО "АрселорМиттал Кривой Рог" (ранее НКГОК) позволяют организовать в южной его части выработанное пространство для создания внутреннего отвала пород вскрыши. Однако, для этого существующее направление понижения и развития горных работ требуют коренного изменения. Так, в первую очередь, следует обрабатывать горную массу по южному контуру карьерного поля до достижения отметки – 310 м, значительная площадка которого

позволит отстроить нерабочий борт карьера под углом 16...19° и высвободить выработанное пространство для внутреннего отвала вместимостью до 100 млн. м³. Верхняя площадка внутреннего отвала в перспективе может смыкаться с верхней площадкой рекультивированного Бурщицкого отвала, а по поверхности – примыкать к железнодорожному пути для перевозки пород вскрыши к засыпаемому карьеру №1 (рис. 2). Поскольку перспективные запасы железистых кварцитов в контурах Объединенного карьера (ЮГОКа и №3 НКГОКа) распространяются ниже про-

ектною глибини отработки кар'єра №2-бис и достигают 600-800 м, техническое решение о его полной засыпке требует дополнительного обоснования. Связано это с возможностью полного отвода реки Ингулец за пределы южной группы месторождений железистых кварцитов и вовлечением в разработку законсервированных ныне запасов ниже глубины 415-500 м.

Практика открытых горных работ показывает, что отработка крутопадающих месторождений большой длины наиболее интенсивно ведется на участках с максимальной мощностью пластов полезных ископаемых, которые характеризуются минимальным коэффициентом вскрыши, значительными размерами рабочей зоны и проектной глубиной основного карьера. Участки карьерного поля с меньшей мощностью пластов полезных ископаемых отличаются более высокими коэффициентами вскрыши. Для уменьшения общего объема выемки пород вскрыши здесь стремятся увеличить скорость перемещения горных работ в горизонтальном направлении по простиранию залежи при небольшой интенсивности углубки дна карьера. Проектная глубина отработки на этих участках значительно меньше в сравнении с основным карьером.

Следует отметить, что железорудные карьеры Украины находятся в бассейнах больших водохранилищ и рек, таких как Днепр, Ингулец и Саксагань. Вследствие этого покрывающая толща мягких пород суще-

ственно обводнена, содержит пльвуны и характеризуется мощными сдвигами. Для предупреждения этого уступы по мягким породам обрабатывают в первую очередь и формируют в проектом положении по всему контуру этапа открытой разработки. Скальные же уступы по вмещающим породам обрабатывают продолжительное время. После выхода верхних из них на предельный контур в границах отработанного участка карьера появляется возможность заполнить выработанное пространство скальными породами вскрыши и рекультивировать поверхность внутреннего отвала.

Выполненные исследования показывают, что складирование пород вскрыши в действующем карьере №2-бис предусматривается на трех участках: по мягким породам в юго-восточной части карьера; подсыпка пород вскрыши в пределах северного борта карьера для создания новой автомобильной дороги и в глубинной части карьера – по мере отработки горной массы по южному предельному контуру. В настоящее время внутренние отвалы формируются в пределах карьерного поля карьера №2-бис по верхнему контуру в юго-восточной части. Верхняя отметка создаваемого отвала + 90,0 м. Нижняя – изменяется от + 42,0 до + 54,0 м. Имеющиеся площадки позволяют сформировать ленточный отвал с общей площадью по основанию 70,8 тыс.м². Высота отвала от 36 до 48 м, вместимость его около 2,6 млн. м³.



Рис. 2. Схема развития внутреннего отвала в карьере №2-бис: 1 – отработанный карьер №1; 2 – рекультивированный Бурцицкий отвал; 3 – карьер №2-бис; 4,5 – контуры внутреннего отвала с подошвой на гор. – 240 и –300 м; 6 – контуры внешнего отвала между карьерами №1 и №2-бис

Учитывая, что транспортные коммуникации более эффективно располагать на нерабочем борту, возникает необходимость пересмотра существующего положения автомобильных трасс. Залегание более бедных руд и скальной вскрыши наблюдается по восточному борту. В этой связи, все капитальные автомобильные съезды необходимо перенести на восточный борт, а отработку горной массы вести в направлении южного и западного бортов. Созданию капитальных автомобильных съездов по восточному борту предшествует подсыпка северного участка борта от отметки + 62 м (северо-запад) до въезда на внутренний отвал карьера №1 (отметка + 25,8 м). Создание насыпного съезда осуществляется путем укладки скальной вскрышной породы. Перепад между отметками съезда 36 м. Длина формируемого участка подсыпки под автомобильный съезд 1049 м. Уклон автомобильного съезда 30 %. Объемы укладываемой вскрыши 766 тыс. м³.

Развитие горных работ предусматривает углубку южной части карьера до отметки - 315,0 м, а также отработку южного торца до проектных границ. Это объясняется наличием здесь площадок, на которые можно разместить основание внутреннего отвала. При этом в процессе отработки карьера выделяются этапы засыпки выработанного пространства. Отвалообразование ведется исключительно скальными вскрышными породами (рис. 3). По мере формирования выработанного простран-

ства карьера по проектным контурам дна, имеется возможность создать внутренний отвал, высота которого в южной части карьера составит 395 м. Угол откоса формируемого отвала на основании опыта засыпки карьера №1 принят 36°. Из практики ведения отвальных работ известно, что при складировании скальных дробленых пород приблизительно на одну треть от поверхности угол откоса отвальной заходки будет большим за естественный на 5...6°. Образованные таким образом навислые породы по истечении некоторого времени оползают под собственным весом вниз и там размещаются в виде подпорной стенки. При этом дробленая порода на верхней площадке отвальной заходки уплотняется и может выдерживать размещаемое транспортно-отвальное оборудование на своей поверхности без обрушения.

На IV этапе возможно наращивание отвала выше уровня земной поверхности на высоту 30 м. Верхняя отметка наращиваемого яруса + 110,0 м. Это позволит уложить дополнительно десятки млн. м³ вскрышных пород. Для более полного использования площади отвального поля следует также организовать засыпку прилегающего участка земной поверхности между карьерами №1, №2-бис и железнодорожными путями (см. рис. 2). Отметки нижней и верхней площадок этого отвального участка + 80 и 110 м. Он вплотную примыкает к поверхности Бурщицкого отвала.

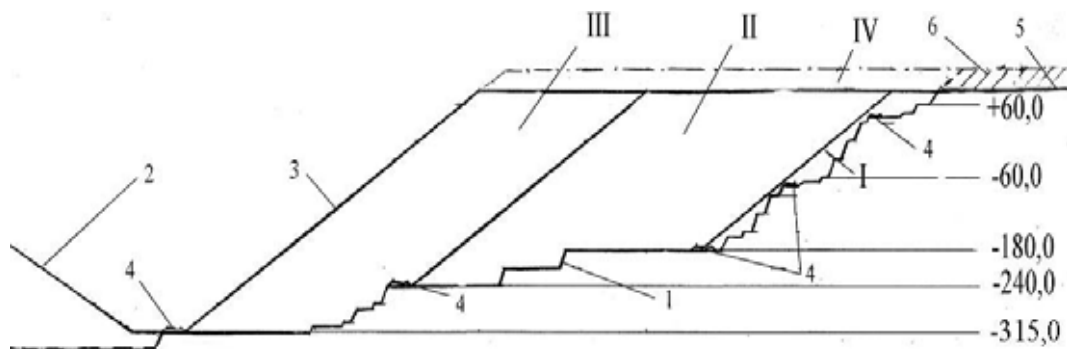


Рис. 3. Этапы формирования внутреннего отвала на отработанных уступах карьера №2-бис: 1 – проектный контур карьера; 2 – рабочий борт карьера; 3 – проектный контур откоса отвала; 4 – упорные призмы; 5 – земная поверхность; 6 – участок земной поверхности между карьерами №1, №2-бис и железнодорожным полотном; I – IV – этапы отсыпки отвальных пород

Установлено, что интенсивная отработка южного участка карьера №2-бис позволяет на I этапе создать выработанное пространство в пределах отметок + 42,0 ... - 120 м. Длина отвального фронта составит 550-820 м, объем складированных пород - 3,55 млн. м³ в плотном теле. Начало отвальных работ возможно производить с 2010 г. Годовые объемы складирования вскрыши не превышают 500 тыс. м³. Дальнейшее понижение горных работ (II этап) в пределах отметок - 120,0 ... - 240,0 м позволит засклалировать 44,1 млн. м³ пород вскрыши. Годовые объемы отвальных работ возрастают до 1 млн. м³. В этот период возможно организовать второй железнодорожный

отвальный тупик. На III этапе формирования выработанного пространства горные работы понижаются до отметки - 315,0 м. В этом положении имеется возможность укладки 51,4 млн. м³ пород вскрыши. Длина фронта отвальных работ достигает 1000 м.

Для объединения локальных отвалов в карьере №1 и №2-бис и увеличения общей их вместимости следует использовать площадку между ними в районе железнодорожного пути (IV этап). Площадь основания по земной поверхности этого участка составляет около 260 тыс. м². В пределах отметок + 80,0 ... + 110,0 м на его площади возможно засклалировать 6,5 млн. м³ пород вскрыши. Верхнюю пло-

щадку внутрішнього отвала в кар'єрі №2-біс можливо підняти до рівня верхньої площадки рекультивованого Буршицького отвала (отм. + 110,0 м). В цьому випадку сумарна ємність об'єднаного отвала збільшиться до 115,9 млн. м³ в щільному тілі. Послідовність формування внутрішнього отвала в кар'єрі №2-біс передбачає залишення не засипаної площадки по гор. – 345,0 м (дно кар'єра по проекції). Це необхідно для відстроєння внутрікар'єрних транспортних комунікацій і розвитку горних робіт в майбутньому при розширенні меж кар'єрного поля в разі повного відводу річки Інгулець в нове русло.

Установлено, що вже на відмітці + 42,0 м існують площі, які можна засипати вскрышними породами. Передшляком цьому підготовка горизонту – 60,0 м і створення на ньому площадки упорної призми. Формування упорних призм здійснюється існуючими на підприємстві автосамосвалами і бульдозерами. Упорні призми формуються в дві стадії. Перша передбачає створення призми, яка в сеченні має вигляд трапеції. Друга стадія – нарощування додаткової висоти призми. Експлуатація автомобільного транспорту при цьому передбачає створення ограджуєчого вала, для безпеки ведення робіт.

В процесі складування порід вскрыши упорна призма дозволяє забезпечити безпечну роботу транспортно-отвального обладнання для одночасної роботи нижележачого отвального яруса. Це дозволяє формувати I етап засипки виробленого простору трьома чередями (див. рис. 3): 1 чередя – засипка горизонту з відміткою +42,0 м з формуванням упорної призми на нижній площадці з відміткою – 60,0 м; 2 чередя – засипка горизонту до упорної призми; 3 чередя – засипка єдиним отвальним фронтом до горизонту з відміткою – 180,0 м з попереднім формуванням на ньому площадки упорної призми. Загальний об'єм складування на I етапі – 4,3 млн. м³. Далі засипка кар'єра №2-біс відбувається поступово за міру підвигання фронту горних робіт на север з формуванням виробленого простору по дну кар'єра.

Інтенсифікація обробки кар'єра №2-біс в південному кінці забезпечується з залученням додаткового горного обладнання. З метою зменшення значення поточного коефіцієнта вскрыши вміщуючі породи розробляються послідовними етапами з нахилом вскрышних горизонтів к продольній осі рудної залежки під кутами:

– по лежачему боку ω_n (град)

$$\omega_n = \arctg \frac{(H_n + h)(ctg\beta_m - ctg\gamma) - 0,5m_z}{\ell_\delta + H_k ctg\beta_m}$$

– по висячому боку ω_a (град)

$$\omega_a = \arctg \frac{(H_i + h)(ctg\beta_\delta + ctg\gamma) - 0,5m_a}{\ell_a + H_e ctg\beta_\delta}$$

де H_n – потужність покриваючих порід вскрыши, м; h – висота робочої зони кар'єра, м; γ – кут падіння рудної залежки, град.; m_z – горизонтальна потужність рудної залежки, м; ℓ_δ – довжина рудної залежки по дну кар'єра, м; β_m – кути відкосу кар'єра в торці, град.

Діагональне розташування етапів к простору рудної залежки дозволяє вести горні роботи з поступовим зростаючим графіком виїмки порід вскрыши. При цьому економічна ефективність експлуатації глибоких кар'єрів досягається за рахунок виїмки мінімально необхідних об'ємів вскрыши поряд з добутою рудою на проектному рівні.

З календарного плану обробки південного ділянки кар'єра №2-біс випливає, що його засипка в межах I череди здійснюється в період 1,6 років з урахуванням продуктивності отвального екскаватора 1 млн. м³ в рік. Отвал 2 череди формується в період 1 року, 3 череди – 1,6 років. До 2024 г. в кар'єрі ведеться добування корисного копалини і вилучення вскрыши переважно по південному і північному ділянкам кар'єрного поля. Починаючи з 2025 г. всі роботи виконуються тільки в центральній і північній частині кар'єра. При цьому об'єм добуваної руди на північному ділянці зростає до 10 млн. т/рік. Об'єми вилучуємих вскрышних порід до 2024 г. на північному ділянці підтримуються на рівні 414 тис. м³/рік.

Після обробки південного ділянки кар'єра до отм. – 240,0 м об'єми виїмки вскрышних порід зростають за рахунок залучення в експлуатацію звільнюємих екскаваторів.

Об'єм засипки кар'єра №2-біс і формування внутрішнього отвала планується до 2019 г. на рівні 500 тис. м³/рік. Починаючи з 2020 до 2024 гг. при формуванні внутрішнього отвала III етапу продуктивність отвального екскаватора підтримується на рівні одного млн. м³. В 2025 г. існує можливість експлуатувати на внутрішньому отвальній другий екскаватор і таким чином збільшити річну продуктивність засипки виробленого простору до 2 млн. м³. В цей період на горизонті з отм. – 240,0 м можливо укласти 50,7 млн. м³ вскрышних порід. При роботі двох отвальних екскаваторів з загальною продуктивністю 2 млн. м³ в виробленому просторі кар'єра можливо укладати вскрышу в внутрішній отвал на протязі 25 років.

В загальному к 2050 року в виробленому просторі кар'єра буде розміщено 115 млн. м³ вскрышних порід. К цьому часу кар'єр №2-біс в проектних контурах буде оброблений. При необхідності, оброблений кар'єр №2-біс може бути засипаний повністю. При окремому складуванні відходів виробництва окислені кварцити можуть укладуватися в яруси висотою 30 м безпосередньо з рівня земної поверхні до відмітки + 110,0 м і вище. Таке розташування отвала дозволить організувати їх повторну розробку без додаткових затрат.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Л.Н. Шириним 06.04.09

УДК 622.235.5

А.В. Чернай, А.К. Ищенко

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ КОНСТРУКЦИИ ШПУРОВЫХ ЗАРЯДОВ НА МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ НАПРЯЖЕННЫХ СРЕД ВЗРЫВОМ

Розглянуто результати експериментальних досліджень, виконані за допомогою швидкісного фотореєструючого приладу, особливостей руйнування напруженого середовища зарядами ВР різноманітних конструкцій.

Рассмотрены результаты экспериментальных исследований, выполненных с помощью скоростной фоторегистрирующей установки, особенностей разрушения напряженных сред зарядами ВВ различных конструкций.

The results of experimental researches, executed by the high speed photoregistration setting, features of destruction of tense environments the charges of explosive of different constructions are considered.

Введение. Анализ современного представления о разрушении статически напряженных сред взрывными нагрузками и практики ведения буровзрывных работ (БВР) при проходке выработок на глубоких горизонтах шахт позволяет сделать вывод, что одной из причин существенной разницы в эффективности действия взрыва может быть природное поле статических напряжений и его изменения в зоне действия взрыва вблизи свободной поверхности выработки. Вместе с тем, вопросы взаимодействия статических и динамических полей напряжений, возникающих при взрыве заряда ВВ в среде, исследованы еще недостаточно полно, что значительно осложняет совершенствование технологии взрывного разрушения напряженных горных пород на глубоких горизонтах шахт Донбасса. В связи с вышеизложенным, исследование процесса разрушения статически напряженной среды под воздействием взрывных нагрузок и разработка научно обоснованных параметров БВР для проведения выработок в напряженных горных породах являются актуальными.

Состояние проблемы. Развитие методов подземной добычи полезных ископаемых связано с освоением все более глубоких горизонтов, снижение эффективности добычи которых вызвано усложнением горно-геологических и горнотехнических условий разработки, обусловленных возросшими статическими напряжениями в горном массиве. Так, за последние 30 лет в Донбассе средняя глубина разработки при добыче угля на шахтах увеличилась на 160 м и достигла 625 м, а максимальная 1320 м. При этом показатели подготовки новых добычных горизонтов в статически напряженном горном массиве снизились в несколько раз, стоимость строительства шахт увеличилась в 1,5-2,0 раза, себестоимость угля до 20%, а производительность труда упала на 15-17% [1, 2].

Анализ состояния подготовительных выработок, заложенных на глубинах более 600 м, в породах с пределом прочности на сжатие до 50 МПа, установлено, что еще на стадии строительства шахт или новых горизонтов они перекрепляются по 2-3 раза. Поэтому по технико-экономическим соображениям на больших глубинах они закладываются в наиболее

прочных породах-песчаниках. На глубинах свыше 700 м эти породы подвержены высокому горному давлению и содержат под большим давлением газ. Проведение выработок в наиболее устойчивых к горному давлению напряженных газонасыщенных песчаниках сопровождается выбросами пород и газа, которые приводят к тяжелым социально-экономическим последствиям, сопровождаются дроблением и отбросом породы, выделением значительного количества метана. Сила выбросов породы и газа достигает 34 МН, объем выделившегося газа возрастает до 15 тыс. м³.

Существующие традиционные технологии и средства проведения выработок и выемки полезных ископаемых, основанные на необходимости разрушения и дробления пород, как инертного материала, являются обычно источником и причиной активации сил горного давления. Непосредственно при техногенном воздействии на массив в процессе ведения горных работ на больших глубинах или в напряженном горном массиве происходит самопроизвольное динамическое его разрушение за счет запасенной массивом энергии горного давления.

Аналитическими исследованиями установлено [3-6], что в напряженном массиве происходит накопление огромных запасов потенциальной энергии, которая описывается выражением

$$\Delta \dot{Y} = \frac{1}{2} \int \sigma_{ni0} u_i dS_i,$$

где σ_{ni0} – напряжение на поверхности S_i , действовавшие до внедрения в массив; u_i – смещения на S_i , вызванные внедрением.

Если учесть их для подготовительной выработки с радиусом ее кривизны a , то в призабойной ее области приток энергии, отнесенной к единице длины выработки, определяется зависимостью

$$\Delta \dot{E} = \frac{2a^6 \pi D (K \gamma H)^2}{3(6D + \sigma_z^0 h a^2)^2} \left[\left(\frac{1}{2} - \frac{z}{h} \right)^3 - \frac{\sigma_0}{K \gamma H} \right]^2,$$

где D – жесткость пород; K – коэффициент, учитывающий изменение напряжений в зоне нарушения,

наличие газа под давлением и т.п.; σ_0 – напряжение, по величине соответствующее напряжениям отрыва; σ_z^0 – напряжение начального равновесного состояния; z – координата по оси выработки.

Выполненный анализ [1-6] действия выделившейся внутренней энергии, которая проявляется при разрушении материала, выбросах, угля, пород, солей, карналлита и др., показал что ее величина может достигать 10^4 - 10^6 Дж/м³ в течение десятка секунд. При горных ударах накопленная энергия расходуется на разрушение значительных объемов горного массива (хрупких прочных пород, солей, руд и др.) на породных площадках до сотен тысяч квадратных метров. Значение выделяющейся энергии достигает 10^5 - 10^7 Дж за один цикл разрушения.

Таким образом, запасенная энергия горного массива, воздействуя в виде сил горного давления в окрестности выработки, производит огромную работу, которая при неуправляемых процессах ее освобождения реализуется в различных отрицательных проявлениях, связанных с разрушением горного массива. Во время проведения горных выработок и выемке полезных ископаемых приходится затрачивать огромное количество энергии на разрушение и дробление пород или массива как инертной среды. Например, при проведении выработок по породам с пределом прочности на сжатие 60-70 МПа для разрушения 1 м³ массива горных пород затрачивается энергии порядка 15-20 МДж/м³. Ниже приведена энергоемкость отбойки горных пород с различной прочностью:

$\sigma_{сж}$, МПа.....	70	100	150	190	230	270
\mathcal{E} , МДж/м ³ ...	14,4	20,9	32,4	57,6	93,6	108,0

Исходя из вышеизложенного, следует, что повышение эффективности взрывных работ и управление разрушением горных пород при проведении подготовительных выработок в статически напряженном горном массиве невозможно без дальнейшего совершенствования традиционных и разработки новых способов их ведения [7-12]. Они должны обеспечить увеличение подвигания забоя за цикл взрывания при максимальном росте коэффициента использования шпуров (КИШ), дроблении и компактном расположении их в забое выработки, снижении повреждения постоянного крепления. Основная особенность таких способов базируется на улучшении *технологических факторов*, а именно: применении новых конструкций шпуровых зарядов, обосновании их параметров с учетом статического поля напряжений горного массива; использовании в конструкции шпуровых зарядов забойки на основе новых высокоэффективных материалов – расширяющихся твердеющих смесей; установление эффективности расположения врубовых зарядов в забое выработки и интервалов времени замедления при взрывании врубовых, отбойных, вспомогательных и оконтуривающих шпуровых зарядов; *энергетических* – свойства и удельный расход применяемых ВВ.

Цель работы – провести в лабораторных условиях экспериментальные исследования механизма раз-

рушения напряженных сред взрывом зарядами ВВ различной конструкции.

Методика и результаты исследований. Для исследования особенностей механизма взрывного разрушения горного массива зарядами ВВ различных конструкций важно знать качественную картину процесса распространения волн напряжений, скорость истечения газообразных продуктов детонации, время начала вылета забойки из шпура, что позволит установить основные закономерности взаимодействия зарядов с разрушаемой средой при взрывании последних.

Для качественного изучения процесса возникновения и распространения волн напряжений, а также характера трещинообразования в объемных моделях из органического стекла при разрушения среды взрывом зарядов ВВ различных конструкций нами проведены лабораторные исследования совместно с ИГТМ НАН Украины с использованием метода скоростной фоторегистрации процесса в сочетании с поляризационно-оптическим методом исследования напряжений в режиме лупы времени. Характер разрушения модели регистрировали с использованием специального стенда, который состоит из фоторегистрирующей установки СФР-2М, импульсной лампы ИСШ-300, системы линз, фокусирующих световой поток, пульта управления, взрывной камеры, батареи накопительных конденсаторов и электронного прибора для синхронизации взрыва заряда ВВ в модели со вспышкой импульсной лампы, общий вид которого приведен на рис.1.



Рис. 1. Стенд для скоростной фоторегистрации быстропотекающих процессов

Характер разрушения испытываемых моделей фиксировали на фотопленку чувствительностью 400-800 ед.

Представим, что модель (горный массив) ведет себя как упругое тело, вплоть до момента разрушения, причем напряженное состояние, проявляющееся при взрыве заряда в кубической модели, отображает напряженное состояние, возникающее при взрыве удлиненного заряда ВВ в тонком слое массива. Поэтому экспериментальные исследования в лабораторных условиях проводились на моделях кубической формы с размером 200x200x150 мм, который

выбран исходя из размера поля зрения камеры СФР-2М. Основные требования к модели среды – обеспечение возможности наблюдать процесс трещинообразования и сдвигения во времени, а также снижение откольных явлений по контуру модели во время взрыва заряда ВВ.

В подготовленных к исследованиям моделях в центре одной из граней сверлили шпур длиной 85 мм и диаметром 5 мм. Выбор такого диаметра объясняется тем, что использование штатных смесевых ВВ, применяемых в промышленных условиях, не обеспечивает стабильность детонации зарядов в экспериментальных взрывах из-за больших значений критического диаметра. Поэтому в качестве ВВ использовали смесевые заряды на основе тэна, имеющего малый критический диаметр (2-4 мм), при котором стабильно развивается процесс детонации ВВ.

Для формирования колонки удлиненного цилиндрического заряда с изменяющимися детонационными характеристиками к базовому ВВ – тэну нами добавлялись различные массовые доли твердого ракетного топлива (ТРТ). Согласно экспериментальным данным, по замеренным скоростям детонации этих смесей рассчитывались параметры ВВ, характеризующие их воздействие на среду, и определялись рациональные соотношения смесевых зарядов по устойчивости детонации. В данном случае выбрано соотношение равное 80% тэна + 20% ТРТ. Параметры этой смеси согласно работы [13] следующие: скорость детонации $D = 4900$ м/с, расчетное давление на стенки зарядной полости $P_c = 2,81$ ГПа, теплота взрыва $Q = 4910$ кДж/кг, акустический импеданс ВВ $\rho_{вв} D = 0,46 \cdot 10^7$ кг/(м²с), плотность ВВ $\rho_{вв} = 935$ кг/м³. Масса смесевых зарядов во всех экспериментах составляла 200 мг, а длина его – 20-22 мм. Иницирование зарядов производили при помощи нихромового мостика с навеской азиды свинца массой 10 мг.

Методикой экспериментов предусматривалось установление параметров съемки. Так, допустимое смещение изображения на фотопленке рассчитывали по формуле

$$\Delta = \frac{1}{0,7N},$$

где N – разрешающая способность пленки, лин/мин.

Скорость смещения изображения на фотопленке определяли согласно уравнения

$$v_{см} = v\beta,$$

где v – скорость развития взрыва; β – масштаб съемки (поперечное увеличение).

Отсюда можно найти время экспонирования одного кадра

$$t_{эк} = \frac{\Delta}{v_{см}} = \frac{1}{v\beta N \cdot 0,7},$$

и частоту съемки

$$\nu = 0,7v\beta N.$$

Следует различать время экспонирования одного кадра $t_{эк}$ и период смены соседних кадров T . Практически время $t_{эк}$ всегда будет меньше периода T , в свя-

зи с чем следует ввести понятие скважности, определяемое по уравнению

$$\mu = \frac{T}{t_{эк}},$$

следовательно, формула для определения частоты съемки примет вид

$$\nu = \frac{1}{\mu t_{эк}} = \frac{0,7}{\mu} v\beta N.$$

Считая, что ко времени окончания съемки изображение заполнит весь кадр, выразим масштаб съемки через

$$\beta = \frac{b_2}{D_{max}} = \frac{f_k}{L},$$

где b_2 – размер кадра; D_{max} – максимальный размер объекта съемки; f_k – фокусное расстояние камеры; L – расстояние до объекта съемки.

Принимая абсолютную ошибку измерения на пленке равной величине $\Delta = 1/N$, определяемой фотографическим разрешением камеры, выразим среднюю относительную ошибку измерения так:

$$\delta_{cp} = \frac{\Delta}{b_2/2} 100\% = \frac{200}{b_2 N}, \%$$

Учитывая β и δ_{cp} в формуле для определения частоты съемки, получим

$$\nu = \frac{0,7}{\mu} \cdot \frac{200v}{D_{max} \delta_{cp}}.$$

Найдем полное время регистрации t_n и общее число кадров P , исходя из скорости распространения процесса v и частоты съемки ν . Полное время регистрации

$$t_n = \frac{D}{2v_{cp}},$$

общее число кадров – $D = \frac{t_n}{\mu t_{эк}}$.

Расчеты по приведенным формулам дают следующие значения параметров съемки: для волнового процесса (при $v = 2800$ м/с, $D = 0,15$ м, $\mu = 1,2$; $\delta_{cp} = 2\%$) $\nu = 1 \cdot 10^6$ кадр/с, $t_n = 2,7 \cdot 10^{-5}$ с, $P = 27$ кадров; для процесса трещинообразования (при $v = 840$ м/с) $\nu = 3,3 \cdot 10^5$ кадр/с, $t_n = 9 \cdot 10^{-5}$ с, $P = 30$ кадров. В процессе экспериментов было установлено, что оптимальные параметры скорости киносъемки для анализа процесса разрушения среды, времени начала вылета забойки, характера трещинообразования среды от взрыва заряда ВВ составили соответственно $\nu = 15 \cdot 000$ кадр/с и $\nu = 30 \cdot 000$ кадр/с.

Подрыв и синхронизация процесса регистрации взрыва заряда ВВ в разрушаемой среде осуществлялся путем включения в схему работы стенда специального электронного прибора для синхронизации работы камеры и импульсной лампы, до выхода ее на режим с задержкой по времени подрыва электротонаторов. Структурная схема системы представлена на рис. 2

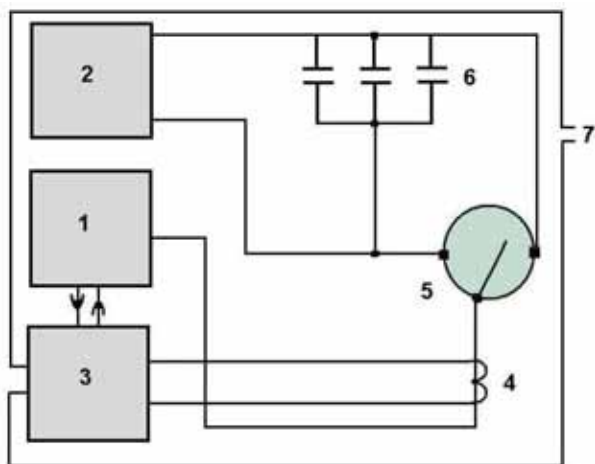


Рис. 2. Блок-схема подрыва и синхронизации процесса разрушения напряженных сред взрывом с ее фоторегистратцией: 1 – пульт управления камеры СФР-2М; 2 – источник высокого напряжения; 3 – прибор синхронизации и задержки подрыва электродетонаторов; 4 – катушка запуска прибора синхронизации; 5 – импульсная лампа ИСШ-300; 6 – магазин конденсаторов; 7 – электродетонатор

Принцип работы схемы следующий. От высоковольтного источника питания 2 заряжается магазин конденсаторов 6 до напряжения 3 кВ. В момент подачи поджигающего импульса от генератора с пульта управления 1 камеры СФР-2М происходит разряд конденсаторов 6 на импульсную газонаполненную лампу 5 с последующим запуском прибора синхронизации и задержки 3 катушкой 4, в которой наводится ЭДС от импульса, протекающего через ее контур на импульсную лампу. Через время задержки, установленное на пульте прибора 3, происходит иницирование заряда ВВ в модели электродетонатором 7.

В пробуренных зарядных полостях моделей формировались различные конструкции зарядов: с песчано-глинистой забойкой, глинистой, песчаной [14] и смесевой забойкой, расширяющейся при твердении, основным компонентом которой является природный ангидрид (сульфат кальция $CaSO_4$) с добавлением хвостов – отходы обогащения угля [15]. Длина исследуемой забойки в скважине находилась в пределах 6-10 диаметров заряда. По результатам киносъемки процесса разрушения моделей изготовлены кинограммы, представленные на рис. 3.

Как видно из рис. 3, для всех серий экспериментов на первых кадрах регистрации процесса, через 10 мкс после детонации заряда, распространяющийся впереди фронт ударной волны, отражаясь от стенки скважины и воздействуя на разрушаемую среду, создает волну напряжений, распространяющуюся вдоль оси заряда к свободным поверхностям модели, способствует развитию системы трещин. И уже к 68 мкс формируется сеть трещин вдоль всей колонки заряда.

Дальнейшие кадры показывают нарастание трещинообразования и увеличение полости разрушения модели, начиная от торца зарядной полости как вглубь модели, так и в направлении к ее устью. Объемы полости разрушения зависят от типа применяемой забойки в конструкции заряда ВВ. Установлено, что граничное время начала вылета забойки из песка, глины и песчано-глинистой смеси соответствует 340-380 мкс, а для забойки из твердеющей смеси – 450-480 мкс.

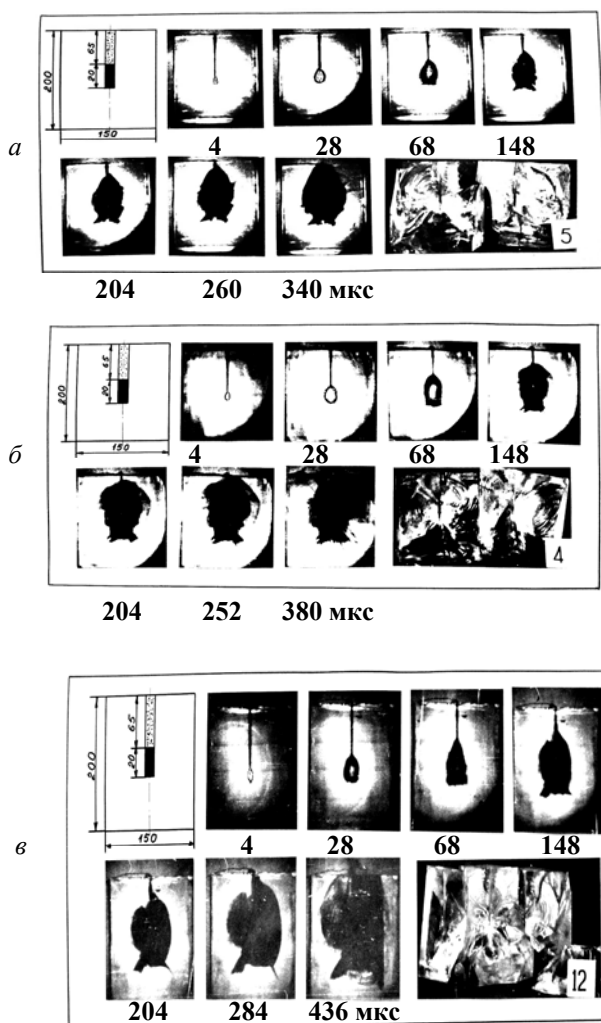


Рис. 3. Кинограмма процесса разрушения моделей зарядами ВВ: а – с песчано-глинистой забойкой; б – забойкой из песка; в – забойкой из твердеющей смеси

Анализ взрывов сплошного заряда (рис. 3), например, с песчано-глинистой забойкой (рис. 3,а) показывает, что фронт разрушения среды принимает овальную форму в начале развития процесса (4-68 мкс), а в донной части шпура формируются и распространяются явно выраженные трещины вглубь забоя за область проектируемого разрушения на глубину до 3-5 диаметров шпура. Несколько иная картина процесса разрушения среды наблюдалась при взрыве заряда с песчаной забойкой (рис. 3,б). Трещи-

ны вглубь массива уменьшаются и имеют тенденцию отклонения от оси шпура, тогда как в сторону устья шпура увеличивается объем предполагаемой воронки разрушения с образованием развитой системы трещин разной направленности. Анализируя разрушение моделей зарядами ВВ с забойкой из твердеющей смеси (рис. 3,в), наблюдается формирование трапециевидного фронта разрушения с развитием трещин как вглубь массива, так и увеличение воронки разрушения к устью шпура.

Также исследованиями установлено, что совершенно иная картина разрушения модели наблюдается на завершающем этапе развития процесса. Так, фронт разрушения, движущийся по модели от взрыва смесового заряда ВВ с забойкой из твердеющей смеси, имеет сложную конфигурацию, состоящую из ориентированной системы трещин в торцевой части заряда, имеющего форму усеченного конуса, направленную большим основанием вглубь модели под углом $45-50^{\circ}$, с увеличением зоны разрушения до 20-30 относительных радиусов заряда и радиуса воронки выброса в зоне устья шпура.

Выводы и направление дальнейших исследований. Экспериментальные исследования показали, что применяемая при взрывании зарядов забойка из твердеющей смеси на 20% увеличивает время нахождения ее в шпуре в сравнении с другими конструкциями зарядов, создавая надежное запирающее действие продуктов детонации. При этом длительность запирающей зарядной полости возросла до 100 мкс по сравнению с забойкой из песка, песчано-глинистой смеси и др. Эти данные позволяют сделать вывод о том, что применение твердеющей забойки в конструкциях зарядов ВВ при разработке паспортов БВР повысит эффективность проведения выработок за счет снижения удельного расхода ВВ, увеличения КИШ и безопасности ведения взрывных работ. По результатам исследований планируется проведение опытно-промышленных экспериментов по оценке эффективности использования конструкций зарядов с забойкой из твердеющей смеси на глубоких шахтах Центрального и Восточного Донбасса.

Список литературы

1. Зорин А.Н. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых / Зорин А.Н., Халимендик Ю.М., Колесников В.Г. – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2001. – 413 с.
2. Зорин А.Н. Управление динамическими проявлениями горного давления / Зорин А.Н. – М.: Недра, 1978. – 175 с.
3. Зорин А.Н. Механика управления гетерогенным упруго-наследственным горным массивом / Зорин А.Н., Колесников В.Г., Долинина Н.Н. – К.: Наук. думка, 1981. – 288 с.

4. Потураев В.Н. Физико-технические аспекты разрушения горных пород и проблемы геомеханики / Потураев В.Н., Булат А.Ф., Колесников В.Г. // ФТПРМП. – 1991. – № 2. – С. 61-68.
5. Колесников В.Г. Управление разрушением напряженных пород с позиций динамической микромеханики / Колесников В.Г. // Геотехническая механика. – 1997. – Вып. № 3. – С. 14-18.
6. Бондаренко В.И. Определение параметров проявлений горного давления в выработках шахт Западного Донбасса / Бондаренко В.И., Симанович Г.А., Ковалевская И.А., Поротников В.В. // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 6. – С. 6-8.
7. Ефремов Э.И. Взрывное разрушение выбросоопасных пород в глубоких шахтах / Ефремов Э.И., Харитонов В.Н., Семенюк И.А. – М.: Недра, 1979. – 253 с.
8. Харитонов В.Н. Управляемое разрушение напряженных и выбросоопасных пород / Харитонов В.Н., Семенюк И.А., Черныгина Л.Ф. – М.: Недра, 1982. – 176 с.
9. Денисенко А.Н. Разработка способов взрывного разрушения пород с учетом напряженного состояния при проведении подготовительных выработок в глубоких шахтах Донбасса: автореф. дис. на соискание учен. степени канд. техн. наук: спец 05.15.11 «Физические процессы горного производства» / А.Н. Денисенко. – Д., 1987. – 20 с.
10. Жуйборода В.Н. Повышение эффективности буровзрывных работ при проведении выработок / Жуйборода В.Н., Налисько Н.Н., Зенин Н.Т. // Уголь Украины. – 1998. – № 3. – С. 13-14.
11. Ищенко К.С. Управление взрывным разрушением напряженных горных пород – один из путей снижения дальности разлета породы и повреждения постоянного крепления в забое подготовительной выработки / Ищенко К.С. // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 1. – С. 19-25.
12. Ищенко К.С. Повышение эффективности способов взрывного разрушения крепких напряженных пород при проведении выработок в шахтах / Ищенко К.С., Налисько Н.Н. // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 2. – С. 12-16.
13. Ефремов Э.И. Оценка эффективности действия смесевых зарядов ВВ с энергоактивными добавками / Э.И. Ефремов, В.М. Комир, В.А. Никифорова // Высокоэнергетическая обработка материалов. – Д., НГАУ. – 1999. – № 8. – С. 77-80.
14. Семенюк И.А., Оберемок О.Н. Взрывные работы на открытых разработках. – Д.: Промінь, 1975. – 55 с.
15. Пат. №89149 Украина, МКВ Е 21 F 15/00, Е 21 D 21/00; Сполука твердіної суміші для набійки свердловинних зарядів / Булат А.Ф., Перепелиця В.Г., Ищенко К.С. та ін.; заявник і власник патенту Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України; № 2007 09707; замовлен 28.08.2007 р.; надр. 25.03.2009 р.; Бюл. №6.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Соболевим 14.04.09

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ФОРМИРОВАНИЯ ОПАСНЫХ СИТУАЦИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

На пластах вугільної світи, при плануванні гірничих робіт, автори враховують умови розробки кожного шахтопласта, визначають у межах його площі наявність породних і техногенних аномальних зон і оцінюють потенційний рівень впливу цих зон на збільшення проявів гірського тиску в підготовчих і очисних виробках.

На пластах угольной свиты, при планировании горных работ, авторы учитывают условия разработки каждого шахтопласта, определяют в пределах его площади наличие породных и техногенных аномальных зон и оценивают потенциальный уровень влияния этих зон на увеличение проявлений горного давления в подготовительных и очистных выработках.

Authors consider conditions of working out of everyone minelayer, on layers of coal retinue at planning of mining works define presence of rock and technogenic abnormal zones within its area and estimate potential level of influence of these zones on increase in displays of mining pressure in preparatory and clearing working.

В связи с интенсификацией разработки свит угольных пластов на шахтах Донецкого и Карагандинского бассейнов обострился вопрос учета влияния горных работ соседних пластов на обеспечение безопасности труда.

В природном углевлещающем массиве действует неравномерное распределение напряжений, сформировавшееся в прошлые миллионы лет. В результате многократных тектонических подвижек земной коры в массиве образовались системы: крупных региональных нарушений разрывного типа; развитых мелкоамплитудных разрывных нарушений; различного рода складчатых (пликативных) изменений формы залегания пластов и вмещающих пород и т.д. В складчатых толщах действует повышенный уровень сжимающих напряжений в плоскости напластования пород. Величина действующих напряжений в силовом поле природного массива – это результат суммарного взаимодействия гравитационных и тектонических напряжений. На площадях тектонической нарушенности под воздействиями изменявшихся величин напряжений и температуры неоднократно менялись физико-технические свойства пластов и пород вмещающей толщи. Эти изменения сопровождалось увеличением микро- и макротрещиноватости горных пород, уменьшением их прочностных показателей, десорбцией газов и увеличением их внутрислового давления и т.д. Следовательно, в углевлещающем массиве еще до начала ведения горных работ образовались природные аномальные зоны или участки повышенных напряжений. При разработке пластов в таких зонах будет увеличенный уровень негативных проявлений горного давления.

При ведении горных работ нарушается равновесное состояние природного массива. Если выработка пройдена в природной аномальной зоне, то вполне очевидно, что при прочих равных условиях в ней будет больший уровень проявлений горного давления. Ведение очистных работ всегда сопряжено с образованием опорных зон. Они формируются у границ движущихся и остановленных очистных забоев (лав),

у границ угольных массивов, при оставлении целиков угля в выработанных пространствах и т.д. Во вмещающем массиве в пределах влияния опорных зон (в объемном представлении) возрастает уровень действующих напряжений: к значениям природных напряжений приплюсовывается прирост напряжений от воздействия опорной зоны. Влияние опорных нагрузок распространяется как в плоскости напластования, так и по нормали к напластованию в толщу вышелегающих и подстилающих пород. Рост напряжений в опорных зонах способствует дальнейшему увеличению трещиноватости и уменьшению прочности пласта и его боковых пород. Наиболее неблагоприятные геомеханические условия складываются при разработке пластов на площадях суммарного действия аномальных зон природного и техногенного происхождения.

Вышесказанное определяет геомеханическое правило разработки свит угольных пластов, заключающееся в первостепенном учете неравномерности распределения уровня напряжений в силовом поле вмещающего массива и определении мест расположения природных и техногенных аномальных зон в пределах площади конкретно разрабатываемого шахтопласта. Такое правило базируется на тектонофизических и технологических основах знаний причин и следствий проявлений горного давления в угольных шахтах.

На пологом падении в природном массиве гравитационные напряжения распределены по площади пласта практически равномерно в силу малых изменений глубины залегания разрабатываемых пластов. Гравитационные напряжения не являются причиной образования силовых аномалий и формирования в естественном массиве зон потенциально повышенных проявлений горного давления. В силовом поле природной аномальной зоны составляющая тектонических напряжений по величине всегда намного больше составляющей гравитационных напряжений. Такие зоны располагаются в пределах площадей пликтивно нарушенных областей или участков.

Вредные и опасные проявления горного давления в виде внезапных выбросов угля и газа, обрушений и выдавливания пород в выработках и т.д. обычно приурочены к местам действия больших изгибных (растягивающих) напряжений в толще пород природной аномальной зоны, подверженной воздействию горных работ. Часто в свитах очистные работы на первом надрабатываемом пласте (как защитном) ведут с опережением с целью разгрузки подстилающей породной толщи, вмещающей нижний пласт, склонный к газодинамическим явлениям или залегающий в слабых вмещающих породах. В надработанной породной толще эффективная дальность разгрузки или защитного действия по нормали к напластованию достигает примерно до 60-70 м при отсутствии в составе междупластья мощных и прочных пород-мостов (песчаников и известняков).

Предварительная надработка соседних пластов свиты сопровождается изменениями исходной структуры угля, заключающимися в образовании новых и развитии существующих систем макро- и микротрещин (происходит процесс геомеханической деструкции углей). Если расстояние между пластами малое, то при разгрузке происходит дегазация защищаемого пласта через трещины, образовавшиеся в породах междупластья. При большой мощности междупластья дегазация затруднена, но разгрузка и изменения структуры угля способствуют более равномерной и быстрой дегазации призабойной части выбросоопасного пласта в период его разработки [1, 2]. Следовательно, породная толща, вмещающая смежные пласты свиты, претерпевшая предварительную разгрузку и расположенная ниже и выше плоскости ранее отработанного пласта, в пределах эффективных дальностей защитного действия в своем измененном силовом поле (вглубь пород почвы и кровли) практически избавляется от воздействия природных тектонических напряжений. В такой толще произошло измене-

ние физико-технических свойств и уменьшение прочностных показателей пласта и вмещающих его пород, изменилось поведение газов в техногенно нарушенной среде.

На площади ранее отработанного пласта свиты оставленные целики или полосы угля и краевые части угольного массива и остановленных лав существенно осложняют ведение горных работ по добыче угля в смежных пластах, особенно при малых мощностях междупластий (примерно до 30-40 м). Во вмещающей толще целики и краевые части массива являются причиной формирования техногенных аномальных (опорных) зон повышенного горного давления. В толщах пород кровли и почвы процесс образования опорных зон протекает взаимосвязанно во времени и пространстве. Дальность влияния опорных зон в подстилающую толщу широко изучалась применительно к разработке свит выбросоопасных пластов [3, 4]. Установлено, что на пологих пластах вредное воздействие целиков в толще пород почвы по нормали к направлению достигает примерно 130 м и существенно зависит от их размеров. С увеличением глубины разработки наблюдается тенденция повышения влияния целиков, оставленных на соседних пластах, на выбросо- и завалоопасности разрабатываемых шахтопластов.

Деформирование смежных пластов и вмещающих их пород в опорных зонах протекает длительный период при воздействии переменных нагрузок. На первом этапе деформирование происходит при непосредственном ведении очистных работ (при выемке над- и подрабатываемого пласта), на втором – в течение многих месяцев или лет пребывания пласта и пород в зоне повышенного горного давления. Во времени изменение выбросоопасности надрабатываемого пласта [2] схематично можно пояснить с помощью рис. 1.

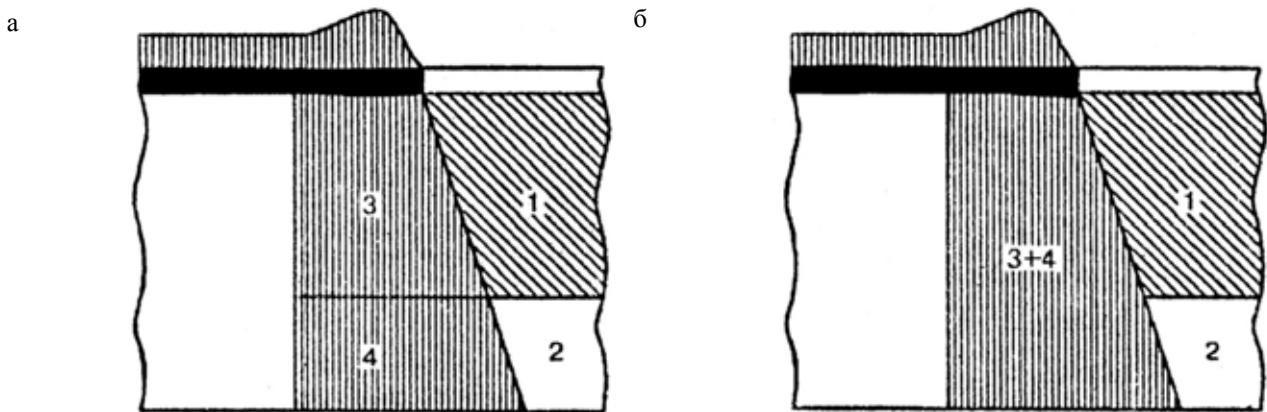


Рис. 1. Схема расположения техногенных зон в окружающем массиве вблизи краевой части угольного пласта: а – во время ведения очистных работ; б – в период длительного действия повышенного горного давления в опорной зоне

Участок рис. 1 является частью зоны разгрузки. В его пределах изменение структуры смежного пласта

и вмещающих пород происходит при непосредственном ведении горных работ на защитном пласте, оп-

ределяющем эффект защитного действия. Здесь смежный пласт и его вмещающие породы характеризуются высокой трещиноватостью и газопроницаемостью. Участок 2 – тоже часть зоны разгрузки, но в его пределах нет существенных изменений структуры пласта и пород. При этом изменение газодинамических свойств пласта связано с малым уровнем его разгрузки от горного давления. Участок 3 – зона повышенного горного давления (ПГД). Геомеханическая деструкция угля и пород здесь протекает во время формирования зоны ПГД. На участке 4 в период образования зоны 3 происходит в основном упругое деформирование. При длительном воздействии опорной зоны деформации на участке 4 переходят в пластические. В итоге участок 4 характеризуется повышенной нарушенностью угля и пород, а следовательно, возрастает потенциальная выбросоопасность смежного пласта и завалоопасность пород его кровли в опорной зоне. При этом важно отметить, что в сформировавшейся зоне ПГД, включающей участки 3 и 4 (см. рис. 1, б), в определенных условиях разработки смежного пласта может сохраняться повышенная выбросо- или завалоопасность даже при ликвидации опорного целика или краевой опорной зоны угольного массива.

Примером может служить опыт работы ряда шахт Донецко-Макеевского района Донбасса, осуществляющих отработку запасов выбросоопасного полого пласта h_8 свиты S_2^3 . Мощность пласта – в основном 0,7-0,9 м, непосредственная кровля – глинистый сла-

нец до 2,5 м, основная кровля – песчаник 7-15 м. Почва пласта сложена слоями глинистых и песчано-глинистых сланцев. Выше пласта h_8 на расстоянии по нормали 100 м залегает пласт h_{10} . Породы междупластья – перемежающиеся слои глинистых и песчано-глинистых сланцев и песчаников, глубина разработки примерно 600 м и более. Надрработка пластом h_{10} не обеспечивает эффективной защиты от выбросов при ведении горных работ на пласте h_8 . Разрыв во времени между надрработкой и разработкой пласта h_8 составляет от 0,5 до 20 лет.

На верхнем пласте h_{10} применяли комбинированную очередность отработки лав по варианту системы парных штреков (рис. 2). Первоначально выемка угля осуществлена 1-й и 2-й лавами. Оставленная полоса угля между выработанными пространствами этих лав обусловила формирование в подстилающей толще пород почвы зоны повышенного горного давления. Затем спустя не менее двух лет 3-й лавой произвели отработку запасов на площади ранее оставленной полосы. Несмотря на надрработку или разгрузку этой лавой нижнего пласта h_8 , при проведении пластового штрека в бывшей зоне ПГД произошло 13 выбросов угля и газа. Характерно, что в бывших зонах ПГД пласта h_8 частота и плотность выбросов в 3,9 и 1,2 раза выше, чем на площадях его участков, которые не были подвержены влиянию горных работ смежного пласта h_{10} .

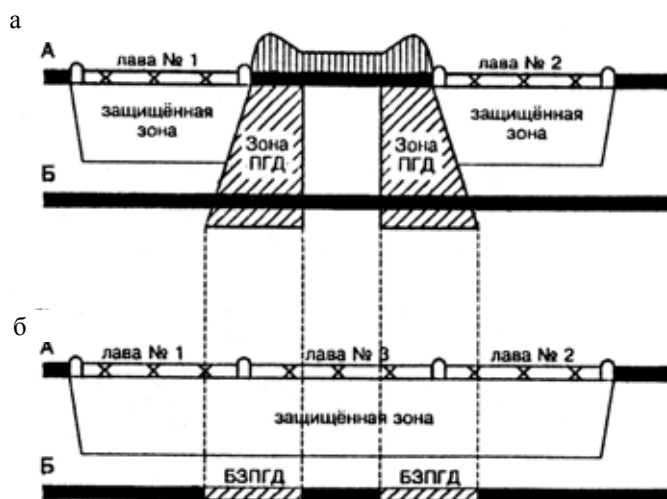


Рис. 2. Схема формирования опорных зон или участков повышенной выбросоопасности в бывших зонах повышенного горного давления (БЗПГД): а – при комбинированной очередности отработки лав на пласте h_{10} с оставлением угольной полосы; б – то же, после выемки полосы угля третьей лавой; 1, 2, 3 – номера лав; БЗПГД – участки повышенной выбросоопасности на пласте h_8 в бывших зонах ПГД

Сохранение в бывших опорных зонах пласта h_8 потенциально опасных геомеханических условий, образно говоря, является «памятью» выбросоопасности пласта, подвергавшегося в прошлом воздействиям повышенного горного давления. Данные опыта работы шахт показали, что для формирования выбро-

соопасной ситуации в опорной зоне необходимо не менее двух лет, чтобы после надрработки (разгрузки) этой зоны долгое время в ней сохранялась повышенная выбросоопасность. При расстояниях между нижним выбросоопасным и верхним влияющим пластами менее дальности защитного действия надрработки в

бывших зонах ПГД не зафиксировано проявлений выбросов угля и газа [2].

Проведение и поддержание горных выработок в опорных зонах, сформировавшихся в толще пород междупластья, связано обычно с повышенными проявлениями в них горного давления. Вредные и опасные проявления особенно сказываются при разработке сближенных пластов при расстояниях между ними примерно до 30-40 см по нормали. В пределах крыла шахтного поля, панели, блока или горизонта сближенные и близкозалегающие (расстояние до 80-100 см) пласты свиты, особенно на глубинах 500-600 м и более, лучше разрабатывать отдельно, осуществляя их предварительную наработку или подработку и без группирования на участковые подготовительные выработки.

Рядом ранее выполненных исследований установлена необходимость учета влияния целиков и краевых частей верхних (смежных) угольных пластов на возможные вредные проявления горного давления в очистных забоях. Такие проявления наблюдаются в форме снижения устойчивости пород непосредственной кровли в виде увеличения ее расслоения и трещиноватости, появления обрушений пород в призабойном пространстве лавы или увеличения их площади и высоты обрушений, зажатия «нажестко» секций механизированной крепи и т.д. В качестве критерия дальности влияния опорных зон повышенных напряжений вглубь подстилающей породной толщи по нормали в действующем нормативном Руководстве [5] принята длина зоны проявлений опорного давления в плоскости верхнего ранее отработанного пласта. Если целик или краевая часть угольного массива расположены, например, на глубинах более 800 м, то в очистных забоях подрабатывающих пластов влияние их может проявляться при мощностях междупластья до 200 м.

Следует обратить внимание еще на один выявленный аспект разработки свит пологих угольных пластов, базирующийся на вековой практике производства горных работ в Донецко-Макеевском районе Донбасса. В этом районе разрабатывают пласты 4-х свит среднего карбона: C_2^3 – смоляниновская – самая нижняя; C_2^7 – горловская – верхняя; между ними в восходящем порядке залегают свиты C_2^5 – каменная и C_2^6 – алмазная. На глубинах до 500-600 м уже отработаны наиболее продуктивные пласты верхних угленосных свит. В настоящее время ряд шахт добывает коксующийся уголь из пластов мощностью более 1 м на глубинах 900-1400 м. Исторически сложилось так, что на отдельных площадях района горные работы осуществляются под давно техногенно нарушенной толщей пород. При этом разрыв во времени между выемкой запасов в верхних и нижних пластах исчисляется десятилетиями.

В связи с неполнотой извлечения запасов в пластах верхних свит (оставлены целики угля, краевые части угольных массивов и т.д.) и влиянием времен-

ного фактора в подрабатываемой толще сформировались зоны повышенного горного давления и разгрузки. В таких сложных условиях степень вредных геомеханических проявлений зависит от сочетания большого количества факторов. Среди них доминирует расстояние по нормали от подрабатываемого пласта до техногенных зон повышенных напряжений. Известно, что с увеличением мощности междупластья уменьшается вредное и опасное влияние верхних «старых» зон опорного давления.

Необходимо отметить, что при ведении горных работ на глубинах примерно до 500-600 м среди специалистов сложилось следующее достаточно твердое мнение. Если пласты одной или разных свит отрабатывают в нисходящем порядке и мощность междупластья равна примерно 100 м и более, то очистные работы в подрабатываемом пласте можно планировать и вести независимо от наличия старых выработанных пространств и целиков угля в них в верхней части подрабатываемой толщи пород. Однако на глубинах 900-1000 м и более такой подход к ведению горных работ в далеко залегающих пластах не согласуется с данными практики работы шахт [6].

В ранее отработанных пластах верхних свит на глубинах до 500-700 м часто выемку угля в каждом из них вели традиционно только с соблюдением нормативных требований как при разработке одиночного пласта. При этом оставлено большое количество целиков и краевых участков угольных массивов. Теперь при разработке, например, выбросоопасного пласта h_6^1 мощностью 1,1-1,3 м самой нижней свиты C_2^3 на глубинах 900-1000 м и более оказалось, что в проекции на плоскость этого пласта расположение техногенных опорных зон ПГД весьма хаотичное. Расстояние по нормали от пласта h_6^1 до оставленных в верхних пластах целиков угля составляет от 400 до 800 м. Нередко целики в смежных верхних пластах располагаются в створе (в объемном представлении).

В таких геомеханических условиях наблюдается большая опасность газодинамических проявлений. Так, при выемке угля 3-й восточной лавой западной панели шахты им. А.А. Скочинского в её подготовительных выработках произошло 69 внезапных выбросов угля и газа, из них 48 – в вентиляционном штреке и 21 – в откаточном. Штреки проводили вслед за подвиганием лавы, которую отрабатывали на глубине 1100 м как одиночную (она не примыкала к ранее выработанным пространствам). Наибольшая скученность мест проявлений выбросов приурочена к участкам штреков, которые расположены в створе воздействия совмещенных целиков в двух верхних пластах. Целики – штампы более 20 лет передавали опорное давление в толщу междупластья.

Механизм влияния опорных зон на проявления горного давления в выработках далекозалегающих нижних пластов заключается в следующем. Оставленные целики и краевые части угольных массивов пригружены опорным давлением, которое в 2-5 раза и более выше геостатического. Многие годы в подсти-

лающей толще пород почвы формируются зоны повышенных напряжений и смежные зоны разгрузки. Между ними имеются переходные или так называемые зоны изгиба. В последних породы подвержены деформациям сжатия и растяжения по нормали к напластованию, а также растяжения в плоскости напластования. Вследствие нарушения (деструкции) структуры пород опорное давление в большей степени концентрируется под целиками и краевыми частями массива (уменьшается его рассеивание в плоскости напластования). С течением времени возрастает дальность распространения зон повышенного горного давления в толщу пород междупластья. При ведении очистных работ в подрабатываемом пласте нарушается равновесное состояние пород окружающего массива и происходит в нем перераспределение напряжений. Краевые части угольного массива, окружающего выработанное пространство лавы, пригружаются опорным давлением, которое действует как в плоскости пласта, так и распространяется в глубину налегающих пород междупластья. На глубинах 1000-1500 м длина зоны проявлений опорного давления в плоскости напластования в 1,7-2 раза больше, чем в сопоставимых условиях на глубинах 500-600 м. Это значит, что в междупластье влияние опорной зоны также возрастает примерно в 1,7-2 раза. В связи со сказанным, на больших глубинах существенно возрастает вероятность объединения (слияния) в толще пород междупластья опорных зон повышенных напряжений даже при залегании пластов на достаточно больших расстояниях друг от друга.

В подрабатываемой толще пород, особенно в ее давно техногенно нарушенной части (по мощности), невозможно изменить сложившуюся обстановку и управлять параметрами старых опорных зон повышенных напряжений в породах междупластья. Поэтому предотвращение или уменьшение вредных и опасных влияний таких зон на степень проявлений горного давления в выработках подрабатываемого пласта практически всецело зависит от применения на этом же пласте эффективных путей, способов и технологий уменьшения горного давления при ведении очистных работ.

Выводы. На пластах угольной свиты при планировании горных работ необходимо учитывать условия разработки каждого шахтопласта, определять в пределах его площади наличие природных и техногенных аномальных зон и оценивать потенциальный уровень влияния этих зон на увеличение проявлений горного давления в подготовительных и очистных выработках. В сравнимых условиях наибольшие отрицательные проявления горного давления наблюдаются в выработках смежного нижнего пласта, когда они располагаются в створе совместного действия аномальных зон природного и техногенного (опорного) происхождений.

При мощности пород междупластья большей дальности защитного действия надработки (более 60 м) и наличии в верхнем пласте целика или полосы угля с течением времени в подстилающей толще пород почвы увеличивается глубина распространения отри-

цательного влияния опорной зоны ПГД. В нижнем пласте на площади воздействия опорной зоны происходит геомеханическая деструкция угля. При залегании нижнего выбросоопасного пласта на расстоянии 100 м от верхнего, воздействию на него в течение двух лет и более зоны ПГД, а затем его последующей разгрузки (после выемки полосы угля на верхнем пласте) в «бывшей» зоне ПГД сохраняется повышенная выбросоопасность пласта как «память» прошлых изменений напряжений в силовом поле вмещающего массива.

На глубинах 900-1000 м и более, независимо от расстояния по нормали между пластами свиты, ведение горных работ в них необходимо увязывать в пространстве и во времени. Понятие «далеко залегающие пласты» на таких глубинах достаточно относительное, особенно с учетом фактора времени и вероятности объединения верхних и нижних аномальных зон в породах междупластья. Вредные и опасные проявления горного давления обычно реализуются в местах створов забоев выработок подрабатываемого пласта с границами целиков (полос) или угольных массивов в верхних ранее отработанных пластах.

Анализ опыта разработки соседних смежных пластов свиты и проявлений при этом их динамической и газодинамической активности пластов является достоверной основой для оптимизации решений по выбору комплекса мер безопасности, как на стадии планирования, так и при выполнении производственных процессов в очистных и подготовительных забоях.

Список литературы

1. Новичихин И.А., Хилько В.В., Ильяшов М.А. Разработка свит выбросоопасных пластов. – К.: Техника, 1990. – 149 с.
2. Ильяшов М.А. Безопасная разработка свит угольных пластов, склонных к газодинамическим явлениям, в зонах повышенного горного давления. – Донецк: Донбасс, 1998. – 178 с.
3. Патент на винахід 50794. Спосіб визначення розмірів зони підвищеного гірничого тиску під час розробки світ викидонебезпечних вугільних пластів /Ільяшов М.О., Бобров А.І., Агафонов О.В. (Україна). Бюл. №11, 2002.
4. Ильяшов М.А., Скипочка С.И., Усаченко Б.М. Свойство пород угольных формаций в процессе своего разрушения проявляют дополнительную десорбцию связанных молекул метана. Диплом №275 на открытие №А-334 от 21 июля 2004 г.
5. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство КД 12.01.01.503-2001. – К.: Минтопэнерго Украины, 2002. – 142 с.
6. Зборщик М.П., Пилугин В.И. Влияние техногенных зон повышенных напряжений в подрабатываемой толще на проявления горного давления при отработке пологих пластов на больших глубинах // Уголь Украины. – 2005. – № 1. – С. 5-11.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 02.04.09

А.Д. Калько

АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ КЛАСИФІКАЦІЙ ЗАПАСІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН І МІНЕРАЛЬНО-СИРОВИННИХ РЕСУРСІВ

Проаналізовано існуючі класифікації запасів корисних копалин і мінерально-сировинних ресурсів.

Проанализированы существующие классификации запасов полезных ископаемых и минерально-сырьевых ресурсов.

In the article the analysed classifications of supplies and resources of useful minerals on the stage of geological study of bowels of the earth and development of deposits.

На стадії геологічного вивчення надр стає доступною інформація про форми, розміри і умови залягання тіл корисних копалин. Результатом виконання освоєння надр є оцінка запасів і прогнозних ресурсів. Необхідний ступінь вивченості залежить від складності геологічної будови родовища, етапу і стадії виконання геологорозвідувальних робіт, вимог інвестора і ін. Тому, незважаючи на відмінності, що існують в підходах до оцінки і класифікації запасів корисних копалин в різних країнах, загальне в них те, що виділені при цьому категорії запасів відображають різний ступінь їх готовності до освоєння (за умовами завершеності процесу геологічного вивчення й потенційної економічної ефективності їх розробки) [1].

Початок систематизації запасів і ресурсів мінеральної сировини був покладений в кінці XIX - початку XX ст. Спочатку термінологія була розроблена для запасів руд жильних родовищ з розсіяною мінералізацією, що відпрацьовуються підземним способом. Назви категорій в одній з перших класифікацій запасів мінеральної сировини Дж. Кендалла (1901-1902) були навіяні фактами англійської історії. Виділялися такі категорії "пуританських" ("puritan") і "роялістських" ("cavalier") запасів [2]. Термін "видима" руда (ore in sight) мав майже буквально значення. У 1909 р. були введені терміни, аналоги яких і донині використовуються в класифікаціях США, Великобританії, Франції і ФРН. Так, було запропоновано виділяти доведені запаси (proved ore, іноди proven ore), вірогідні запаси (probable ore) і можливі запаси руди (possible ore). Буквені індекси (A, B, C) для характеристики категорій запасів вперше були введені в Швеції в 1910 р. для підрахунку запасів залізних руд [3].

На початку 40-х років XX ст. відбулися зміни в методах і техніці проведення геологорозвідувальних робіт, механізації, видобутку. Розвідувальні підземні гірничі виробки через їх вартість витіснялися розвідувальними буровими свердловинами. Буріння дозволило прискорити процес розвідки. У 1943 р. для ідентифікації потенційних ресурсів в умовах війни Гірничим бюро і Геологічною службою США була запропонована нова класифікація "вимірених-обрахованих-ймовірених" ресурсів ("measured-

indicated-inferred"). У цій класифікації було вперше запропоновано виділяти запаси як частину ресурсів мінеральної сировини [2].

У дореволюційній Росії користувалися розділенням запасів на дійсні, вірогідні і можливі. Після революції було запропоновано кілька варіантів класифікації. У 1928 р. Геологічний комітет відмовився від спроб погоджувати застосовані раніше і численні нові класифікації і затвердив нову класифікацію, замінивши словесні вирази різних категорій запасів буквеними позначеннями (A₁, A₂, B, C₁, C₂) [3]. Потім класифікація кілька разів переглядалася.

Не дивлячись на різноманітність визначень, понять, назв категорій запасів і відповідних їм ознак, властивих класифікаціям різних країн, у світі склалися в основному два підходи до систематизації запасів і ресурсів мінеральної сировини. Ці два підходи можна характеризувати системами класифікацій, прийнятими в Росії (та країнах СНД) і США, оскільки більшість західних класифікацій мають багато загального з класифікацією США.

Система класифікації запасів родовищ і прогнозних ресурсів твердих корисних копалин, прийнята в Росії в 1997 р., схематично зображена на рис. 1, а [4]. Як і в попередній класифікації, основною ознакою віднесення запасів до тих або інших категорій є ступінь розвіданості запасів. У порівнянні з класифікацією 1981 р. у новій класифікації були зроблені такі зміни. Терміни "розвідані" та "оцінені" використовуються тепер для характеристики родовищ корисних копалин і не застосовуються більше до запасів категорій A, B, C₁ і C₂. Вимоги до вивченості технологічних, гідрогеологічних і гірничотехнічних властивостей запасів в новій класифікації використовуються при поділі родовищ корисних копалин на розвідані та оцінені. Економічне значення запасів визначається на підставі оцінки економічної ефективності їх освоєння в умовах конкурентного ринку. У новій класифікації виключено вимогу до наявності на стадії проектування підприємств затверджених балансових запасів з певними процентними співвідношеннями між різними категоріями запасів. Тепер раціональне співвідношення запасів різних категорій в розвіданих і оцінених родовищах,

достатнє для початку проектування гірничого підприємства, визначається надкористувачем.

Прикладом другого підходу до систематизації запасів і ресурсів мінеральної сировини є класифікація, прийнята в США [5]. У 1998-1999 рр. в неї була внесена низка поправок і доповнень. Основним принципом виділення категорій ресурсів і запасів є міра достовірності запасів. На рис. 1, б показаний зв'язок між категоріями запасів різної достовірності.

Як видно з наведених систем класифікацій ресурсів і запасів мінеральної сировини, обидва підходи ґрунтуються на виділенні категорій залежно від ступеня розвіданості (достовірності) запасів і передбачуваної економічної ефективності їх розробки. В той же час існує низка відмінностей. У класифікації США під запасами мається на увазі кількість вилучених запасів корисної копалини, тобто при їх оцінці враховуються втрати і збіднювання при добуванні та переробці. Крім того, за рахунок обліку економічних, законодавчих, соціальних та інших чинників, кількість запасів може скорочуватися ще більше.

Для деякої частини категорій запасів існують певні обмеження на вилучення відповідно до діючих законів і інструкцій. Такі запаси називаються обмеженими (restricted). Це запаси, які відповідають всім вимогам, але не можуть бути вилучені за умовами чинного законодавства та інтересами місцевої влади [6]. У російській класифікації запаси корисних копалин підраховуються в надрах, без введення поправок на втрати і збіднювання при добуванні, збагаченні та переробці концентратів. Існують важливі відмінності у вимогах до вивченості запасів різних категорій. В російській класифікації не визначений граничний рівень економічної ефективності освоєння запасів.

Спроби зіставлення категорій запасів різних національних класифікацій робилися ще в 50-х роках. Але істотного прогресу в цьому напрямі вдалося досягти тільки в 90-ті роки. Це пов'язано з перебудовою економіки країн колишнього соцтабору і широкими можливостями міжнародної співпраці. Був виконаний аналіз термінологічної бази вітчизняних і зарубіжних класифікацій запасів і ресурсів мінеральної сировини і запропонована схема. За основу при порівнянні була прийнята система класифікації запасів і ресурсів США.

Інший підхід до зіставлення категорій запасів, прийнятих в класифікаціях різних країн, базується на принципі стабільності вивчення та обґрунтування доцільності залучення запасів в розробку. Цей підхід прийнятий за основу "Міжнародної рамкової класифікації ООН". З початку 90-х років робота із створення міжнародної класифікації запасів і ресурсів мінеральної сировини велася під егідою ООН спільно провідними гірничодобувними країнами світу (США, Великобританія, Австралія, Канада, ПАР). 40 країн надали свої міркування і пропозиції. Було визнано, що використані в країнах

терміни базуються на таких глибоко укоріненіх традиціях, що замінити їх неможливо, а забезпечення узгодження вживаних систем класифікацій, побудованих за різним принципом з використанням різних термінів і визначень, можливе тільки за допомогою наднаціональної основи класифікації [6].

У міжнародній рамковій класифікації запропоновані такі основні поняття для визначення ресурсів і запасів мінеральної сировини.

Загальні мінеральні ресурси – це природно проявлені скупчення мінеральних копалин, що становлять економічний інтерес і характеризуються геологічною визначеністю. *Мінеральні запаси* – це частина загальних мінеральних ресурсів, вилучення яких економічно ефективно відповідно до результатів техніко-економічної оцінки обґрунтованості розробки. *Залишкові мінеральні ресурси* є рештою загальних мінеральних ресурсів, які не входять в категорію "мінеральні запаси".

За межами класифікації запасів/ресурсів знаходяться так звані мінеральні прояви без конкретної геологічної визначеності, або скупчення мінералів, що не становить економічного інтересу.

У "Міжнародній рамковій класифікації ООН" розділення запасів на категорії, як і в інших національних системах класифікації, здійснюється з урахуванням геологічної, економічної, технологічної вивченості та економічної ефективності. Крім цього було запропоновано кодифікувати запаси [5, 6].

Цифрові розряди розташовуються в наступному порядку: Е (економічна ефективність), F (економічна і технологічна вивченість), G (геологічна вивченість). Клас, закодований 111 має найбільший інтерес для інвестора. Цей клас характеризує корисні копалини, які можуть бути вилучені з економічним ефектом (цифра 1 в першому розряді), які підтверджені детальною економічною і технологічною вивченістю, або в ході фактичного видобутку (цифра 1 в другому розряді), і які детально розвідані (цифра 1 в третьому розряді). Основною заслугою запропонованої міжнародної класифікації запасів і ресурсів є принцип за яким запаси відносяться до певної категорії залежно від того, чи забезпечує геологічна, технологічна та економічна інформація можливість виконати початкову, попередню, детальну оцінку техніко-економічної обґрунтованості розробки або гірничу доповідь.

Відповідно до рекомендацій Економічної і соціальної рад ООН була проведена апробація остаточного варіанта проекту класифікації ООН на декількох російських родовищах твердих корисних копалин, розвіданих в 1985-1997 рр. В результаті цієї роботи виявилось, що в російській практиці розвідані запаси з низьким рівнем економічної і технологічної вивченості, відповідні класам 331 і 332, як правило, самостійного значення не мають і виділяються лише попутно на ділянках детально розвіданих родовищ, розташованих за межами контуру передбачуваного відпрацювання [6].

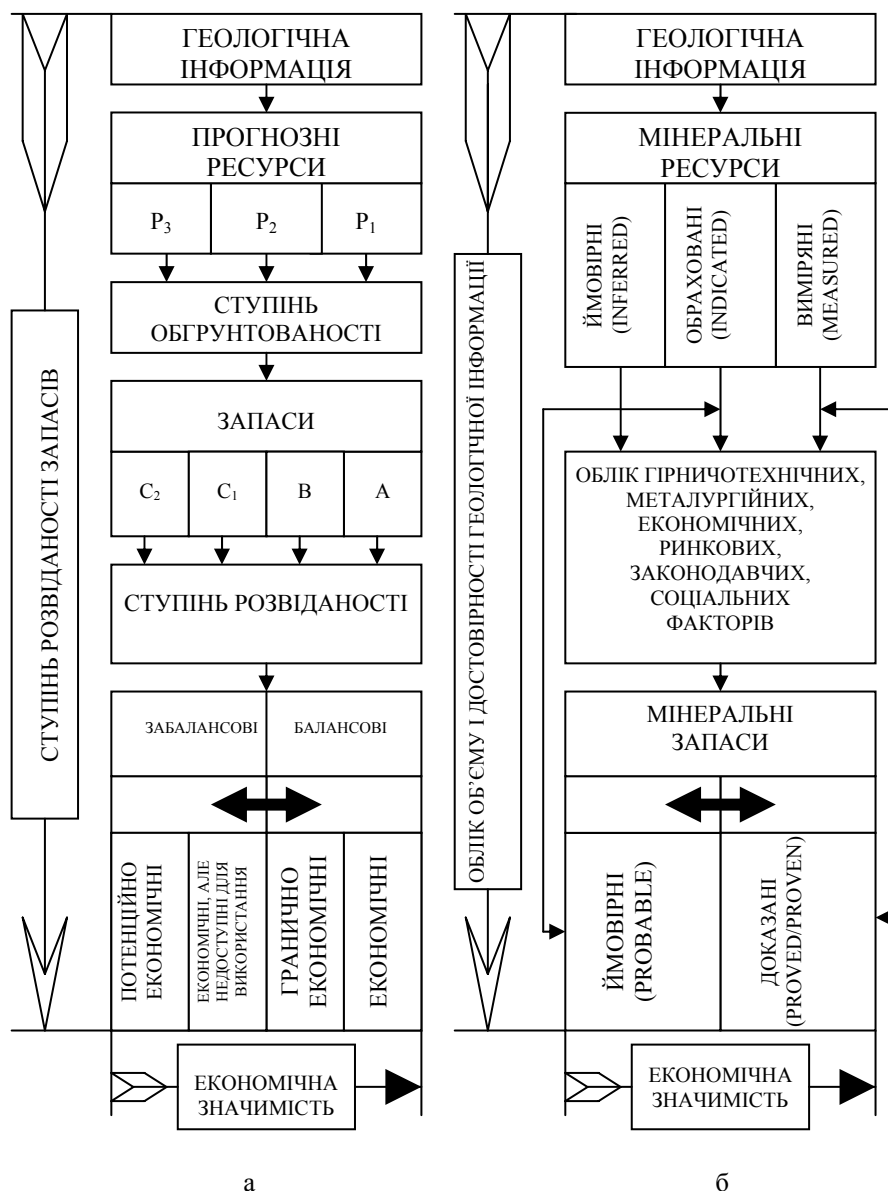


Рис. 1. Схема виділення ресурсів і запасів твердих корисних копалин відповідно до класифікації, прийнятої в Україні, Росії та країнах СНД в 1997 р. (а) і в США (б)

Очевидно, що навіть міжнародна класифікація запасів і ресурсів мінеральної сировини не дозволяє добитися точної відповідності категорій запасів різних національних систем класифікацій. Однією з причин є складність і неповторність самих об'єктів вивчення (родовищ). Одним з шляхів подолання труднощів, що виникають при оцінці запасів, залишається розробка кількісних показників достовірності їх оцінки. Такий досвід існує. Радянські геологи В.М. Крейтер, К.Л. Пожарицький, В.І. Смирнов та ін. виділяли три основні групи погрешностей, що виникають при оцінці запасів: геологічні погрешності (помилки аналогії), технічні погрешності і погрешності, пов'язані із застосуванням різних методів підрахунку запасів. Одержати кількісні оцінки погрешностей останніх двох груп легше. Такі оцінки були зроблені ще в 30-40-х роках [3].

Пропонувалися різні оцінки точності підрахунку запасів залежно від міри геологічної вивченості. У проекті радянської класифікації 1939 р. були передбачені наступні допустимі граничні погрешності кількості запасів, що враховуються: для категорії А±10%, А₂±20%, В±30%, В₂±50%. У 1956 р. німецький геолог Г. Ре запропонував приймати помилки у визначенні запасів по категорії А±5%, А₂±20%, В±40%, С₁-95+100%. У нашій літературі більш відомі оцінки достовірності, запропоновані В.М. Крейтером, відповідно до яких допустимі погрешності визначення запасів для категорії А складають 15-20%, В – 20-30%, С₁ – 30-60%, С₂ – 60-90%.

Проте ні пропозиції 1939 року, ні пропозиції В.М. Крейтера не були затверджені. Це було пов'язано з неясністю того, що ж відображають оцінки достовірності: чи погрешності підрахунку обсягу запасів, вмісту корисного компонента в руді,

об'ємної ваги, нерівномірності концентрації зруденіння і т.д. Крім того, погрішності підрахунку запасів залежать від методів проведення геологорозвідувальних робіт і методів підрахунку запасів. З розвитком основ геостатистики і появою програм для комп'ютерного моделювання родовищ корисних копалини з'явилася можливість вирішити багато з цих питань.

Після завершення стадії геологічного вивчення надр і затвердження запасів починається проектування гірничодобувного підприємства. На цій стадії визначаються промислові запаси – частина балансових запасів, яка повинна бути вилучена за проектом або планом розвитку гірничих робіт (за виключенням проектних втрат). При розробці рудних родовищ виділяються експлуатаційні запаси – промислові запаси з урахуванням збіднювання. Потім підприємство будується: створюється необхідна інфраструктура, надходить устаткування, виконуються гірничо-капітальні роботи. В процесі виконання цих робіт не змінюються ні обсяги запасів, ні їх якість, але наближаються терміни залучення їх в розробку, і змінюється відношення суспільства до цих запасів (для суспільства такі запаси стають привабливішими, ніж розвідані запаси в неосвоєних районах).

Проте ці зміни станів запасів (від завершення геологорозвідувальних робіт до пуску гірничого підприємства) ніяк не відбиваються існуючими класифікаціями запасів і методами їх оцінки. Розділення запасів на групи за ступенем їх підготовленості до розробки здійснюється лише на стадії експлуатації родовища і зачіпає тільки незначну частину із загальних запасів корисної копалини.

Не дивлячись на існування понад десяти класифікацій експлуатаційних запасів, всі вони базуються на визначенні видів робіт із створення запасів і виділяють в основному 3 групи запасів: розкриті, підготовлені і готові до видобування.

Розкриті запаси – запаси корисної копалини родовища, або його частини з числа балансових запасів підприємства, звільнені від налягаючих порожніх порід або відслонені через природні умови залягання, для розробки яких пройдена в'їзна траншея і виконані гірничо-капітальні роботи, передбачені технічним проектом. Розкриті запаси обмежені: *зверху* – поверхнею корисної копалини; *знизу* – горизонтом, на який пройдена в'їзна траншея; *з боку добувних робіт* – поверхнями укосів уступів; *з боку масиву корисної копалини* – поверхнями, побудованими від меж верхньої поверхні покладу під кутами укосів уступів з врахуванням розмірів запобіжних берм, передбачених технічним проектом.

Підготовленими запасами на вугільних розрізах вважається частина балансових запасів, обмежена

зверху поверхнею пласта із залишенням невеликого шару породи для зачистки. Нижньою межею підготовлених запасів є проектна глибина розробки або глибина, при якій бічні поверхні уступів, що сходяться, дають ширину дна траншеї. Бічними межами є площини уступів, побудовані від меж відслоненої поверхні вугілля відповідно до кутів укосів і шириною майданчиків, за проектом [1].

Готові до виймання запаси є частиною підготовлених запасів, для розробки яких виконані допоміжні роботи і які можуть бути відпрацьовані незалежно від просування суміжного верхнього уступу із залишенням робочого майданчика необхідної ширини. Таке визначення готових до виймання запасів дається у всіх галузевих інструкціях, відмінності полягають тільки в переліку допоміжних робіт. Роль розкритих запасів полягає в забезпеченні незалежності видобутку і розкривних робіт, підготовлені запаси забезпечують незалежне просування суміжних уступів, готові до виймання запаси забезпечують незалежність окремих процесів.

Призначення категорій експлуатаційних запасів різне, як різний і ступінь їх підготовленості до розробки, проте очевидно, також, що принцип віднесення запасів до тієї або іншої категорії носить якісний характер. Єдиними кількісними оцінками, які виконувалися для характеристики різних запасів, були економічні оцінки родовищ корисних копалини.

Список літератури

1. Мацко Н.А. Разработка методов оценки и управления динамической доступностью минерально-сырьевых ресурсов. – М., 2002, ИПКОН РАН. Докт. дисс.
2. Taylor H.K. Ore reserves, mining and profit // The Canadian mining and metallurgical bulletin. – 1994. – № 983. – Vol. 87.
3. Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых / Смирнов В.И., Прокофьев А.П., Борзнов В.М. и др. Под ред. В.И. Смирнова и А.П. Прокофьева. – М.: Госгеолтехиздат, 1960.
4. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых: Приказ № 40 от 07.03.1997 г. – М.: Мин. природн. ресурсов РФ.
5. A Guide for Reporting Exploration Information, Mineral Resources, and Mineral Reserves. – SME, 1999.
6. Глухов Л.В. Схема корреляции терминологии, используемой в изданиях ИАЦ «Минерал» по минеральным ресурсам мира и в российской и зарубежных классификациях запасов и ресурсов / Центр информации о минеральных ресурсах России и мира / <http://www.mineral.ru>.

Рекомендовано до публікації д.т.н. І.О. Садовенком 04.03.09

УДК 622.807

В.М. Павлиш, О.С. Гребьонкіна, С.С. Серьожніков

РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ НАГНІТАННЯ РІДИНИ ПРИ ПРОЕКТУВАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ГІДРАВЛІЧНОЇ ДІЇ НА ВУГІЛЬНІ ПЛАСТИ

Розглядається методика аналітичного розрахунку параметрів технологічних схем нагнітання рідини у вугільні пласти для попередньої гідравлічної обробки з метою зниження прояву небезпечних і шкідливих властивостей пласта.

Рассматривается методика аналитического расчета параметров технологических схем нагнетания жидкости в угольные пласты для предварительной гидравлической обработки с целью снижения проявления опасных и вредных свойств пласта.

The method of analytical calculation of parameters of flowsheets of festering of liquid is examined in coal layers for a hydraulic rough-down with the purpose of decline of display of dangerous and harmful properties of layer.

Актуальність роботи. Застосування способів і схем попереднього нагнітання рідини для боротьби з проявами небезпечних властивостей вугільних пластів є обов'язковим на шахтах і регламентовано нормативними документами [1].

При складанні паспорта на ведення робіт необхідно дати рекомендації з розрахунку параметрів технологічної схеми з урахуванням основних властивостей пласта, щоб достатньою мірою використовувати ефект гідравлічної дії. У цьому зв'язку актуальною є задача розрахунку параметрів застосовуваних технологічних схем.

Мета досліджень – розробка системи аналітичних залежностей для розрахунку параметрів технологічних схем нагнітання рідини при проектуванні заходів щодо гідравлічної обробки вугільних пластів.

Основним найбільш широко застосовуваним на шахтах України способом є напірне нагнітання води або води з добавками ПАР в режимі фільтрації з використанням насосних установок. Залежно від цілей обробки і конкретних умов для нагнітання використовуються короткі свердловини, пробурені перпендикулярно площини вибою з очисної або підготовчої виробки (локальний спосіб), і довгі свердловини, пробурені з підготовчої виробки паралельно очисному вибоєві (регіональний спосіб). Виключенням є довгі свердловини, пробурені з вибою підготовчої виробки для нагнітання води з метою боротьби з пилоутворенням. При розкритті вугільних пластів свердловини буряться вхрест нашарування через породну пробку.

Найбільш перспективними з погляду якості обробки є довгі свердловини, пробурені з пластових підготовчих виробок паралельно лінії очисного вибою. Розташування довгих свердловин у непорушеному масиві призводить до більш рівномірного розподілу вологи по пласту, а тривалий час контакту рідини з вугіллям – до глибокого її проникнення в пори і тріщини. Крім того, нагнітання через довгі свердловини провадиться незалежно від технологічного циклу вуглевидобутку і є менш трудомістким.

Подолання фільтраційної анізотропії вугільних пластів, зменшення величини неопрацьованих ділянок і підвищення за рахунок цього якості обробки можуть бути досягнуті при використанні нагнітання рідини через каскад (групу) свердловин. Сутність способу полягає у взаємодії зустрічних потоків рідини від одночасно працюючих свердловин, що забезпечує створення в пласті областей високого тиску, порівнянного з тиском на свердловинах, і насичення за рахунок цього ділянок з низькою проникністю [2].

Проектування схем гідравлічної дії на вугільний пласт повинне включати вибір способу, технологічної схеми, устаткування і параметрів нагнітання при максимально можливому врахуванні усіх факторів, що впливають. При цьому проектування буде включати три стадії: описову, розрахункову і моделювання. На першій стадії проектувальник складає опис вугільного пласта і вміщуючих порід, технологічної схеми гірничих робіт на даній ділянці, визначає мету дії. На другій стадії провадиться вибір способу і технологічної схеми нагнітання, з урахуванням анізотропії встановлюється розподіл проникності, попередньо визначаються параметри нагнітання. Ця стадія закінчується складанням комплексу вхідних даних для моделювання, що можуть бути описовими і числовими. І, нарешті, остання стадія ставить своєю метою апробації (прокручування) обраного способу, схеми і параметрів на моделі, дослідження різних варіантів і, при необхідності, коректування вихідних даних і проведення повторних розрахунків

Характеристика вугільного пласта включає глибину залягання, кут падіння пласта, марку вугілля, потужність і ступінь порушеності пласта і складючих його пачок, наявність і характеристику геологічних порушень, зон опорного тиску, зон ПГД, відомості про підробку і надробку, ступінь небезпеки пласта по різних факторах, характеристику вміщуючих порід, коефіцієнт проникності, пористість пласта і порід, коефіцієнт фільтраційної анізотропії, тиск газу в пласті. Ця інформація визначає, по-перше, мету дії, тобто на зміну яких властивостей пласта і якою мі-

рою повинна бути спрямована гідродинамічна дія, по-друге, спосіб і технологічну схему нагнітання і, по-третє, розподіл проникності в розглянутій області, значення якого необхідно для моделювання.

Опис технологічної схеми гірничих робіт на даній ділянці повинен містити характеристику системи розробки, устаткування і технології очисних і (або) підготовчих робіт, параметри схеми, зокрема довжину лави, розміри вибоїв підготовчих і розкривальних виробок, випередження підготовчих виробок при суцільній системі розробки й організацію очисних, підготовчих, транспортних і ремонтних робіт на даній ділянці. Усі ці дані в значній мірі впливають на визначення способу і технологічної схеми дії.

Попередній вибір способу і схеми дії на основі попередньої інформації здійснюється відповідно до рекомендацій нормативних документів і досвідові робіт з нагнітання. Надалі прийняті рішення проходять перевірку на моделі.

Проект містить у собі схему розташування свердловин, спосіб нагнітання, технологію, устаткування і параметри дії і є основою для складання паспорта ведення робіт з гідравлічної дії на вугільний пласт.

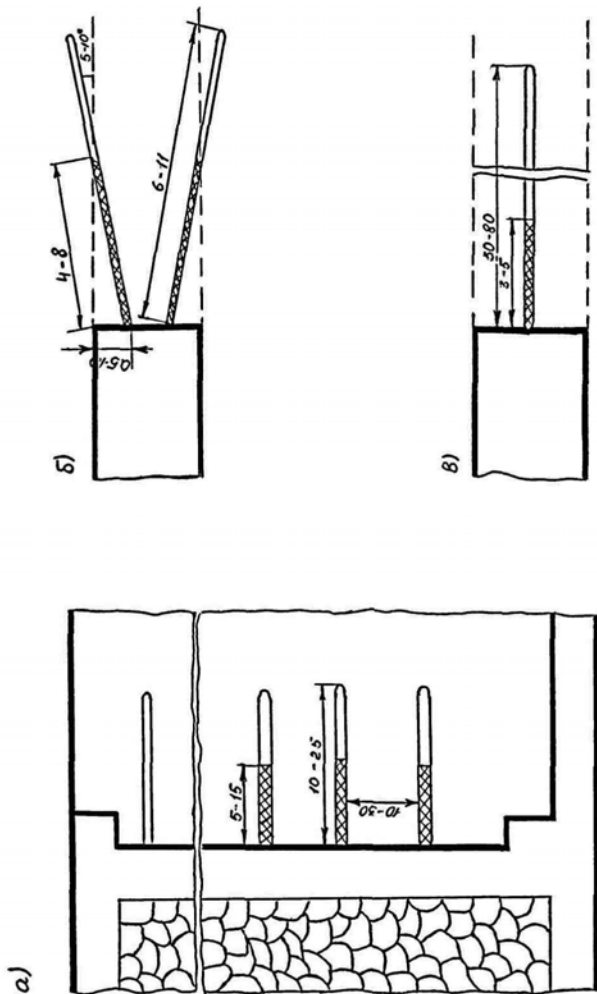


Рис. 1. Схеми розташування свердловин: а – коротких в очисному вибої; б – коротких у підготовчій виробці; в – довгих у підготовчій виробці

Усі параметри гідравлічної дії можна розбити на дві групи: параметри схеми розташування свердловин і параметри нагнітання. До першої групи відносяться: довжина, діаметр і глибина герметизації свердловин, відстань між свердловинами або ефективний радіус, для коротких свердловин – величина незнижуваного випередження, для довгих – відстань від очисного вибою до першої свердловини. Друга група включає: витрату рідини на свердловину, тиск, темп і час нагнітання. Нижче наводиться розрахунок параметрів окремо для локальних, регіонального способів і нагнітання при розкритті вугільних пластів.

Локальний спосіб. При нагнітанні у вибої підготовчої виробки довжина, глибина герметизації і відстань між свердловинами такі, як показано на рис. 1, б, в. Ефективний радіус вибирається з умови обробки 4-метрової зони за контуром виробки. При нагнітанні води з метою боротьби з пилоутворенням ефективний радіус складає $R_{40} = 2h$, де h – висота виробки начорно, м.

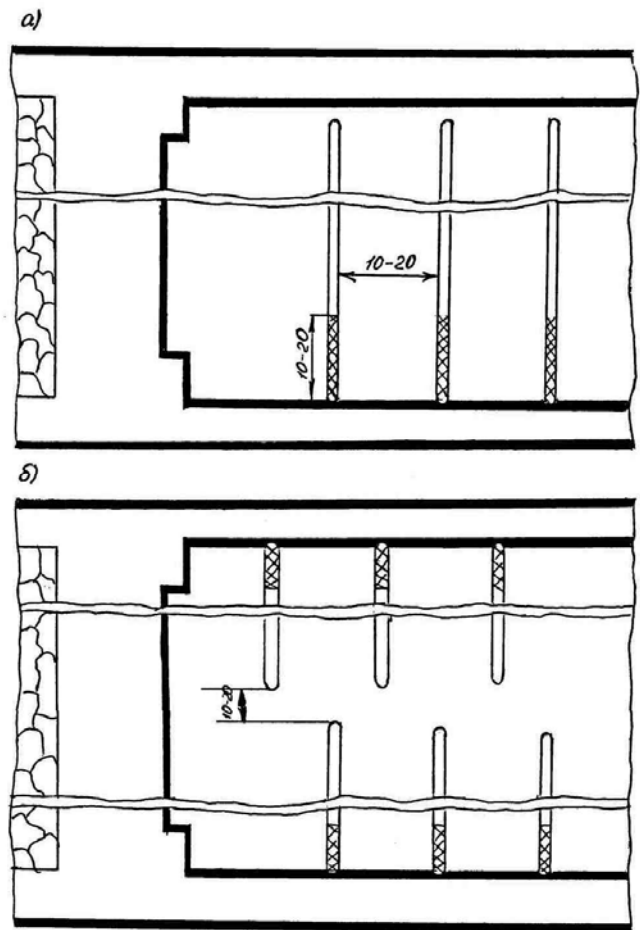


Рис. 2. Схема розташування довгих свердловин, пробурених: а – з підготовчої виробки; б – з відкаточного і вентиляційного штреків

Довжина свердловин, пробурених з очисного вибою, звичайно приймається кратною тижневному посуванню лави, але не перевищує 25 м. Діаметр свердловин 45-60 мм. Глибина герметизації і радіус ефективного впливу свердловини в обох випадках пов'язані співвідношенням $l_A \geq 1,1R_{AO}$.

Величина незнижуваного випередження для коротких свердловин приймається рівній довжині фільтруючої частини: $l_{i.i.} = l_O = l_n - l_A$, де l_c – повна довжина свердловини.

Витрата рідини на одну свердловину:

– для очисного вибою $Q = n_E m L_{M.C.} (l_T + l_{H.O})$ м³;

– для підготовчої виробки $Q = 2n_E m R_{E\phi} (l_T + l_{H.O.})$ м³,

де $R_{E\phi}$ – ефективний радіус впливу свердловини, м; $L_{M.C.}$ – відстань між свердловинами ($L_{M.C.} = 2R_{E\phi}$).

Тиск нагнітання вибирається з умови забезпечення режиму фільтрації: $P_H \leq 0,075\gamma H$ кгс/см², де γ – об'ємна вага вміщуючих порід, т/м³; H – глибина розробки, м, або гідророзпушування: $0,075 \leq P_H \leq 0,2\gamma H$, кгс/см². Для свердловин, довжина фільтруючої частини яких менше $R_{E\phi}$, темп нагнітання приблизно може бути розрахований за формулою радіальної фільтрації:

$$q = 0,18 \cdot 10^{-2} l_O \frac{k}{\mu} (P_H - P_A) \text{ л/хв.}$$

Тоді час нагнітання $T_H = 16,7 \frac{Q}{q}$ год.

Якщо $l_\phi \geq R_{E\phi}$, темп і час нагнітання визначаються за формулами регіонального способу.

Регіональний спосіб. Свердловини буряться діаметром 75-100 мм залежно від використовуваного устаткування. Довжина свердловин, розташованих за схемою рис. 2,а: $l_n = L_E - 20$ м; за схемою рис. 2,б:

$l_c = \frac{L_E}{2} - 20$ м, де L_E – довжина лави, м.

Глибина герметизації складає звичайно 10-20 м. Відстань від очисного вибою до першої свердловини в момент початку нагнітання повинна задовольняти умові: $L_C > L_{M.C.} + \frac{T_H}{T_C} V_E$, м, де V_E – швидкість посування лави, м/доб.; T_C – час роботи насоса протягом доби, год.

Кількість рідини на одну свердловину $Q = n_E m L_{M.C.} (l_c + l_T)$ м³.

Розрахунок темпу і часу нагнітання провадиться в припущенні радіально-одномірного характеру руху рідини від свердловини.

З урахуванням коефіцієнта анізотропії вона набуває вигляду:

$$q = 10^{-3} \sqrt{0,27 \cdot 10^{-3} \frac{c_1^2}{t^2} + \frac{c_2}{t}} - 1,65 \frac{c_1}{t} \text{ л/хв,}$$

де $c_1 = 10^6 l_\phi \frac{m^2 n_E}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right)$;

$c_2 = 2 \cdot 10^5 l_\phi^2 m^2 n_E \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_T)$; t – поточний час, год.

Час нагнітання

$$T_H = \frac{53 Q m \mu}{l_\phi k_x (P_H - P_T)} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \times \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_E} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}) \text{ год.}$$

Врахування радіально-одномірного характеру руху рідини має сенс робити, коли $m > 1$, $A > 10$. У протилежному випадку темп і час нагнітання з достатньою точністю можуть бути визначені за формулами:

$$q = 0,32 l_\phi m \sqrt{2 n_E \frac{k}{\mu} (P_H - P_T)} \cdot \frac{1}{\sqrt{t}} \text{ л/хв;}$$

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_\phi^2 m^2 n_E k (P_H - P_T)} \text{ год.}$$

Каскадна гідрообробка. При регіональному впливі час нагнітання рідини в кожну нагнітальну свердловину (групу свердловин):

– для тонких пластів при $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_\phi^2 m^2 n_E k (P_H - P_T)} \text{ год;}$$

– в інших випадках

$$T_H = \frac{70 Q m \mu}{l_\phi k_x (P_H - P_T)} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \times \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_E} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}) \text{ год.}$$

Середнє значення темпу подачі рідини

$$q = 16,7 \frac{Q}{T_H} \text{ л/хв.}$$

При обробці масиву через короткі свердловини визначається темп нагнітання

$$q = 0,16 \cdot 10^{-2} l_O \frac{k}{\mu} (P_H - P_A) \text{ л/хв і час}$$

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q} \text{ год.}$$

Якщо довжина фільтруючої частини свердловини набагато більше ефективного радіуса, темп і час нагнітання визначаються за формулами регіонального способу.

Висновок. У результаті проведених досліджень розроблений комплекс аналітичних залежностей для розрахунку параметрів технологічних схем нагнітання рідини у вугільні пласти, що рекомендуються на другому етапі проектування заходів щодо гідравлічної дії на пласт як засобу боротьби з проявами основних небезпек при підземній розробці.

Список літератури

1. ДНАОП 1.1.30-1.ХХ-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция). – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268 с.
2. Павлыш В.Н. Развитие теории и совершенствование технологии процессов воздействия на угольные пласты. – Донецк: РВА ДонНТУ, 2005. – 347 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 03.04.09

РОЗРАХУНОК ВЕЛИЧИНИ ВДАВЛЮВАННЯ СТОЯКІВ РАМНОГО КРІПЛЕННЯ У СЛАБКІ ПОРОДИ ПІДОШВИ ПЛАСТОВОЇ ВИРОБКИ

Наведено методику розрахунку величини вдавлювання опор стояків рамного кріплення, зумовленого спільною дією вертикального навантаження на кріплення й знеміцнюючими слабкими породами підшви виробки.

Приведена методика расчета величины вдавливания опор стоек рамной крепи, обусловленного совместным действием вертикальной нагрузки на крепь и разупрочняющимися слабыми породами почвы выработки.

The design methodica calculation of size of cave-in support of racks frame support, caused by joint action of vertical loading on support and unstrengthened is resulted by weak breeds of footwork of working.

Методика розрахунку величини вдавлювання стояків рамного кріплення побудована на основі результатів багатофакторного комп'ютерного моделювання геомеханічних процесів навколо пластової виробки [1], що споруджується в неоднорідному шаруватому масиві слабких гірських порід із структурою й механічними характеристиками, що відповідають вуглевміщуючій товщі Західного району Донбасу. Комплекс багатофакторних обчислювальних експериментів виконаний на базі методу скінченних елементів за допомогою сучасних прикладних програм і їхніх додатків: побудова моделей – *Solid Works 2005*, розрахунок напружено-деформованого стану (НДС) системи «шаруватий масив – кріплення підготовчої виробки» – *Cosmos Works, Desain-Star, Cosmos-M*. Структура прилеглої до виробки масиву, де розвиваються основні геомеханічні процеси, представлена вугільним пластом з діапазоном коливання його загальної потужності 0,7...1,2 м, трьома породними шарами в покрівлі й двома породними шарами в підшві (рис. 1). Поведінка вуглевмісного масиву змодельована по повній діаграмі деформування породи й вугілля, включаючи стадії знеміцнення й розпушення, які характеризуються чотирма параметрами: $\sigma_{cm_i}^{K,П}$ – межа міцності на одноосовий стиск; $(\sigma_{cm_i}^{K,П})^0 / \sigma_{cm_i}^{K,П}$ – відносна залишкова міцність породи (вугілля) на стадії розпушення; $(E_i^{K,П})_{у.м}$ – умовно-миттєвий модуль деформації; $M_i^{K,П} / E_i^{K,П}$ – відносний модуль спаду на стадії знеміцнення (індекси «K» і «П» при параметрах позначають покрівлю або підшву, індекс «i» = 1, 2, 3 – номер шару, починаючи від вугільного пласта). Моделювання геомеханічних процесів навколо пластової виробки виконано з урахуванням втрати зчеплення по площинах нашарувань прилеглих породних шарів, як це спостерігається в шахтних умовах і підтверджено відповідними розрахунками. Розміщення виробки відносно вугільного пласта виконано з комбінованим підриванням покрівлі й підшви. Змодельовано типові перерізи виробок з реальними геометричними пара-

метрами кріплень КМП-А3 і КШПУ зі спецпрофілю СВП, міжрамного огороження із залізобетонною або дерев'яною затяжкою і забутованого закріпного простору. Механічні характеристики кожного з елементів паспорта кріплення відображають повну діаграму деформування їх матеріалу. Закономірності вдавлювання стояків рамного кріплення пластової виробки поза зоною впливу очисних робіт отримані на основі багатофакторного кореляційно-дисперсійного аналізу бази результатів розрахунку НДС системи «шаруватий масив-кріплення підготовчої виробки» [2].

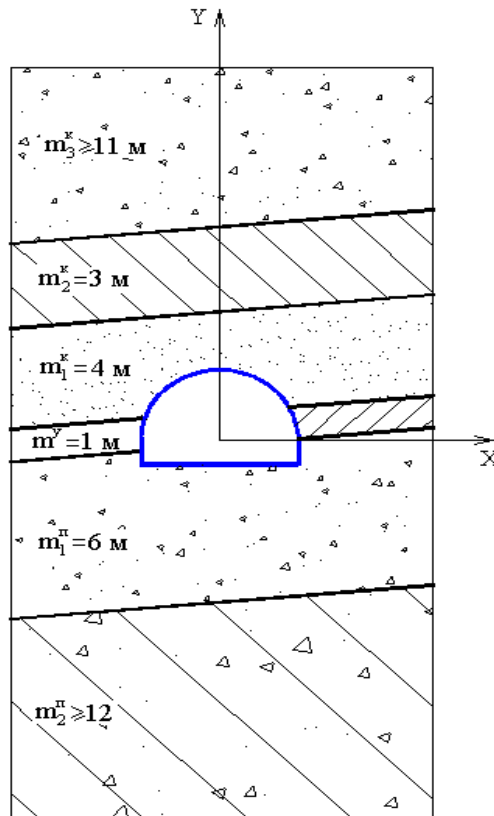


Рис. 1. Модель структури вуглевмісної товщі порід Західного Донбасу

При розрахунку величини вдавлювання стояків кріплення пластової виробки й оцінці її експлуатаційного стану основними вихідними даними є: раніше відзначені механічні характеристики прилеглих породних шарів покрівлі й підшви; H – розрахункова глибина розміщення виробки; $\frac{x}{\beta}$ – реологічний показник і геометричні параметри поперечного перерізу виробки.

Розрахункова глибина розміщення виробки H згідно з [3]:

$$H = H_{np} \cdot K, \quad (1)$$

де H_{np} – проектна фактична глибина розміщення виробки або її ділянки від поверхні, м; K – коефіцієнт концентрації напружень, що враховує відмінність напруженого стану масиву гірських порід від негідростатичного, обумовленого тільки власною вагою товщі порід до поверхні.

Проектна фактична глибина розміщення виробки змінювалася в діапазоні $H_{np} = 200 \dots 600$ м, враховуючи закінчення відпрацювання верхніх горизонтів шахт ВАТ «Павлоградвугілля».

Вибір механічних характеристик прилеглих породних шарів виконується за даними інженерно-геологічних досліджень на конкретній ділянці шахтного поля. При відсутності деяких даних про властивості гірських порід (особливо в позамежному стані) орієнтовні значення механічних характеристик порід Західного Донбасу вибираються з табл. 1, сформованої на базі досліджень ІГТМ НАН України й НГУ.

Розрахунковий опір прилеглих породних шарів стиску $R_{1,2}^{K,\Pi}$ визначається з [3]

$$R_{1,2}^{K,\Pi} = \sigma_{cm_{1,2}}^{K,\Pi} \cdot K_c \cdot K_w \cdot K_t, \quad (2)$$

де $\sigma_{cm_{1,2}}^{K,\Pi}$ – середнє значення опору породи в зразку одноосьовому стиску, МПа; K_c – коефіцієнт, що враховує додаткову порушеність масиву порід поверхніми ослаблення без зчеплення або з малою зв'язністю; K_w – коефіцієнт, що враховує знеміцнення обводнюваних порід у результаті фільтрації по масиву води водоносних горизонтів; K_t – коефіцієнт, що враховує зниження опору породи одноосьовому стику при тривалому навантаженні:

$$K_t = \sqrt{1 - \frac{x}{\beta}}, \quad (3)$$

тут $\frac{x}{\beta}$ – реологічний показник; визначається відповідно до досліджень ІГТМ НАН України по рівнянню

$$\frac{x}{\beta} = 0,8 - 0,3261g \sigma_{cm_{1,2}}^{K,\Pi}. \quad (4)$$

Розрахунковий модуль деформації прилеглих породних шарів визначається за формулою

$$E_{1,2}^{K,\Pi} = \left(E_{1,2}^{K,\Pi} \right)_{y.m} \left(1 - \frac{x}{\beta} \right), \quad (5)$$

де $\left(\hat{A}_{1,2}^{E,I} \right)_{\delta,i}$ – умовно-миттєвий модуль деформації породи; визначається за даними інженерно-геологічних досліджень з табл. 1.

Таблиця 1

Орієнтовні значення механічних характеристик повної діаграми деформування порід

Тип гірської породи	Параметр			
	$\sigma_{cm_i}^{K,\Pi}$, МПа	$(\sigma_{cm_i}^{K,\Pi})^0 / \sigma_{cm_i}^{K,\Pi}$	$E_i^{K,\Pi} \cdot 10^4$, МПа	$M_i^{K,\Pi} / E_i^{K,\Pi}$
Глинистий сланець	8...25	0,10...0,25	0,2...1,0	0,5...1,7
Піщано-глинистий сланець	15...45	0,08...0,20	0,4...1,5	1,0...3,0
Піщаний сланець, піщаник	25...55	0,05...0,15	0,8...2,0	2,0...5,0

Механічні характеристики позамежного деформування прилеглих породних шарів $(\sigma_{cm_i}^{K,\Pi})^0 / \sigma_{cm_i}^{K,\Pi}$ і $M_{1,2}^{K,\Pi} / E_{1,2}^{K,\Pi}$ вибираються залежно від типу гірської породи за даними табл. 1.

Геометричні параметри типових перерізів гірничих виробок із кріпленнями серій КМП-А3 і КШПУ визначаються за даними робіт [4, 5].

Величина вдавлювання U_{cm}^y стояків рами в породи підшви розраховується за формулою

$$U_{cm}^y = (U_{cm}^y)_m \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \quad (6)$$

де $(U_{cm}^y)_m$ – величина вдавлювання стояків рами в підшви виробки в типових умовах; K_1 – коефіцієнт впливу розрахункового опору $R_{1,2}^K$ стиску породних шарів покрівлі; K_2 – коефіцієнт впливу механічних характеристик E_1^{Π} і $(\sigma_{cm_i}^{\Pi})^0 / \sigma_{cm_i}^{\Pi}$ першого породного шару підшви; K_3 – коефіцієнт впливу типорозміру перерізу виробки й виду застосованого кріплення.

Величина $(U_{cm}^y)_m$ визначається за номограмою на рис. 2 залежно від розрахункової глибини H розташування виробки й розрахункового опору стиску R_1^H першого породного шару підосви для типових умов підтримки виробки: типорозмір перерізу виробки КМП-А3-13,8; розрахунковий опір стиску породних шарів покрівлі $R_1^K = R_2^K = 10$ МПа; відносна величина залишкової міцності першого породного шару підосви $(\sigma_{cm_1}^H)^0 / \sigma_{cm_1}^H = 0,15$; розрахунковий модуль деформації першого породного шару підосви $E_1^H = 0,6 \cdot 10^4$ МПа.

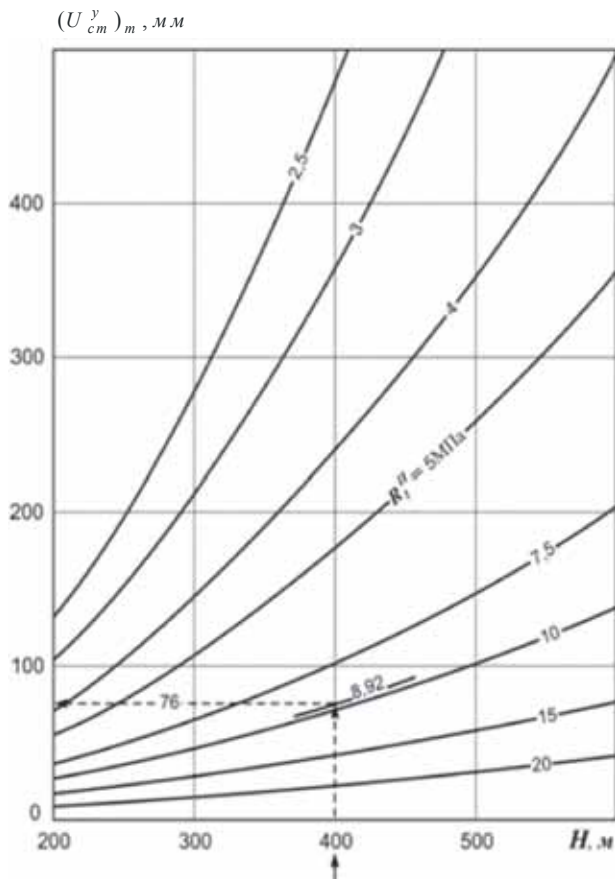


Рис. 2. Номограма для визначення вдавлювання $(U_{cm}^y)_m$ стаяків рамного кріплення в підосви виробки в типових умовах

Коефіцієнт K_1 визначається за номограмою на рис. 3 залежно від розрахункового опору стиску $R_{1,2}^K$ перших і другого породних шарів покрівлі.

Коефіцієнт K_2 визначається за номограмою на рис. 4 залежно від розрахункового модуля деформації E_1^H й відносної величини $(\sigma_{cm_1}^H)^0 / \sigma_{cm_1}^H$; залишкової міцності першого породного шару підосви.

Коефіцієнт K_3 знаходиться за табл. 2 залежно від типорозміру виробки та виду застосованого кріплення.

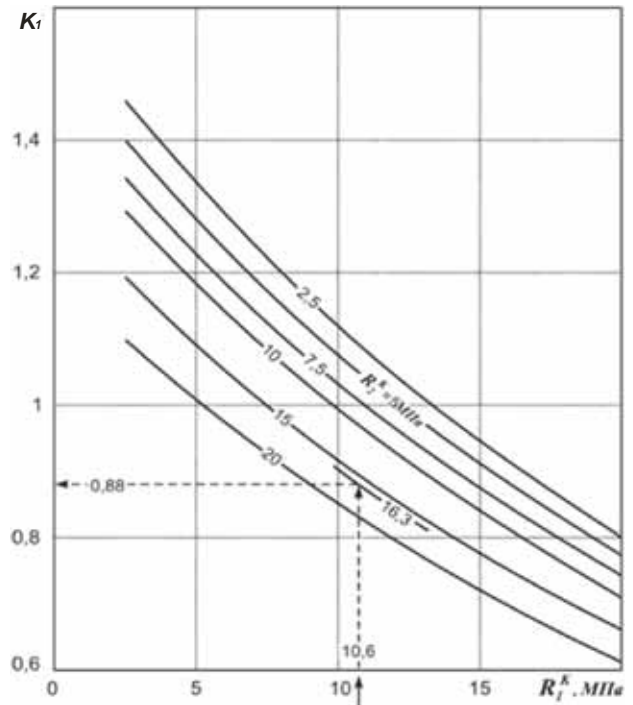


Рис. 3. Номограма для визначення коефіцієнта K_1 впливу розрахункового опору стиску породних шарів покрівлі

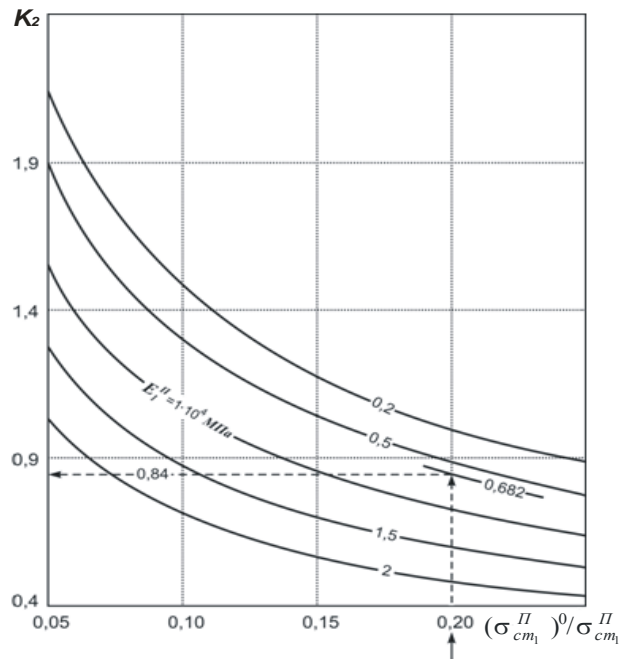


Рис. 4. Номограма для визначення коефіцієнта K_2 впливу механічних характеристик першого породного шару підосви

Приклад розрахунку. Вибір вихідних даних. Умови експлуатації виробки звичайні, на глибині $H_{np} = 400$ м, поза зоною впливу очисних робіт і тектонічних порушень. Тоді по [3] $K = 1$ і $H = 400 \cdot 1 = 400$ м. Переріз виробки у світлі до осі-

дання $S_{ce} = 11,7 \text{ м}^2$ із кріпленням КШПУ-11,7. Вміщуючі виробку породні шари m_1^I і $m_{1,2}^K$, (рис. 1) обводнені й мають структурні порушення із середньою відстанню по поверхні ослаблення 0,5...1 м. Породний шар m_1^I представлений піщано-глинистим сланцем із прийнятими за табл. 1 механічними характеристиками: $(\sigma_{cm_1}^I)^0 / \sigma_{cm_1}^I = 0,20$; $(E_1^I)_{y,m} = 1 \cdot 10^4 \text{ МПа}$; $M_1^I / E_1^I = 1$.

Таблиця 2

Значення коефіцієнта K_3 залежно від типорозміру площі поперечного перерізу виробки й виду кріплення

Вид кріплення	Площа поперечного перерізу виробки у світлі до осідання кріплення (S_{ce} , м^2) і значення K_3					
	7,9	9,2	11,2	13,8	15,5	18,3
КМП-А3	7,9	9,2	11,2	13,8	15,5	18,3
K_3	0,78	0,83	0,91	1,00	1,05	1,13
КШПУ	9,5	10,5	11,7	12,1	14,4	17,7
K_3	0,96	1,01	1,08	1,10	1,21	1,35

Розрахунковий опір стиску $R_1^I = 30 \cdot 0,6 \times 0,6 \cdot 0,826 = 8,92 \text{ МПа}$ визначається за формулою (2) при $K_c = 0,6$, $K_w = 0,6$; $K_t = \sqrt{1 - 0,318} = 0,826$ ($x/\beta = 0,8 - 0,326 \lg 30 = 0,318$ по рівнянню (4)).

Розрахунковий модуль деформації $E_1^I = 1 \cdot 10^4 \times (1 - 0,318) = 0,682 \cdot 10^4 \text{ МПа}$ визначається по (5).

Перший породний шар покрівлі m_1^K представлений піщано-глинистим сланцем з механічними характеристиками: $\sigma_{cm_1}^K = 35 \text{ МПа}$; $(\sigma_{cm_1}^K)^0 / \sigma_{cm_1}^K = 0,20$; $(E_1^K)_{y,m} = 1,25 \cdot 10^4 \text{ МПа}$; $M_1^K / E_1^K = 1,5$.

Тоді розрахунковий опір стиску R_1^K складе $R_1^K = 35 \cdot 0,6 \cdot 0,6 \cdot 0,84 = 10,6 \text{ МПа}$ при $K_c = 0,6$, $K_w = 0,6$; $K_t = 0,84$; $x/\beta = 0,297$. Розрахунковий модуль деформації E_1^K першого породного шару покрівлі дорівнює

$$E_1^K = 1,25 \cdot 10^4 (1 - 0,297) = 0,88 \cdot 10^4 \text{ МПа}.$$

Другий породний шар покрівлі представлений піщаним сланцем з механічними характеристиками: $\sigma_{cm_2}^K = 40 \text{ МПа}$; $(\sigma_{cm_2}^K)^0 / \sigma_{cm_2}^K = 0,15$; $(E_2^K)_{y,m} = 1,5 \cdot 10^4 \text{ МПа}$; $M_2^K / E_2^K = 2$.

Визначаємо розрахунковий опір стиску R_2^K другого породного шару покрівлі при значеннях ослаблюючих коефіцієнтів: $K_c = 0,6$; $K_w = 0,8$;

$$\left(\frac{x}{\beta} = 0,278\right) R_2^K = 40 \cdot 0,8 \cdot 0,85 = 16,3 \text{ МПа}.$$

Визначаємо розрахунковий модуль деформації E_2^K другого породного шару покрівлі $E_2^K = 1,5 \cdot 10^4 \times (1 - 0,278) = 1,08 \cdot 10^4 \text{ МПа}$.

Тоді величина вдавлювання стояків рамного кріплення в породи підшви виробки по рівнянню (6) дорівнює

$$U_{\delta\delta} = 76 \cdot 0,88 \cdot 0,84 \cdot 1,08 = 64 \text{ мм},$$

де величина вдавнення стояків $(U_{\delta\delta})_m = 76 \text{ мм}$ визначається по графіках на рис. 2 при $H = 400 \text{ м}$ і $R_1^I = 8,92 \text{ МПа}$; коефіцієнт K_1 визначається по графіках на рис. 3 при $R_1^K = 10,6 \text{ МПа}$, $R_2^K = 16,3 \text{ МПа}$ й становить $K_1 = 0,88$; коефіцієнт K_2 визначається по графіках на рис. 4 при $(\sigma_{cm_1}^I)^0 / \sigma_{cm_1}^I = 0,20$, $E_1^I = 0,682 \cdot 10^4 \text{ МПа}$ й становить 0,84; коефіцієнт K_3 визначається за табл. 2 для кріплення КШПУ-11,7 і становить 1,08.

Таким чином, прогнозна оцінка експлуатаційного стану пластової виробки в прийнятих до розрахунку гірничотехнічних і геологічних умовах указує на задовільний її стан щодо чинника вдавнення стояків рами в породи підшви. При цьому забезпечуються вимоги щодо безпечної експлуатації рейкового транспорту, проходу людей і збереження вентиляційного режиму ділянки. Крім того, розрахунок величини вдавнення стояків рами необхідний для визначення бічної реакції кріплення й складової частини при розрахунках втрати перерізу виробки в умовах порід підшви, що здійснюється.

Список літератури

1. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2006. – 172 с.
2. Ковалевська І.А., Мамайкін О.Р., Фомичов В.В. Дослідження впливу геомеханічних параметрів вуглевмісного масиву слабких порід на здимання підшви виробки // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 7 – С. 32-35.
3. КД 12.01.01.201-98 Расположение, охрана и подержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. – К.: УкрНИИМИ, 1998. – 149 с.
4. ТУ У29.5-00179051-001-2003. Сечения горных выработок, закрепленных металлической крепью КШПУ. – Павлоград: Фонды ОАО “Павлоградуголь”, 2007. – 73 с.
5. ТУ У 12.00185790.083-98. Крепи металлические податливые арочные КМП-А. Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля. – К.: ЦИТП Госстроя СССР, 1985. – 256 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 10.02.09

УДК 622.271(477)

Б.Ю. Собко

ОСОБЛИВОСТІ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОЗСИПНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ

Наведено основні гірничо-геологічні особливості відкритої розробки розсіпних родовищ України.

Приведены основные горно-геологические особенности открытой разработки россыпных месторождений Украины.

The fundamental mining and geological characteristic of disseminated deposits of alluvial ores open pit are presented.

В Україні прийнято низку державних та галузевих програм розвитку гірничо-металургійного комплексу. Однією з умов функціонування гірничих підприємств є переорієнтація виробництва на комплексне освоєння надр та застосування ресурсозберігаючих технологій. Особливу актуальність ці завдання набувають при розробці розсіпних родовищ (РР).

Отже, дослідження особливостей відкритої розробки РР України є актуальним науковим завданням.

Мета досліджень – встановлення відмінних рис пластових РР та основних особливостей їх відкритої розробки.

За умовами утворення пластові РР України належать до древніх циркон-рутил-льменітових родовищ. Найбільш продуктивною є Придніпровська розсіпна зона (ширина 50-120 км; довжина 900 км). В її межах розташовані древні прибережно-морські титано-цирконієві родовища. У Дніпропетровській області – Малишевське (найбільше в Україні й СНД), Вовчанське й Воскресенське; у Київській – Тарасівське; у Вінницькій – Зеленоярське, у Кіровоградській – Берзулівське. Всі ці родовища мають промислове значення.

У геологічній будові пластових, розсіпних, вугільних, марганцеворудних і нерудних родовищ осадового типу, а також у методологічних підходах до вибору технологічних схем їх розробки є як багато загального, так і багато істотних розходжень. Схожими геологічними характеристиками для зазначених родовищ є: природний рельєф поверхні території кар'єрних полів; глибина залягання шару корисної копалини; середня потужність розкривних порід та їхні фізико-механічні властивості; наявність водоносних горизонтів. Ці загальні характеристики геологічної будови зазначених типів родовищ впливають на вибір відповідних технологій їх розробки й, насамперед, на вибір технологічних схем виробництва розкривних робіт, оскільки питома вага їх у загальному обсязі гірничих робіт досягає 70-80%.

Товща розкриву на цих родовищах представлена м'якими породами, що спричиняє можливість застосування високопродуктивного устаткування безперервної дії (роторних екскаваторів, стрічкових конвеєрів, відвалоутворювачів), а також екскаваторів-драглайнів, що працюють за найефективнішою безтранспортною системою розробки (БСР). Крім БСР та транспортної (ТСР), ефективною у гірничо-геологічних умовах розглянутих родовищ є застосування транспортно-відвальної системи розробки (ТВСР). З огляду на порівняно більшу потужність розкриву (від 40 до 70 і більше метрів) застосовується найчастіше комбінована система розробки таких

родовищ, що включає різні сполучення БСР, ТВСР і ТСР (з використанням гірничотранспортного устаткування як циклічної, так і безперервної дії).

Досвід розробки марганцеворудних родовищ України, буровугільних родовищ у Німеччині й США свідчить, що питомі витрати на розробку розкривних порід (вартість 1 м³) комплексами устаткування безперервної дії (при ТВСР) в 2,5-2,6 рази менше ніж при ТСР_{рп} (роторний екскаватор + стрічковий конвеєр + відвалоутворювач). Так, наприклад, на Техаських буровугільних розрізах (США) при виконанні розкривних робіт комплексом BWE/XPS (роторний екскаватор + відвалоутворювач) вартість 1 м³ розкриву в 2-3 рази менше ніж при транспортній системі розробки (ТСР_{рп}) і в стільки ж раз більше ніж при БСР.

Однією із загальних характерних рис розробки як при розсіпних, так і вугільних, марганцеворудних і нерудних пологих родовищ України в наш час є порівняно низька ефективність використання роторних комплексів, що працюють по технологічних схемах ТСР_{рп} і ТВСР (табл. 1). При цьому ефективність використання роторних комплексів при відпрацьовуванні порід розкриву на РР (кар'єри Вільногірського ГМК) значно менше (на 20%) у порівнянні з марганцеворудними кар'єрами. Як видно з наведених у табл. 1 даних, фактична продуктивність роторних комплексів на кар'єрах Вільногірського ГМК менше нормативної на 45-50%, що пояснюється не тільки фізичним спрацюванням устаткування (до 80%), але й завдяки причинам, що пов'язані з гірничо-геологічними умовами залягання й особливостями розробки РР із відносно великою потужністю розкриву (40-60 м) і шару корисної копалини (8-15 м).

Гірничо-геологічні характеристики пологих родовищ спричиняють й відповідні методологічні підходи до вибору розкривних комплексів устаткування й обґрунтуванню ефективності застосування нових або вдосконалення діючих технологічних схем комбінованої системи розробки родовища.

Наведене вище показує, що між розглянутими родовищами й технологією їх розробки є деяка аналогія. Проте пластові РР мають низку істотних розходжень. Відмінні риси геологічної будови пластових РР що впливають на технологію відкритої розробки, наведені в табл. 2. Так, літологічні особливості призводять до впливу на технологію розробки таких факторів, як різноманітність корисних компонентів у рудних пісках, блочність їх розташування по довжині фронту добувних робіт, різний вміст корисного компонента, наприклад, титану або цирконію в однотипних блоках. Це викликає необхідність застосу-

вання селективної розробки добувних уступів і формування рудопотоків з певною якістю корисної копалини,

що у свою чергу вимагає застосування відповідних технологічних схем добувних робіт.

Таблиця 1

Продуктивність комплексів устаткування безперервної дії при відкритій розробці марганцеворудних і РР України (за період 1991-2005 рр.)

Кар'єри	Комплекси устаткування	Рік введення в експлуатацію	Продуктивність, млн. м ³ /рік		Коефіцієнт використання, %
			планова	фактична (середня)	
Орджонікідзевський ГЗК: 1. Шевченківський	1. ЕРШР-5000+конвеєри+A2Rc-8800/110	1983	7,3	5,75	78,8
	2. ЕР-5250+ОШР-6750/195	1992	8,5	5,25	61,2
2. Запорізький	СРС-1500+ОШ-4500/180+ A2Rc-8800/110	1966	8,0	5,0	62,5
3. Північний	1. СРС-2400+ A2Rc-8800/150+ BRc-2250/60	1971	10,7	7,0	65,0
	2. СРС-2400+ конвеєри + A2Rc-8800/110	1972	9,5	5,95	62,6
4. Чкалівський №2	1. СРС-2400+ конвеєри + A2Rc-8800/110	1979	7,5	5,75	76,7
	2. ЕР-5250+ОШ-4500/180 + ПГ-5000/60	1984	8,5	4,5	52,9
Марганецький ГЗК: 1. Грушевський	ЕРШР-5000+ОШ-4500/180	1982	7,3	4,75	65,1
середнє по марганцеворудних кар'єрах					65,5
Вільногірський ГМК: Кар'єр №7 „Північ”	КУ-800 + конвеєри + ЗП-6600	1980	9,6	4,25	44,2
Кар'єр №7 „Південь”	ЕРШР-1600 + конвеєри + ЗП-6600	1978	7,3	3,5	47,9
Середнє по кар'єрах Вільногірського ГМК					46,1
Середнє			8,4	5,2	62,0

Таблиця 2

Відмінні риси пластових розкривних родовищ

Особливості геологічної будови	Фактори, що впливають на технологію розробки родовища	Спрямованість впливу на технологію розробки родовища
Комплексність родовища	Кілька типів корисних компонентів (титан, циркон, ільменіт, рутил та ін.)	1. Формування рудопотоків 2. Валова та селективна розробка
Нерівномірність розподілу рудних скупчень	Блочність розташування рудних пісків по довжині фронту гірничих робіт	1. Відпрацювання видобувних уступів блоками 2. Селективність відпрацювання
Непостійний якісний склад рудних скупчень	Кілька рудних блоків з різним вмістом однотипного корисного компонента (по довжині фронту видобувних робіт)	1. Формування рудопотоків 2. Усереднення якості корисної копалини
Рудні скупчення переплутуються з безрудними пісками	Блочність розташування безрудних пісків по довжині фронту видобувних робіт	1. Зосередження вантажопотоків розкриву й корисної копалини в видобувній зоні кар'єру
Рудні піски містять глинисті породи (каолін) – до 40%	Ускладнений гідромеханізований розмив	1. Технологічні схеми добувних робіт
Наявність водоносних горизонтів (верховодки)	Порівняно низька стійкість гірських порід	1. Технологічні схеми розкривних і добувних робіт 2. Стійкість внутрішніх відвалів
Значне простягання рудного покладу при невеликій ширині	Невелика довжина фронту розкривних робіт (500-1500 м)	1. Спосіб розкриву 2. Інтенсивне посування фронту добувних робіт 3. Продуктивність розкривних комплексів устаткування
Відносно велика потужність покладу, діапазон її зміни	Збільшення розмірів робочої зони кар'єру	1. Деконцентрація гірничих робіт у робочій зоні кар'єру 2. Вибір комплексів устаткування для добувної та розкривної зони кар'єру

Застосування селективної розробки рудних пісків викликає необхідність використання мобільного устаткування

(автосамоскидів, одноківшевих навантажувачів) і відповідного оперативного керування вантажопотоками,

для забезпечення якого потрібно досить детальний і якісний гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля.

Гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля для умов відкритої розробки пластових розсипів зі складно-структурною геологічною будовою повинен сприяти одержанню необхідної інформації для оперативного підрахунку запасів рудних пісків і розкриття, планування гірничих робіт, а також можливого коректування (реконструкції) технологічних схем добувних і розкривних робіт.

Значна довжина пластових розсипних родовищ (до 10 км і більше) у порівнянні із шириною (500-1500 м) вказує на застосування поперечної схеми підготовки кар'єрного поля з поздовжнім розвитком фронту гірничих робіт. Найбільш раціональним способом розкриття родовища в таких умовах є розкриття похилими внутрішніми траншеями (з'їздами): напівстаціонарними, розташованими в одному з торців кар'єру й тимчасовими (ковзними) у робочій зоні.

Невелика ширина розсипних покладів у порівнянні, наприклад, з марганцеворудними, а також більш висока (у кілька разів) виробнича потужність кар'єру вимагають забезпечення значної швидкості просування фронту добувних і розкривних робіт. Це необхідно враховувати при виборі та обґрунтуванні технологічних схем розробки родовищ і комплексів основного устаткування.

Варто також враховувати, що при невеликій ширині покладу й, відповідно, невеликій довжині фронту гірничих робіт (800-1000 м) відбувається істотне зниження продуктивності розкривних комплексів устаткування безперервної дії через збільшення кількості врізань роторного екскаватора в нову заходку й кількості пересувань стрічкових конвеєрів. Це підтверджується досвідом роботи кар'єрів Вільногірського ГМК (див. табл. 1).

Головною відмінною рисою відкритої розробки пластових РР є велика питома вага добувних робіт у загальному обсязі гірської маси, що розробляється в проектних контурах кар'єрного поля. На відміну, наприклад, від марганцеворудних кар'єрів, де середній коефіцієнт розкриття ($K_{ср}$) перебуває в діапазоні 30-35 м³/м³ (15-18 м³/т), для кар'єрів РР Вільногірського ГМК величина $K_{ср}$ становить 4-4,8 м³/м³ (2-2,4 м³/т). Питома вага добувних робіт для марганцеворудних кар'єрів становить 2,8-3,2%, для кар'єрів, що розробляють розсипи – 17-20%.

Таким чином, значна потужність корисної копалини й обсяги видобутку призводять до відповідного збільшення розмірів видобувної робочої зони кар'єрів, що розробляють РР. При цьому, зі зростанням числа добувних уступів, особливо у випадку їх селективного відпрацювання, відбувається розосередження добувних і розкривних заходок у вертикальній площині й відповідне збільшення робочої зони кар'єру, що призводить до деконцентрації гірничих робіт у робочій зоні. Наслідком збільшення робочої зони є істотне зростання відстані транспортування розкривних порід у внутрішні відвали.

Збільшення добувної зони до певних розмірів практично виключає можливість застосування найбільш ефективних безтранспортної та транспортно-відвальної систем розробки надрудного розкривного уступу. Ця особливість розробки глибоких потужних пластових розсипів вимагає проведення досліджень щодо встановлення галузі застосування зазначених систем розробки розкриття,

а також пошуку нових або удосконаленню відомих технологічних схем. Особливо важливим завданням при цьому є розробка методичних рекомендацій з урахуванням впливу зміни параметрів добувної зони на вибір і обґрунтування технологічної схеми розкривних робіт.

Збільшення розмірів робочої зони відбувається не тільки при селективній розробці рудних пісків декількома добувними уступами, але й, як показує досвід роботи кар'єрів Вільногірського ГМК, при одному добувному уступі висотою 10-15 м. Це пояснюється тим, що його відпрацювання здійснюється з перевантаженням рудних пісків екскаваторами-драглайнами в автосамоскиди. При цьому екскаваторний перевантажувальний пункт і драглайн розміщаються на верхній площадці добувного уступу, що вимагає значної її ширини (100-150 м).

Узагальнюючи викладені вище особливості геологічної будови й розробки пластових РР, необхідно відзначити наступне.

Удосконалення технології відкритої розробки зазначених родовищ повинне здійснюватися у двох напрямках: 1) удосконалення технології розробки розкривних порід; 2) удосконалення технології видобувних робіт.

Основні напрями удосконалення технології розкривних робіт є загальними як для розсипних, так і марганцеворудних, вугільних і нерудних пластових родовищ: підвищення ефективності використання основного гірничотранспортного устаткування; максимально можливе застосування безтранспортної і транспортно-відвальної систем розробки родовища; збільшення масштабів застосування стрічкових конвеєрів при комбінованій системі розробки (на верхніх розкривних горизонтах); пошук нових технологічних рішень у галузі конструювання технологічних схем проведення розкривних робіт при розробці родовищ із великою потужністю розкриття; створення потужніших розкривних комплексів устаткування безперервної дії; забезпечення стійкості внутрішніх відвалів; забезпечення якості відновлення земель, що порушуються.

До основного напрямку удосконалення технології видобувних робіт розсипних родовищ варто віднести:

1. Пошук нових та удосконалення застосовуваних технологічних схем добування корисних копалин, які забезпечують: зменшення параметрів добувної зони кар'єру; селективність розробки; розширення зони застосування мобільного добувного устаткування (однокішєвих навантажувачів, як основного виймально-навантажувально-транспортного устаткування); скорочення внутрішньокар'єрних відстаней транспортування руди; збільшення питомої ваги гідротранспортування рудних пісків на збагачувальну фабрику.

2. Розробка методів оперативного керування рудопотоками у кар'єрі.

3. Розробка методів оперативного й календарного планування гірничих робіт.

Таким чином, удосконалення технології розкривних і добувних робіт із всіх вищевказаних напрямів можливе за умови розробки інформаційного й методичного забезпечення вирішення відповідних наукових завдань, головна з яких – вибір і обґрунтування технологічних схем, що враховують взаємозв'язок параметрів добувної та розкривної зон кар'єру.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Симоненком 07.04.09

УДК 622.412.13

А.К. Котляров, Л.В. Шнякина

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОБОСНОВАНИЯ ТРЕБОВАНИЙ К СРЕДСТВАМ КОНТРОЛЯ ВЗРЫВООПАСНОСТИ

Запропоновано економічно обґрунтований підхід до вибору параметрів засобів контролю вибухонебезпеки об'єктів та устаткування вугільних шахт, що полягає в пошуку умов, за яких забезпечується мінімум сукупних витрат і збитку, обумовлених відмовами або недоліками засобів контролю.

Предложен экономически обоснованный подход к выбору параметров средств контроля взрывоопасности объектов и оборудования угольных шахт, заключающийся в поиске условий, при которых обеспечивается минимум совокупных затрат и ущерба, обусловленного отказами или недостатками средств контроля.

The economic grounded going is offered near the choice of parameters controls explosiveness objects and equipment of coal mines, consisting in the search of terms, which a minimum of the combined expenses and harm, conditioned refuses or lacks of controls is provided at.

Обеспечение надежного контроля взрывоопасности горных выработок шахт является одной из наиболее актуальных для угольной отрасли задач. Разработке методов и средств контроля взрывоопасности посвящены работы многих отечественных и зарубежных ученых [1, 2]. Важным этапом при разработке средств контроля является обоснованный выбор требований к их параметрам и характеристикам. Повышение требований приводит к удорожанию средств контроля и неоправданному увеличению затрат на их приобретение и обслуживание. В ином случае увеличивается вероятность отказов средств контроля, что приводит к возникновению аварий с тяжелыми социально-экономическими последствиями. Вопросы экономически обоснованного выбора параметров средств контроля в достаточной мере в литературе не освещены.

Целью настоящей публикации является разработка экономически обоснованного подхода к выбору параметров средств контроля взрывоопасности.

При обосновании требований к газоаналитической технике, предназначенной для предупреждения взрывов, необходимо учитывать ряд факторов и условий, которые часто являются противоречивыми. Среди таких факторов и условий, прежде всего, выделим:

- выполнение требований нормативно-правовых актов по охране труда;
- затраты на приобретение, монтаж и наладку средств контроля взрывоопасности Z_{II} ;
- эксплуатационные расходы, связанные с обслуживанием средств контроля взрывоопасности E_O ;
- социально-экономические последствия, к которым приводит несрабатывание аппаратуры при возникновении взрывоопасной среды E_H ;
- экономические последствия событий, связанных с простоями добычных и подготовительных участков шахт, в результате срабатывания средств защитного отключения при возникновении угрозы образования взрывоопасной среды E_{II} ;

– экономические и экологические последствия, связанные с выбросом в атмосферу газовых смесей, каптируемых дегазационными системами E_B .

Расширение диапазона измерения, повышение точности, надежности и быстродействия анализаторов метана связано с дополнительными затратами на проектирование и изготовление газоаналитической техники, увеличивает ее цену, но в то же время способствует снижению вероятности возникновения аварий, обусловленных взрывами метана.

В общем случае решение задачи по обоснованию требований может быть сведено к

$$F = Z_{II} + E_O + E_H + E_{II} + E_B \rightarrow \min. \quad (1)$$

В данном случае требования нормативно-правовых актов по охране труда выступают в качестве ограничений при поиске минимума функционала.

Затраты на приобретение, монтаж и наладку средств контроля взрывоопасности Z_{II} зависят от цены газоанализаторов и сроков их эксплуатации. Транспортные расходы, затраты на демонтаж старых приборов, установку новых и их наладку обычно укрупненно принимают в пределах 20% от цены приборов. При одновременной замене всех газоанализаторов на шахте с учетом того, что их срок эксплуатации превышает один год, затраты на приобретение анализаторов необходимо приводить к одному году. Одновременная замена всех анализаторов требует значительных единовременных затрат и поэтому более предпочтительна равномерная постепенная ежегодная замена части анализаторов по мере их износа [3]. При равномерной замене годовые затраты на приобретение, монтаж и наладку средств контроля взрывоопасности можно определить как

$$Z_{II} = \frac{1,2n\Pi_{II}}{T},$$

где Π_{II} – цена газоанализатора, грн; T – срок эксплуатации, лет; n – общее количество анализаторов на шахте с учетом их резерва.

Эксплуатационные расходы, связанные с обслуживанием средств контроля взрывоопасности E_O , включают материальные затраты (запасные части, поверочные газовые смеси и др.), заработную плату работников, обслуживающих аппаратуру газового контроля, начисления на заработную плату и др. статьи расходов. Укрупненно величина этих расходов может быть принята как

$$E_O = 3_{\Pi} k_E,$$

где k_E – коэффициент, учитывающий расходы, связанные с обслуживанием средств контроля взрывоопасности.

Для оценки социально-экономических последствий несрабатывания аппаратуры при возникновении взрывоопасной среды E_H воспользуемся методическими подходами к оценке убытков, вызванных авариями, изложенными в [4, 5]. Для определения экономической оценки убытков от опасности взрыва, исходя из горно-геологических и горнотехнических факторов, все шахты были разделены на три группы, которые в наибольшей мере влияют на вероятность возникновения взрывов [4]. Основным признаком разделения шахт на группы является скорость образования метано-воздушной смеси взрывной концентрации. К первой группе отнесены шахты 1, 2 и 3 категорий по газу метану, ко второй – сверхкатегорийные, к третьей – опасные по внезапным выбросам. Выделение групп шахт по данному признаку подтверждается статистическими данными о средних убытках от взрывов [6, 7]. Экономическая оценка опасности взрыва в шахте определяется из выражения [5]

$$\Pi_{\text{вз}} = \sum_{j=1}^3 [1 - (1 - p_{ij})^{k_i}] U_{ij}, \quad (2)$$

где U_{ij} – ожидаемый убыток от взрыва на объекте i -го типа j -й группы шахт ($i = 1$ – очистные забои, $i = 2$ – забои подготовительных выработок, $i = 3$ – другие выработки); p_{ij} – ожидаемая вероятность возникновения взрыва на объекте i -го типа j -й группы шахт в течение года; k_i – среднегодовое количество объектов i -го типа на шахте.

Ожидаемый убыток от взрыва на объекте определяется как среднеарифметическая величина убытков от взрывов на объектах данного типа в каждой группе шахт за выбранный период времени. При этом убытки от аварий, происшедшие в разные годы, должны приводиться к сопоставимым ценам.

Социально-экономические последствия, к которым приводит несрабатывание аппаратуры при возникновении взрывоопасной среды, могут быть оценены исходя из рассчитанной по выражению (2) экономической оценки опасности взрыва в шахте. Однако в общем случае эти величины не идентичны, так как значительная часть взрывов обусловлена причи-

нами, не связанными с недостатками или несрабатыванием аппаратуры газового контроля. К ним относятся взрывы, обусловленные воспламенением метано-воздушной смеси в результате выгорания зарядов при ведении взрывных работ, отсутствием аппаратуры газового контроля в местах возникновения местных скоплений метана, несанкционированным вмешательством в работу средств контроля взрывоопасности и др. причинами. Анализ данных о причинах взрывов на угольных шахтах Украины за период с 1976 года по настоящее время [5, 6] показывает, что только 46,3% причин всех взрывов можно с достаточной высокой достоверностью связать с несрабатыванием аппаратуры при возникновении взрывоопасной среды. С учетом недостаточно достоверных данных о причинах взрывов указанный процент можно увеличить до 64,7%.

В таком случае социально-экономические последствия, к которым приводит несрабатывание аппаратуры при возникновении взрывоопасной среды можно представить в виде

$$E_H = k_E \Pi_{\text{вз}} = k_E \sum_{j=1}^3 [1 - (1 - p_{ij})^{k_i}] U_{ij},$$

где k_E – коэффициент, учитывающий часть взрывов, обусловленных недостатками или несрабатыванием аппаратуры газового контроля.

Вероятность возникновения в течение года взрыва определяется в результате обработки статистических данных о взрывах и количестве объектов данного типа в каждой группе шахт за выбранный период времени. В качестве базового значения этой вероятности, характерного для условий применения существующей газоаналитической техники, может быть принята среднегодовая частота взрывов на один объект данного типа и данной группы. Расширение диапазона измерения, повышение точности, надежности и быстродействия анализаторов метана позволяет предотвратить часть аварий, обусловленных недостатками или несрабатыванием аппаратуры газового контроля. В таком случае ожидаемое значение вероятности взрыва уменьшается в сравнении с базовым значением. В данном случае оно определяется как среднегодовая частота той части взрывов, которые бы произошли на объекте данного типа и данной группы, несмотря на наличие газоаналитической техники нового технического уровня. Иными словами, при расчете ожидаемой вероятности из общего числа взрывов на объекте данного типа и данной группы за выбранный период времени необходимо исключить те взрывы, которые можно было бы предотвратить при применении новой техники.

Экономические последствия событий, связанных с простоями добычных и подготовительных участков шахт, в результате срабатывания средств защитного отключения при возникновении угрозы образования взрывоопасной среды E_{Π} обусловлены:

– потерей угледобычи из-за нарушения функционирования добычного участка;

- потерями объемов проходки;
 - оплатой работникам вынужденных часов простоя;
 - затратами на разгазирование горных выработок.
- Потери угледобычи из-за нарушения работы добычных участков ΔD_o могут быть определены как

$$\Delta D_o = \sum_1^i q_i t_i,$$

где q_i – планируемая суточная нагрузка i -го добычного участка, т/сут; t_i – число дней остановки работы i -го участка за год в результате срабатывания средств защитного отключения.

Потери объемов проходки могут быть определены по выражению

$$\Delta P = \sum_1^j p_j t_j,$$

где p_j – планируемый объем проходки по j -му проходческому забою в метрах погонных или m^3 ; t_j – число дней остановки проходческих работ по j -му забою за год в результате срабатывания средств защитного отключения.

Потери объемов проходки могут привести к задержке сроков подготовки участков к выемке, что в конечном итоге ведет к дополнительным потерям угледобычи, а при проведении подготовительных выработок по углю – к потерям угледобычи из очистных забоев. Суммарные потери угледобычи при этом составляют

$$\Delta D = \Delta D_o + \Delta D_{II},$$

где ΔD_{II} – потери угледобычи из-за нарушения функционирования подготовительных участков.

Потери угледобычи приводят к росту себестоимости единицы продукции и снижению выручки от реализации продукции. Рост себестоимости тонны угля при уменьшении объемов добычи связан с увеличением удельного веса условно постоянных расходов в структуре себестоимости продукции. Убытки от потери угледобычи в этом случае можно определить как

$$E_{II} = \Delta D (C_p - \kappa_{nep} C_{np}),$$

где C_p – цена реализации продукции, грн; κ_{nep} – часть условно-переменных расходов в себестоимости продукции; C_{np} – себестоимость продукции, грн.

Экономические последствия, связанные с выбросом в атмосферу газовых смесей, капируемых дегазационными системами, характерны для шахт использующих капируемые смеси в качестве энергетического сырья. При снижении концентрации метана в смеси ниже верхней границы недопустимых

концентраций такая газовая смесь сбрасывается в атмосферу через свечу, а недостающее количество данного энергоносителя заменяется другим видом топлива, как правило, природным газом. Убытки, обусловленные сбросом в атмосферу газовых смесей, определяются затратами на природный газ, которые зависят от цены газа C_z и его объема L_z , необходимого для замены газовой смеси

$$E_B = C_z L_z.$$

Объем природного газа, необходимого для замены сбрасываемой в атмосферу газовой смеси L_c , можно рассчитать как

$$L_z = L_c \frac{q_z}{q_c},$$

где q_z, q_c – теплотворная способность соответственно газа и смеси, кДж/ m^3 .

Экологические последствия выброса в атмосферу капируемых дегазационными системами газовых смесей состоят в увеличении концентрации парниковых газов в воздухе. Эти последствия носят глобальный характер и для конкретных условий не могут быть определены.

Следует отметить, что в уравнении (1) последняя компонента присуща только в случае решения задачи по обоснованию требований к средствам контроля взрывоопасности смесей в дегазационных трубопроводах, а последствия событий, связанных с простоями добычных и подготовительных участков шахт, в данном случае могут не учитываться.

При обосновании требований к газоаналитической технике, используемой для контроля взрывоопасности газовых смесей в горных выработках шахт, выражение (1) с учетом полученного значения составляющих может быть представлено в виде

$$\frac{1,2n C_{II}}{T} (1 + k_E) + k_E \sum_{i=1}^3 [1 - (1 - p_{ij})^{k_i}] U_{ij} + \Delta D (C_p - \kappa_{nep} C_{np}) \rightarrow \min,$$

а при обосновании требований к газоаналитической технике, используемой для контроля взрывоопасности газовых смесей в дегазационных трубопроводах, выражение будет иметь вид

$$\frac{1,2n C_{II}}{T} (1 + k_E) + k_E \sum_{i=1}^3 [1 - (1 - p_{ij})^{k_i}] U_{ij} + C_z L_c \frac{q_z}{q_c} \rightarrow \min,$$

Выводы. Рассмотренный подход к обоснованию требований к газоаналитической технике, предназначенной для предупреждения взрывов, является в ка-

кой-то мере универсальным. Аналогичным образом, т.е. с учетом затрат на проветривание, дегазацию, проведение и поддержание горных выработок, а также экономических последствий аварий и простоев должны обосновываться и требования нормативно-правовых актов к недопустимым концентрациям метана, местам установки газоаналитической техники, средств взрывоподавления и др. параметров. Однако для реализации такого подхода необходимо иметь достаточно большой объем достоверных статистических данных о таком виде аварии как взрыв. Следует также отметить, что выборка статистических данных является представительной только в случае относительного постоянства горно-геологических и горно-технических условий и в значительной мере зависит от полноты и достоверности исходной горно-геологической информации.

Горно-геологические условия в значительной степени определяют тип и технологию предприятия. Считают, что к настоящему времени они достаточно хорошо изучены и оценены количественно. Однако воздействие изменяющейся технологической компоненты (техники, технологии) способно привести к существенному изменению условий добычи полезного ископаемого, например газообильности пластов. К тому же и степень изученности горно-геологических условий не исключает возможности непредвиденного изменения качественных характеристик полезного ископаемого и условий добычи, в их числе наличия геологических нарушений, суфляров, газодинамических проявлений горного давления и др.

Следует отметить, что полная исчерпывающая формулировка задачи оптимизации исключает наличие каких-либо ограничений. Реально же, ввиду изменчивости природной и технологической компонент, учесть все связи и зависимости между входными и выходными параметрами практически невоз-

можно. Кроме того, при решении оптимизационных задач, часто целесообразно ограничить область поиска оптимума некоторыми реальными очевидными границами. В данном случае, при обосновании требований к средствам контроля взрывоопасности, такими границами являются требования действующих нормативно-правовых актов по охране труда [8].

Список литературы

1. Карпов Е.Ф., Биренберг И.Э., Басовский Б.И. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы. – М.: Недра, 1984. – 285 с.
2. Голяничко Н.И., Котляров А.К., Белоножко В.В. Контроль взрывоопасности горных выработок шахт. – Д.: Наука и образование, 2004. – 207 с.
3. Котляров А.К. Влияние процессов переоснащения угольных шахт средствами безопасности на состояние травматизма и аварийности в отрасли // Сб. науч. тр. / НГУ. – 2003. – № 17, т. 2. – С. 400-403.
4. Кучеба П.К. Организационно-экономический механизм управления охраной труда на шахтах. – Донецк: ИЭП НАН Украины, 1997. – 288 с.
5. Вагонова А.Г. Экономические проблемы поддержания мощности и инвестирования угольных шахт Украины. – Д.: НГУ, 2005. – 287 с.
6. Левкин Н.Б. Предупреждение аварий и травматизма в угольных шахтах Украины. – Донецк: Донбасс, 2002. – 396 с.
7. Брюханов А.М. Научно-технические основы исследования и предотвращения аварий на угольных шахтах. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – 347 с.
8. НПАОП 10.0-1.01-05 Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Відлуння, 2005. – 398 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. О.Г. Вагоною 21.03.09

П.И. Пигулевский

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СДВИГОВОЙ ТЕКТОНИКИ ПРИ ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГЕОЛОГО-ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ В ПРЕДЕЛАХ УКРАИНСКОГО ЩИТА

Розглядаються геодинамічні аспекти розвитку розломів зсувного типу в земній корі та їх прикладне значення при вирішенні різних геологічних задач.

Рассматриваются геодинамические аспекты развития разломов сдвигового типа в земной коре и их прикладное значение при решении различных геологических задач.

Geodynamic aspects of development of the fault zones of the Ukrainian shield.

Введение. Развитие полномасштабной регматической сети разломов в земной коре планеты признано исследователями многих регионов Земли [1-6]. Работы по моделированию разрывов в обстановке простого сдвига показывают сложный характер ветвления систем трещин в зоне активного динамического влияния разрывных нарушений. Однако сдвиговой составляющей разломов в научной литературе уделяется очень мало внимания, так как сдвиговая природа разломов во всей своей архисложной полноте представляется многим исследователям неоднозначно. Изучение той или иной разрывной структуры в аспекте ее развития позволит дифференцированно подходить к оценке исследуемых тектонических зон на различные геологические процессы, протекающие в них, и соответственно выполнять прогноз на различные виды полезных ископаемых.

Изучением теоретических основ возможных процессов происходящих при развитии сдвиговой тектоники и их прикладного характера при решении ряда геологических задач в ДГП «Днепрогеофизика» занимался ведущий геолог Л.П. Бугримов. Автором этой публикации совместно с ним были выполнены исследования на ряде объектов. По некоторым из них материалы приводятся ниже, с надеждой, что полученные результаты могут заинтересовать молодых ученых заниматься этой проблемой.

Теоретические предпосылки. Изучение динамических характеристик разломных структур возможно с позиции тектонофизической системы [7, 8]. Достаточно рассмотреть работы по моделированию разрывов даже в обстановке простого сдвига, чтобы проиллюстрировать специфику ветвления систем трещин в зоне активного динамического влияния разрыва. При этом в природе, как правило, возникает ситуация развития парного разлома-сдвига с характерной внутрисдвиговой картиной распределения разломов второго порядка, здесь развиваются разрывы диагональной (R) и ортогональной (R^I) систем под углом к оси сдвига, которые формируют в земной коре строго определенные участки сжатия или растяжения.

При инверсии движений на обратное по региональному сдвигу наблюдается перераспределение областей сжатия или растяжения (рис. 1). Таким об-

разом, последовательность образования разломов второго порядка, как чередующихся систем открытых и закрытых трещин, формирует в совокупности разрывную зону.

Делимость земной коры при развитии парных сдвигов в зависимости от масштаба их проявления можно представить в виде матрицы:

$$\begin{aligned} & \text{Парный сдвиг } C_0 \dots C \\ & C_0 \cdot C_{1/2} \cdot C_{1/4} \dots C_n \cdot (R_1 \dots R_n; R^I \dots R^I_n) \\ & C_{1/2} \dots C_n \cdot (R_{1/2} \dots R_{(1/2)^n}; R^I_{1/2} \dots R^I_{(1/2)^n}) \\ & C_{1/4} \dots \dots \dots \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} & \text{Инверсия парного сдвига } C_0 \dots C \\ & C_0 \cdot C_{1/2} \cdot C_{1/4} \dots C_n \cdot (R_1 \dots R_1)^n : R^I_1 \dots R^I_{(1)^n} \\ & C_{1/2} \dots C_n \cdot (R^I_{(1/2)} \dots R^I_{(1/2)^n} : R^I_{1(1/2)} \dots R^I_{1(1/2)^n}) \\ & C_{1/4} \dots \dots \dots \end{aligned}$$

Образования сдвигов (по П. Бедгли) второго и третьего порядков [8] носят сложный характер в плане диагностики "элементарной ячейки" проявления сдвиговой тектоники. Диагональные структуры и, в меньшей мере, ортогональные формируют структуры типа S-изгибов, которые также обладают сдвиговыми дислокациями. Особое место в структурной обстановке проявления сдвиговой тектоники занимают узлы пересечения диагональных разломов типа R и R^I .

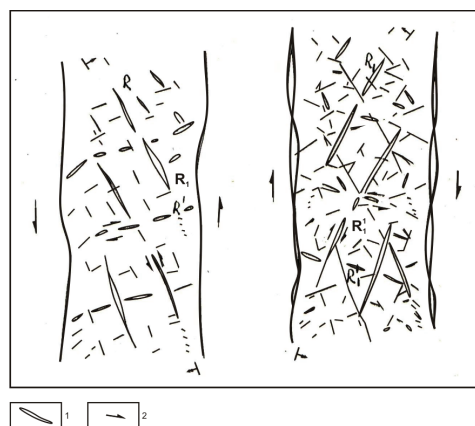


Рис. 1. Схема ветвления разрывов при левом сдвиге (слева) и при инверсии на правостороннее движение (справа) (по Семинскому, 1986): 1 – открытые трещины; 2 – направление сдвигов

Они в условиях инверсии сдвигов различного направления, в любом случае, будут оставаться открытыми субвертикальными каналами, используемыми при проникновении жидких и газовых растворов в верхнюю часть земной коры.

Цепочки таких узлов пересечений разломов $R - R_I$ и $R^I - R^I_I$ при условии n -й пары сдвигов формируются в приосевой части пары и могут способствовать дальнейшей делимости земной коры. Однако при рекомбинации сдвиговых дислокаций $C_0 \dots C$ – возникают многочисленные осложнения, геологическую природу которых можно определить лишь в каждом конкретном случае заверочным бурением или детальными геофизическими исследованиями.

Так, на докембрийской стадии развития и становления сдвигов различаются два этапа – ранний и инверсионный – поздний, которые создали наиболее полное развитие разрывной и трещинной тектоники в кристаллическом фундаменте. Системы диагональных и ортогональных сдвигов второго порядка в условиях исследованной части Украинского щита (УЩ) приурочены к разломам общекриворожского субмеридионального простирания. На раннем этапе развития, как левого сдвига, разрывы типа R и R^I являлись разломами растяжения и открытой трещиноватости. На позднем этапе развития глубинных разломов (правый сдвиг) эти разрывы закрывались, при этом формировалась новая система открытых разломов ($R_I - R^I_I$), свойственная правосторонним движениям.

Краткие результаты исследований тектонической обстановки в районе Южноукраинской АЭС. При исследованиях сейсмической ситуации в районе Южноукраинской АЭС (ЮУ АЭС) наши представления о глубинной и региональной тектонике юго-западной части Восточноевропейской платформы основывались на работах Л.П. Бугримова и соавторов [9, 10]. В них показано, что образования древних гнейсовых серий формировались в условиях растяжения тройных структур сочленений зон глубинных разломов над сводовыми воздыманиями земной коры и верхней мантии. Более того, следует добавить, что метаморфизованные осадочно-вулканогенные серии архея – нижнего протерозоя образовались также в условиях палеорифтогенеза, связанного с глобальными процессами сдвиговой тектоники.

Проведенные региональные геофизические исследования [11] подтвердили ранее сделанные выводы о том, что непосредственно в регионе расположения ЮУ АЭС развиты глубинные разломы мантийного заложения. В гравимагнитных полях, это контрастные градиентные зоны обрамления Голованевско-Ряснопольской и Братской структур с вложенной между ними пропеллорообразной структурой, выполненной гранитоидами Вознесенского комплекса. Здесь же проходит дуга зоны глубинных наклонно-падающих разломов по данным сейсморазведки, которая по результатам магнитотеллурического зондирования просматривается как зоны аномалий высокой проводимости на всю толщину земной коры. Это свидетельствует о чрезвычайной неоднородности и

раздробленности в глубинном строении земной коры этого региона, отнюдь не связанной с древними геологическими процессами.

Основным сдвиговым направлением для территории размещения ЮУ АЭС являлось общекриворожское простирание разломов [11]. Согласно полученной в этой работе схемы внутрисдвиговой тектоники, можно выделить Тальновско-Фрунзовско-Кировоградскую, Кировоградско-Криворожскую, Тальновско-Фрунзовско-Криворожскую и другие пары сдвигов, внутри которых формировались древние диагональные зоны растяжения палеорифтинга (структуры R), а также ортогональная Родионовско-Явкинская зона разломов общекавказского простирания, переходящая на востоке в известный Анновско-Садневский пояс даек (структуры R^I). Эти структуры (R и R^I) сформировались в условиях левостороннего движения вдоль разломов общекавказского простирания. На рис. 2 показано, что ЮУ АЭС находится в узле пересечения структур (R и R^I). Следует отметить, что особенность составленной схемы состоит в том, что на ней отображено явление левосторонних сдвиговых дислокаций, в то время как при инверсии сдвигов общекриворожского простирания на правое – горизонтальное движение будет проявляться как зеркальное отражение картины внутрисдвиговой тектоники, что имеет место при проявлении разломов северо-восточного и субширотного простираний, которые на рис. 2 не показаны.

Родионовско-Явкинская зона разломов общекавказского простирания с углом $285 \pm 5^\circ$ имеет латеральную мощность в районе АЭС около 30 км (см. рис. 2). В гравимагнитных полях она проявляется по смене простирания аномалий, коленообразными изгибами, изменением амплитуды и морфологии аномалий, а в отдельных случаях и секущими локальными аномалиями разного знака. Эта зона ограничивает простирание на север Ряснопольской аномалии электропроводности. Сейсмические данные, полученные по поверхности Мохоровичича, показывают, что на севере Одесской зоны разломов мантийного заложения (по профилю 1-АЭС) она ступенеобразно приподнимается на 4-6 км. Этот факт позволяет отнести Родионовско-Явкинскую тектоническую зону к разлому мантийного заложения.

На рис. 2 видно, что в районе промплощадки энергокомплекса АЭС зона Родионовско-Явкинского глубинного разлома осложнена внутрисдвиговыми разломами с характерным рисунком их «ветвления». Станция расположена в центральной части всей структуры растяжения, которая, как видно из сейсмического разреза, имеет собственную геометрию глубинного строения.

Разломы общекавказского простирания имеют крутое падение и пропеллорообразную форму, характерную для структур R^I . Так, по результатам сейсмических исследований на профиле 2-АЭС отражающие элементы имеют на востоке от станции северное падение под углом $70-75^\circ$, а на западе от нее – на юг под углом $65-70^\circ$ [11]. На участке перегиба эта структура рассекается субмеридиональным разломом, который

рассматривался предшественниками как продолжение Первомайской зоны глубинных разломов.

Детальными исследованиями разрывной тектоники в районе промплощадки энергокомплекса в масштабе 1:10 000 было отмечено дальнейшее развитие (деление) разрывов внутри системы сдвигов более высоких порядков. На этом уровне детальности построений более четко проявляется активность разломов Родионовско-Явкинской зоны, что привело

к локальной активизации внутри ее участка Вознесенской зоны с общим простиранием 330° . Внутри очередной системы сдвигов вознесенского направления формируется дальнейшая бифуркация трещиноватости и геодинамических пар разрывов с азимутами простираний: 0 и 270° ; 50 и 300° , которая и обуславливает специфику тектонических построений на промплощадке энергокомплекса.

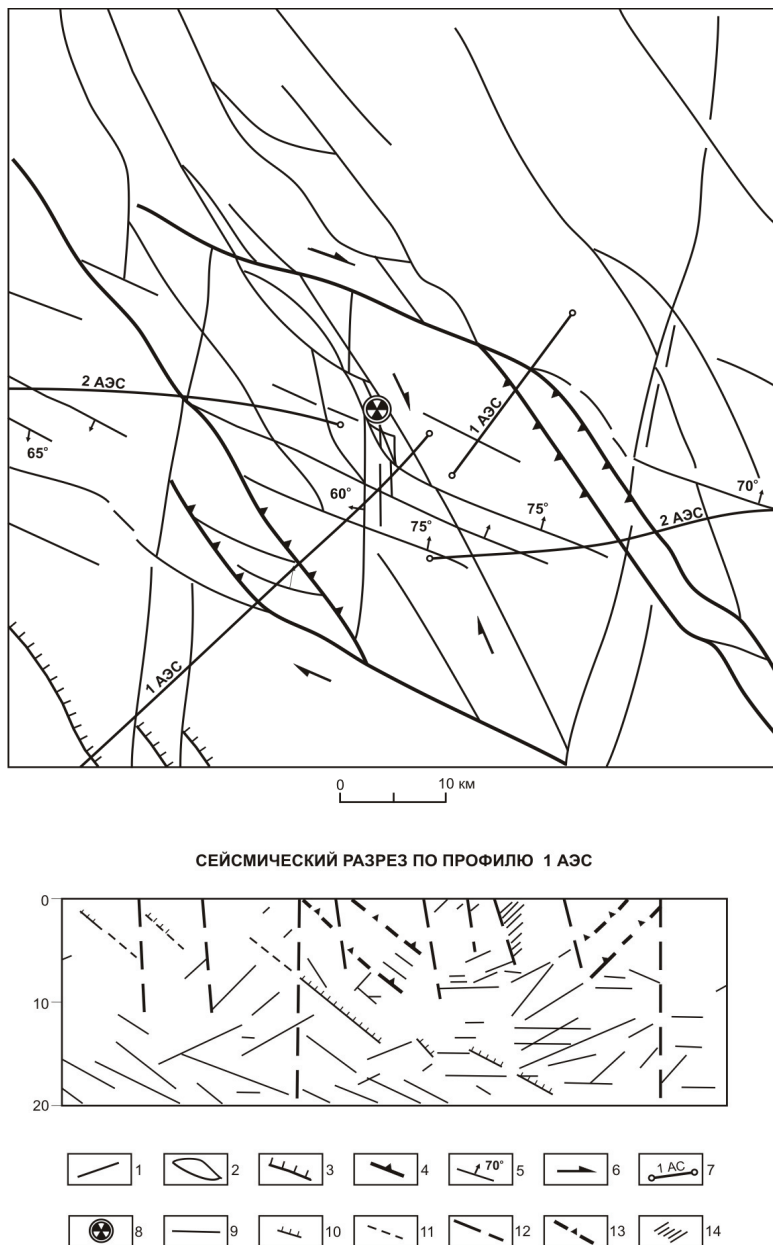


Рис. 2. Общая геолого-динамическая характеристика региона ЮУ АЭС

К карте: 1 – глубинные и региональные разломы; 2 – разломы контура S-структуры растяжения; 3 – разломы фронтальной части, падающей на северо-восток зоны глубинных разломов; 4 – наклоннопадающие разломы S-структуры растяжения; 5 – направления крутопадающих разломов по данным сейсморазведки (по данным профиля 2 АЭС); 6 – направления сдвигов; 7 – профили сейсморазведки методом ОГТ; 8 – ЮУ АЭС

К разрезу: 9 – сейсмические площадки; 10 – кровля фронтальной части, падающей на северо-восток зоны глубинных разломов; 11 – трассеры сейсмических площадок; 12 – субвертикальные разломы, не регистрируемые по профилю 1 АЭС; 13 – наклоннопадающие разломы S-структуры растяжения; 14 – зона растяжения непосредственно района ЮУ АЭС

Рассмотренные структурно-тектонические перестройки в кристаллическом фундаменте отражаются и в осадочном чехле. В определенных структурных условиях сдвиги по разломам в фундаменте оказывают влияние на формирование осадочного чехла в виде пологой брахискладчатости. При этом образуются кулисообразные антиклинальные и синклиналильные брахискладки, которые как области напряженного состояния и развития эффективной трещиноватости на сводах могут быть объектами накопления подземных вод.

В развитии этих предположений Л.П. Бугримовым была построена принципиальная схема (рис. 3, 4) оценки территории (с позиции сдвиговой тектоники) на перспективность постановки поисково-разведочных изысканий подземных вод на Пятихатском листе (М-36-128).

Прогнозная оценка территории Пятихатского листа на поиски подземных вод. В классическом

варианте при составлении геолого-структурных карт по материалам геолого-геофизических исследований используются структурно-тектонические критерии, которые отражают (фиксируют) в общем статику тектонических дислокаций. Для практической реализации результатов детальных исследований на ЮУ АЭС Л.П. Бугримов рассмотрел реконструкцию структурных элементов ранее построенных геолого-структурных карт и схем с позиций геодинамики сдвиговой тектоники как по докембрийскому фундаменту, так и по образованиям осадочного чехла в пределах Пятихатского вала Среднеприднепровского мегаблока УЩ [12]. Это позволило провести геодинамическое районирование площади исследований и выполнить прогнозирование отдельных структур с целью определения эффективной открытой трещиноватости при поисках подземных вод.

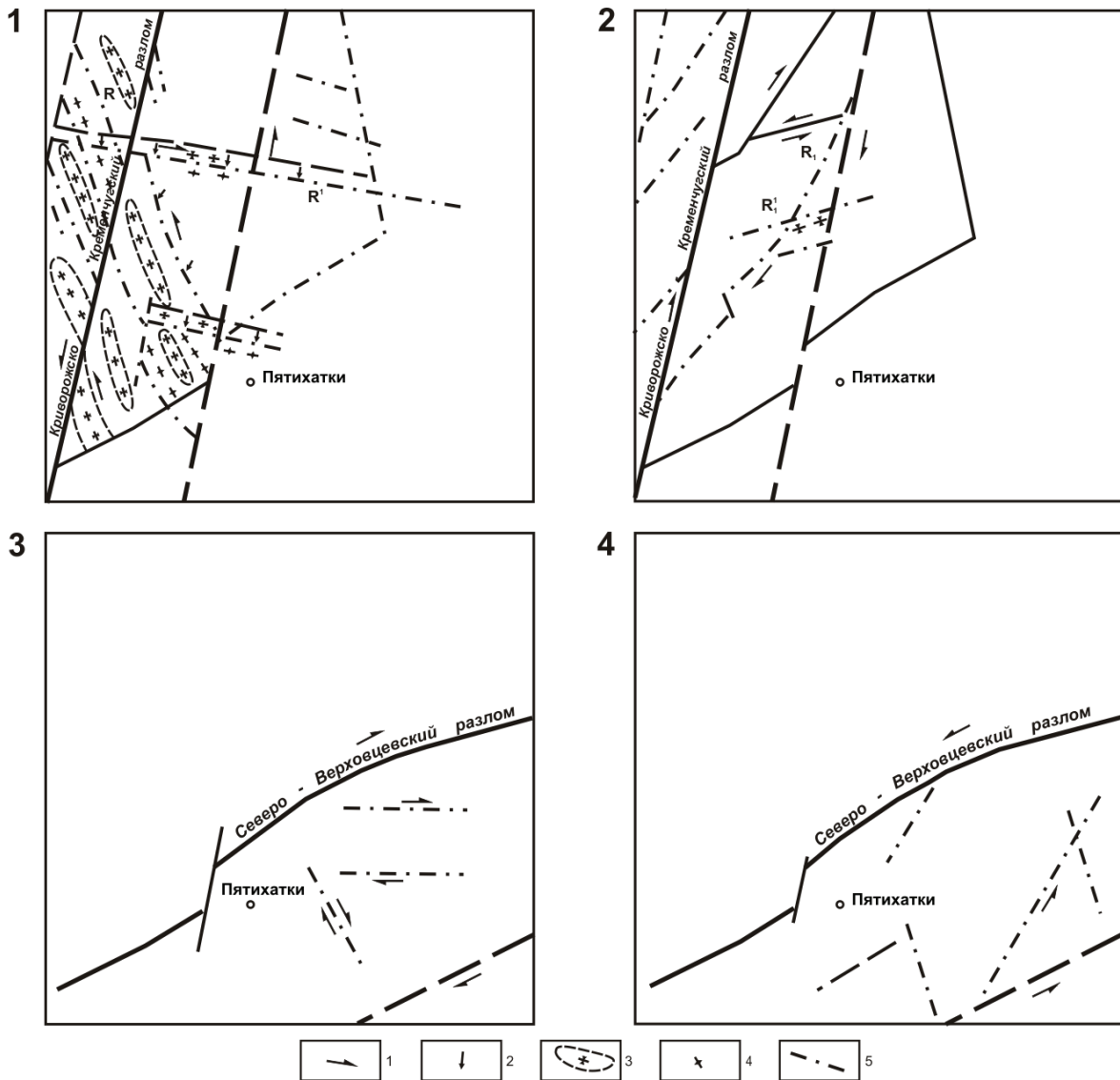


Рис. 3. Схема развития Криворожско-Кременчугского и Северо-Верховцевского разломов на разных стадиях сдвиговой тектоники: 1 – направление сдвиговых дислокаций; 2 – направление нормальных горизонтальных напряжений на поздней стадии развития; пологие складчатые формы осадочного чехла: 3 – синклиналильные; 4 – антиклинальные; 5 – разломы типа R и R¹ внутрисдвиговых дислокаций

Рис. 3 иллюстрирует геодинамическое районирование этой площади по зонам влияния внутрисдвиговой трещиноватости парных сдвигов (глубинных разломов) – Криворожско-Кременчугского и Северо-Верховцевского. Их развитие в пространстве и времени создает своеобразную по простиранию внутрисдвиговую картину разрывов более высоких порядков.

Рис. 3.1 демонстрирует строение системы диагональных (R) и ортогональных (R^I) сдвигов второго порядка на ранней стадии движения по Криворожско-Кременчугскому разлому как левому сдвигу. На этой стадии разрывы типа R и R^I являются разломами растяжения и открытой трещиноватости. На поздней стадии развития глубинного Криворожско-Кременчугского разлома, как правого сдвига, эти разрывы закрываются, в то же время формируется новая система открытых разломов ($R_1-R^I_1$), свойственная правосторонним движениям (рис. 3.2). Особое место в структурной обстановке проявления сдвиговой тектоники занимают узлы пересечения диагональных разломов типа R и R^I , которые в условиях инверсии сдвигов различного направления, в любом случае будут оставаться открытыми, что обуславливает их особую перспективность на поиски подземных вод.

Рис. 3.3 и 3.4 иллюстрируют ранний и поздний этапы развития сдвигов зоны Северо-Верховцевского разлома. Трещиноватость позднего этапа развития носит современный открытый характер и является потенциально водоносным. Отметим, что Северо-Верховцевская зона разломов нарушает строение южного продолжения Комиссаровской зоны и является наиболее молодой на докембрийском этапе развития УЩ.

В результате анализа и синтеза этих построений на рис. 4 представлена схема оценки территории на перспективность изысканий на подземные воды. Имеющиеся данные бурения позволяют сделать предположение о необходимости опосредованного узлов пересечения разломов ранней и поздней стадий развития сдвиговой тектоники, контролируемых открытыми разломами второго порядка северо-восточного (структуры R_1) и субширотного ($R^I-R^I_1$) простираний, а также кулисообразными синклиналиями структурами осадочного чехла, локализованными вдоль Криворожско-Кременчугского разлома. Так, выступы фундамента древнего основания формируют в породах осадочного чехла условия проявления нормальных горизонтальных напряжений, образующих пологие складчатые брахиформы. Следует отметить, что на внешней стороне изгиба сводов пологих открытых складок пород осадочного чехла формируется эффективная открытая трещиноватость, особенно свойственная антиклинальным структурам. Последнее может способствовать дренажу поверхностных вод в нижезалегающие горизонты, в том числе и в открытые трещинные зоны докембрийского фундамента. Синклиналии поло-

гие складки пород осадочного чехла сверху наоборот герметизируют трещины в кристаллическом фундаменте. При этом, наследуется древний докембрийский рисунок бифуркации разрывов, поскольку структура поверхности погребенного кристаллического фундамента, его кора выветривания и строение образований осадочного чехла подчиняются рисунку внутрисдвиговой тектоники. Таким образом, на современном этапе развития сдвигов также проявляются ранняя и поздняя активизация разрывов. Причем ранняя стадия для Криворожско-Кременчугского и Комиссаровского глубинных разломов является левосторонним сдвигом; а для Северо-Верховцевского – правосторонним.

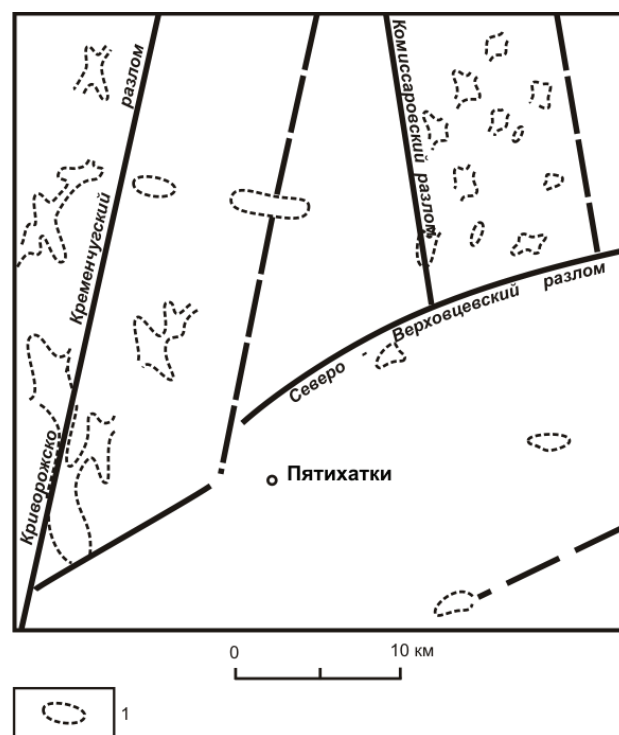


Рис. 4. Принципиальная схема оценки территории (с позиции сдвиговой тектоники) на перспективность постановки поисково-разведочных изысканий подземных вод (Пятихатский лист): 1 – перспективные участки на поиски подземных вод

Выделенные на рис. 4 контуры участков, потенциально перспективных на поиски трещинных вод, могут быть приурочены к узлам пересечения разломов северо-восточного простирания с разломами других направлений, а также к пологим структурам осадочного чехла, сформированных продольными сжимающими напряжениями.

Выводы

Статья посвящена памяти известного в регионе геолога Л.П. Бугримова, который занимался изучением сдвиговой тектоники при решении различных геологических задач.

Рассмотренные аспекты сдвиговой тектоники позволяют дополнить слабое освещение этой проблемы в научной литературе. На двух примерах показано, что изучение сдвиговых разрывных структур позволяет дифференцированно подходить к оценке развития исследуемых тектонических зон в геологических процессах, а соответственно и выполнять оценку территорий на ее сейсмостойкость или прогнозировать полезные ископаемые (например, питьевая вода).

Список литературы

1. Гзовский М.В. Основы тектонофизики. – М. Наука, 1975. – 236 с.
2. Косыгин Ю.А. Тектоника. – М.: Недра, 1988. – 346 с.
3. Современные проблемы геодинамики. – М.: Мир, 1984. – 296 с.
4. Тяпкин К.Ф. Изучение разломных и складчатых структур докембрия геолого-геофизическими методами. – К.: Наук. думка, 1986. – 168 с.
5. Тяпкин К.Ф. Физика Земли. – К.: Наук. думка, 1998. – 186 с.
6. Хаин В.Е. Общая геотектоника. – М.: Недра, 1973. – 510 с.
7. Семинский К.Х. Анализ распределения опережающих разрывов при формировании больших

дезъюнктивов // Геология и геофизика. – 1986. – № 10. – С. 9-18.

8. Ярошевский В.А. Тектоника разрывов и складок. – М.: Недра, 1981. – 245 с.

9. Тройные структурные сочленения глубинных разломов Приднестровской части Русской платформы / Ермаков Ю.Г., Насад А.Г., Страшко В.Ф., Бугримов Л.П. // ДАН СССР. – 1977. – Т. 233. – № 3. – С. 446-449.

10. Роль разломов сводовых поднятий в формировании глыбовой структуры Украинского щита / Ермаков Ю.Г., Насад А.Г., Страшко В.Ф., Бугримов Л.П. // ДАН СССР. – 1978. – Т. 241. – № 5. – С. 1147-1150.

11. Пигулевский П.И. Результаты дополнительных геофизических исследований района Южноукраинской АЭС: Отчет о НИР за 1989-1992 гг. – Днепропетровск. Фонды ДГП «Днепрогеофизика», 1992. – 249 с.

12. Пахомов В.М. Результаты подготовки геофизической основы для составления карты потенциальной подтопленности Запорожской области масштаба 1:200000: Отчет о НИР за 1992-1997гг. – Днепропетровск. Фонды ДГП «Днепрогеофизика», 1997. – 160 с.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. О.Д. Додатком 19.03.09

УДК 552

С.І. Кочетков, Н.А. Кондратьева, Л.А. Рибак, В.О. Сахарук

ПЕТРОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОРОД-КОЛЛЕКТОРОВ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО ФУНДАМЕНТА И КОРЫ ВЫВЕТРИВАНИЯ НА СЕВЕРНО-ПРИБОРТОВОЙ ЧАСТИ ДНЕПРОВСКО-ДОНЕЦКОЙ ВПАДИНЫ

Наведено результати петрофізичних досліджень осадового чохла, кори вивітрування та розущільнених порід кристалічного фундаменту на Північно-прибортовій частині ДДЗ. Під час вивчення колекції 238 зразків було розроблено метод цифрового кодування літологічної інформації – петротипів, були досліджені фізичні та колекторські властивості, побудовані робочі петрофізичні моделі для порід фундаменту, кори вивітрування та осадового чохла.

Представлены результаты петрофизических исследований осадочного чехла, коры выветривания и разуплотненных пород кристаллического фундамента на Северно-прибортовой части ДДВ. В ходе изучения коллекции 238 образцов был разработан метод цифрового кодирования литологической информации – петротипов, исследованы физические и коллекторские свойства, построены рабочие петрофизические модели для пород фундамента, коры выветривания и осадочного чехла.

In the given scientific work presented the results of the petrophysical studies of the sedimentary cover rock, crust weathering and the deconsolidate rocks of the crystalline basement on the Northern bead D.D.B. During testing the collection from 238 samples it was devised the method of the analog-digital encoding of the lithologic information – petrotypes, studied physical and reservoir properties, constructed working petrophysical models for the four – dabion rocks, crust weathering and sedimentary cover.

В настоящее время, подавляющая часть открытых мировых запасов углеводородов (УВ) залегает на глубинах до 3-4 км. Верхний этаж газоносности недр практически себя исчерпал, и дальнейшие перспективы связываются, в основном, с глубинными недрами. Поэтому проблема поисков залежей углеводородов в отложениях кристаллического фундамента и коры выветривания на данном этапе развития нефтяной геологии остается актуальной, но изучена недостаточно и петрофизические исследования данных пород находятся на начальном этапе изучения, при этом нет методических работ в данном направлении. На основании материалов проведенной в Москве международной конференции «Нефтегазоносность фундамента осадочных бассейнов» сделан однозначный вывод: породы фундамента – это самостоятельный нефтегазоносный комплекс, который является резервом нефтегазовой разведки.

Кристаллический фундамент выделяется как самостоятельный нефтегазоносный этаж с конца XX столетия [1]. Промышленная нефтегазоносность фундамента осадочных бассейнов Украины была обоснована в 1960-1970 годах коллективом ученых и производственников под руководством академика В.Б. Порфирьева. Подтверждением прогноза ученых стало проявление нефти в породах кристаллического фундамента в районе г. Кобеляки. В 1985 году был получен первый промышленный фонтан нефти с кристаллического фундамента на Северо-прибортовой части ДДВ на Хухрянской площади в скважине № 1, а скважиной № 2 на Юльевской площади было открыто нефтеконденсатное месторождение в коре выветривания, мощность которой достигает 46 м, и в зонах разуплотнения фундамента. В настоящее время открыто на Северо-прибортовой части ДДВ восемь месторождений углеводородов в кристаллическом фундаменте и его коре выветривания (Хухрянское, Чернетчинское, Скворцовское, Нарыжнянское, Коробочкинское, Северо-Коробочкинское, Юльевское, Гашиновское), что послужило толчком к изучению физических и коллекторских свойств нефтегазосодержащих пород.

С целью изучения коллектора сложного строения коры выветривания и фундамента были проведены комплексные петрофизические исследования [2] на коллекции образцов пород фундамента (101 шт.) и коры выветривания (46 шт.).

Петрофизические исследования включили изучение:

1) литолого-структурных характеристик – макро-микроописание 238 образцов, изучение шлифов – 22 шлифов по Юльевской площади и 500 шлифов [3] по 22 месторождениям Северо-прибортовой части ДДВ, при этом изучена трещиноватость пород в шлифах и выделены генерации трещин, а также составлен каталог фотографий по породам фундамента

и коры выветривания и каталог фотографий по трещиноватости изученных пород (рис. 1);

2) емкостно-фильтрационных параметров – пористость открытая и эффективная. Открытая пористость определялась двумя способами жидконасыщением и газоволюметрическим, проведено сопоставление пористости, проницаемости (абсолютная и эффективная), плотности, водонасыщенности;

3) геофизических параметров удельного электрического сопротивления при стопроцентном и частичном водонасыщении образцов моделью пластовой воды, скорости распространения продольных волн, магнитных свойств.



Рис. 1. Шлиф скв. № 1 Юльевской площади, интервал залегания 3537-3543 м, габбро – амфиболит

Изучались три типа пород: магматические (граниты и плагитограниты), метаморфические (гнейсы, гранитогнейсы, сланцы и др.) и осадочные (терригенные и хемогенные известняки).

Была разработана схема для определения петротипов кристаллических пород. В ее основе лежат сведения о составе пород, формировавшихся в результате глубинных процессов, и степени трещиноватости. Кодировка литотипов и петротипов позволяет литологическую информацию занести в базу данных.

Ниже приведены примеры кодировки пород.

1ИКГтр (1 – магматическая; И – интрузивная; К – кислая; Гр – гранит; тр – трещиноватая;)

2ОРГр.гнтр (2 – метаморфическая; ОР – ортопорода; Гр.гн – гранитогнейс; тр – трещиноватая;)

3КСПс (3 – осадочная; КС – крупно-среднезернистый; П – песчаник; с – слоистый;).

Диапазон глубин исследований для коры выветривания изменялся от 1 206 м (Анновская площадь) до 3 140 м – (Шигловская), для фундамента (рис. 2-4) от 1 406 м (Анновская площадь) до 4 950 м (Белозерская). На коллекции образцов было сделано около 2000 определений, по результатам которых было построено 25 моделей.

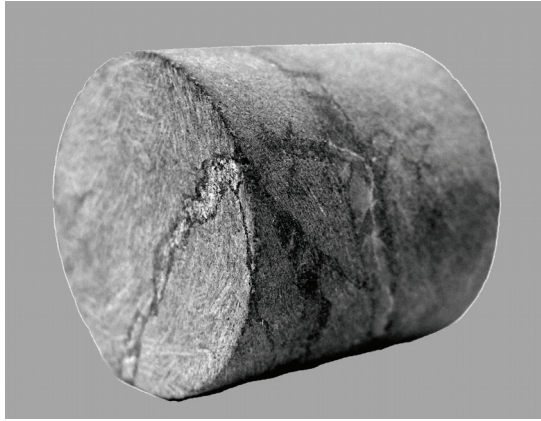


Рис. 2. Образец цилиндра К-21 скв. №1 Белозерской площади, интервал залегания 4 765-4 771 м, эпидиозит

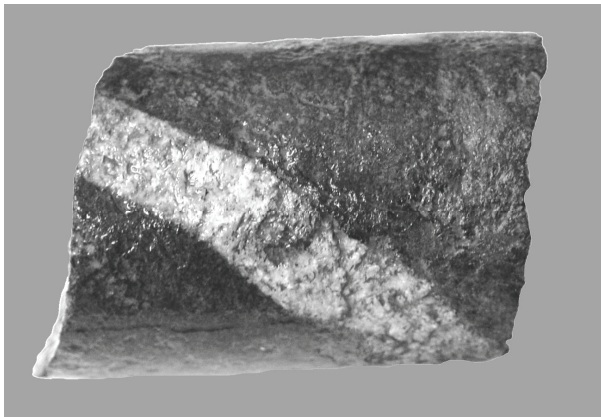


Рис. 3. Образец керна К-13 скв. № 580 Богодуховской площади, интервал залегания 4 070-4 077м, плагиогранитоogneйс



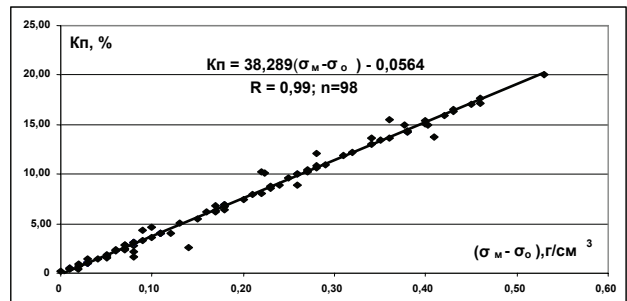
Рис. 4. Образец керна К-22 скв. № 3 Скворцовской площади, интервал залегания 3 326-3 329 м, плагиогранит

Основными параметрами для построения оценочных моделей стали плотностные, акустические,

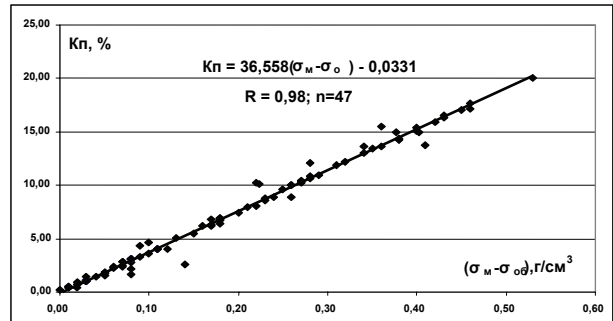
фильтрационно-емкостные. Диапазон изменения плотности петротипов пород составляет от 2,36 до 3,50 г/см³.

При построении моделей плотностной пористости (рис. 5) установлено, что ни минералогическая, ни объемная плотность с коэффициентом пористости не коррелируются, а вот разница минералогической и объемной плотностей, которая по сути характеризует пустотное пространство породы, проявляет хорошую тесноту связи с коэффициентом пористости. В ходе экспериментальных исследований установлено, что в породах коры выветривания наилучшими коллекторскими свойствами обладают кислые породы: граниты, плагиограниты, гранитогнеисы, имеющие кварц-содержащий каркас скелета. Пористость таких пород достигает 12%, а в основных и ультраосновных породах она не превышает 2%.

Осадочный чехол (В-25-В-26)



Кора выветривания



Фундамент

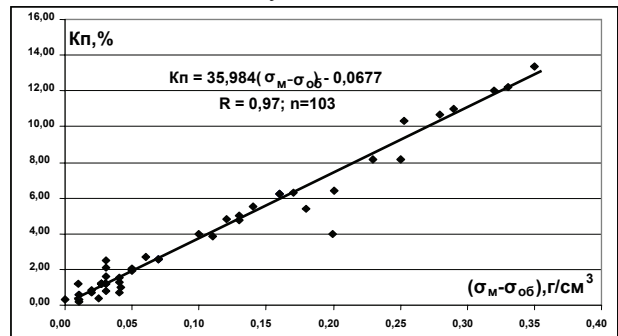


Рис. 5. Плотностные петрофизические модели пород-коллекторов осадочного чехла, коры выветривания и фундамента

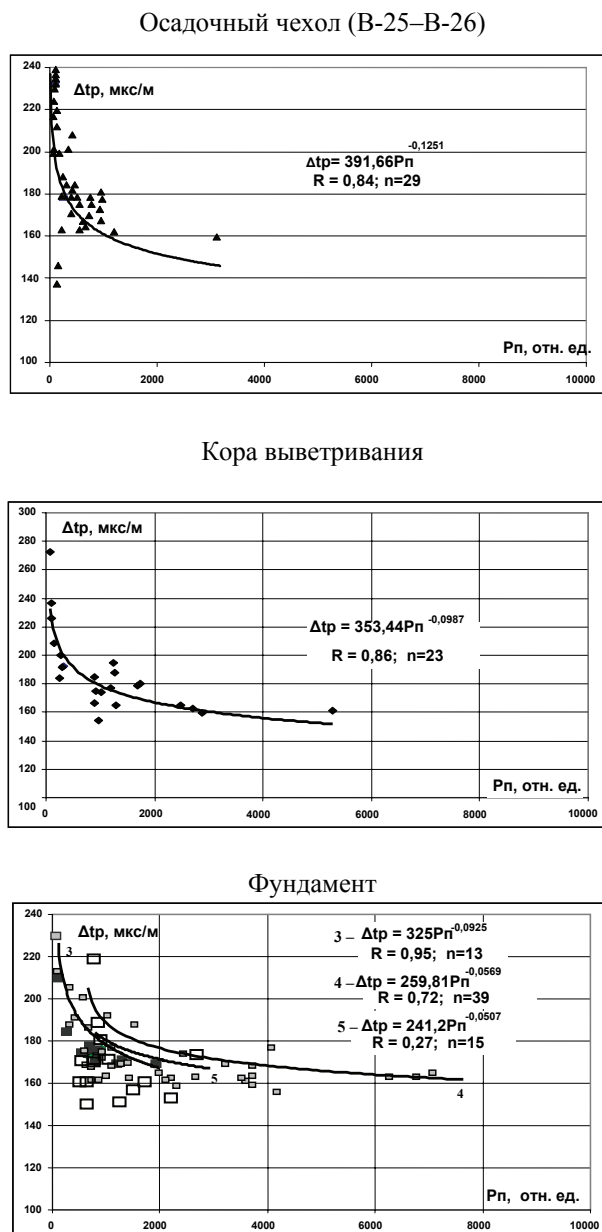
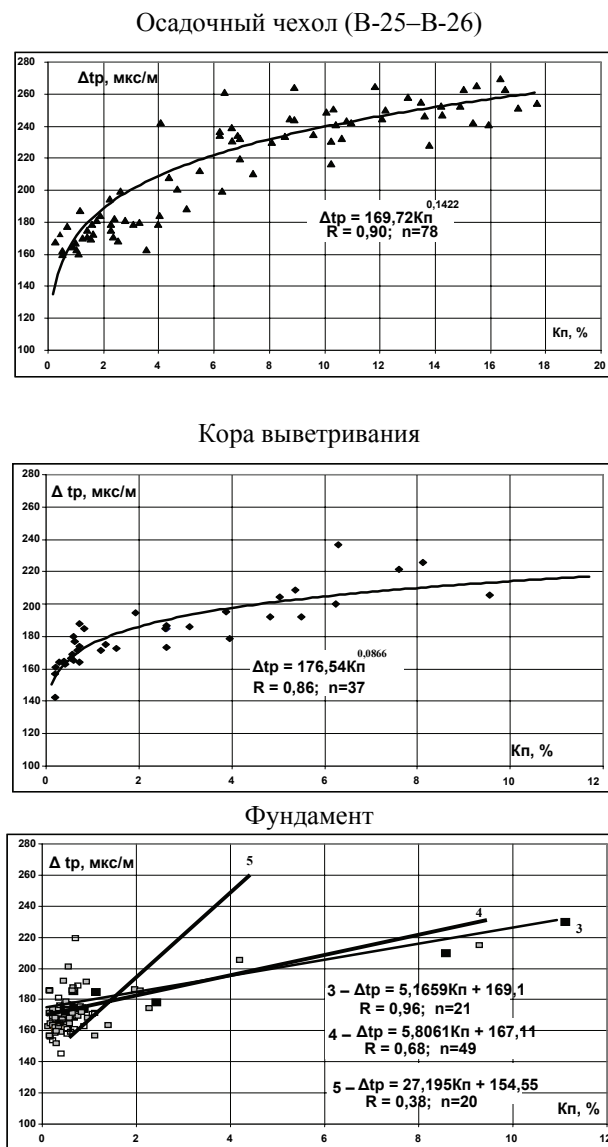


Рис. 6. Акустические петрофизические модели пород-коллекторов осадочного чехла, коры выветривания и фундамента: Δ – осадочный чехол; \diamond – кора выветривания; \square – фундамент; 1 – известняки; 2 – осадочные, кроме известняков; 3 – граниты и плагиограниты; 4 – гнейсы и гранитогнейсы; 5 – сланцы и другие метаморфические породы

Рис. 7. Петрофизические зависимости интервального времени от параметра пористости осадочного чехла, коры выветривания и фундамента: Δ – осадочный чехол; \diamond – кора выветривания; \square – фундамент; 1 – известняки; 2 – осадочные, кроме известняков; 3 – граниты и плагиограниты; 4 – гнейсы и гранитогнейсы; 5 – сланцы и другие метаморфические породы

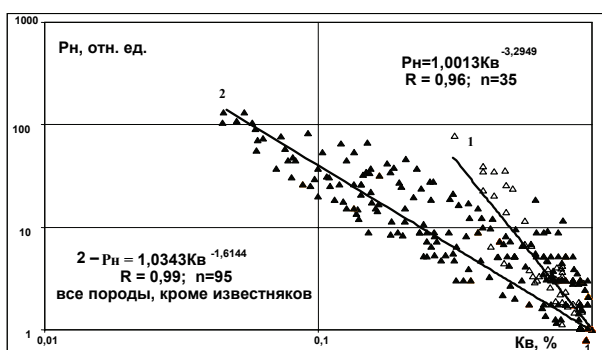
Модель акустической пористости (рис. 6) и параметра пористости (рис. 7) отражает неоднородность и сложность структуры порово-трещинного пространства; в распределении значений Δt (интервального времени) наблюдается определенная закономерность. Так, для образцов со слоистой структурой в направлении перпендикулярном слоистости наблюдается увеличение значений интервального времени при этом коэффициент анизотропии равняется 0,84-0,92, а для образцов с трещиноватостью картина противоположная и коэффициент анизотропии принимает значение 1,05-1,06. Уменьшение интервального времени в направлении перпендикулярном трещиноватости связано с наполнителем трещин.

Изученная макро- и микро трещиноватость, генерация трещин, их размеры и форма, а также состав наполнителя (серпентин, кварц, карбонат, эпидот, битум и др.) трещин объясняют нелинейность и сложность этих моделей.

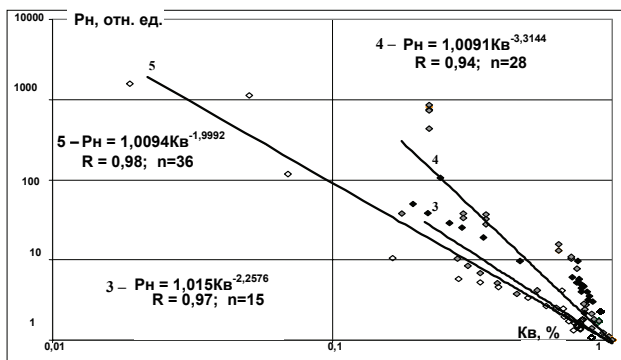
Полученная модель насыщения $Pn = f(K\theta)$ (рис. 8) показывает интересную картину изменения гидрофобности пород. Так, для осадочных пород песчаников $n = -1,62$, $n = -3,29$; для пород коры выветривания гнейсов и гранитогнейсов $n = -3,31$, мета-

морфических сланцев $n = -1,99$; гранитов и плагиогранитов $n = -2,26$; для пород фундамента – гранитов и плагиогранитов $n = -1,15$, метаморфических сланцев $n = -1,90$, гнейсов, гранитогнейсов $n = -2,30$. Анализ модели насыщения указывает, что у пород фундамента большей гидрофильностью обладают граниты и плагиограниты, а у пород коры выветривания гнейсы и гранитогнейсы.

Осадочный чехол (В-25–В-26)



Кора выветривания



Фундамент

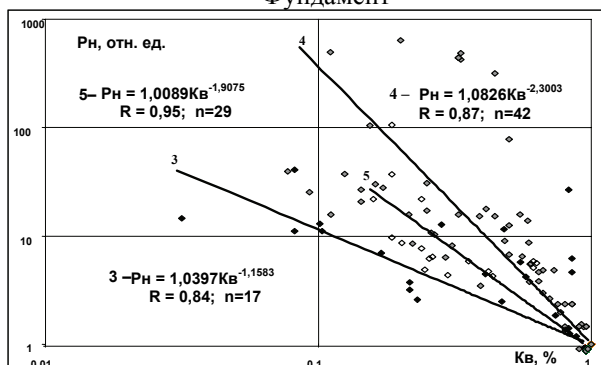


Рис. 8. Петрофизические зависимости параметра насыщения от коэффициента водонасыщения для пород-коллекторов осадочного чехла, коры выветривания и фундамента: Δ – осадочный чехол; \diamond – кора выветривания; \square – фундамент; 1 – известняки; 2 – осадочные, кроме известняков; 3 – граниты и плагиограниты; 4 – гнейсы и гранитогнейсы; 5 – сланцы и другие метаморфические породы

В результате проведенных комплексных петрофизических исследований было установлено:

Породы коры выветривания и разуплотненного фундамента, как и осадочные породы обладают коллекторскими свойствами.

Они являются коллекторами порово-трещинного, трещинно-кавернозного и трещинного типа и имеют самостоятельное значение при изучении нефтегазонасыщенности.

В результате исследований созданы петрофизические модели, которые являются рабочими (предварительно-оценочными).

Разработана символика кодирования разных литотипов-петротипов для занесения их в базу данных. Разбивка пород на петротипы и литотипы позволили по-новому подойти как к интерпретации получаемых результатов, так и к созданию петрофизических моделей.

Сопоставление пористости (определенной разными методами) показало, что породы фундамента и коры выветривания необходимо измерять газовольнометрическим методом. Газовольнометрический метод для этих пород дает приращение пористости в 1,5-2 раза.

Образцы для изучения должны быть кубического размера более 40x40 мм для изучения анизотропии, трещиноватости и магнитных свойств. Для объективной характеристики физических свойств необходимо иметь коллекцию не менее 30 образцов по каждому петротипу.

Выделенные петротипы пород коры выветривания и фундамента на основании петрофизического моделирования показали, что для пород коры выветривания лучшими коллекторскими свойствами обладают петротипы кислых и средних магматических пород. Коллекторские свойства пород фундамента в основном зависят от тектонических процессов и вторичных изменений пород в термобарических условиях.

Работа по петрофизическому моделированию пород фундамента и коры выветривания показала, что они являются коллекторами особого типа, требующие новых методик исследования и заслуживающие внимания для освоения, так как являются потенциалом ресурсных залежей углеводородов.

Список литературы

1. Кошляк В.А. Гранитоидные коллекторы нефти и газа. – Уфа: Геофизика, 2002. – 250 с.
2. Элланский М.М. Петрофизические основы комплексной интерпретации данных геофизических исследований скважин. – М.: Недра, 2001. – 230 с.
3. Шевякова Э.П., Индутный В.Ф. Петрохимические особенности кристаллических пород фундамента Днепровско-Донецкой впадины. – К.: Наук. думка, 1978. – 153 с.

Рекомендовано до публікації д.г.н. С.М. Єситовичем 24.03.09

УДК 625.28

В.В. Проців

ФОРМУВАННЯ ДИНАМІЧНОЇ МОДЕЛІ ШАХТНОГО ШАРНІРНО-ЗЧЛЕНОВАНОГО ЛОКОМОТИВА, ЩО РУХАЄТЬСЯ В РЕЖИМІ ГАЛЬМУВАННЯ

Сформована динамічна модель руху шарнірно-зчленованого локомотиву по реальній шахтній рейковій колії з кривизною в профілі та плані, а також з довгими статичними й динамічними нерівностями та одиничними нерівностями на рейкових стиках у режимі гальмування різними типами гальм.

Сформирована динамическая модель движения шарнирно-сочлененного локомотива по реальному шахтному рельсовому пути с кривизной в профиле и плане, а также с длинными статическими и динамическими неровностями и единичными неровностями на рельсовых стыках в режиме торможения различными типами тормозов.

The dynamic model of motion of the joint-joined locomotive on the real mine rail way with curvature in a type and in a plan is made, and also with long static and dynamic unevennesses and single unevennesses on rail ends in the mode of braking by the alltypes of brakes.

Динамічні характеристики традиційних двовісних шахтних локомотивів достатньо добре досліджені в режимі тяги на прямих і криволінійних ділянках рейкової колії [1]. Робилися спроби створення математичних моделей шахтних шарнірно-зчленованих локомотивів для умов руху в сталому режимі по ідеальній кривій без урахування пружно-дисипативних параметрів шляху [2]. Проте для сучасного шахтного шарнірно-зчленованого локомотива необхідна динамічна модель, що враховує перехідні режими, зокрема режим гальмування, як на прямих, так і криволінійних ділянках реальних шахтних рейкових колій. Повинні бути враховані також просторові коливання елементів локомотива та рейко-шпальної решітки колії під впливом поодиноких, довгих статичних і динамічних нерівностей.

Як розрахункова схема вибрана модель шарнірно-зчленованого шахтного локомотива Э10. Його ходовий візок (рис. 1) обладнаний колісно-гравітаційними рейковими 1 та магніторейковими 2 гальмами.

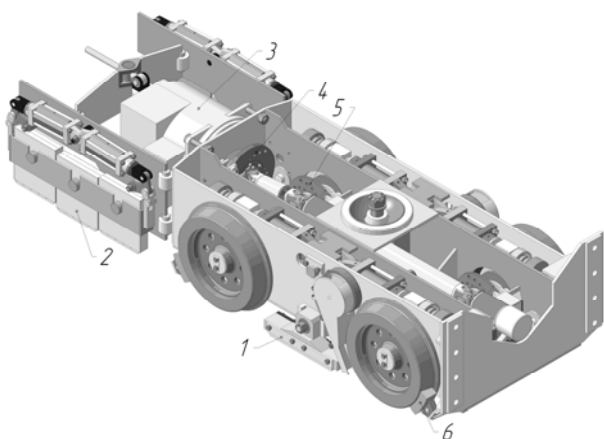


Рис. 1. Ходовий візок шарнірно-зчленованого шахтного локомотива Э10

На валу привідного електродвигуна 3 розташоване трансмісійне дискове гальмо 4. Осьові дискові га-

льма 5 встановлені на колісних парах, а колісно-колодкові гальма 6 на кожному колесі локомотива.

Шахтний шарнірно-зчленований локомотив представимо як дискретну нелінійну механічну систему, що складається з 23 твердих тіл, сполучених між собою жорсткими та пружно-дисипативними елементами. Рейковий шлях вважаємо нескінченною балкою, що лежить на пружній підставі. Припускаємо, що навантаження, діюче на одну з рейкових ниток, не робить впливу на іншу, відсутні подовжні переміщення рейок та основа. Таким чином, рейкові нитки й основа представлені у вигляді зосереджених мас, приєднаних до коліс екіпажа за допомогою пружно-дисипативних зв'язків.

У математичній моделі прийняті наступні допущення:

1) коефіцієнт зчеплення коліс локомотива визначається відносним ковзанням;

2) всі гальмівні елементи в гальмі одного типу (колісно-колодковий, дисковий осьовий, дисковий трансмісійний, гравітаційний та магніторейковий) мають однаковий коефіцієнт тертя ковзання;

3) контактна жорсткість коліс значно більше жорсткості пружин підвіски, гумометалевих шарнірів і основи рейкового шляху;

4) швидкість обертання коліс менше швидкості руху екіпажа на величину швидкості подовжнього ковзання;

5) під кожною колісною парою рейковий шлях має постійні радіус кривизни, подовжній та поперечний ухили, а також розширення колії;

6) зв'язки, накладені на елементи системи, є головними.

Для опису руху локомотива по реальних рейкових коліях виберемо нерухому систему координат $O\xi\eta\zeta$ (рис. 2), а для кожного твердого тіла екіпажа по дві рухомі системи координат – природну $Oxyz$ в полюсі обертання тіла та $O'x'y'z'$ в його центрі мас. Тому $O'x'$, $O'y'$, $O'z'$ – головні центральні осі інерції тіла. Всі системи координат вибрані правими. Осі природ-

ної системи координат направлені відповідно по дотичній, нормалі та бінормалі до осі шляху, а положення її щодо нерухомої системи координат характеризується дуговою координатою уздовж осі шляху S , кутом χ між осями Ox та $\tilde{O}\xi$, а також кутом поперечного ухилу шляху, рівним $\arctg i_s$ або просто i_s в радіанах, оскільки цей кут малий (не більш 3°). При

складанні моделі враховують літакові кути $\tilde{\psi}$, $\tilde{\varphi}$, $\tilde{\theta}$, які однозначно визначають напрям осей $O'x'$, $O'y'$, $O'z'$. Між вказаними кутами існують наступні залежності

$$\tilde{\psi} = \psi + \chi; \quad \varphi = \frac{di_p}{dS}; \quad \tilde{\theta} = \frac{di_S}{dS} + \theta.$$

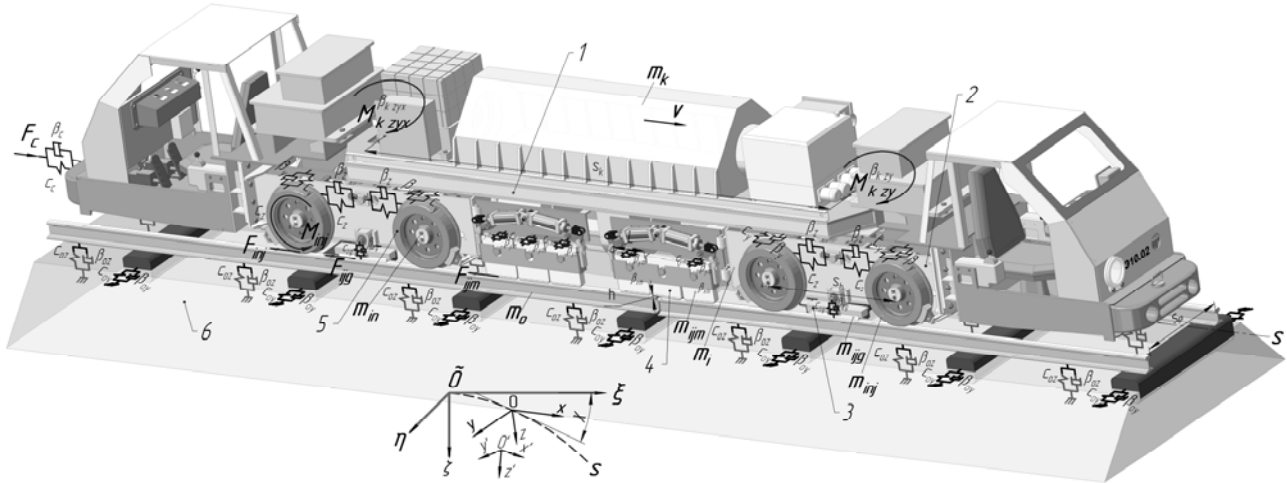


Рис. 2. Розрахункова схема розміщення локомотива на шахтній колії

Оскільки $\chi = \dot{\eta}(\xi)$, то з рішення диференціального рівняння

$$\dot{\chi}(S) - \frac{(1 + \chi^2(S))^{\frac{3}{2}}}{R(S)} = 0$$

знайдемо кут χ як

$$\chi(S) = \text{tg}(\arcsin(\int \frac{S}{S_0} \frac{dS}{R(S)} + C)).$$

Постійну C знайдемо за початкових умов $\dot{\chi}(0) = 0$.

Для позначення змінних прийняті наступні основні нижні індекси, що визначають приналежність змінної до певного об'єкта математичної моделі: k – до середньої секції; i – до тягових секцій ($i = 1, 2$), при цьому 1 позначена перша по ходу руху у напрямку осі $\tilde{O}\xi$ секція; in – до колісних пар i -ї секції ($n = 1, 2$), при цьому 1 позначена ближня до кабіни секції колісна пара; inj – до коліс in -ї пари, пружних і демпфуючих елементів ($j = 1, 2$), при цьому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колеса; ijm – до m -ї секції ($m = 1, 3$) секційного магніторейкового гальма, встановленого біля j -го колеса i -ї секції, при цьому 1 позначена ближня до кабіни секція гальма; ijg – до

g -ї секції ($g = 1, 3$) секційного гравітаційного гальма, встановленого біля j -го колеса i -ї секції, при чому 1 позначена ближня до кабіни секція гальма; ins – до колісно-колодкового гальма, встановленого на n -й колісній парі ($s = 1, 2$), причому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колодки; ind – до дискового гальма, встановленого n -й колісній парі ($d = 1, 2$) при цьому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колодки; id – до дискового гальма, встановленого в приводі i -ї секції, причому 1 позначені ближні у напрямку до кабіни колодки; it – до тягового двигуна, встановленого в приводі i -ї секції; o – до основи (рейкова колія); L – до лівої рейки; R – до правої рейки.

Індекси i, n, j, m, g, s, d можуть вживатися в математичних виразах самостійно як коефіцієнти та показники ступеня, позначаючи кількість відповідних елементів локомотива.

Усі фізичні величини мають розмірності в системі СІ.

Локомотив (див. рис. 2) складається з середньої секції 1, що спирається на дві тягові секції 2, обладнані рейковими гальмами двох типів (гравітаційний 3 та магнітний 4). На кожній тяговій секції встановлені по дві колісні пари 5, сполучені з рамою секції за допомогою пружньо-дисипативних зв'язків вертикального підвішування (c_z та β_z відповідно) з можливістю горизонтальних поперечних переміщень в гумо-металевих шарнірах (c_y та β_y). Зв'язки вертикального підвішування розташовані на схемі горизонтально, оскільки електровоз Э10 має оригінальну сис-

тему важеля підвішування з горизонтальним розташуванням циліндрових спіральних пружин підвіски. Ширина рейкової колії позначена s_p , база візка – s_b , а довжина середньої секції по осях опор – s_k . Маса тягових секцій локомотива дорівнюють m_i , а середньої – m_k . Маса колісних пар позначені m_{in} , а коліс – m_{inj} . Маса секції магніторейкового гальма дорівнює m_{ijm} , а невіднесена маса секції гравітаційного – m_{ijg} . Параметри пружньо-дисипативних зв'язків вертикального підвішування колодок гравітаційного гальма на рамі тягової секції позначені c_{zg} та β_{zg} відповідно. Параметри пружньо-дисипативних зв'язків поперечних переміщень і кутових коливань по узагальнених координатах секцій магніторейкового гальма задані як c_{ym} та β_{ym} відповідно. Моменти тертя в опорах з'єднання середньої та тягових секцій навколо відповідних осей позначені як $M_{k\ zyx}$, а коефіцієнти дисипації – $\beta_{k\ zyx}$.

Шахтний локомотив рухається в часі t уздовж осі S із швидкістю v по криволінійній ділянці радіусом $R(S)$ пружньо-дисипативного рейкового шляху β із статичним подовжнім ухилом $i_p(S)$. Коефіцієнти пружності й в'язкого опору рейкового шляху у вертикальній і горизонтальній площинах позначені (див. рис. 2) відповідно c_{oz} , β_{oz} та c_{oy} , β_{oy} . Маса одного погонного метра рейки дорівнює m_o . До зчіплення локомотива прикладена стискаюча сила F_c , що моделює загальмований склад вагонеток. Кут її нахилу до подовжньої осі відповідної тягової секції в горизонтальній площині рівний α_c , а у вертикальній β_c . Гальмівна сила, що виникає при включенні секції магніторейкового гальма, позначена F_{ijm} , а гальмівна сила секції гравітаційного – F_{ijg} . У точці контакту колеса з рейкою під дією приведенного до колеса гальмівного моменту M_{inj} , що формується колісно-колодковим, осьовим та трансмісійним дисковими гальмами, а також за рахунок гальмування двигуном, утворюється гальмівна сила F_{inj} .

Недосконалість рейкової колії задається у вигляді статичного поперечного ухилу, сходинки рейкових стиків висотою h_{LR} , причому величину сходинки на лівій рейці позначають $h_l(S)$, а на правій – $h_r(S)$.

Позитивним поперечним ухилом шляху вважають перевищення рейки, ближньої до осі $\tilde{O}\xi$. Сходинки послідовно долають як колеса екіпажа, так і секції гравітаційного і магніторейкового гальма у відповідній точці рейкової колії.

Швидкість руху локомотива v уздовж осі шляху S є швидкість руху початку природної системи координат його першої секції з урахуванням подовжнього ковзання, тобто

$$S = S_1 = vt(1 - \varepsilon_c).$$

Напрямок руху локомотива враховуємо ознакою, рівною одиниці при русі у напрямі осі ξ нерухомої системи координат. Відповідно при протилежному напрямі руху $\xi_v = -1$, оскільки $\xi_v = \frac{v}{|v|}$. Знак викри-

влення рейкової колії в плані під локомотивом враховуємо ознакою, рівною одиниці, якщо виконується правий поворот. Відповідно при повороті наліво $\eta_v = -1$, а для прямої він дорівнює нулю. Радіус кривизни має знак, тому $\eta_v = \text{sign } R = \frac{R}{|R|}$. Беручи

до уваги конструктивні особливості шарнірно-зчленованого локомотива, можна записати наступні рівняння зв'язку між природними системами координат тіл, що належать локомотиву.

$$S_2 = S_1 - \xi_v s_k; S_k = S_1 - \xi_v \frac{s_k}{2};$$

$$S_i = S_k - (-1)^i \xi_v \frac{s_k}{2}; S_m = S_i - (-1)^n \xi_v \frac{s_b}{2}; S_{ijg} = S_i;$$

$$S_{ijm} = S_i + (-1)^i \xi_v [a_m + (m-1)(L+l)],$$

де a_m – відстань від точки середини бази візка тягової секції до середини першої (ближньої до кабіни) секції магніторейкового гальма, показано на рис. 3; L – довжина секції магніторейкового гальма; l – відстань між його сусідніми секціями.

Вертикальні, горизонтальні поперечні та подовжні коливання середньої секції визначають як

$$z_k = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 z_i; y_k = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 y_i; x_k = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 x_i.$$

Вертикальні переміщення рейок під колесами локомотива дорівнюють відповідно

$$z_{o\ inj} = z_{in} - (-1)^j \xi_v \frac{s_p}{2} \theta_{in}.$$

Перша по ходу руху ходова секція з'єднується з рамою проміжної секції циліндричним шарніром, а друга – сферичним.

У моделі враховуються переміщення колісних пар, тягових і середньої секції у вертикальному та горизонтальному (подовжньому і поперечному) напрямках. Рівняння руху механічної системи, що описують поведінку шахтного локомотива в режимі гальмування кожним гальмом окремо, а також спільно декількома (або всіма одночасно) гальмівними системами на реальній рейковій колії одержані з використанням рівняння Лагранжа другого роду

$$\frac{d}{dt} \frac{\partial T}{\partial \dot{q}_l} - \frac{\partial T}{\partial q_l} + \frac{\partial \Pi}{\partial q_l} + \frac{\partial \Phi}{\partial \dot{q}_l} = Q_l,$$

$$l = 1, 2, \dots, \nu,$$

$$\begin{aligned} T = & \frac{1}{2} m_k \left[(\dot{S}_k - \xi_v y_k \dot{\chi}_k)^2 + \dot{y}_k^2 + (\dot{z}_k - \xi_v \frac{1}{2} \text{tg } \theta_{hk} s_p)^2 \right] + \\ & + \frac{1}{2} (I_{xk} \dot{\theta}_k^2 + I_{yk} \dot{\phi}_k^2 + I_{zk} \dot{\psi}_k^2) + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 m_i \left[(\dot{S}_i - \xi_v y_i \dot{\chi}_i)^2 + \dot{y}_i^2 + (\dot{z}_i - \xi_v \frac{1}{2} \text{tg } \theta_{hi} s_p)^2 \right] + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 (I_{xi} \dot{\theta}_i^2 + I_{yi} \dot{\phi}_i^2 + I_{zi} \dot{\psi}_i^2) + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 m_{in} \left[(\dot{S}_{in} - \xi_v y_{in} \dot{\chi}_{in})^2 + \dot{y}_{in}^2 + (\dot{z}_{in} - \xi_v \frac{1}{2} \text{tg } \theta_{hin} s_p)^2 \right] + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 (I_{xin} \dot{\theta}_{in}^2 + I_{zin} \dot{\psi}_{in}^2) + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 m_{ijm} \left[(\dot{S}_{ijm} - \xi_v y_{ijm} \dot{\chi}_{ijm})^2 + \dot{y}_{ijm}^2 + (\dot{z}_{ijm} - \xi_v \frac{1}{2} \text{tg } \theta_{hijm} s_p)^2 \right] + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 (I_{xijm} \dot{\theta}_{ijm}^2 + I_{zijm} \dot{\psi}_{ijm}^2) + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \sum_{l=1}^2 (m_{oz} \dot{z}_{oinj}^2 + m_{oy} \dot{y}_{oinj}^2) + \frac{1}{2} m_c \dot{x}_2^2, \end{aligned}$$

де $m_k, m_i, m_{in}, m_{oz}, m_{oy}, m_{ijm}$ – маса середньої та тягової секцій, колісної пари та колісної колії (приведена до колеса у вертикальному і горизонтальному напрямках); m_c – маса причіпної частини потягу (складу навантажених вагонеток на зчіпці локомотива); $I_{xk}, I_{yk}, I_{zk}, I_{xi}, I_{yi}, I_{zi}, I_{xin},$

$I_{zin}, I_{xijm}, I_{zijm}$ – моменти інерції щодо головних центральних осей середньої секції, тягових секцій і колісних пар, кг·м²; $\theta_{hk}, \theta_{hi}, \theta_{hin},$

θ_{hijm} – кути поперечного ухилу шляху під середньою та тяговою секціями, колісною парою та секці-

єю магніторейкового гальма відповідно. Вони визначаються як

$$\begin{aligned} z_i, y_i, x_i, \psi_i, \phi_i, \theta_i, \\ z_{in}, y_{in}, x_{in}, \psi_{in}, \phi_{in}, \\ z_{oinj}, y_{oinj}, z_{ijg}, y_{ijm}, \psi_{ijm}, \theta_{ijm}. \end{aligned}$$

де ν – число ступенів свободи; T, Π, Φ – кінетична, потенційна енергія та функція розсіювання системи; Q_l, q_l – узагальнені сили, що не мають потенціалу, і узагальнені координати. Як узагальнені координати q_l ($l = 1, 2, \dots, 88$) виберемо наступні незалежні між собою величини

Кінетична енергія, яка складається з кінетичної енергії поступальної та обертальної (сферичного) ходи твердих тіл локомотива, а також кінетична енергія твердих тіл основи шляху відповідно до теореми Кеніга може бути описана у вигляді

при цьому, враховуючи, що перша по ходу руху у напрямку осі $\tilde{O}\xi$ тягова секція сполучена з середньою секцією циліндровим шарніром, то

$$\begin{aligned} \theta_{hk} = \arctg i_{sk}; \theta_{hi} = \arctg i_{si}; \\ \theta_{hin} = \arctg i_{sin}; \theta_{hijm} = \arctg i_{sijm}, \end{aligned}$$

де $\dot{\psi}_k, \dot{\psi}_i, \dot{\psi}_{in}, \dot{\psi}_{ijm}$ – швидкості ристання в нерухо- мій системі координат відповідно середньої секції,

$$\theta_{hk} = \theta_{h1},$$

тягових секцій і колісних пар, які визначають за виразами

$$\begin{aligned}\dot{\psi}_k &= \dot{\psi}_k + \dot{\chi}_k; \dot{\psi}_i = \dot{\psi}_i + \dot{\chi}_i; \\ \dot{\psi}_{in} &= \dot{\psi}_{in} + \dot{\chi}_{in}; \dot{\psi}_{ijm} = \dot{\psi}_{ijm} + \dot{\chi}_{ijm},\end{aligned}$$

оскільки по швидкостях поперечного качання існують такі залежності:

$$\dot{\theta}_k = \dot{\theta}_1; \dot{\theta}_i = \dot{\theta}_i; \dot{\theta}_{in} = \dot{\theta}_{in} \quad \dot{\theta}_{ijm} = \dot{\theta}_{ijm}.$$

Потенційна енергія системи рівна сумі деформацій пружних елементів Π_1 та змін Π_2 унаслідок підйому або опускання центрів ваги тіл, що входять в систему. Для визначення Π_1 знайдемо переміщення пружних елементів підвіски $\Delta_{y inj}$, $\Delta_{z inj}$ та рейкових гальм $\Delta_{y ijm}$, $\Delta_{z ijm}$ в напрямках осей Oy , Oz . Експериментальні дослідження [3] показали, що для локомотивів, обладнаних підвіскою важільно-балансирного типу (саме така підвіска встановлена на шахтному шарнірно-зчленованому локомотиві Э10) синуси кутів між однойменними осями природних систем координат колісних пар і рами тягової секції дорівнюють нулю, а косинуси – одиниці. Тому

$$\begin{aligned}\Delta_{y inj} &= y_i + u_i - y_{in} - \xi_v [(-1)^i \frac{a_p}{2} \psi_i + \\ &+ (-1)^n \frac{l_p}{2} \psi_{in} + (-1)^j h_{um} \theta_{in}]; \\ \Delta_{z inj} &= z_i - y_{in} \operatorname{tg} \theta_{hin} - \xi_v \eta_v [(-1)^j \operatorname{tg} \theta_{hin} s_p + \\ &+ (-1)^n \frac{a_p}{2} \varphi_i + (-1)^i \frac{b_p}{2} \theta_i],\end{aligned}$$

де l_p – довжина важеля підвіски 1 (рис. 3) від осі колісної пари 2 до осі гумо-металевого шарніра 3, за допомогою якого важіль кріпиться до рами 4 тягової секції; a_p , b_p – відстань між вертикальними упорами підвіски 5 тягової секції в подовжньому та поперечному напрямках; h_{um} – висота центру мас тягової секції над осями гумо-металевого шарніра 3; u_i – середня стріла дуги прогинання рейкового шляху під тяговою секцією, приблизно визначається по виразу

$$u_i = \frac{a_1^2}{8R(S)}.$$

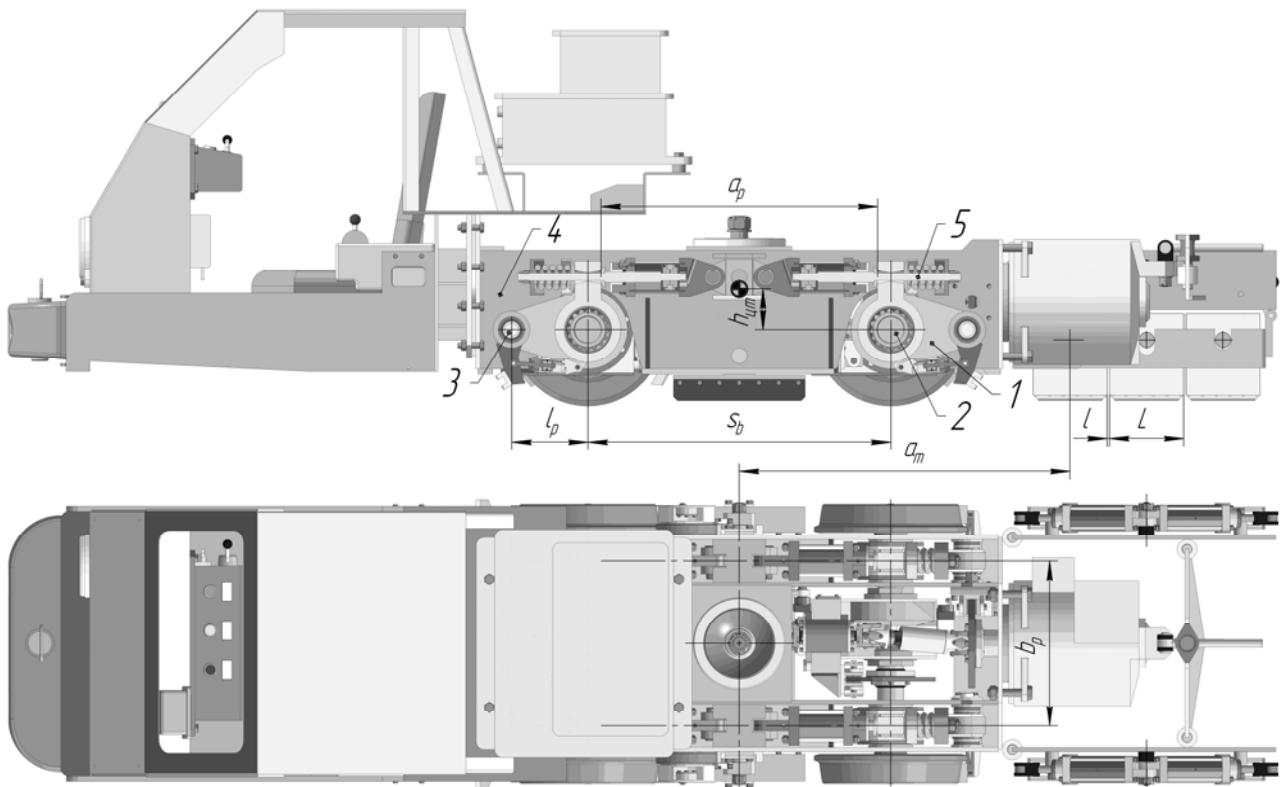


Рис. 3. Тягова секція локомотива

Переміщення пружних елементів гравітаційного гальма дорівнюють переміщенням відповідних елементів підвіски

$$\Delta_{z i1g} = \Delta_{z i1g};$$

$$\Delta_{z i2g} = \Delta_{z i2g}.$$

Переміщення секцій магніторейкового гальма визначаються за виразами

$$\begin{aligned} \Delta y_{ijm} &= c_{ym} e_{yijm}; \\ \Delta \psi_{ijm} &= c_{ym} k_{\psi m} e_{\psi ij m}; \\ \Delta \theta_{ijm} &= c_{ym} k_{\theta m} e_{\theta ij m}, \end{aligned}$$

де c_{ym} – жорсткість горизонтальних поперечних переміщень секції магніторейкового гальма щодо рейки, Н/м; $k_{\psi m}$, $k_{\theta m}$ – коефіцієнти приведення жорсткості горизонтальних переміщень магніторейкового гальма до жорсткості кутових коливань, Н/град. Визначаються на підставі експериментальних даних залежно від конструктивних особливостей магнітної системи гальмівної секції [4]; e_{yijm} , $e_{\psi ij m}$, $e_{\theta ij m}$ – поперечні переміщення та кутові коливання магніторейкового гальма щодо рейки. Для лінійних коливання дорівнює виразу

$$e_{yijm} = e^{yijm}.$$

Для кутових коливань переміщення визначають як

$$e_{\psi ij m} = e^{\psi ij m}; e_{\theta ij m} = e^{\theta ij m}.$$

По теоремі Клайперона потенційна енергія пружних елементів дорівнює

$$\begin{aligned} \Pi_1 &= \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \sum_{m=1}^3 \sum_{g=1}^3 (c_z \Delta_{zinj}^2 + c_y \Delta_{yinj}^2 + \\ &+ c_{oz} z_{oinj}^2 + c_{oy} y_{oinj}^2 + \\ &+ c_{zg} \Delta_{zi1j}^2 + c_{zg} \Delta_{zi2j}^2 + c_{ym} \Delta_{yijm}^2) + \frac{1}{2} c_c x_2^2, \end{aligned}$$

де c_y , c_z – жорсткість пружних елементів підвіски тягової секції у напрямі відповідних осей, Н/м; c_{zg} – жорсткість вертикального підвішування гальмівних колодок гравітаційного рейкового гальма, Н/м; c_{oz} – приведена до колеса жорсткість рейкової колії уздовж вертикальної осі, Н/м; c_c – подовжня жорсткість причіпної частини рухомого складу, Н/м. Для потягу шахтних вагонеток, обладнаного ланковими зчепленнями, динамічна жорсткість складає 7 МН/м за даними експериментальних досліджень [5].

Потенційну енергію, обумовлену підйомом або опусканням центрів ваги тіл при їх поперечних пере-

міщеннях унаслідок піднесення однієї рейки над іншою, визначаємо з виразу

$$\begin{aligned} \Pi_2 &= -m_k g \theta_h k y_k - \sum_{i=1}^2 m_i g \theta_h i y_i - \\ &- \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 m_{in} g \theta_h in y_{in} - \\ &- \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^2 \sum_{m=1}^3 m_i g \theta_h ij m y_{ijm}. \end{aligned}$$

Установлення колісних пар на рамі через подовжні важелі, які кріпляться на осі за допомогою гумометалевих шарнірів, дозволяє включити в розрахункову схему і математичну модель локомотива дисипатори в'язкого опору, що працюють при поперечних переміщеннях колісних пар. Розсіювання енергії відбувається також в шарнірах з'єднання середньої та тягових секцій.

Для вибраної моделі шахтного шарнірно-зчленованого локомотива функцію розсіювання можна представити наступним виразом:

$$\begin{aligned} \Phi &= \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 (\beta_z \dot{\Delta}_{zinj}^2 + \beta_y \dot{\Delta}_{yinj}^2 + \\ &+ \beta_{oy} \dot{y}_{oinj}^2 + \beta_{oz} \dot{z}_{oinj}^2 + \beta_z g \dot{\Delta}_{zi1g}^2 + \\ &+ \beta_y g \dot{\Delta}_{yi1g}^2 + \beta_z g \dot{\Delta}_{zi2g}^2 + \\ &+ \beta_y g \dot{\Delta}_{yi2g}^2 + \beta_k z_{yx} \times \\ &\times \sum_{i=1}^2 \left[\begin{aligned} &M_{kz} Z_{zi} (\dot{\psi}_k + \dot{\chi}_k - \dot{\psi}_i - \dot{\chi}_i) + \\ &+ M_{kx} Z_{xi} (\dot{\theta}_k + \dot{\theta}_{hk} - \dot{\theta}_i - \dot{\theta}_{hi}) + \\ &+ M_{ky} Z_{yi} (\dot{\phi}_k - \dot{\phi}_i) \end{aligned} \right] + \\ &+ \frac{1}{2} \beta_c \dot{x}_2^2, \end{aligned}$$

де β_y – коефіцієнт в'язкого опору підвіски тягової секції в поперечному напрямі, Н·с/м; β_z – коефіцієнт в'язкого опору тягової секції у вертикальному напрямі, Н·с/м; β_c – коефіцієнт в'язкого опору подовжнім коливанням причіпної частини складу, Н·с/м; β_{oz} , β_{oy} – коефіцієнти в'язкого опору рейкового шляху у відповідних напрямках, приведені до колеса, Н·с/м (для шахтного рейкового шляху приймають за даними [6]); Z_{zi} , Z_{yi} , Z_{xi} – коефіцієнти сигнофункції, що визначають взаєморозташування тягових і середньої секції локомотива на

кривих колії в плані та профілі, а також при коливаннях поперечного профілю шляху (напрями поворотів секцій навколо відповідних осей в опорних вузлах з'єднання секцій). Якщо локомотив рухається у напрямі осі ξ , то

$$Z_{z1} = \text{sign}\left(R_1 - \frac{dR_1}{dS}\right);$$

$$Z_{z2} = \text{sign}\left(R_1 - \frac{dR_1}{dS}\right) - \text{sign}\left(R_2 - \frac{dR_2}{dS}\right).$$

Якщо $\xi_y = -1$, то

$$Z_{z2} = \text{sign}\left(R_2 - \frac{dR_2}{dS}\right);$$

$$Z_{z1} = \text{sign}\left(R_2 - \frac{dR_2}{dS}\right) - \text{sign}\left(R_1 - \frac{dR_1}{dS}\right).$$

Z_{yi} задають аналогічно, але залежно від подовжнього ухилу рейкового шляху $i_p(S)$ в площині $\xi\xi$. Якщо локомотив рухається у напрямку осі ξ , то

$$Z_{y1} = \text{sign}\left(i_{p1} - \frac{di_{p1}}{dS}\right);$$

$$Z_{y2} = \text{sign}\left[\left(i_{p1} - \frac{di_{p1}}{dS}\right) - \left(i_{p2} - \frac{di_{p2}}{dS}\right)\right].$$

Якщо $\xi_y = -1$, то

$$Z_{y2} = \text{sign}\left(i_{p2} - \frac{di_{p2}}{dS}\right);$$

$$Z_{y1} = \text{sign}\left[\left(i_{p2} - \frac{di_{p2}}{dS}\right) - \left(i_{p1} - \frac{di_{p1}}{dS}\right)\right].$$

Так само обчислюють Z_{xi} залежно від поперечного ухилу шляху $i_s(S)$ в площині $\eta\xi$. Якщо локомотив рухається у напрямі осі ξ , то

$$Z_{x1} = \text{sign}\left(i_{s1} - \frac{di_{s1}}{dS}\right);$$

$$Z_{y2} = \left[\text{sign}\left(i_{s1} - \frac{di_{s1}}{dS}\right) - \left(i_{s2} - \frac{di_{s2}}{dS}\right)\right].$$

Якщо $\xi_y = -1$, то

$$Z_{x2} = \text{sign}\left(i_{s2} - \frac{di_{s2}}{dS}\right);$$

$$Z_{x1} = \text{sign}\left[\left(i_{s2} - \frac{di_{s2}}{dS}\right) - \left(i_{s1} - \frac{di_{s1}}{dS}\right)\right].$$

Узагальнені сили, відповідні узагальненим координатам, визначимо як коефіцієнти при варіаціях узагальнених координат у виразах для можливих робіт прикладених до локомотива сил, зокрема, таких як перераховані нижче: F_c – сила на зчіпці від складу загальмовуваних вагонеток; F_{inj} – сила гальмування коліс при включеному колісно-колодковому і/або дисковому гальмі і/або гальмуванні двигуном; F_{ijm} – сила гальмування магніторейковим гальмом; F_{ijg} – сила гальмування гравітаційним гальмом; Y_{inj} – напрямна сила, діюча під кутом γ_{inj} з боку рейки на реборду колеса при русі в криволінійній ділянці колії; $W_{c inj}$ – сила подовжнього ковзання колеса в точці контакту з рейкою; $W_{p inj}$ – сила подовжнього ковзання набіжного колеса, що виникає при терті реборди об рейку коли локомотив рухається в криволінійній ділянці колії; T_{inj} – сила поперечного ковзання колеса в точці контакту колеса з рейкою; $N_{l inj}$ – динамічна сила, що виникає при ударі зрізини колеса об рейку; $N_{\phi inj}$ – динамічна сила, що виникає при ударі колеса об рейку на просіданні кінців рейок на стику; $N_{c inj}$ – динамічна сила, що виникає при ударі колеса об рейку на сходинці стику; $N_{\partial inj}$ – динамічна сила, що виникає при виїзді колеса з довгої динамічної нерівності, викликаній просіданням рейкової нитки; N_{inj} – статична реакція рейки під колесом дорівнює $\frac{(m_k + 2m_i)}{8} g$.

Узагальнені сили, прикладені до локомотива, є результатом взаємодії коліс, гравітаційних та магніторейкових гальм з рейками, а також другою тяговою секцією з причіпною частиною потягу (складом вагонеток). При переміщеннях деяких елементів системи по узагальнених координатах z_i , y_i , ψ_i , ϕ_i , θ_i , z_{in} , z_{ijg} , y_{ijm} , ψ_{ijm} , θ_{ijm} робота сил взаємодії коліс з рейками дорівнює нулю. З цього випливає, що

$$Q_{z i} = 0; Q_{y i} = 0; Q_{\psi i} = 0; Q_{\varphi i} = 0;$$

$$Q_{\theta i} = 0; Q_{z in} = 0; Q_{z i j g} = 0; Q_{y i j g} = 0;$$

$$Q_{\psi i j m} = 0; Q_{\theta i j g} = 0.$$

Для узагальнених сил по решті узагальнених координат $x_i, y_{in}, x_{in}, \psi_{in}, \theta_{in}, z_{o inj}, y_{o inj}$ будуть справедливі такі вирази:

$$Q_{x i} = \xi_v \left[\frac{F_c}{2} \cos \alpha_c \cos \beta_c - \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^2 \sum_{m=1}^3 \sum_{g=1}^3 (F_{ijg} + F_{ijm}) \right] \cos i_p;$$

$$Q_{y in} = \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \eta_v (Y_{inj} \cos \gamma_{inj} - T_{inj});$$

$$Q_{x in} = - \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \xi_v (F_{inj} + W_{c inj} + W_{p inj}) \times \cos i_p;$$

$$Q_{\psi in} = \frac{s_p}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \xi_v \times (W_{c inj} + F_{inj} + W_{p inj});$$

$$Q_{\theta in} = -(r + \frac{2\mu}{s_p}) \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \xi_v \eta_v \times (Y_{inj} \cos \gamma_{inj} - T_{inj});$$

$$Q_{z oinj} = - \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \xi_v \times (N_{l inj} + N_{\phi inj} + N_{\delta inj} + N_{c inj} + N_{inj}) \cos i_p;$$

$$Q_{y oinj} = - \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \eta_v (Y_{inj} \cos \gamma_{inj} - T_{inj}),$$

де μ – конічність поверхонь катання коліс, для нових коліс вона рівна 1/7; i_p – подовжній ухил шляху, рівний $\arctg i_p$ або просто i_p в радіанах, оскільки він малий (не більш 3°).

Після визначення сил, що виникають в системі, одержані вирази для кінетичної та потенційної енергій, а також функції розсіювання і узагальнених сил підставляють у рівняння Лагранжа. Потім, виконуючи відповідні перетворення та процедури, одержують систему нелінійних диференціальних рівнянь, що описують рух шарнірно-зчленованого локомотива по шахтній рейковій колії в режимі гальмування.

Сформована динамічна модель дозволяє визначати як в режимі тяги, так і при гальмуванні потрібні параметри руху (прискорення, швидкість, стійкість) локомотива з конкретними масо-центрувальними характеристиками та пружньо-дисипативними параметрами підвіски. Вказані параметри можуть бути визначені для випадку руху по реальних ділянках шахтної рейкової колії з експериментально вимірними параметрами (подовжній і поперечний ухили, радіуси кривизни в плані і профілі, довгі й короткі нерівності). Це дає можливість створити локомотив з високими тягово-гальмівними характеристиками для роботи на існуючих шляхах і визначити вимоги до профілю шахтних виробок, що будуються, в яких передбачається використання важких локомотивів нового покоління.

Висновки

Вперше розроблена динамічна модель шахтного шарнірно-зчленованого локомотива з рейковим гальмом, розташованим поза базою візка ходової частини.

Вперше створена динамічна модель шахтного шарнірно-зчленованого локомотива, що рухається по реальній рейковій колії в режимі гальмування з включеними одночасно та/або окремо колісно-колодковими, дисковими осьовими та трансмісійними гальмами, гравітаційними та магнітними рейковими гальмами, а також в режимі гальмування двигуном.

Список літератури

1. Процив В.В. Устойчивость движения локомотива на закруглениях шахтных рельсовых путей // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. – № 7. – С. 64-69.
2. Мишин В.В., Зайцева О.Б. Математическая модель шахтного секционного локомотива в кривой // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. – № 4. – С. 71-74.
3. Процив В.В. Определение характеристик поперечной жесткости подвески рычажно-балансирного типа шахтных локомотивов // Изв. вузов. Горный журнал. – 1996. – № 7. – С. 86-91.
4. Процив В.В. Визначення раціональної довжини секції складового рейкового магнітного гальма // Зб. наук. праць / НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2008. – № 30. – С. 102-111.
5. Шахтарь П.С. Рудничные локомотивы. – М.: Недра, 1982. – 296 с.
6. Процив В.В. Инерционные, жесткостные и диссипативные характеристики шахтного рельсового пути // Изв. вузов. Горный журнал. – 1991. – № 6. – С. 80-82.

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.Е. Блохіним 30.03.09

УДК 629.11.012.3/6:530.17

О.А. Третьяков, Ю.Н. Вахалин, В.Ф. Ганкевич, А.Н. Коцупей

О РАЗВИТИИ ПОВЕРХНОСТНЫХ ТРЕЩИН В ГОРНОЙ ПОРОДЕ ПРИ ТЕРМОЦИКЛИЧЕСКОМ ВОЗДЕЙСТВИИ

На основе теории подобия розглянута можливість дослідження процесу зносу колісних пар вагонеток з урахуванням різних факторів.

На основе теории подобия рассмотрена возможность исследования процесса износа колесных пар вагонеток с учетом различных факторов.

The possibility of vagon wheels wear research, taking into consideration different factors, is considered from the point of view theory of similarity.

Основным видом транспорта на шахтах является электровозная откатка. В трудовых затратах, связанных с добычей руды на долю электровозной откатки приходится до 22%. Срок службы колес для десяти-тонных вагонов в условиях Криворожского горно-рудного бассейна составляет всего лишь 4-6 месяцев. Одной из основных причин выхода колесных пар из строя является износ поверхности катания и излом колесных реборд. Поэтому вопросы износа колес являются достаточно актуальными.

Детальное изучение процесса изнашивания, происходящего в паре колесо-рельс представляет крайне трудную задачу. Этот процесс протекает в сложных условиях под перекрестным влиянием большого числа факторов, определяющих ход износа.

Один теоретический метод исследования изнашивания не в состоянии охватить все многообразие условий. При его помощи, в лучшем случае, удастся составить лишь математическую формулировку задачи, а конкретную зависимость между отдельными величинами, характеризующими процесс, приходится находить экспериментальным путем.

Экспериментальный метод позволяет выяснить влияние отдельных факторов на ход процесса и составить полную картину явления. Однако, если этот метод не имеет теоретической базы, то полученные данные не могут быть обобщены и не дадут возможности охарактеризовать процесс в целом. Эти данные будут иметь частный характер, а область их применения ограничивается условиями эксперимента. Наиболее эффективным методом исследования различных физико-механических процессов трущихся колес является объединенный метод – теоретический и экспериментальный на основе теории подобия.

Установить критерии подобия возможно двумя способами:

- путем исследования исходных дифференциальных уравнений на основе общей теории подобия;
- путем анализа размерностей исходных независимых величин, определяющих процесс.

Сложность процесса износа и трудность математической трактовки имеющихся представлений в области присущих ему закономерностей оставляют возможным только второй метод [1].

Непременным условием при составлении уравнения для определения величины износа колес вагонеток является правильный выбор основных факторов, влияющих на процесс.

Чрезвычайно большой потенциал информации о процессах, протекающих при износе, приводит к познавательным трудностям и вынуждает нас ограничить поток информации в определенном диапазоне. Это достигается познанием процесса через модель: такую систему, которая отражает отдельные ограниченные в научном направлении стороны явлений рассматриваемого процесса. Выбор количества информации зависит от целей исследования.

Увеличение количества информации модели относительно объекта приводит к усложнению модели и становится невозможным получить новую информацию об объекте, т.е. модель обесценивается. Моделирование эффективно лишь вблизи диапазона, где ценность максимальна. Следовательно, само существование моделирования неизбежно связано с упрощением модели по сравнению с объектом.

Необходимо концентрировать внимание на определенных параметрах, которые содержатся в краевых условиях задачи и имеют решающее воздействие на процесс износа.

Экспериментальные исследования износа пары колесо-рельс показывают, что износ является функцией, характеризующей материал пары трения, ее конструкцию, режим работы и среду, в которой работает пара.

Износ колес транспортных составов в основном зависит от следующих величин:

$$I = f(P, V, G, E, d, l, h, R, \Delta, \rho), \quad (1)$$

где I – износ обода колеса, $[L \cdot T^{-1}]$; P – удельное контактное давление колеса на рельс, $[M \cdot L^{-2}]$; V – окружная скорость вращения обода колеса, $[L \cdot T^{-1}]$; G – модуль сдвига материала колеса, $[M \cdot L^{-2}]$; E – модуль сжатия материала колеса, $[M \cdot L^{-2}]$; d – диаметр колеса, $[L]$; l – ширина обода колеса, $[L]$; h – средняя высота микронеровностей трущихся поверхностей, $[L]$;

R – радіус закруглення рельсового пути, [L]; Δ – поперечне перемещение колеса по рельсу, [L·T⁻¹]; ρ – плотность абразива, попадающего в зону контакта колесо-рельс, [M·L⁻³].

M – масса, L – линейный размер, T – время – основные единицы, при помощи которых определяется размерность остальных.

Теория размерности утверждает, что абсолютное значение любой физической величины не зависит от принятой системы единиц.

В выражение функции (1) входит 11 переменных величин при трех основных единицах. Теорема Бункингема (π – теорема) утверждает, что в этом случае должно быть $11-3 = 8$ безразмерных отношений между величинами.

Из вышеуказанных величин можно составить ряд безразмерных отношений и отнести их к основной функции, не применяя анализа теории размерностей. К таким величинам можно отнести:

$$\frac{G}{E}, \frac{d}{l}, \frac{h}{R}, \frac{V}{\Delta}.$$

Тогда искомая зависимость примет вид

$$I = f\left(P, V, d, l, \rho, R, \Delta, \frac{G}{E}, \frac{d}{l}, \frac{h}{R}, \frac{V}{\Delta}\right).$$

Применяя к остальным величинам теорию размерностей, получим четыре безразмерных отношения. Причем, за функциональные величины можно принять любые четыре.

Нас интересует I, l, P и R . На основании этого задаемся показателями при I, l, P и R равными поочередно единице, приравнивая показатели остальных величин к нулю.

Получим следующие выражения:

$$\left. \begin{aligned} I &= d^{x_1} \cdot V^{y_1} \cdot \rho^{z_1} \\ l &= d^{x_2} \cdot V^{y_2} \cdot \rho^{z_2} \\ P &= d^{x_3} \cdot V^{y_3} \cdot \rho^{z_3} \\ R &= d^{x_4} \cdot V^{y_4} \cdot \rho^{z_4} \end{aligned} \right\}$$

Выразим эти уравнения через символы размерностей

$$\left. \begin{aligned} [L \cdot T^{-1}] &= [L]^{x_1} \cdot [L \cdot T^{-1}]^{y_1} \cdot [M \cdot L^{-3}]^{z_1} \\ [L] &= [L]^{x_2} \cdot [L \cdot T^{-1}]^{y_2} \cdot [M \cdot L^{-3}]^{z_2} \\ [M \cdot L^{-2}] &= [L]^{x_3} \cdot [L \cdot T^{-1}]^{y_3} \cdot [M \cdot L^{-3}]^{z_3} \\ [L] &= [L]^{x_4} \cdot [L \cdot T^{-1}]^{y_4} \cdot [M \cdot L^{-3}]^{z_4} \end{aligned} \right\}$$

Приравнивая показатели при соответствующих единицах измерений, получим четыре группы уравнений с тремя неизвестными

$$\left. \begin{aligned} \begin{cases} 0 = x_1 \cdot 0 + y_1 \cdot 0_1 + z_1 \\ 1 = x_1 + y_1 - 3z_1 \\ -1 = x_1 \cdot 0 - y_1 - z_1 \cdot 0 \end{cases} & \begin{cases} x_1 = 0 \\ y_1 = 1 \\ z_1 = 0 \end{cases} & I = V \\ \\ \begin{cases} 0 = x_2 \cdot 0 + y_2 \cdot 0 + z_2 \\ 1 = x_2 + y_2 - 3z_2 \\ 0 = x_2 \cdot 0 - y_2 + z_2 \cdot 0 \end{cases} & \begin{cases} x_2 = 1 \\ y_2 = 0 \\ z_2 = 0 \end{cases} & l = d \end{aligned} \right\}$$

$$\left. \begin{aligned} \begin{cases} 1 = x_3 \cdot 0 + y_3 \cdot 0 + z_3 \\ -2 = x_3 + y_3 - 3z_3 \\ 0 = x_3 \cdot 0 - y_3 + z_3 \cdot 0 \end{cases} & \begin{cases} z_3 = 1 \\ x_3 = 1 \\ y_3 = 0 \end{cases} & P = d^1 \cdot \rho \\ \\ \begin{cases} 0 = x_4 \cdot 0 + y_4 \cdot 0 + z_4 \\ 1 = x_4 + y_4 - 3z_4 \\ 0 = x_4 \cdot 0 - y_4 + z_4 \cdot 0 \end{cases} & \begin{cases} x_4 = 1 \\ y_4 = 0 \\ z_4 = 0 \end{cases} & R = d \end{aligned} \right\}$$

Затем записываем формулу общей зависимости износа колес

$$i = A \cdot V \left(\frac{l}{d}\right)^a \cdot \left(\frac{P \cdot d}{\rho}\right)^b \cdot \left(\frac{R}{d}\right)^c \cdot \left(\frac{G}{E}\right)^m \cdot \left(\frac{h}{R}\right)^n \cdot \left(\frac{V}{\Delta}\right)^f, \quad (2)$$

или

$$I = A \cdot V \cdot \Gamma_d^a \cdot K_{mp}^b \cdot \Gamma_R^c \cdot S_\phi^m \cdot \Gamma_h^n \cdot \Gamma_v^f \quad (3)$$

где $\Gamma_d = \frac{l}{d}$ – симплекс геометрического подобия;

$K_{mp} = \frac{P \cdot d}{\rho}$ – критерий трения; $\Gamma_R = \frac{R}{d}$ – симплекс

геометрического подобия; $S_\phi = \frac{G}{E}$ – симплекс физи-

ко-механического подобия; $\Gamma_h = \frac{h}{R}$ – симплекс гео-

метрического подобия; $\Gamma_v = \frac{V}{A}$ – симплекс динами-

ческого подобия; A – безразмерный коэффициент.

Физическое моделирование сводится к воспроизведению постоянства определяющих критериев подобия в модели и натуре и позволяет найти необходимые пути комбинирования размерных величин друг с другом с получением безразмерных критериев для простого пересчета результатов опыта на натурные объекты.

Полученная аналитическая зависимость дает достаточно точное решение лишь при наличии численных значений показателей степеней и коэффициента A , определяемых экспериментально.

Показатели степеней и коэффициент критериального уравнения методически могут быть определены следующим образом.

Начинаем с определения численных значений степеней. Определяем для наших исследований какой критерий будет неизменным. По всей видимости, симплекс физико-механического подобия

$S_\phi = \frac{G}{E} = const$ и показатель степени d будет равен

нулю. Начинать определение можно с любого критерия. Определим показатель степени α .

Принимаем ($i \geq 2$) значений I из одной серии экспериментов (натурных или на моделях), проведенных с различными Γ_d при переменной величине d , $l = const$ и фиксированным значением V . Отсюда, для V_i каждому значению d будет соответствовать свое значение I (строим таблицу или график функции $I = f(d)$ для V_i)

$$\left. \begin{array}{l} d_1 \sim I_1 \\ d_2 \sim I_2 \\ d_3 \sim I_3 \\ \dots\dots\dots \\ d_i \sim I_i \end{array} \right\} \text{ для } V_i$$

Тогда из уравнения (3) имеем

$$I_1 = \left(\frac{l}{d_1} \right)^a \cdot S; \quad (4.1)$$

$$I_2 = \left(\frac{l}{d_2} \right)^a \cdot S; \quad (4.2)$$

$$I_i = \left(\frac{l}{d_i} \right)^a \cdot S, \quad (4.3)$$

где

$$S = A \cdot V \cdot K_{mp}^b \cdot \Gamma_R^c \cdot \Gamma_h^n \cdot \Gamma_v^f = const \quad (5)$$

для данной серии опытов при заданных условиях.

Решая совместно уравнения (4.1-4.3) находим значения показателя степени α

$$\frac{I_1}{I_2} = \frac{(\Gamma_d)_1^a}{(\Gamma_d)_2^a} \quad \text{откуда} \quad a_1 = \frac{\lg \frac{I_1}{I_2}}{\lg \frac{d_1}{d_2}};$$

$$\frac{I_1}{I_3} = \frac{(\Gamma_d)_1^a}{(\Gamma_d)_3^a} \quad \text{откуда} \quad a_2 = \frac{\lg \frac{I_1}{I_3}}{\lg \frac{d_1}{d_3}};$$

$$\frac{I_1}{I_i} = \frac{(\Gamma_d)_1^a}{(\Gamma_d)_i^a} \quad \text{откуда} \quad a_{i-1} = \frac{\lg \frac{I_1}{I_i}}{\lg \frac{d_1}{d_i}};$$

затем, для фиксированных значений V_2, V_3, \dots, V_i строим функции $I=f(d)$ отдельно для V_2, V_3, \dots, V_i и по аналогии с предыдущим определяем комплекты значений $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, \dots, \alpha_{i-1}$.

Из полученных расчетных данных определяем среднее значение α .

Определение показателя степени b .

Принимаем i значений I , полученных экспериментально при натуральных или модельных испытаниях, проведенных с различными критериями трения K_{mp} . В этом случае имеем переменную величину P при фиксированном значении d и $\rho = const$ (строим таблицу или график функции $I=f(P)$ для d_i)

$$\left. \begin{array}{l} P_1 \sim I_1 \\ P_2 \sim I_2 \\ P_3 \sim I_3 \\ \dots\dots\dots \\ P_i \sim I_i \end{array} \right\} \text{ для } d_i$$

Из уравнения (5) имеем

$$Q_1 = \left(\frac{P_1 \cdot d}{\rho} \right)^b \cdot F; \quad (6.1)$$

$$Q_2 = \left(\frac{P_2 \cdot d}{\rho} \right)^b \cdot F; \quad (6.2)$$

$$Q_i = \left(\frac{P_i \cdot d}{\rho} \right)^b \cdot F,$$

где

$$F = A \cdot V \cdot \Gamma_R^c \cdot \Gamma_h^n \cdot \Gamma_v^f = const.$$

Решая уравнения 6.1 и 6.2 получим

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{\left[\left(\frac{P_1 \cdot d}{\rho} \right)_1 \right]^b}{\left[\left(\frac{P_2 \cdot d}{\rho} \right)_2 \right]^b} = \left(\frac{P_1}{P_2} \right)^b.$$

Из уравнений (4) определяем $\frac{S_1}{S_2}$

$$\frac{S_1}{S_2} = \frac{\frac{I_1}{(\Gamma d)_1^a}}{\frac{I_2}{(\Gamma d)_2^a}} = \frac{I_1 \cdot (\Gamma d)_2^a}{I_2 \cdot (\Gamma d)_1^a} = \frac{I_1}{I_2} \left(\frac{d_1}{d_2} \right)^a,$$

выше мы определили численное значение α .

Тогда

$$b = \frac{\lg \frac{Q_1}{Q_2}}{\lg \left(\frac{P_1}{P_2} \right)} = \frac{\lg \frac{I_1}{I_2} - a \lg \frac{P_1}{P_2}}{\lg \frac{P_1}{P_2}} = \frac{\lg \frac{I_1}{I_2}}{\lg \frac{P_1}{P_2}} + a$$

$$\text{откуда } b = \frac{\lg \frac{I_1}{I_2}}{\lg \frac{P_1}{P_3}} + a$$

Далее, по аналогии с определением показателя α , находим другие значения b при иных фиксированных значениях d .

Определяем среднюю величину показателя степени b .

Руководствуясь предлагаемым методом находим численные значения c, n, f , и A .

Уравнение (2 или 3) готово для численного анализа.

Предлагаемый подход позволяет получить зависимости для широкого анализа процесса износа колес вагонеток в зависимости от различных факторов влияния. Показатели степеней для формулы общей зависимости износа могут быть получены на основе анализа экспериментальных данных, полученных любым способом (в лаборатории, шахтных условиях, на натуральных конструкциях, на моделях и т.д.).

Список литературы

1. Седов Л.И. Механика сплошной среды. – М.: Наука, 1970. – 220 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Л.Н. Ширінін 17.04.09

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ ЧАСТИЦЫ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ СИЛ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ В КОНУСНОЙ ВАЛКОВОЙ МЕЛЬНИЦЕ

Визначено вплив форми частинки на розподіл сил при здрібнюванні і встановлена залежність зсуву частинки від її розмірів і кута конусності камери.

Определено влияние формы частицы на распределение сил при измельчении и установлена зависимость смещения частицы от ее размеров и угла конусности камеры.

Influencing the form of a fragment on distribution of forces is determined at destruction and the relation of shear displacement of a fragment to its sizes and cone angle of the chamber is established.

Механизм измельчения горной массы в камере валковой конусной мельницы (рис. 1, а) имеет свои особенности. Когда отдельные кусочки попадают из загрузочной камеры 1 в сектор измельчения 2, они с помощью винтовой наплавки 3 вовлекаются в узкую конусообразную щель между вращающимися конусами 4 и неподвижным корпусом 5. Обороты конусов регулируются приводом 6, а конусы могут устанавливаться с различным шагом винтовой наплавки [1]. Очевидно, что силы, действующие на частицу материала при ее защемлении между корпусом и вращающимся конусом, будут существенно зависеть от формы защемляемой частицы. При анализе характера нагружения частиц материала в шаровых мельницах [2, 3] или в валковых с цилиндрическими валками ограничиваются рассмотрением частиц с двумя видами контактных площадок: круг и прямоугольник. Возможно, при рассмотрении процесса удара или раздавливания этим допущением можно ограничиться [3, 4], однако в конических мельницах ситуация существенно изменяется, поскольку в этом случае большой вклад в разрушение частиц вносит деформация сдвига. Энергетически это целесообразно, т. к. разрушение при сдвиге происходит при меньших усилиях, чем при сжатии, поскольку модуль сдвига в три раза меньше модуля сжатия для одного и того же материала.

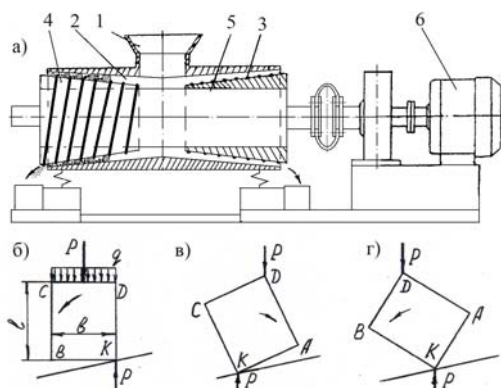


Рис. 1. Валковая конусная мельница и возможные повороты частицы в плане

В рассматриваемой конструкции мельницы геометрия частицы решающим образом влияет не только на характер возникающих в ней напряжений при ее разрушении, но и на величину и расположение действующих на частицу усилий.

Цель работы – выполнить анализ сил, действующих на защемленную частицу, и определить эти силы при различной ориентации частицы в камере измельчения. Причем, на первом этапе влияние сил трения не рассматривается.

Прежде всего, заметим, что силы, необходимые для разрушения частицы, велики и намного превышают собственный вес частицы. Это соображение позволяет пренебречь в проводимом анализе собственным весом частицы. В этом случае безразлично, где находится частица в период контакта с конусом и корпусом – сверху, снизу или сбоку. Поэтому для удобства изложения будем называть вид мельницы сверху планом, а вид сбоку, перпендикулярно продольной оси мельницы, – профилем. При этом полагаем, что частица расположена в верхней части барабана. Такой подход не нарушает точности анализа.

Рассмотрим усилия, прилагаемые к частице, имеющей форму параллелепипеда. Выбор такой формы частиц позволит более ясно понять характер взаимодействия частицы с корпусом и коническим рабочим органом. В то же время в процессе определения нагрузок, возникающих при размоле частицы принятой формы, делается попытка установить некоторые общие закономерности, проявляющиеся при размоле частиц, имеющих форму, отличную от прямоугольного параллелепипеда.

На рис. 1, б, в, г показаны возможные повороты частицы в плане.

Прежде всего, видно, что в период начала защемления частицы между корпусом и конусом она будет прижата одной из своих граней к спирали винтовой наплавки, размещенной на конусе, она может занять одно из трех возможных положений, изображенных на рис. 1, б, в и г. На рис. 1, б частица занимает такое положение, при котором ее предельная грань лежит в вертикальной плоскости. В этом положении защемление частицы будет происходить на грани CD, по-

скільки на цій грані відстань між корпусом і конусом буде найменшим. Ввиду защемлення, на цю грань зі сторони корпусу і конуса будуть діяти сили реакції. Так як спроба проталкування частини далі продовжується в результаті цих сил реакції між частиною, з однієї сторони, корпусом і конусом, з іншої, виникнуть сили тертя, більш або менш рівномірно розподілені вздовж грані CD з інтенсивністю q . Еквівалентною цій розподіленою навантаженню сила $P = q \cdot b$ буде направлена так, як показано на рис. 1, б, і по величині буде рівна толкаючій частини силі P , прикладеній в точці контакту К частини з конусом. Пара сил P створить момент відносно точки К, направлений проти годинникової стрілки до тих пор, поки частина своєю гранню ВК не упреться в навітую на конус спіраль. В цьому положенні і буде знаходитися частина в початковий момент свого руйнування.

Якщо частина в момент свого защемлення займає положення, зображене на рис. 1, в, то защемлення частини між корпусом і конусом відбудеться на ребрі D, так як на цьому ребрі зазор між корпусом і конусом буде найменшим. Тому саме тут будуть прикладені сили реакції корпусу і конуса, а також викликає ними сила тертя. В результаті дії цих сил в напрямку, паралельному напрямку дії толкаючої сили P , виникає складова, направлена в сторону, протилежну толкаючій силі і рівна їй по величині. Діяння пари сил P , прикладених в точках К і D, створює крутячий момент, направлений по годинникової стрілки. Цей момент поверне частинку відносно точки упору К в спіраль також по годинникової стрілки впритул до упору частини в спіраль гранню КА. Тобто є в розглядаємого початковому положенні частини, зображеному на рис. 1, в, в початковий момент свого руйнування частина буде прижата до спіралі однією зі своїх граней.

Якщо ж частина в момент свого защемлення займає положення, зображене на рис. 1, г, то защемлення частини між корпусом і конусом відбудеться на ребрі D, так як на цьому ребрі зазор між корпусом і конусом буде найменшим. Тому вже саме на цьому ребрі будуть прикладені сили реакції корпусу і конуса, а також викликає ними сила тертя. В результаті дії цих сил в напрямку, паралельному напрямку дії толкаючої сили P , виникає складова, направлена в сторону, протилежну толкаючій силі і рівна їй по величині. Діяння пари сил P , прикладених в точках К і D, створює крутячий момент, направлений проти годинникової стрілки. Цей момент поверне частинку відносно точки упору К в спіраль також проти годинникової стрілки впритул до упору частини в спіраль гранню KB. Тобто і в розглядаємого початковому положенні частини, зображеному на рис. 1, г, в початковий момент свого руйнування частина буде прижата до спіралі однією зі своїх граней.

Таким чином, незалежно від початкового положення частини, в період початку защемлення її між корпусом і конусом вона буде прижата однією зі своїх граней до спіралі, навітою на конус.

Тут слід зауважити, що, як буде показано в наступному, реакція конуса кілька зміщується відносно грані D. Але, в першу чергу, це зміщення не дуже значуще, а, в другу чергу, принципово не впливає на результат виконаного вище аналізу, тому що напрямки діючих на частинку моментів не зміняться при більш точному урахуванні розподілу сил реакції.

Виконаний вище аналіз дозволяє утвердити, що в момент початку защемлення частинка буде займати положення, зображене на рис. 2. Зі сторони спіралі на частинку буде діяти розподілена сила інтенсивності q . Ця розподілена сила буде мати змінне значення інтенсивності q , тому що реакції корпусу і конуса, а також викликає ними сили тертя $F_{\text{трк}}$ і $F_{\text{трб}}$ зміщені на рис. 2 в плані вправо. Тому і інтенсивність q буде зростати зліва направо.

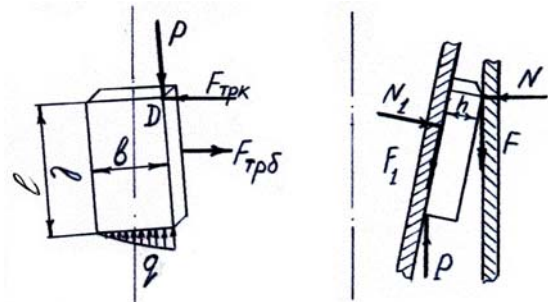


Рис. 2. Розташування частини в формі прямокутного паралелепіпеда

Для того, щоб визначити, яке положення буде займати частинка на профільній проекції, розглянемо сили, діючі на частинку в момент її защемлення на цій проекції. Припустимо спочатку, що при защемленні частини сили тертя відсутні. Тоді схема діючих на частинку сил буде мати вигляд, зображений на рис. 3.

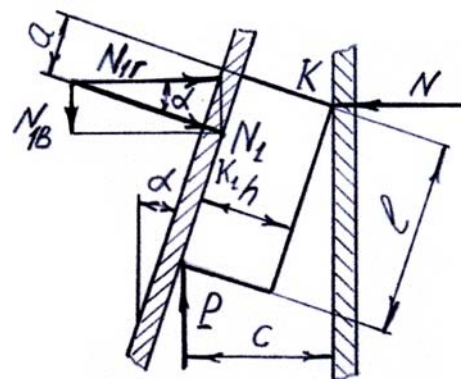


Рис. 3. Схема сил, діючих на частинку при відсутності тертя

Здесь P – сила, с которой спираль на конусе толкает частицу; N – сила реакции корпуса на давление заталкиваемой силой P в клиновой зазор частицы; N_1 – сила реакции конуса. Сила реакции N_1 должна быть смещена относительно прямой линии, параллельной линии действия силы N_1 и проходящей через точку начального контакта частицы и конуса K на расстояние a . Такое смещение необходимо для компенсации момента относительно точки K , создаваемого силой P .

Момент, создаваемый силой P относительно точки K , будет стремиться повернуть частицу относительно неподвижной в рассматриваемый момент времени точки K по часовой стрелке вплоть до упора частицы в конус. Только в результате такого упора возникнет реактивная сила N_1 . Именно оттого, что сила N_1 является реактивной, она не сможет поворачивать частицу относительно точки K против часовой стрелки, так как всякий такой поворот приведет к началу отрыва частицы от поверхности конуса и, следовательно, к уменьшению силы P при неизменном значении силы N_1 . Поэтому можно заключить, что в начальный момент заземления частица будет прижата к поверхности конуса.

Обозначим через α угол конусности конуса, через $N_{1в}$ и $N_{1г}$ – вертикальную и горизонтальную проекции силы N_1 соответственно. Тогда условия равновесия частицы в проекциях на горизонтальную и вертикальную оси будут выглядеть следующим образом:

$$N_{1г} = N; \quad N_{1в} = P.$$

Учитывая, что $N_{1г} = N_1 \cos \alpha$; $N_{1в} = N_1 \sin \alpha$, следует

$$N_1 = \frac{P}{\sin \alpha}; \quad N = P \operatorname{ctg} \alpha. \quad (1)$$

Суммарный момент сил относительно точки K будет равен

$$N_1 a - Pc = 0, \quad (2)$$

где, как следует из рис. 3,

$$c = h \cos \alpha + l \sin \alpha. \quad (3)$$

Поэтому из (2) с учетом (1) и (3) следует, что смещение усилия N_1 будет равно

$$a = c \sin \alpha = (h \cos \alpha + l \sin \alpha) \sin \alpha. \quad (4)$$

Из полученной зависимости (4) видно, что величина смещения a не зависит от величины действующего усилия P , а определяется размерами частицы и углом конусности в измельчаемой камере.

Выводы

Таким образом, для разработки расчетной схемы измельчения частицы горной массы в камере внутривалковой конусной мельницы определено влияние формы частицы на распределение сил при измельчении, установлена зависимость смещения частицы от ее размеров и угла конусности камеры.

Список литературы

1. Пат. UA № 53418, МКИ⁶ В02С 2/10, В02С 15/16. Пристрій для тонкого подрібнення матеріалів / Ягнюков В.Ф. – № 2002054117; Заявл. 21.05.2002, Опубл. 15.01.2003, Бюл. № 1.
2. Ходаков Г.С. Физика измельчения. – М.: Наука, 1972. – 307 с.
3. Шинкоренко С.Ф. Технология измельчения руд черных металлов. – М.: Недра, 1982. – 213 с.
4. Блохин В.С., Большаков В.И., Малич Н.Г., Основные параметры технологических машин. Машины для дезинтеграции твердых материалов. Ч. 1: Учеб. пособие. – Д.: УМА-пресс, 2006. – 404 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Є.С. Лапишим 06.03.09

В.І. Корнієнко

АВТОМАТИЧНИЙ КОНТРОЛЬ ГРАНУЛОМЕТРИЧНОГО СКЛАДУ КУСКОВОГО МАТЕРІАЛУ В ПОТОЦІ

Розроблено алгоритм обробки зображень для автоматичного контролю гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці й оцінена ефективність його реалізації.

Разработан алгоритм обработки изображений для автоматического контроля гранулометрического состава кускового материала в потоке и оценена эффективность его реализации.

Designed algorithm of the processing the images for hardware check granulometric composition of the lump material in flow and is estimated efficiency to his realization.

Вступ. Гранулометричний склад кускового матеріалу є основним показником ведення технологічних процесів дроблення і здрібнювання матеріалів у будівельній і гірничій промисловості.

Оперативне керування, наприклад, технологічними процесами дроблення і здрібнювання залізної руди при автоматизованому контролі її гранулометричного складу на різних стадіях переробки дозволяє підвищити продуктивність цих процесів по готовому продукту на 5-7% [1].

Постановка завдання. Прямим методом контролю гранулометричного складу кускового матеріалу є ситовий аналіз [2, 3], який вимагає витрат ручної праці і не є оперативним.

Для автоматичного контролю і керування перспективними є оптичні методи і засоби контролю кускового матеріалу в потоці [3-6], зокрема контролю по площах зображень кусків матеріалу (метод фотоплатиметрії [1, 2, 7]).

Алгоритми обробки зображень реалізуються системами технічного зору (СТЗ) і містять звичайно такі етапи [4, 8-10]:

- захоплення і формування зображення;
- попередня обробка зображення;
- кодування – передача – прийом – декодування зображення;
- відновлення, сегментація і класифікація зображення.

Формування зображення включає настроювання оптоелектронної системи, причому розв'язуються задачі вибору поля зору, фокусування, умов освітленості, експозиції, захисту поля зору від пилу тощо. При цьому вибір поля зору повинен виключати вплив сегрегації в потоці кускового матеріалу на контрольоване зображення (що може бути досягнуто, наприклад, встановленням оптичного перетворювача (камери) у зоні переваження матеріалу), а також забезпечувати перебування в полі зору показної проби [3]. При цьому перехід від маси показної проби до необхідного розміру поля зору нескладно здійснити за статистичними характеристиками крупності контрольованого матеріалу і його щільності.

Попередня обробка зображень спрямована на поліпшення (відновлення, згладжування) зображення,

спотвореного шумом і впливом факторів, що його перевертають (змазу, розфокусування тощо).

Операції кодування – передача – прийом – декодування зображення використовуються в розподілених СТЗ, у яких блоки формування зображення і наступної його обробки просторово рознесені. При їх виконанні використовуються стандартні рішення (каналне кодування Хафмена, стиск кадрів зображення JPEG, JPEG-2000 і відеопотоків MPEG-2, MPEG-4 тощо [10]).

Метою відновлення є реконструкція спотвореного зображення. Методи відновлення основані на моделюванні процесів спотворення і застосуванні зворотних процедур для відтворення початкових зображень [8-10].

Сегментація полягає у розбивці зображення на однорідні області, що потім класифікуються відповідно до призначення СТЗ [8, 9, 11].

Існуючі автоматизовані СТЗ вимагають участі оператора в процесі контролю і для автоматичного керування є недостатньо оперативними, тому актуальною є розробка повністю автоматичної СТЗ для контролю гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці.

Мета статті. Розробка і дослідження алгоритмів обробки зображень і технічних рішень по реалізації автоматичного контролю гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці, а також оцінка ефективності запропонованих алгоритмів і технічних рішень.

Викладення основного матеріалу. Структура запропонованого алгоритму обробки зображень для автоматичного контролю гранулометричного складу кускового матеріалу містить наступні етапи:

- формування зображення;
- попередня обробка зображення;
- сегментація зображення;
- фільтрація бінарного зображення;
- опис параметрів об'єктів зображення;
- обчислення характеристик гранулометричного складу.

Формування зображення виконується у вигляді двовимірної матриці значень яскравості $\hat{P}(x, y)$ в ко-

ординатах (x, y) – напівтонове зображення (припускаємо, що рівні яскравості фона менше яскравості кусків матеріалу).

З технологічних міркувань точками контролю є місця перевантаження матеріалу (розвантаження самоскидів і думпкарів), а також його транспортування по конвеєрі.

У зв'язку з цим, при формуванні зображення виникають спотворення за рахунок його змазу під час руху матеріалу за час експозиції. При постійній швидкості матеріалу просторова імпульсна перехідна функція (функція розсіювання точок – ФРТ) спотворювальної системи визначається як [9]:

$$h_{зм}(x, y) = \begin{cases} \alpha^{-1} \cdot \delta(x) & \text{при } y \in [0, \alpha]; \\ 0 & \text{при } y \notin [0, \alpha], \end{cases} \quad (1)$$

де α – довжина змазу, рівна добутку швидкості руху матеріалу (по осі y) на час експозиції; $\delta(x)$ – функція Дірака.

При розфокусуванні (наприклад, за рахунок неідеальності оптичної системи) з колом розмиття радіусу r ФРТ має вигляд [9]:

$$h_{фок}(x, y) = \begin{cases} (\pi \cdot r^2)^{-1} & \text{при } x^2 + y^2 \leq r^2; \\ 0 & \text{в інших випадках.} \end{cases} \quad (2)$$

Початкове зображення крупнодробленої руди на конвеєрі, отримане в умовах Інгулецького гірничозбагачувального комбінату (ГЗК), зображене на рис. 1, а.

Обмежити і компенсувати змаз і розфокусування можливо, наприклад, шляхом обмеження часу експозиції, а також шляхом використання відновлювальної фільтрації.

Попередня обробка зображення. Спотворення зображення подаються в частотній області у вигляді адитивної моделі [8]:

$$\hat{P}(\omega_x, \omega_y) = H(\omega_x, \omega_y) \cdot P(\omega_x, \omega_y) + N_{ш}(\omega_x, \omega_y),$$

де $H(\omega_x, \omega_y)$ – частотна характеристика (ЧХ) спотворювальної системи (перетворення Фур'є ФРТ (1) чи (2)); $\hat{P}(\omega_x, \omega_y)$, $P(\omega_x, \omega_y)$ і $N_{ш}(\omega_x, \omega_y)$ – двовимірні перетворення Фур'є зображення, що спостерігається, оригінального зображення, а також шуму.

У просторовому поданні модель спотворень має вигляд:

$$\hat{P}(x, y) = h(x, y) * P(x, y) + n_{ш}(x, y),$$

де $*$ – знак операції згортки; $h(x, y)$ – ФРТ спотворювальної системи; $\hat{P}(x, y)$, $P(x, y)$ – зображення, що спостерігається, й оригінальне зображення; $n_{ш}(x, y)$ – просторовий шум.

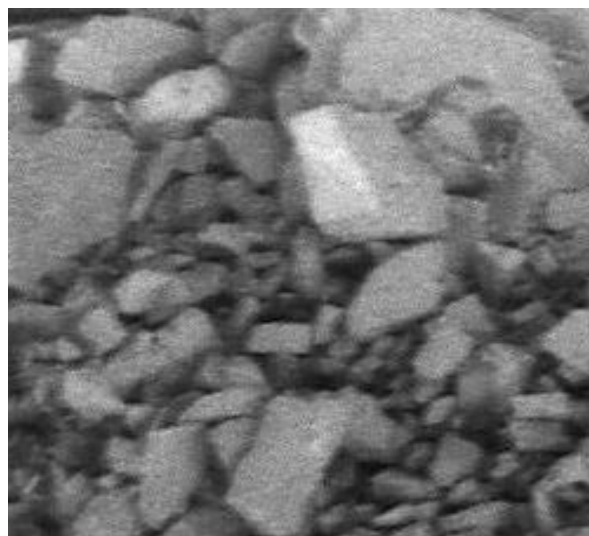
Ефективним способом відновлення чіткості зображення є використання оптимального фільтра Ві-

нера, що враховує наявність шуму у початковому сигналі (зображенні), і його ЧХ визначається як:

$$H_{він}(\omega_x, \omega_y) = H^*(\omega_x, \omega_y) / [|H(\omega_x, \omega_y)|^2 + G_N(\omega_x, \omega_y) / G_P(\omega_x, \omega_y)],$$

де $H^*(\omega_x, \omega_y)$ – комплексно сполучена ЧХ спотворювальної системи; $G_N(\omega_x, \omega_y)$, $G_P(\omega_x, \omega_y)$ – спектральні щільності потужності шуму й оригінального зображення.

Відновлене за допомогою фільтра Вінера зображення при гаусівській моделі ФРТ спотворювальної системи показано на рис. 1, б.



а



б

Рис. 1. Початкове (а) і відновлене (б) зображення руди

Показником ефективності виконання етапів формування і попередньої обробки зображення є розмір мінімального контрольованого класу крупності δ (діаметра мінімального куска, який можна розрізнити на відновленому зображенні).

Сегментація зображення. Традиційний шлях сегментації зображень полягає у виділення границь його елементів. Для цього широко використовуються градієнтні методи, реалізовані алгоритмами Собела (Sobel), Кенні (Canny), обчисленням лапласиана гауссіана, а також водорозділу [9, 10]. В них сегментація визначається як задача пошуку границь областей, яким відповідають максимумами градієнта функції яскравості.

Відомо, що необхідною і достатньою умовою екстремального значення функції в деякій точці є рівність нулю її другої похідної в цій точці, причому по різні сторони від точки друга похідна повинна мати різні знаки.

У двовимірному випадку другою похідною є скалярний оператор Лапласа (лапласіан):

$$\nabla^2 \hat{P}(x, y) = \partial^2 \hat{P}(x, y) / \partial x^2 + \partial^2 \hat{P}(x, y) / \partial y^2. \quad (3)$$

Для зниження шуму оцінка лапласиана випереджається згладжувальною фільтрацією (із ФРТ у вигляді функції Гаусса). При цьому через лінійність гауссівського згладжування і пошуку лапласиана їх можна здійснювати одночасно.

Виконані дослідження показали, що градієнтні методи в нашому випадку призводять до пересегментації зображення, а це значно ускладнює подальшу обробку (класифікацію зображення на куски і фон).

Іншим шляхом сегментації є порогова бінаризація, яка припускає, що фон і куски на зображенні мають у середньому різну яскравість. Для вибору значення порога широко використовуються гістограмні методи, основані на наступній ідеї [8-10]. Оскільки розподіл імовірностей для кожного класу зображення унімодальний, а точки границь нечисленні, тоді гістограма полімодальна (кількість мод по кількості класів об'єктів), а провали відповідають границям між класами.

Для реалізації такого методу доцільно попередньо виконати підкреслення границь на зображенні. Це зменшує їх розмір у просторі і відповідно зменшує їх рівень на гістограмі, що спрощує вибір порога.

Підвищення різкості зображення шляхом підкреслення границь виконується відповідно до виразу:

$$P_{zp}(x, y) = \hat{P}(x, y) + c \cdot \nabla^2 \hat{P}(x, y), \quad (4)$$

де $c = \text{sign}[\nabla^2 \hat{P}(x, y)]$ – коефіцієнт, визначуваний знаком центрального елемента маски лапласиана (3).

Оператор Лапласа підвищує різкість зображення (крутість переходів яскравості від фона до кусків і навпаки), але переводить області з постійною яскравістю в нуль. Тому додавання відновленого зображення до лапласиана у виразі (4) відновлює рівні яскравості цих областей.

Результат підвищення різкості відновленого зображення по виразу (4) наведений на рис. 2, а.

Після підкреслення границь зображення виконується його бінаризація (перетворення напівтонового зображення в бінарне) з метою поділу елементів зображення по двох рівнях яскравості (фона і кусків).

У загальному випадку бінарне зображення формується відповідно до виразу [4, 8]:

$$P_2(x, y) = \begin{cases} 1 & \text{при } P_{zp}(x, y) \geq \Pi[P_{zp}(x, y)]; \\ 0 & \text{в інших випадках,} \end{cases}$$

де Π – гранична функція.



а



б

Рис. 2. Результати підкреслення границь відновленого зображення (а) і його порогової бінаризації (б)

Метод Отсу (Otsu) [10] реалізовує вибір значення порога по гістограмі зображення. При цьому гранична функція Π вибирається у вигляді параметра, значення якого максимізує міжкласову дисперсію:

$$\Pi[P_{zp}(x, y)] = \Pi^O = \arg \max_{\Pi^{O*}} \sigma_B^2(\Pi^{O*}), \quad (5)$$

де σ_B^2 – міжкласова дисперсія (між яскравістю фона і кусків), що визначається через імовірності належності до класів (фона і кусків) і математичні очікування яскравостей фона, кусків і всього зображення [9, 10].

Одержуване бінарне зображення $P_2(x, y)$ наведе- не на рис. 2, б. Воно має шуми (високочастотні зава- ди) у середині елементів через інтегральний характер граничної функції (5). Тому необхідна фільтрація (згладжування) бінарного зображення.

Фільтрація бінарних зображень. Для приду- шення завад використовуються логічні [11] і морфо- логічні [9, 10] алгоритми обробки.

При логічній фільтрації бінарне зображення $P_2(x, y)$ представляється у вигляді рядкових фрагмен- тів A зображення кусків, кожний з яких характери- зується значеннями границь його початку B і кінця C :

$$A(k, j) = \{B(k, j), C(k, j)\},$$

де: $j = \overline{1, N}$; $k = \overline{1, K_j}$; N – кількість рядків на зобра- женні; K_j – кількість фрагментів у j -му рядку.

Логічний алгоритм складається із процедур поді- лу і злиття фрагментів по рядках і стовпцях зобра- ження. Якщо максимальний лінійний розмір (ширина чи висота) завади на зображенні менше величини δ (мінімального контрольованого класу крупності), то процедура поділу видаляє фрагменти $A(k, j)$, розмі- ри яких менше δ , а якщо відстань між фрагментами менше δ , то процедура злиття з цих фрагментів утворить новий фрагмент.

Результат фільтрації бінарного зображення наве- дений на рис. 3.

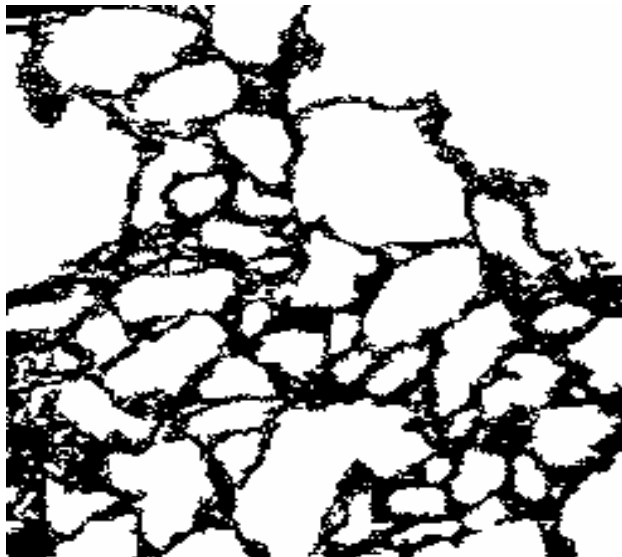


Рис. 3. Результат фільтрації бінарного зображення

Опис параметрів об'єктів зображення включає процедури селекції та зшиття частин кусків [11].

Процедура селекції виявляє рядкові фрагменти, що належать частині куска, і визначає по них масив параметрів частин

$$G(l) = \Phi_1 \{A(k, j)\}$$

із вектором їх зв'язків $D(l, i)$, де $l = \overline{1, L}$; $i = \overline{1, T_l}$; $D(l, 1) = l$; L – кількість частин кусків на зображенні;

T_l – довжина вектора зв'язку l -ї частини; Φ_1 – фун- кція визначення параметрів частин.

У процедурі зшиття частин визначається об'єднан- ний вектор зв'язків

$$D^*(s, p) = D(l, i) \cup D(s, q),$$

де $s = \overline{l-1, 1, -1}$; $q = \overline{1, T_s}$; $p = \overline{1, T_s^*}$; $T_s^* = T_l + T_s - r_s$; r_s – кількість однакових елементів у векторі зв'язку.

Масив параметрів кусків S на зображенні визна- чається через функцію Φ_2 зв'язку масивів парамет- рів частин, їх утворюючих:

$$S(z) = \Phi_2 \{G[D^*(s, p)]\}; z = \overline{1, Z},$$

де Z – кількість кусків на зображенні.

Далі масиви S використовуються при обчисленні характеристик кадру зображення.

Якщо функції Φ_1 і Φ_2 є сумами, то масив S яв- ляє собою площі зображень кусків матеріалу.

Обмеженість полю зору СТЗ призводить до вихо- ду окремих кусків за межу кадру. Тому такі куски виключаються із подальшого аналізу.

Розрахунок характеристик гранулометричного складу. Диференціальна характеристика грануломе- тричного складу (розподілення кусків по крупності) контрольованої проби (кадру зображення) визна- чається аналогічно методу фотопланіметрії як відно- шення сумарної площі кусків визначеного розміру (еквівалентного діаметра) до загальної площі кусків у кадрі:

$$\gamma_i = \sum_{n=d_{i-1}}^{d_i} S_n / \sum_{z=1}^Z S_z,$$

де d_i – еквівалентний діаметр кусків матеріалу i -го класу (діапазону) крупності.

По площах кусків визначаються також інтегральна (залишок на ситі) і кумулятивна характе- ристики гранулометричного складу:

$$I_i = 1 - \gamma_i; IK_i = \sum_{q=1}^i \gamma_q.$$

Для прикладу на рис. 4 наведені диференціальна, інтегральна і кумулятивна характеристики грануло- метричного складу крупнодробленої руди, усереднені по 30 кадрах зображення, що отримані в умовах Інгулецького ГЗК. При обчисленнях діапазон крупності руди (0-350 мм) розбивався на класи ши- риною 10 мм, а мінімальна контрольована крупність складала 1 мм.

Оцінка реалізації та ефективності. Автоматичний контроль гранулометричного складу може бути реалізований як у складі телекомунікаційної системи відеомоніторингу підприємства, так і у вигляді автономної СТЗ.

Система відеомоніторингу при використанні, наприклад, апаратури фірми Advantech може будуватися із застосуванням відеозаписуючих пристроїв (ВЗП) VBOX-3200 і промислових відеокамер (БК)

VBOX-3900. Елементи системи з'єднуються мережею Ethernet, що забезпечує доступ до відеоінформації на основі різних технологій: модему, ADSL, ISDN, супутникового зв'язку і Internet.

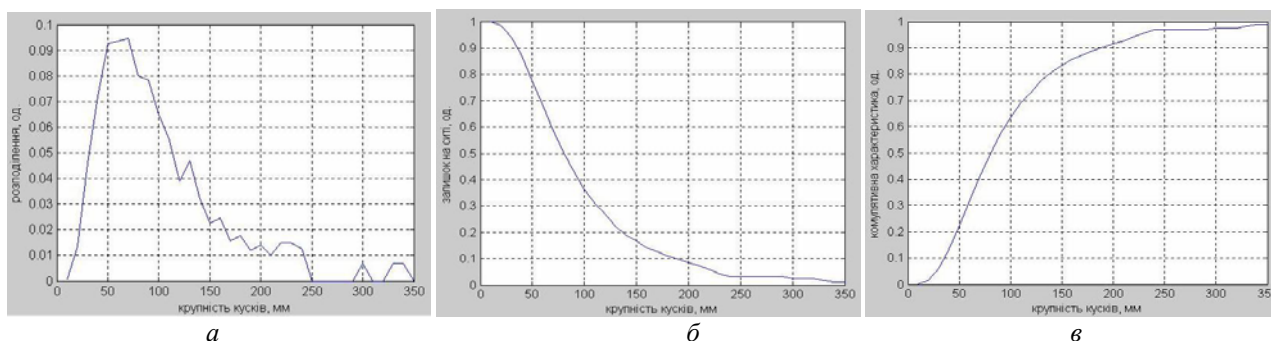


Рис. 4. Диференціальна (а), інтегральна (б) і кумулятивна (в) характеристики гранулометричного складу крупнодробленої руди

Система включає до 10 ВЗП, до кожного з яких може підключатися до 16 БК. Темп запису від 25 до 480 кадрів в секунду відеостандартів NTSC/PAL. При стисненні MPEG-4 розмір кадру складає 2-4 Кбайт, при розрізненні 320x240.

Автономна СТЗ може бути реалізована на цифровому сигнальному процесорі TMS320C5xx фірми Texas Instruments з півтоною відеокамерою із розрізненням 800x600.

У результаті моделювання встановлено, що запропонований алгоритм обробки кадрів зображення забезпечує відносну похибку визначення площі зображення кусків (інструментальна похибка) менше 1% при реалізації в системі відеомоніторингу і менше 0,2% – для автономної СТЗ. При цьому похибка визначення гранулометричного складу в порівнянні з прямим ситовим методом складає 3-6% відносних, що задовольняє технологічним вимогам [3].

Час обробки кадру зображення в автономній СТЗ складає не більш 0,9 с, а в системі відеомоніторингу – не більш 12 с.

Висновки

Запропонований алгоритм обробки зображень забезпечує вирішення завдання автоматичного контролю гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці з достатньою для систем автоматичного керування точністю й оперативністю.

Реалізація контролю гранулометричного складу в системі відеомоніторингу вимагає менше витрат, ніж в автономній СТЗ, але має також і меншу точність і оперативність.

Подальші дослідження мають бути спрямовані на розробку експериментального зразка системи автоматичного контролю гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці.

Список літератури

- Herbst J.A., Blust S.L. Video Sampling for Mine to Mill Performance Evaluation, Model Calibration and Simulation// Control 2000 Annual SME Meeting and Exhibit. – Solt Lake City, Utah, 2000 February 28-March 1. – P. 1-17.
- Барон Л.И. Кусковатость и методы ее измерения. – М.: Изд-во АН СССР, 1960. – 123 с.
- Козин В.З. Контроль технологических процессов обогащения. – Екатеринбург, ВШ, 2005. – 303 с.
- Системы технического зрения / Под ред. А.Н. Писаревского, А.Ф. Чернявского. – Л.: Машиностроение, 1988. – 424 с.
- Евстюгин С.Н., Стародумов А.В., Круглов В.Н. Применение системы «Гранулометр» для непрерывного бесконтактного определения гранулометрического состава кусковых материалов // Сталь. – 2003. – № 1. – С. 36-38.
- Корниенко В.И., Глухов В.В. Проблемы разработки математического обеспечения для оптического гранулометра дробленых материалов // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1990. – № 2. – С. 68-71.
- Назаров А.С. Фотограмметрия. – М.: Тетра Системс, 2006. – 368 с.
- Прэтт У. Цифровая обработка изображений: Пер с англ. – М.: Мир, 1982. – 790 с.
- Цифровая обработка изображений в информационных системах / Грузман И.С., Киричук В.С., Косых В.П. и др. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2002. – 352 с.
- Гонсалес Р., Вудс Р., Эддинс С. Цифровая обработка изображений в среде MATLAB. – М.: Техносфера, 2006. – 616 с.
- Корниенко В.И. Логичні алгоритми обробки бінарних зображень в оптичному гранулометрі дроблених матеріалів // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2006. – № 11. – С. 89-90.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В.Слесаревим 21.04.09

УДК 621.314.571:681.521.2

И.В. Волков, В.П. Стяжкин, О.В. Михайленко

ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВИБРАЦИОННЫХ ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ МАШИН СРЕДСТВАМИ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ВИБРОЭЛЕКТРОПРИВОДА

В статті розглянуто переваги та недоліки віброелектроприводів на базі електромагнітних вібродвигунів. Сформульовано основні принципи побудови автоматизованих віброелектроприводів для вібраційних транспортуючих машин на базі електромагнітних вібродвигунів та силових регуляторів наруги (струму) з частотнофазовим керуванням в системах вібротранспортування та вібродозування сипкого матеріалу.

В статье рассмотрены достоинства и недостатки виброэлектродвигателей на базе электромагнитных вибродвигателей. Сформулированы основные принципы построения автоматизированных виброэлектродвигателей для вибрационных транспортирующих машин на базе электромагнитных вибродвигателей и силовых регуляторов напряжения (тока) с частотно-фазовым управлением в системах вибротранспортирования и вибродозирования сыпучих материалов.

The article deals with advantages and disadvantages of vibratory electric drives based on electromagnetic vibratory motors. Basic principles for automated vibratory electric drives synthesis for transporting machines are formulated on the basis of electromagnetic vibratory motor and power voltage (current) regulator with phase-frequency control in granular material vibratory transporting and dosing systems.

Вибрационные машины широко применяются в технологическом оборудовании на предприятиях металлургической, строительной, химической, стекольной промышленности, на горно-обогатительных и перерабатывающих комбинатах. Они отличаются высокой надежностью, большим сроком службы, возможностью простого решения задач автоматизации и механизации многих производственных процессов.

Особенно эффективно применение вибрационных транспортирующих машин (ВТМ) в технологических процессах, связанных с транспортированием и дозированием сыпучих материалов. Изучению процессов, связанных с вибротранспортированием, посвящены работы Блехмана И.И., Гончаревича И.Ф., Крюкова Б.И., Крюкова А.А., Спиваковского А.О., Мальцева В.А., Пановко Я.Г., Червоненко А.Г., Потураева В.Н., Повидайло В.А., Юдина А.В. и других известных ученых [1, 2].

Из ряда вибрационных транспортирующих машин выделим вибрационные конвейеры, питатели и дозаторы. Вибрационные конвейеры предназначены обычно для перемещения сыпучих материалов на расстояния единиц или десятков метров. Вибрационные питатели предназначены для выдачи материалов из бункеров, причем одновременно они могут выполнять функции затворов бункеров; для подачи материалов в зону осуществления технологического процесса, для загрузки транспортных средств или резервных емкостей, дозированной подачи материалов в составе дозаторов периодического или непрерывного действия [1, 2].

Существующие вибрационные транспортирующие машины не удовлетворяют в полной мере современным требованиям технологической эффективности, качества управления, минимизации энергетических

затрат, а производства, в которых они задействованы, имеют низкий уровень автоматизации.

Это связано с тем, что вибрационные транспортирующие машины являются сложными динамическими системами, в которых закон движения рабочего органа зависит не только от конструктивной схемы машины и типа привода, но и от рабочего состояния системы. На движение рабочего органа вибрационной транспортирующей машины влияют позиционные, инерционные и диссипативные силы, которые возникают при его работе. Поэтому вибрационные транспортирующие машины, действие которых основано на явлениях резонанса, реагируют на изменение условий работы и в режимах, близких к резонансу, показывают неустойчивый характер работы.

Управление вибрационными транспортирующими машинами может строиться на принципе регулирования упругих, инерционных или диссипативных частей машины (косвенном регулировании, сложном в настройке и работе) или на регулировании частоты и амплитуды вынуждающего воздействия (прямом регулировании средствами виброэлектродвигателя (ВЭД)) [1, 2]. Второй принцип регулирования предпочтителен, так как виброэлектродвигатель вибрационной транспортирующей машины позволяет управлять непосредственно и непрерывно ее работой, например, осуществлять запуск вибрационной транспортирующей машины с прохождением через промежуточные резонансы, обеспечивать параметрическое задание нулевой и любой другой производительности вибрационной транспортирующей машины из рабочего диапазона.

В качестве виброэлектродвигателей вибрационных транспортирующих машин чаще всего применяют эксцентриковые или кривошипно-шатунные механизмы с асинхронными электродвигателями или

приводы с электромагнитными вибродвигателями [1, 2]. Именно последние, по нашему мнению, обладают теми преимуществами, которые позволят создать современные вибрационные транспортирующие машины для транспортирования и дозирования сыпучих материалов с прогнозируемыми высокими показателями качества управления технологическими процессами. В этом случае основу ВЭП составляют электромагнитный вибродвигатель и силовое тиристорное преобразовательное устройство, осуществляющее фазовое регулирование амплитуды и (или) дискретное изменение частоты питающего вибродвигатель напряжения [3-6].

Простейший электромагнитный вибродвигатель (двухтактный возвратно-поступательный) состоит из сердечника электромагнита с обмоткой, якоря и упруго опертого рабочего органа, с которым жестко связан якорь. Переменный или пульсирующий ток, протекающий в обмотке электромагнита, формирует соответствующий магнитный поток, возбуждающий, благодаря упругим связям, колебания якоря и скрепленного с ним рабочего (грузонесущего) органа [1, 2]. Фазовое (плавное) регулирование напряжения, подводимого к обмотке электромагнита, определяет регулирование тока и, соответственно амплитуды вынужденных колебаний электромагнитного вибродвигателя и грузонесущего органа вибрационной транспортирующей машины. Выбранная (дискретно) частота напряжения питания обмотки электромагнита определяет частоту вынужденных колебаний электромагнитного вибродвигателя [3, 4].

ВЭП на базе электромагнитных вибродвигателей имеют очевидные достоинства [1, 2]:

- простота конструкции, надежность и долговечность эксплуатации благодаря отсутствию пар трения, легкость обслуживания и ремонта;

- простота регулирования амплитуды вынужденных колебаний вибродвигателя, а значит скорости вибротранспортирования материала (производительности вибрационной транспортирующей машины), возможность ее регулирования в процессе работы ВТМ;

- возможность применения в одном виброэлектроприводе вибрационной транспортирующей машины нескольких электромагнитных вибродвигателей, жестко связанных грузонесущим органом, без специальных средств синхронизации их работы.

Следует признать, что ВЭП с электромагнитными вибродвигателями имеют ряд недостатков, связанных с принципом их работы [1, 2]:

- сравнительно велики габариты и масса электромагнитных вибродвигателей, приходящиеся на единицу амплитуды создаваемой силы;

- проектируются с учетом резонансных (усилительных) свойств механической колебательной системы, а используются, как правило, в околорезонансном режиме, что увеличивает первоначально заложенные низкие показатели энергопотребления;

- большие изменения амплитуды вибрации рабочего органа при изменении нагрузки, т.е. массы

транспортируемого материала (обусловлены околорезонансным режимом работы).

Отметим, что производства, в которых работают вибрационные транспортирующие машины, не накладывают больших ограничений на массу и габариты устанавливаемого оборудования, гораздо важнее показатели качества регулирования ВЭП, их технологическая и энергетическая эффективность.

Виброэлектроприводы с электромагнитными вибродвигателями представляют собой электромеханическую колебательную систему с упругими связями. Величина собственной частоты колебательной системы определяется ее массой (в том числе массой транспортируемых сыпучих материалов), жесткостью упругих связей и динамическими свойствами привода. Если вынужденная частота (частота, создаваемая виброэлектроприводом) меньше собственной частоты системы (т.н. дорезонансный режим), приводу приходится преодолевать восстанавливающие силы упругих связей. Если вынужденная частота выше собственной (т.н. зарезонансный режим), привод преодолевает силы сопротивления и силы инерции колеблющихся масс. При равенстве частот вынужденных и собственных колебаний (резонансный режим) привод преодолевает лишь действующие сопротивления [2].

Очевидно, что при высоких значениях индуктивности обмотки электромагнита вибродвигателя, преобразователь напряжения, питающий обмотку, работает в режиме регулятора тока. При этом виброэлектропривод вибрационной транспортирующей машины представляет собой токовую систему, в которой входной переменной является ток в обмотке вибродвигателя, промежуточными переменными – амплитуда вынужденных колебаний вибродвигателя (грузонесущего органа) и ее производные (скорость, ускорение, рывок), а выходной переменной – скорость вибротранспортирования.

Держать стабильными в параметрической системе управления ВЭП контролируемые переменные (амплитуда, частота, ускорение) при непредсказуемом изменении нагрузки очень сложно, а обеспечивать энергоэффективность таких приводов в современном понимании просто невозможно. Кроме того, применение АСУ ТП на предприятиях, использующих вибрационные транспортирующие машины, предполагает высокий уровень управляемости ВЭП, автоматический контроль его параметров.

Поэтому выполнить современные требования к вибрационным транспортирующим машинам в технологиях вибротранспортирования и вибродозирования, стабилизировать работу ВТМ в заданной рабочей зоне регулирования можно только средствами автоматизированного виброэлектропривода в системах с адаптивным управлением, разомкнутых или замкнутых по выходной переменной ВЭП.

Исходя из вышеприведенного, можно сформулировать основные принципы построения автоматизированных виброэлектроприводов вибрационных транспортирующих машин на базе электромагнит-

ных вибродвигателей и силовых регуляторов напряжения (тока) с частотно-фазовым управлением в системах вибротранспортирования (конвейеры, питатели) и вибродозирования (дозаторы) сыпучих материалов [3-7].

Автоматизированные ВЭП с электромагнитными вибродвигателями должны:

1) обеспечивать **задание рабочей частоты вынужденных колебаний ВЭП** (25 Гц; 50 Гц; 33 Гц; 67 Гц; 100 Гц), при котором ВТМ эффективно выполняет первую основную технологическую функцию вибротранспортирования – перемещение заданного сыпучего материала на заданное расстояние путем выбора схемы преобразователя напряжения (регулятора тока вибродвигателя) и алгоритма переключений тиристоров;

2) осуществлять параметрическое (ручное) или автоматическое (в разомкнутой системе) **регулирование амплитуды вынужденных колебаний ВЭП**, при котором ВТМ выполняет вторую основную технологическую функцию вибротранспортирования – перемещение сыпучего материала на заданное расстояние с заданной рабочей скоростью;

3) **при «мягких» требованиях к качеству управления** выполнять параметрическое (ручное) или автоматическое (в разомкнутой системе) регулирование амплитуды вынужденных колебаний ВЭП с «внутрисистемным» адаптивным управлением, при котором преобразователь напряжения в структуре ВЭП работает в режиме регулятора (стабилизатора) тока вибродвигателя, компенсируя действие «внутренней» обратной связи по ЭДС вибродвигателя. Это позволяет максимально ограничить (в статике) влияние стохастических изменений возмущающего воздействия (массы перемещаемого сыпучего материала) на точность поддержания скорости транспортирования этого материала;

4) **при «жестких» требованиях к качеству управления** осуществлять автоматическое (в замкнутой системе) регулирование амплитуды вынужденных колебаний ВЭП по сигналам датчиков амплитуды вибраций грузонесущего органа ВТМ при работе ВЭП в структуре вибротранспортера или по сигналам датчика веса в потоке дозируемого материала – в структуре вибродозатора. При этом внутренним контуром САР остается контур тока вибродвигателя с «внутрисистемным» адаптивным управлением;

5) **при частотно-фазовом управлении** реализовывать автоматическое (в замкнутой системе) регулирование амплитуды и частоты вынужденных колебаний ВЭП по сигналам датчиков амплитуды вибраций, перемещению грузонесущего органа вибрационной транспортирующей машины;

Этот принцип регулирования предполагает работу ВЭП в системе с адаптивным управлением, где в качестве критерия адаптивного управления принимается условие сохранения постоянства максимальной тяговой силы, КПД и коэффициента мощности вибродвигателя. При этом предотвращается насыщение

магнитной системы, рост потерь и перегрев обмоток вибродвигателя. Здесь следует избегать возникновения ударных режимов при низких частотах, когда из-за роста магнитного потока вибродвигателя тяговая сила электромагнита может стать намного больше противодействующих сил (так называемый режим «схлопывания»).

Такое регулирование (по перемещению грузонесущего органа) применимо для автоматизированных виброэлектроприводов вибрационных транспортирующих машин с ограниченным пределом регулирования, когда изменения параметров ВЭП известны. Этот способ неэффективен в резонансной зоне, так как будет сопровождаться резкими изменениями режима работы вибрационной транспортирующей машины и неустойчивостью.

Для придания большей устойчивости работы системы в резонансной зоне необходимо формировать «внутрисистемное» адаптивное управление регулятором тока вибродвигателя, учитывающее изменения электромагнитных и электромеханических параметров ВЭП.

6) **для энергетически эффективного управления ВЭП** (минимальные затраты энергии на единицу массы перемещенного материала) непосредственно в резонансной зоне осуществлять автоматическое (в замкнутой системе) регулирование по отклонению фазы сдвига между вектором электромагнитной силы вибродвигателя и перемещением (скоростью, ускорением) грузонесущего органа.

В современных системах транспортирования и дозирования сыпучих материалов виброэлектроприводы по требованиям **технологической эффективности, качества управления, минимизации энергетических затрат** должны быть близки к традиционным регулируемым электроприводам (частотно-регулируемым электроприводам, электроприводам постоянного тока по системе источник тока – двигатель). Это зависит во многом от уровня реализации принципов построения автоматизированных ВЭП, изложенных выше.

Для этого требуется решить задачи:

1) исследовать установившиеся и переходные электромагнитные и электромеханические процессы в системе преобразователь напряжения (тока) – электромагнитный вибродвигатель с нелинейными, кусочно-линейными, кусочно-нелинейными упругими элементами – интегральная нагрузка (сыпучая среда);

2) на основании проведенных исследований разработать:

– линеаризованную математическую модель системы преобразователь напряжения (тока) – электромагнитный вибродвигатель – интегральная нагрузка;

– линеаризованную математическую модель разомкнутой системы ВЭП – интегральная нагрузка с «внутрисистемным» адаптивным управлением, при котором преобразователь напряжения в структуре ВЭП работает в режиме регулятора (стабилизатора) тока электромагнитного вибродвигателя;

– линеаризированные математические модели замкнутых САР системы ВЭП – интегральная нагрузка с «внутрисистемным» адаптивным управлением;

3) создать алгоритмы управления и структуры САР системы ВЭП – интегральная нагрузка, определить критерии адаптивного управления, при которых работа автоматизированного виброэлектропривода вибрационной транспортирующей машины в системах транспортирования и дозирования будет соответствовать современным требованиям **технологической эффективности, качества управления, минимизации энергетических затрат.**

Математические модели системы ВЭП – интегральная нагрузка должны включать в себя как уравнения движения сыпучей среды, так и уравнения, описывающие движение ВЭП и рабочего органа вибрационной транспортирующей машины. При этом необходимо учесть, что масса подвижной части ВЭП будет складываться из массы рабочего органа, которая является постоянной величиной, и массы сыпучего материала, которая в общем случае является переменной.

Специфика моделирования системы ВЭП – интегральная нагрузка во многом связана со свойствами перемещаемых материалов (сыпучих сред). К таким средам относятся материалы, представляющие собой совокупность твердых частиц, размеры которых позволяют считать силы межчастичного взаимодействия малыми по сравнению с весом частиц, и движение которых определяется сцеплением, трением и столкновением между ними. Сложности, возникающие при построении математической модели такой среды, вызваны, в первую очередь, тем, что она представляет собой динамический объект с постоянно изменяющимися под действием вибрации свойствами [1, 2].

В настоящее время существует достаточно много моделей сыпучих сред. При разнообразии технологических процессов и видов сыпучих сред решение задач, связанных с описанием их течения, основывается на допущениях и упрощающих предположениях. В нашем случае, для задач вибротранспортирования и вибродозирования, очевидно, даст допустимые результаты представление рассматриваемого объема сыпучего материала в виде сосредоточенной массы.

Экспериментальные исследования свойств сыпучих сред связаны со значительными трудностями, так как требуют разработки и применения новых методов измерений, позволяющих измерять скорость транспортирования материала и его объемную весовую концентрацию.

Исследования и анализ статических и динамических процессов в системе ВЭП – интегральная нагрузка позволят получить уравнения движения ВЭП и рабочего органа вибрационной транспортирующей машины.

Выводы

Таким образом, выполнение задач, сформулированных в этой работе, позволит осуществить оптимальное проектирование автоматизированных виброэлектроприводов вибрационных транспортирующих машин, работающих в системах транспортирования и дозирования сыпучих сред, выбрать или разработать необходимое технологическое оборудование, а значит решить актуальную научно-техническую проблему.

Список литературы

1. Вибрации в технике. Вибрационные процессы и машины / Под ред. Э.Э. Лавендела. – М.: Машиностроение, 1981. – 510 с.
2. Спиваковский А.О., Гончаревич И.Ф. Вибрационные конвейеры, питатели и вспомогательные устройства. – М.: Машиностроение, 1972. – 328 с.
3. Волков И.В., Стяжкин В.П., Мазуренко И.Л. Автоматизированные виброэлектроприводы для транспортирования и дозирования реологических материалов // Проблемы автоматизованого електроприводу. Теорія і практика / Вісник Харківського державного політехнічного університету: Зб. наук. праць. Тематичний випуск № 45.– Харків, ХДПУ, 2005. – С. 527-528.
4. Волков И.В., Стяжкин В.П., Михайленко О.В. Тирсторные регуляторы тока в электромеханических установках транспортирования и дозирования сыпучих материалов // Праці Ін-ту електродинаміки Національної академії наук України: Зб. наук. праць.– К., 2008. – Вип. № 20. – С. 58.
5. Стяжкин В.П. Преобразователи напряжения для виброэлектроприводов и электроустановок // Праці Ін-ту електродинаміки Національної академії наук України: Зб. наук. праць.– К., 2004. – № 2(8).– С. 137-138.
6. Стяжкин В.П. От электроприводов с параметрическим управлением к автоматизированным системам с адаптивным управлением в электротехнологических установках // Праці Ін-ту електродинаміки Національної академії наук України: Зб. наук. праць.– К., 2007. – № 1(16).– С. 16-19.
7. Базаров Н. Теоретические аспекты создания автоматизированных виброэлектроприводов // Автоматизированный электропривод / Под общ. ред. Н.Ф. Ильинского, М.Г. Юнькова, 1986. – С. 35-40.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Ф.П. Шкрабцом 10.02.09

АСПЕКТНО-ОРИЕНТИРОВАННОЕ ПРОГРАММИРОВАНИЕ: ПУТЬ К ПОСТРОЕНИЮ ГИБКИХ И МАСШТАБИРУЕМЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ

Розглянуто способи вирішення розповсюджених задач розробки програмного забезпечення із застосуванням методології АОП.

Рассмотрены способы решения распространенных задач разработки программного обеспечения с применением методологии АОП.

Described are methods of solving common software development tasks using AOP methodology.

Введение. На протяжении последних десятилетий наблюдается непрерывающийся рост сложности и объема разрабатываемого программного обеспечения, что ставит перед отраслью задачу поиска оптимальных решений для повышения эффективности и продуктивности процесса разработки ПО.

Анализ существующих достижений и публикаций. Ответом стали известные и широко применяемые технологии и методологии: в начале процедурное программирование, позже объектно-ориентированная методология, CASE-технологии, паттерны проектирования и т.д. [1, 2]. Однако эффективность разработки программных продуктов до сих пор далека от идеала.

Для повышения эффективности отрасли необходимо переосмыслить решение распространенных типовых задач, возникающих при разработке большинства приложений.

Формулировка цели и задачи исследований. В статье предлагается подход к решению классических задач с применением аспектно-ориентированного программирования (АОП), что позволяет радикально снизить время, стоимость и сложность разработки программного обеспечения.

Изложение основного материала исследований
Парадигма АОП является дальнейшим развитием и органичным дополнением методологии объектно-ориентированного программирования. Разработанная в лаборатории Хегох PARC в середине 90-х годов прошлого столетия [1] позволяет разработчикам добиться повторного использования и инкапсуляции кода (снижения стоимости и времени разработки, тестирования и поддержки) с помощью вынесения вспомогательного, повторяющегося кода за пределы основной бизнес-логики программ, в отдельные аспекты, которые внедряются в приложение средой поддержки АОП и могут быть изменены, не затрагивая основной код. Таким образом, существенно сокращается размер кода, увеличивается гибкость и эффективность ПО, облегчается сопровождение и внесение изменений.

Существующие системы разработки кода позволяют разделять функциональность системы на пакеты,

компоненты, классы, однако они не позволяют вынести общесистемную служебную функциональность в отдельные модули (рис. 1).



Рис. 1. Основные и вспомогательные действия приложения автоматизации бизнес-процессов, иллюстрация применения АОП

Это ведёт к реализации архитектурных решений, повторяющихся и рассыпающихся по всей программе, приводящих к чрезвычайно запутанному, сложному в разработке и поддержке коду, не позволяя, с использованием существующих подходов, инкапсулировать служебную функциональность. С помощью применения аспектов, и АОП в целом, реализация приложения приобретает необходимую изоляцию, логичную композицию, при этом не исключая повторное использование кода аспектов в следующих проектах, еще более повышая эффективность разработки.

Иными словами, АОП добавляет новую плоскость в пространство разработки приложений. Разработчики из Хегох приводят интересный пример. При ручной оптимизации 768-строчное приложение увеличилось в размере до 35213 строк. С применением АОП размер приложения сократился до 1039 строк, но при этом почти полностью сохранилась эффективность [1].

Ключевым элементом концепции являются аспекты – языковая концепция, похожая на класс, но более высокого уровня абстракции. В сущности, аспекты содержат в себе вспомогательную функциональность, которая может быть присоединена к основному коду приложения средой АОП с помощью декларативной конфигурации (в зависимости от реализации это может быть XML-файл, атрибуты, псевдокод и т.д.) (рис. 2).

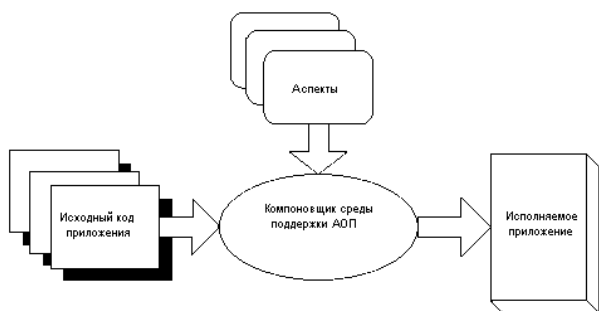


Рис. 2. Процесс построения приложения с помощью компоновщика АОП

Для внедрения аспектов в основной код применяются точки вставки (pointcut) – точки выполнения программы, в которые встраиваются команды аспекта, исполняемые до, после или вместо действий в строго определенной точке выполнения программы, для реализации повторяющихся действий, обычно рассредоточенных по всему тексту программы. Подобные инструкции обрабатываются средой поддержки АОП, обеспечивая интеграцию и взаимодействие аспектов и основного кода. После этого выполняется автоматическое построение оптимизированного для выполнения (но не для просмотра и модификации) кода.

Реализация среды поддержки АОП может быть либо статической (слияние основного кода и аспектов на этапе компиляции), либо динамической (выполняет слияние на этапе выполнения приложения), при этом последний способ предоставляет большую гибкость, позволяя менять поведение приложения во время его исполнения.

После краткого введения можно приступить к описанию подхода и решению упомянутых выше задач. Для примеров используется язык программирования Java и динамично развивающаяся среда поддержки АОП AspectJ [3].

Задача 1. Взаимодействие с СУБД и внешними системами. Большинство клиент-серверных приложений используют данные из СУБД или других источников, при этом однотипный код для взаимодействия с источником данных повторяется на протяжении всего приложения, для каждого вида данных, при этом при изменении модели данных требуется изменение кода приложения.

Решение. Создание специализированного аспекта для выполнения этих операций. При этом компонент доступа к данным будет содержать только описание операций и их параметров, а основную функциональность реализует аспект. Такой аспект можно применять впоследствии и в других проектах, добиваясь еще большей эффективности.

Рассмотрим пример типичной реализации такого аспекта. Это проектное решение поддерживает унифицированные взаимодействия с СУБД через интерфейс JDBC, описание методов содержится в компоненте доступа к данным, поддерживаются параметризованные SQL-запросы. Соответствие запроса и метода устанавливается с помощью XML-файла. Параметры метода аспект передает запросу. При этом можно изменить запрос (к примеру оптимизировать) без перекомпиляции и переустановки приложения.

Пример реализации компонента доступа к данным.

```
public class DatabaseOperations {
    // выборка всех продуктов из таблицы по имени
    public List SelectProductsByName(string name) {
        // при необходимости можно выполнить
        // дополнительные действия
        return results;
        // переменные аспекта доступны в методе
    }

    // вставка нового продукта в таблицу
    public void InsertProduct(string name, string
        category, double price) {}
}
```

Реализация аспекта, здесь и далее для краткости несущественный код опущен и/или заменен комментариями.

```
public aspect DatabaseAspect {
    Connection con; // объект соединения с СУБД

    pointcut databaseOperations() // точка вставки
    : (execution(*.*(..)); // прим. ко всем методам

    before() : databaseOperations () {
        // операции до выполнения исходного метода

        con = // открываем соединение с базой данных
        string query = // загружаем запрос из XML-файла
        по имени исходного метода
        PreparedStatement stmt = con.PrepareStament(query);
        List parameters = // получаем список параметров
        исходного метода

        for (int i=0; i < parameters.size(), i++) {
            // для каждого параметра устанавливаем пар-ры
            stmt.setValue(parameters[i].name,
                parameters[i].value); }
}
```

```

ResultSet rslt = stmt.executeQuery();
// выполнение запроса к БД

if (queryType = "select") {
    // тип запроса получен из XML-файла
    List results = // обработка результата }
}

after() : databaseOperations () {
// операции после выполнения метода
if (con != null) con.Close(); con = null;
// закрываем соединение к БД
}
}

```

Пример XML-файла конфигурации.

```

<?xml version="1.0" ?>
<Запросы>
  <Запрос
    метод="SelectProductsByName" тип="select">
    SELECT * FROM Products WHERE name = ?
    ORDER BY name ASC
  </Запрос >
  <Запрос
    метод="InsertProduct" тип="insert">
    INSERT INTO PRODUCTS (name, category,
    price) VALUES (?, ?, ?);
  </Запрос >
</Запросы>

```

Задача 2. Обеспечение безопасности и шифрование. Распространенным частным случаем является задача авторизации – разграничения доступа к коду в зависимости от прав пользователя, при этом однотипный код проверки полномочий необходимо вставлять во все участки кода, требующие обеспечения авторизации.

Решение. Написание аспекта и конфигурационного XML-файла (для сопоставления имен методов и полномочий пользователей) позволяет получить гибкую и эффективную систему авторизации, при этом модификация методов, требующих авторизации, не потребуется.

Пример аспекта. Для краткости опущены: реализация служебного класса Security и взаимодействие с XML-файлом.

```

public aspect SecurityAuthorizationAspect {
  pointcut secureOperations() // точка вставки
  : (execution(* *.*(..)); // прим. ко всем методам

  // операции до выполнения исх. метода
  before() : secureOperations () {
    string username = // определяем текущего
    пользователя системы

    Security userSecurity = // загружаем из XML-
    файла права пользователя

```

```

string method = // определяем имя метода

// проверка полномочий
if (!userSecurity.hasAccessTo(methodName)) {
// нет доступа – прерываем действия
throw new
SecurityException("Доступ отклонен");
}
}

```

Пример XML-файла конфигурации пользователей и их полномочий.

```

<?xml version="1.0" ?>
<Безопасность>
<Пользователи >
  <Пользователь
    имя="Менеджер" группа="Администратор"/>
  <Пользователь
    имя="Клиент" группа="Гость" />
</Пользователи>
<Группы>
  <Группа имя="Администратор">
    <Разрешен метод="SelectProductsByName" />
    <Разрешен метод="InsertProduct" />
  </Группа>
  <Группа имя="Гость">
    <Разрешен метод="SelectProductsByName" />
  </Группа>
</Группы>
</Безопасность>

```

При необходимости дополнительной фильтрации доступа (к примеру проверить имеет ли пользователь доступ к конкретному продукту) в дополнительных аспектах можно подключить последние к методам, где это необходимо, тогда аспекты будут выполнены средой в последовательном порядке.

Задача 3. Обработка исключительных ситуаций. У большинства серьезных приложений существует система обработки исключительных ситуаций – записать в журнал, отправить уведомление администратору, вывод дружественного сообщения. Для разных типов исключительных ситуаций могут применяться разные правила обработки, причем зачастую требуется изменять политику обработки у ранее разработанных приложений – к примеру после сбоя или попытки взлома можно усилить обработку и запись сообщений.

Решение. В таком случае необходимо написать несколько аспектов и подключать их к основному коду по мере необходимости, при этом не загружая основной код вызовом методов для обработки ошибок.

Задача 4. Протоколирование и мониторинг. Эта задача тесно связана с предыдущими. Так, при доступе к данным, авторизации пользователей, выполнении операций полезно выполнять протоколирование,

чтобы в случае внештатной ситуации администратор мог разобраться в проблеме и принять соответствующие меры. Мониторинг состояния, в свою очередь, необходим для наблюдения за работоспособностью и обнаружения сбоев в клиент-серверном приложении. К примеру, при понижении быстродействия или отказов при нагрузке полезно выяснить какие операции в приложении потребляют большинство ресурсов системы.

Решение. Написание аспектов для протоколирования операций и мониторинга состояния приложения и подключение к методам основного кода, где такая функциональность востребована (аудит безопасности, журнал выполняемых действий, поступление/обработка запросов). При необходимости проанализировать быстродействие приложения можно временно подключить аспект мониторинга быстродействия, а по окончании анализа, отключить. При этом, конечно, изменения основного кода приложения не понадобятся.

Задача 5. Кэширование и управление ресурсами. Кэширование является наиболее распространенным способом оптимизации производительности приложения при работе с данными из внешнего источника, где процесс получения данных занимает значительное время и/или системные ресурсы.

Решение. Применение АОП позволяет организовать прозрачное для основного кода кэширование данных. Для этого создается аспект, заменяющий оригинальный метод. При вызове метода аспект проверяет наличие данных в кэше. Если данные присутствуют, аспект возвращает их из кэша и оригинальный метод не вызывается. В противном случае, аспект вызывает оригинальный метод, результат выполнения помещается в кэш и возвращается клиенту.

Пусть для доступа к данным используется класс, представленный ниже:

```
public class DatabaseOperations {
    // выполнение выборки продуктов занимает много времени
    public List GetAllProducts() {}
}
```

Реализация аспекта. Для краткости, исходный код служебного класса Cache опущен.

```
public aspect CacheAspect { // имя аспекта
    pointcut cachedOperations() // точка вставки
        : (execution(* *.(..)); // прим. ко всем методам

    // операция вместо выполнения исх. метода
    Object around() : cachedOperations () {
        string methodName = ... // определяем имя
        метода – ключ к данным в кэше

        // извлечение данных из кэша
        Object data = Cache.getData(methodName);
        if (data == null) { //если данные в кэше отсутств.
```

```
data = proceed(); // вызов исходного метода
// вставка данных в кэш:
Cache.putData(methodName, data);
}
return data; // возврат данных клиенту
}
```

Задача 6. Проверка сущностей и данных. Часто перед выполнением операции необходимо проверить все ли параметры, переданные методу, корректны, а также доступны ли необходимые для выполнения действия внешние ресурсы.

Решение. Такая функциональность не представляет сложностей в реализации. Объявляется аспект, выполняющийся перед исходным методом. При этом в аспекте производится проверка параметров и/или наличия необходимых ресурсов. Если проверка не завершилась успешно, генерируется исключительная ситуация и исходный метод не вызывается.

Выводы

Применение рассмотренного подхода может принести серьезную выгоду для приложения и существенно улучшить эффективность процесса разработки. Были рассмотрены самые распространенные задачи, однако указанный подход легко применим и для решения любых задач. Самое главное при этом – исходный код программного продукта содержит только необходимую для решения задач пользователей функциональность, а служебные функции инкапсулированы в отдельные, повторно-используемые аспекты.

Известный специалист по объектно-ориентированному проектированию Гради Буч описывает АОП как одно из трех направлений, которые в совокупности знаменуют начало фундаментальных изменений в способах проектирования и написания программного обеспечения [2].

Список литературы

1. Aspect-Oriented Programming. G. Kiczales, J. Lamping, A. Mendhekar, C. Maeda, C. Lopes, J. M. Loingtier and J. Irwin. // ECOOP '97 Object-Oriented Programming, 11th European Conference. LNCS 1241, pp. 220-242, <http://www.parc.xerox.com/csl/groups/sda/publications/papers/Kiczales-ECOOP97/for-web.pdf>
2. Booch G. Through the Looking Glass // Dr.Dobbs Magazine. – 2001. – №16. <http://www.sdmagazine.com/documents/s=843/sdm0107i/0107i.htm>
3. Kiczales G. An Overview of AspectJ // in proceedings of 15th ECOOP. – 2001.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Слесаревим 15.03.09

ИДЕНТИФИКАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЗНАЮЩЕЙ ДИНАМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

У статті запропоновано реалізувати метод розпізнавальної оптимізації в системі керування технологічним процесом нагрівання металу в методичній печі в режимі навчання розпізнаванню.

В статье предлагается реализовать метод распознающей оптимизации в системе управления технологическим процессом нагрева металла в методической печи в режиме обучения распознаванию.

In article it is offered to realise a method of distinguishing optimisation in a control system of technological process of heating of metal in the methodical furnace in a mode of training to recognition.

Анализ исследований и публикаций. Как известно, термин «обучение» в современной теории автоматического управления имеет множественное неоднозначное толкование. Это создает благоприятную почву для развития новых направлений в этой области. Анализ литературных источников показывает, что в настоящее время алгоритмы распознавания мало исследованы. Для управления технологическими процессами, такими, как нагрев металла в методической печи, представляет интерес использовать ее распознающую динамическую модель. Для эффективного применения указанной модели необходимо провести детальный анализ последовательности функционирования алгоритма управления этим процессом. В работах [1, 2] рассматривается метод распознающей статической оптимизации только для нелинейных статических объектов. Возможность использования его для динамической оптимизации определяет актуальность проблемы разработки и исследования распознающих динамических моделей. Переход на интеллектуальные системы в настоящее время является весьма перспективным направлением.

Постановка задачи. Эффективность управления сложными технологическими процессами на уровне оптимизации во многом определяется результатами экспериментальной идентификации объекта управления. На данный момент метод распознающей оптимизации рассматривался лишь на примере статических объектов. Задачей данной работы является получение распознающей динамической модели методической печи в обучающем режиме.

Изложение материала и результаты. Распознавание не может рассматриваться без этапа обучения. Задача обучения распознаванию образов состоит в построении поверхности, которая в каком-либо смысле лучше всего разделяет многомерное пространство на области, соответствующие выделяемым классам [3]. Построение проводится на основе показа некоторого числа объектов (образов), принадлежащих этим классам. Распознавание, которое произво-

дится после окончания процесса обучения, состоит в испытании нового объекта, в котором заранее известно, к какому классу он принадлежит. При этом объявляется название области пространства, к которой этот объект относится. Обучение можно сформулировать алгебраически. Оно состоит в построении некоторой разделяющей функции по показам образов и указания, к какому классу эти образы принадлежат. В состав разделяющей функции $y = f(x)$ входит одномерный вектор, характеризующий образ x . Здесь y – величина, определяющая класс, к которому этот образ принадлежит. При этом разделяющая функция должна обладать такими свойствами:

$$\text{sign } f(x) = \begin{cases} 1, & \text{если } x \in A, \\ -1, & \text{если } x \in B. \end{cases}$$

Таким образом, знак $f(x)$ определяет принадлежность x к классу А или В.

В данной работе рассматривается класс задач распознавания образов, в которых обучение осуществляется на основании большого числа наблюдений за технологическим объектом. Область функционирования исследуемого объекта в признаковом пространстве будет определять математическая модель процесса нагрева металла в печи в виде суммы предикатных уравнений. Любая технологическая ситуация (нагрев определенной партии металла), возникающая на исследуемом объекте, может быть описана с помощью функции вида:

$$Z_j(\vec{X}) = \frac{1}{2^t} \prod_{i=1}^t \left\{ 1 + \text{sgn} \left[(x_{ji} - x_{j\text{min}}) \times (x_{j\text{max}} - x_{ji}) \right] \right\},$$

где t – размерность факторного пространства; j – порядковый номер технологической ситуации; $X_{j\text{min}}$, $X_{j\text{max}}$, X_{ji} – минимальное, максимальное и текущее значения фактора.

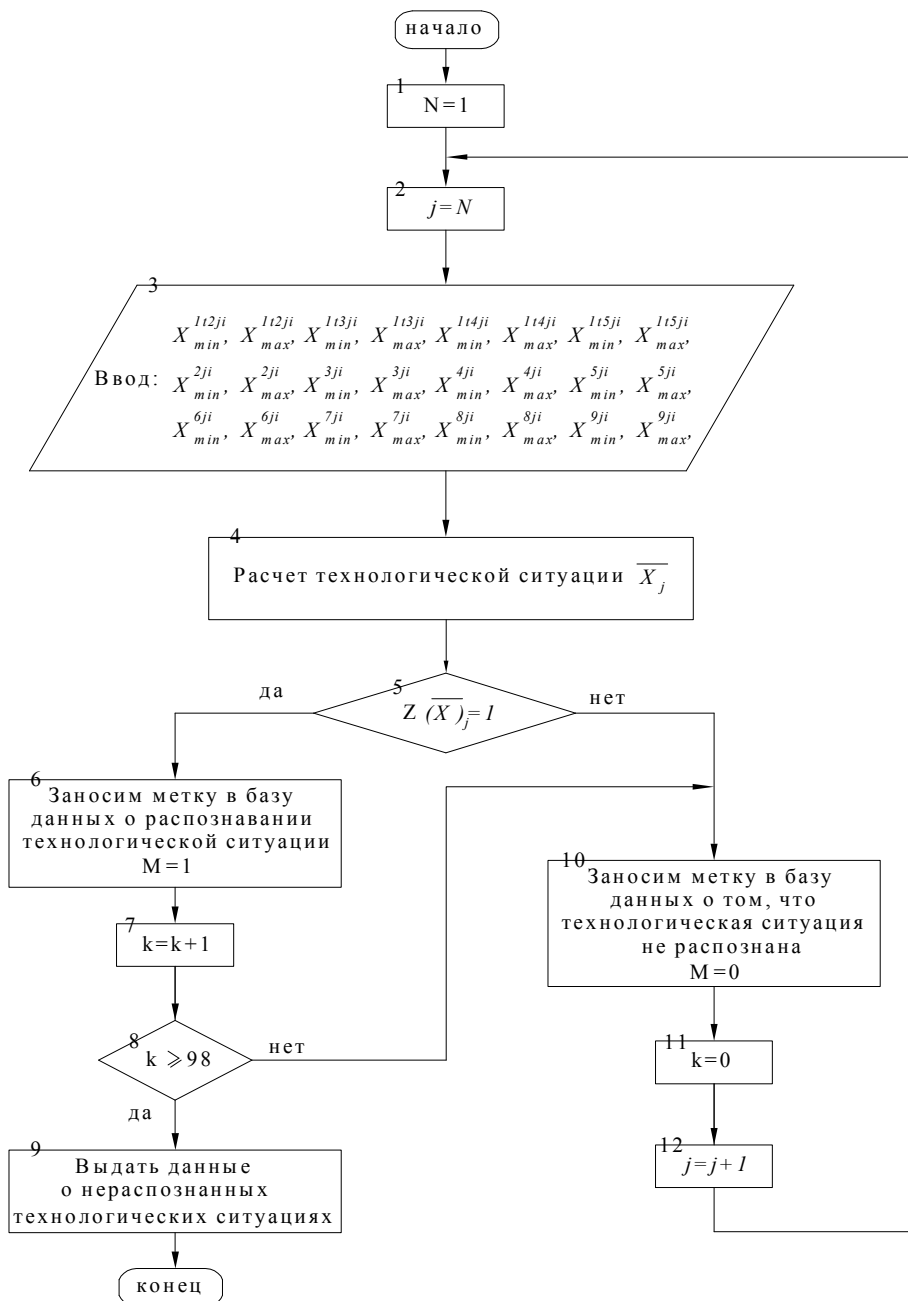


Рис. 1. Блок-схема алгоритма обучения

Применительно к исследуемому объекту:

$$\begin{aligned}
 Z_j(\vec{X}) = & \frac{1}{4096} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{1t2ji} - X_{\min}^{1t2ji} \right) \times \left(X_{\max}^{1t2ji} - X^{1t2ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 - \operatorname{sgn} \left[\left(X^{1t3ji} - X_{\min}^{1t3ji} \right) \times \left(X_{\max}^{1t3ji} - X^{1t3ji} \right) \right] \right\} \times \\
 & \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{1t4ji} - X_{\min}^{1t4ji} \right) \times \left(X_{\max}^{1t4ji} - X^{1t4ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{1t5ji} - X_{\min}^{1t5ji} \right) \times \left(X_{\max}^{1t5ji} - X^{1t5ji} \right) \right] \right\} \times \\
 & \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{2ji} - X_{\min}^{2ji} \right) \times \left(X_{\max}^{2ji} - X^{2ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{3ji} - X_{\min}^{3ji} \right) \times \left(X_{\max}^{3ji} - X^{3ji} \right) \right] \right\} \times \\
 & \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{4ji} - X_{\min}^{4ji} \right) \times \left(X_{\max}^{4ji} - X^{4ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{5ji} - X_{\min}^{5ji} \right) \times \left(X_{\max}^{5ji} - X^{5ji} \right) \right] \right\} \times \\
 & \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{6ji} - X_{\min}^{6ji} \right) \times \left(X_{\max}^{6ji} - X^{6ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{7ji} - X_{\min}^{7ji} \right) \times \left(X_{\max}^{7ji} - X^{7ji} \right) \right] \right\} \times \\
 & \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{8ji} - X_{\min}^{8ji} \right) \times \left(X_{\max}^{8ji} - X^{8ji} \right) \right] \right\} \times \left\{ 1 + \operatorname{sgn} \left[\left(X^{9ji} - X_{\min}^{9ji} \right) \times \left(X_{\max}^{9ji} - X^{9ji} \right) \right] \right\},
 \end{aligned}
 \tag{1}$$

где $X_{11ij} \dots X_{1t5ji}$ – зональный расход топлива (b); X_{2ji} – расход воздуха (n); X_{3ji} – теплота сгорания топлива (Q_{np}); X_{4ji} – вес металла (Q_M); X_{5ji} – марка стали (M); X_{6ji} – температура посадка металла в печь (T_n); X_{7ji} – температура окружающей среды (T_{cp}); X_{8ji} – доля времени открытия загрузочного окна (T_z); X_{9ji} – доля времени открытия разгрузочного окна (T_p).

Если ситуация \vec{X} принадлежит гиперпараллелепипеду ($X_{ijmin} \div X_{ijmax}, i = \vec{1}, t$), то $Z_j(\vec{X}) = 1$, а в противном случае $Z_j(\vec{X}) = 0$. Логика построения описываемой области в данном случае заключается в по-

строении элементарных гиперпараллелепипедов вокруг каждой обучающей производственной ситуации, соответствующей рассматриваемому образу, с параметрами $\vec{X}_{ijmin} = \vec{X}_{ij} - \Delta \vec{X}$; $\vec{X}_{ijmax} = \vec{X}_{ij} + \Delta \vec{X}$ и объединении их в образ. Здесь $\Delta \vec{X}$ – допустимое отклонение признака, равное погрешности его измерения.

В процессе обучения факторы варьируются в интервалах, аналогичных при реализации метода динамического программирования [4, 5].

В качестве меры обучаемости принята относительная частота распознавания технологических ситуаций $z_j = P_p / P_0$, где P_0 – общее количество технологических ситуаций; P_p – количество распознанных ситуаций.

dbobr2	Num	X112i	X113i	X114i	X115i	X2i	X3i	X4i	X5i	X6i	X7i	X8i	X9i	S
1	1	4070	2350	1480	700	1,50	25	8	1	11	18	0,50	0,50	1
2	2	5120	3200	1930	1070	1,50	25	8	2	20	18	0,50	0,50	1
3	3	5050	3180	2010	980	1,50	25	8	2	20	18	0,50	0,50	1
4	4	5085	3190	1970	1025	1,50	25	8	2	20	18	0,50	0,50	1
5	5	5100	3500	2090	1070	1,50	25	8	2	20	18	0,50	0,50	1
6	6	5060	3500	2000	930	1,50	25	8	1	20	18	0,50	0,50	1
7	7	5110	3390	2180	1090	1,50	25	8	1	20	18	0,50	0,50	1
8	8	5060	3385	2090	1070	1,50	25	8	1	20	18	0,50	0,50	1
9	9	5080	3390	2135	930	1,50	25	8	2	20	18	0,50	0,50	1
10	10	5090	3290	2100	1000	1,50	20	8	3	20	18	0,70	0,70	1
11	11	5115	3340	2090	930	1,50	20	8	3	40	25	0,80	0,80	1
12	12	3090	2030	1190	650	1,50	30	8	3	40	25	0,80	0,80	1
13	13	3010	2000	1270	700	1,50	30	8	3	35	25	0,80	0,80	1
14	14	4050	2650	1640	650	1,50	30	8	3	35	20	0,60	0,60	1
15	15	4080	2670	1470	700	1,50	30	8	1	35	20	0,60	0,60	1
16	16	5120	3385	2135	1070	1,50	20	8	2	20	18	0,60	0,60	1
17	17	5060	3385	2090	930	1,50	20	8	2	20	20	0,50	0,50	1
18	18	3090	2000	1190	700	1,50	35	8	1	25	25	0,70	0,70	1
19	19	3010	2030	1270	650	1,50	30	8	1	20	25	0,60	0,60	1
20	20	4070	3200	1930	1070	1,50	25	8	2	30	18	0,50	0,50	1
21	21	5115	3290	2135	1070	1,50	20	8	3	40	25	0,40	0,40	1
22	22	5100	3190	2180	930	1,50	25	8	2	30	25	0,60	0,60	1
23	23	5080	3385	2090	1025	1,50	20	8	1	30	20	0,70	0,70	1
24	24	5120	3200	2010	980	1,50	20	8	2	20	18	0,50	0,50	1
25	25	5080	3390	2135	930	1,50	25	8	1	30	15	0,50	0,50	1
26	26	5120	3200	2090	1025	1,50	20	8	2	30	15	0,60	0,60	1
27	27	4070	2350	1480	1070	1,50	35	8	2	20	10	0,50	0,50	1
28	28	5115	3340	2090	1000	1,50	20	8	1	20	20	0,70	0,70	1
29	29	4080	2670	1470	650	1,50	25	8	1	10	0	0,50	0,50	1
30	30	5060	3385	2090	930	1,50	25	8	1	20	-2	0,70	0,70	1

Рис. 2. Фрагмент обучающей выборки

В результате проделанной работы был синтезирован алгоритм, реализующий процесс обучения. При этом считается, что модель обучена, если в 98 случаях из 100 технологическая ситуация распознана. Блок схема алгоритма обучения изображена на рис. 1 (см. выше). С помощью блока 1 начинается отсчет с первой технологической ситуации. Блоком 2 текущей ситуации N присваивается переменная j. Технологическая ситуация задается блоком 3. В блоке 4 производится расчет заданной технологической ситуации, согласно выражению (1). Блоком 5 выполняется проверка технологической ситуации на распознавание. Если ситуация распознана, то в буфер данных заносится метка о распознавании M = 1 (блок 6). Блоком 7 реализован счетчик распознанных ситуа-

ций. В блоке 8 проверяется условие: если технологическая ситуация распознается 98 раз подряд, то считается, что обучение завершено и выдаются данные о нераспознанных ситуациях; если же эта ситуация не распознается, то берется следующая ситуация j+1 (блок 12), при этом в буфер данных заносится отметка о том, что текущая ситуация принята как нераспознанная (блок 10).

Вся информация о процессе (обучающая технологическая ситуация) поступает в виртуальный блок обучения, в котором формируется логико-предикатная модель процесса в виде суммы уравнений (1). На рис. 2 представлен фрагмент обучающей выборки.

Результаты исследования влияния величины ΔX_1 на общее количество предикатных уравнений $\sum_{j=1}^m \lambda_j$, описывающих методическую печь в факторном пространстве, представлены на рис. 3.

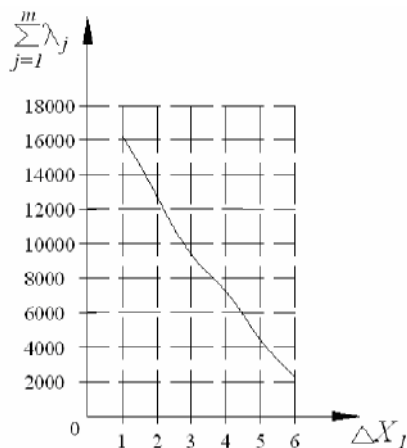


Рис. 3. График зависимости общего числа предикат от погрешности измерения расхода

Проверка адекватности распознающей модели проводилась в ОАО ППКИ «Металлургавтоматика» на основании данных, полученных в листопрокатном цехе ММК им. Ильича (ЛПЦ-1700) при выполнении проекта «Информационная система сопровождения при транзитной прокатке «Слябинг 1150-ЛПЦ-1700»» [6].

Результаты вычислений погрешности моделирования представлены на рис. 4.

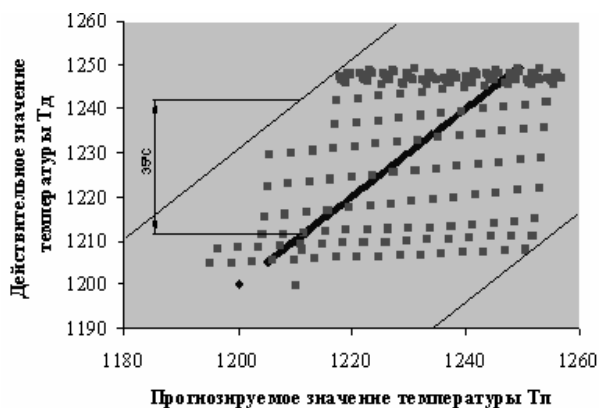


Рис. 4. График отклонения расчетных параметров модели от действительных

Выводы и направления дальнейших исследований

В результате проделанной работы был разработан алгоритм и создана программа, реализующая процесс обучения. Подтверждена адекватность полученной модели, погрешность которой при $\Delta X_1 = 3,5$ составила 4%. Уменьшением допустимого отклонения рассматриваемых признаков ΔX можно понижать погрешность моделирования. Последнее свидетельствует о том, что в зависимости от имеющейся производительности вычислительной машины, выбирая ΔX , можно приблизить погрешность распознающей модели до погрешности технологической.

Список литературы

1. Качан Ю.Г. Распознающие алгоритмы статической оптимизации нелинейных объектов. – Днепропетровск, 1983. – 6 с. Деп. в УкрНИИТИ, №408. – Ук – 83Деп.
2. Качан Ю.Г., Трипутень Н.М. Алгоритм сокращения описания образов в задачах распознавания производственных ситуаций/ Днепропет. горн. ин-т. – Киев, 1985. – 10 с. – Деп. в Укр НИИТИ 05.02.85, №236 УК-Д85.
3. Цыпник Я. З. Адаптация и обучение в автоматических системах. – М.: Наука, 1968. – 400 с.
4. Качан Ю.Г., Николенко А.В, Степкин В.В. О синтезе динамической модели методической печи для задач автоматизированного управления // Зб. наук. праць ДДТУ. – Дніпродзержинськ: ДДТУ. – 2008. – Вип. 1(9). – С. 163-166.
5. Качан Ю.Г., Николенко А.В, Степкин В.В. Алгоритм динамической оптимизации процесса нагрева металла в методической печи // Математичне моделювання. – Дніпродзержинськ: ДДТУ. – 2008. – Вип. 2(19). – С. 57-61.
6. Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Анализ адекватности математической модели методической печи // Гірнич електромеханіка та автоматика: Наук. – техн. зб. – 2008. – Вип. 81. – С. 25-28.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Кукушкіним 02.03.09

НЕКОТОРЫЕ ЗАМЕЧАНИЯ К ПРИМЕНЕНИЮ ФАКТОРОВ ДИСКОНТИРОВАНИЯ И НАКОПЛЕНИЯ ПРИ ОЦЕНКЕ ПОТЕНЦИАЛА ПРЕДПРИЯТИЙ

Здійснено аналіз застосованих математичних моделей, які пов'язані з теорією зміни вартості грошей у часі. Запропоновані інші вирази коефіцієнтів (множників, факторів) під час розрахунку майбутньої та сучасної вартості об'єктів оцінки або грошових потоків. Запропонована формула для розрахунку величини відсоткової ставки (коефіцієнта компаундування) за певних умов діяльності підприємства.

Сделан анализ применяемых математических моделей, связанных с теорией смены стоимости денег во времени. Предложены другие выражения коэффициентов (множителей, факторов) при вычислении будущей и современной стоимости объектов оценки или денежных потоков. Предложена формула для расчета величины процентной ставки (коэффициента компаундирования) при определенных условиях деятельности предприятия.

The used mathematic models analysis, dealing with the theory of money cost change in time, is made. Another expression of coefficients (multipliers, factors) at calculation of the future and modern cost of the estimation objects or the money flows are offered. The formula for the interest rate's calculation (compounding coefficient) under certain conditions of the enterprise's activity is suggested.

Оценка стоимости потенциала предприятий (бизнеса) или его отдельных элементов связано с теорией изменения стоимости денег во времени, на что влияет инфляция, риски, степень склонности к ликвидности активов предприятий. Участвующие в производственном процессе денежные величины рассматриваются как непрерывно "самовозрастающие" со знаменателем прогрессии e^{rn} или дискретно, со знаменателем прогрессии $(1+r)^n$ (r – процентная ставка на капитал, норма дисконтирования или коэффициент компаундирования процентной ставки в частях от 1; n – изучаемый период в годах; e – основание натурального логарифма). В таком случае все доходы (расходы), имеющие место до определенного момента (нулевого, современного, настоящего), делятся на коэффициент $(1+r)^{-n}$, а после этого момента – на коэффициент $(1+r)^n$. Операция приведения денежных величин к современному моменту называется дисконтированием.

Поскольку в процессе оценки потенциала инвестиционных проектов важным является определение современной стоимости $PVa = A \cdot K$ (A – кредит, платеж; K – коэффициент, множитель аннуитета) или денежной стоимости будущих потоков (cash flow), в настоящее время сконструировано ряд формул (моделей), применяемых в экономических расчетах (табл.) [1-6], и дана экономическая сущность функций денежных единиц [3, 5]. Главным моментом в этих расчетах является определение дисконтного множителя (фактора дисконтирования) и накопления.

В настоящем исследовании ставятся две цели. Первая заключается в анализе существующих формул расчета коэффициентов (табл.) и на этой основе дать новые модели расчета коэффициента K . Вторая цель заключается в математическом обосновании величины коэффициента компаундирования при известных величинах современной стоимости проекта, нового оборудования исходя из реальной для предприятия величины вложения.

При одинаковой величине суммы денежного потока или чистого потока наличности (net cash flow) его чистая современная стоимость вычисляется с использованием

коэффициента K_3 (табл.). Под чистым потоком наличности (в странах, где горнодобывающая промышленность не учитывает амортизацию основных фондов, горно-подготовительных и горно-капитальных затрат в расходы "costs") подразумевается поток наличности после опроцентования и налогообложения. В Украине все виды амортизационных "расходов" входят в себестоимость. Чистый поток наличности получается из выручки от продаж (без косвенных налогов – НДС, акцизы) путем вычитания себестоимости (но без амортизации основных фондов, расходов, связанных с использованием природных ресурсов, и других расходов, оплаченных на инвестиционных стадиях проекта, а также налога на прибыль и сборы, выплачиваемые из прибыли). Рассматриваемый коэффициент K_3 в зарубежной практике [2, 6, 7] называют фактором современной стоимости аннуитета (annuity present value factor), фактором дискретной единой настоящей стоимости (discrete uniform present worth factor), фактором прогрессии настоящей стоимости (series present worth factor). В российской литературе его еще называют коэффициентом ежегодной ренты. Однако, несмотря на столь широкую гамму трактовок существенного различия между K_1 и K_3 нет.

При этом K_3 для обычного аннуитета может быть вычислен по предлагаемой нами модели K_3^* (табл.), где выделяется единый множитель для любого периода дисконтирования варианта по r . Для расчета авансированного аннуитета нами предлагается иная формула K_6^* (табл.). В методическом плане K_3^* , K_6^* подчеркивают принципиальное различие обычного и авансированного аннуитетов, чем формулы (3) и (6), где это отличие завуалировано.

В предлагаемом выражении K_{10}^* , где множитель $1/\frac{(1+r)^{-(n-1)}}{r}$ под названием "фактор вклада на погашение займа" можно преобразовать в множитель $K_{10}^* \cdot \frac{r(1+r)^{n-1}}{(1+r)^{n-1} - 1}$. Идентичность других формул, используемых в экономической литературе, приведена в табл.

Виды формул для расчета дисконтного множителя и их интерпретация

№ п/п	Формула и автор ее применения	Идентичность формул	Наши варианты	Примечание
1.	$\sum_{i=1}^n 1/(1+r)^i = K_1$; r – процентная ставка банка или коэффициент компаундирования как часть от 1	$K_1 = K_3 = K_5$		K_1 – коэффициент дисконтирования или сумма геометрической прогрессии для расчета современной стоимости аннуитета ($PVa = A \cdot K_1$)
2.	$\frac{1}{r[(1+r)^n - 1]^{-1} + r'} = K_2$; r' – процентная ставка учитывающая риск (обычно 10%) (Д.Х. Хосколд)			K_2 – коэффициент дисконта в традиционной формуле Д.Х. Хосколда для определения современной стоимости земли, месторождений полезных ископаемых ($PVa = A \cdot K_2$)
3.	$\frac{(1+r)^n - 1}{r(1+r)^n} = K_3$ (формула Маркилла; Е.О. Погребницкий и др.)	$K_3 = K_1 = K_5$ $K_3 = K_3^*$ $K_3 = \frac{1}{K_4} = \frac{1}{K_7}$; $K_3 = \frac{1}{K_4}$;	$K_3 = \frac{1}{r(1+r)} \cdot \left[\frac{(1+r)^n - 1}{(1+r)^{n-1}} \right]$	K_3 – коэффициент приведения, фактор современной стоимости аннуитета (расчет современной стоимости потока наличности $PVa = A \cdot K_3$)
4.	$\frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} = K_4$ (Ф.В. Вельмер)	$K_4 = \frac{1}{K_3}$		K_4 – коэффициент приведения к настоящему моменту (расчет усредненного единичного платежа за n лет для погашения суммы P , $A = P / K_4$, а современной стоимости будущих ценностей $P = A : K_4$)
5.	$\frac{1 - (1+r)^{-n}}{r} = K_5$; фактор индивида (О.С. Федонин и др.; Н.С. Краснокутская)	$K_5 = K_1 = K_3$		K_5 – дисконтный множитель аннуитета, фактор Инвуда (для расчета современной стоимости обычного аннуитета) $PVa = A \cdot K_5$
6.	$\frac{1 - (1+r)^{-(n-1)}}{r} + 1 = K_6$ (Н.С. Краснокутская)	$K_6 = K_6^*$	$K_6^* = \frac{1}{r(1+r)} \left[\frac{(1+r)^{n-1} - 1}{(1+r)^{n-2}} \right] + 1$	K_6 – коэффициент (фактор) авансированного аннуитета ($PVa = A \cdot K_6$)
7.	$\frac{r}{1 - (1+r)^{-n}} = K_7$ (О.С. Федонин и др.)	$\frac{1}{K_7} = K_3$		K_7 – коэффициент, взнос на амортизацию денежной единицы (обратная ей функция $r : (1+r)^n - 1$) или коэффициент возмещения капитала.
8.	$\frac{(1+r)^n - 1}{r} = K_8$ (Н.С. Краснокутская; О.С. Федонин и др.)	$K_8 = K_9$		K_8 – фактор будущей стоимости; функция накопления денежной единицы (определение серии равных платежей депонированных в конце интервала за период n лет; будущая стоимость обычного аннуитета $FV = A \cdot K_8$)
9.	$\frac{1}{r[(1+r)^n - 1]^{-1}} = K_9$ (Формула Д.Х. Хосколда при $r' = 0$)	$K_9 = K_8$		K_9 – см. K_2
10.	$\frac{1}{\frac{r}{(1+r)^{n-1}} - r} = K_{10}$ (Н.С. Краснокутская)	$K_{10} = K_{10}^*$	$K_{10}^* = \frac{r(1+r)^{n-1}}{(1+r)^{n-1} - 1}$	K_{10} – фактор взноса на амортизационную единицу (на погашения займа), $A = PVa \cdot K_{10}$
11.	$\frac{r}{(1+r)^n - 1} = K_{11}$ (Федонин О.С. и др.)	$K_{11} = K_4$		K_{11} – коэффициент (фактор) периодического взноса в фонд накопления ($A = FV \cdot K_{11}$)

Анализ факторов дисконтирования позволяет, в методическом плане, унифицировать их применение. Формулу (3) можно применять для определения:

- общей современной стоимости объекта, если известна её будущая величина, период накопления суммы, процентная ставка, и обычного аннуитета;
- необходимой суммы современной стоимости для приобретения нужного оборудования потребителем, при наличии информации со стороны производителя и заданной величине (наличием у потребителя) средств в конце каждого года;
- внутренней ставки дохода (IRR) методом чистой современной стоимости путем интерполяции;
- величины чистой современной стоимости объекта, в том числе месторождений минерального сырья;
- зависимости чистого дисконтированного дохода от учетной ставки для определения внутренней нормы доходности графическим способом;
- необходимой величины, состоящей из суммы современных стоимостей денежного потока наличности по каждому году исследуемого периода.

Формула для вычисления множителя K_4 при подсчете средней суммы годовых платежей для возврата кредита с учетом процентов или аннуитета равнозначна формуле подсчета K_{11} (табл.) при одних и тех же значениях r . В то же время величина $K_4 = 1/K_3$.

Множитель K_5 , применяемый для расчета современной стоимости обычного аннуитета, одинаков с K_1, K_3 . Поэтому на наш взгляд его не следует возводить в какой-то ранг значимости – называя фактором Инвуда.

Заслуживает внимания множитель K_6 , который применяется для определения современной стоимости арендных платежей и авансированного аннуитета, т.к. подчеркивает различие между обычным и авансированным аннуитетами. Величина K_6 может быть вычислена согласно предлагаемому нами K_6^* (табл.).

Решая вторую задачу, то есть определение величины коэффициента компаундирования (процентной ставки) для случаев поиска инвестора или банка на рынке капитала, мы использовали выражение современной стоимости обычного аннуитета: $PVa = A(1 - (1+r)^{-n} / r)$. Условия расчета сводятся к тому, что предприятие – изготовитель дает информацию о разработке технической (технологической) новизны через n лет и ориентировочной сумме современной стоимости или надбавке к стоимости существующего варианта. В таком случае предприятию – потребителю, учитывая свои возможности по величине годовых платежей и время предстоящих накоплений для приобретения новинки необходимо определиться с величиной банковской ставки предлагаемой в сфере банковских услуг.

Таким образом решение сводится к определению величины r , которая при заданных $PVa > 0, A > 0, n > 0$ удовлетворяет выражению

$$PVa = A \cdot \frac{1 - (1+r)^{-n}}{r}.$$

После некоторых преобразований получим трансцендентное уравнение

$$\frac{PVa}{A} \cdot r - 1 + (1+r)^{-n} = 0,$$

которое в общем виде сложно решить аналитически. Поэтому поведение уравнения и его решений было исследовано с помощью пакета MATLAB.

Получены следующие результаты.

1. Уравнение всегда имеет “тривиальное решение”, то есть $r = 0$, которое не имеет экономического смысла и поэтому не рассматривается.

2. Ненулевое решение существует только при условии, что количество периодов n больше отношения $n > \frac{PVa}{A}$.

3. Непосредственно решение может быть получено только численными методами для каждого конкретного значения параметров PVa, A, n . Но анализ поведения решений показал, что оно очень быстро сходится к значению $r = \frac{A}{PVa}$ при увеличении количества периодов n .

При изменении числа периодов от минимального допустимого значения $\frac{PVa}{A} + 1$ до значения $3 \frac{PVa}{A} + 2$ процентная ставка r монотонно возрастает. С достаточной точностью можно считать, что $r = \frac{A}{PVa}$ при числе периодов $n \geq 3 \frac{PVa}{A} + 2$.

Решение на один период, т.е. для $n = 1$ может быть только в случае если $PVa < A$, что не имеет экономического смысла. Так например, если $PVa = 60$ (стоимость проекта), а $A = 20$ (что может быть выплачено за один период), то решение может существовать только для $n > \frac{60}{20} = 3$, т.е. не меньше 4-х периодов.

4. Если $n = 4, r = 0,12; n = 5, r = 0,18; n = 6, r = 0,23; n = 7, r = 0,27; n = 8, r = 0,29; n = 9, r = 0,31; n = 10, r = 0,32; n = 11$ и больше, $r = 0,33$.

Таким образом, в различных модификациях оценочных формул показателей денежного эффекта факторы дисконтирования базируются на известных приемах убывающей геометрической прогрессии. Поэтому в практическом применении их следует свести к минимуму. Предлагаемая формула расчета процентной ставки (r) дает возможность прогнозировать ее величину при изменении условий на рынке банковских услуг и длительном периоде существования проекта.

Список литературы

1. Анжеліко Гроппеллі. Фінанси. – К.: Основи, 1993. – 383 с.
2. Вельмер Ф.В. Экономические оценки месторождений. – К.: Логос, 2001. – 200 с.
3. Краснокутська Н.С. Потенціал підприємства: формування та оцінка. – К.: Центр навчальної літератури, 2005. – 325 с.
4. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых / Погребницкий Е.О., Парадаев С.В., Портов Г.С. и др. – 2-е изд-е. – М.: Недра, 1977. – 405 с.
5. Федонін О.С., Ретіна І.М., Олексик О.І. Потенціал підприємства: формування та оцінка. – К.: КНЕУ, 2003. – 316 с.
6. Corlett A.V. Valuation formula. Part 1 // Canadian Mining Journal. – 1967. – v. 88, № 8. – P. 65-71.
7. Corlett A.V. Valuation formula. Part 2 // Canadian Mining Journal. – 1967. – v. 88, № 11. – P. 59-62.

Рекомендовано до публікації д.е.н. О.Г. Вагоною 13.04.09

І.І. Павленко, В.В. Козакова

ОЦІНКА СКЛАДОВОЇ ІННОВАЦІЙНО-ІНВЕСТИЦІЙНОЇ ПРИВАБЛИВОСТІ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

Розглядаються напрями оцінки інноваційних можливостей вугільних шахт. Для отримання такої оцінки запропоновано інноваційний індекс, оснований на коефіцієнті загальної характеристики шахти та показниках інноваційної активності.

Рассматриваются направления оценки инновационных возможностей угольных шахт. Для получения такой оценки предложен инновационный индекс, основанный на коэффициенте общей характеристики шахт и показателей инновационной активности.

Directions of estimation of innovative possibilities of coal mines are examined. For the receipt of such estimation the innovative index based on the parameter of general description of mine and index of innovative activity is offered.

Згідно з новою "Стратегією розвитку вугільної галузі" протягом наступних 20 років державний бюджет залишиться основним джерелом фінансування простого та розширеного відтворення потужності шахтного фонду. Обмеженість бюджетних коштів спонукає до прийняття рішень про підтримку потужності або реконструкції вугільних шахт, перспектив функціонування окремих геолого-промислових регіонів на основі багаторівневого поетапного моделювання розвитку галузі, що включає гірничо-геологічні, маркетингові, техніко-технологічні й економічні дослідження й пророблення.

Триваючі у вугільній промисловості України реструктуризація й приватизація шахтного фонду є найважливішою складовою частиною структурної перебудови галузі, основна мета якої полягає в якісному поліпшенні шахтного фонду за рахунок поступового закриття безперспективних і розвитку перспективних і стабільно працюючих шахт, адаптації їх до стійкого функціонування в умовах ринкової економіки, а також збереження потенціалу шахт, забезпечених запасами на 10-15 років.

В економічній науці існує багато підходів до моделювання параметрів окремого підприємства: розроблялися галузеві моделі розвитку й розміщення підприємств вугільної промисловості по басейнах і країні в цілому, будувалися Генеральні плани розвитку окремих регіонів. Питання, пов'язані з моделюванням параметрів гірничих підприємств, розвитком і підтримкою потужності шахтного фонду, привертала увагу багатьох дослідників [1-3]. Але і дотепер залишаються невирішеними основні завдання: забезпечення інвестиційної політики з простого та розширеного відтворення потужності шахтного фонду на основі моделювання розвитку галузі. Крім того, потребує подальшого дослідження сама концепція оцінки стану кожного конкретного вугільного підприємства.

Таким чином, удосконалення інвестиційно-інноваційного механізму збереження потужності шахт зобов'язано розглядатися як перманентний процес, який дозволить впливати на чинники, що фор-

мують самодостатність роботи вугільних підприємств. Тому розробка цілісної наукової концепції моделювання розвитку галузі, з урахуванням особливостей і високої інерційності окремих підприємств, визначила актуальність і важливість дослідження методологічних проблем формування організаційно-економічного механізму управління найважливішим ресурсом, яким є інноваційні кошти.

Як вже відзначалось, формування поняття "інноваційна активність" пов'язане з необхідністю впливати на поточний стан і тенденції розвитку інноваційної діяльності шахт, встановлювати розміри і напрями змін, відстежувати і коригувати інноваційні процеси, складати прогнози і плани подальшого вдосконалення планування розвитку гірничих робіт у просторі та часі.

Показники інноваційної активності одночасно допомагають знайти чинники, які впливають на реалізацію загальних цілей і завдань підвищення ефективності вуглевидобутку. Вони надають інформацію, яка необхідна для аналізу причин і джерел втрат результативності роботи на кожному етапі інноваційного процесу, і показують, наскільки ефективно використовуються ресурси шахт.

Для практичного й об'єктивного використання будь-який чинник, що характеризує стан шахти, повинен мати кількісну оцінку, що дозволить зробити диференціацію різного ступеня його впливу на економіку підприємства.

Вугільна шахта являє собою складну (велику) виробничу систему, яка відрізняється періодичністю змінювання умов відпрацювання запасів під впливом природних та індустріальних чинників. Це зумовлено тим, що у вугільній шахті елементи системи підрозділяються на дві групи: природні некеровані елементи: гірничо-геологічні умови і природні якості корисних копалин та індустріальні керовані елементи: техніка, технології й організація виробництва. Відмінність виробничих систем безпосередньо впливає на формування інвестиційної привабливості. Характеристику якісного впливу перерахованих чинників на інвестиційну привабливість шахти наведено у табл. 1.

Чинники, що визначають інвестиційну привабливість шахти

Найменування чинника	Вплив на інвестиційну привабливість шахти
1. Залишкові запаси корисних копалин	Шахта може бути віднесена до числа неперспективних, якщо залишкові запаси з відносно сприятливими умовами (потужністю вище середньої по шахті та не менше 0,7 м) забезпечують роботу шахти з визначеною потужністю менше ніж на 15 років
2. Пропускна спроможність основних ланок (виробничих процесів) шахти	З числа вказаних виробничих процесів завжди є два з мінімальною і максимальною пропускною спроможністю, відношення першого до другого становить коефіцієнт технологічної надійності. Цей коефіцієнт менше одиниці, але чим ближче він до одиниці, тим вище інвестиційна привабливість шахти. При малому значенні коефіцієнта технологічної надійності (менше 0,5), як правило, потрібні значні капітальні вкладення на усунення диспропорції в пропускній спроможності основних процесів шахти
3. Потужність пластів, що розробляються	Обсяг видобутку по шахті за інших рівних умов в Донецькому басейні змінюється пропорційно потужності пластів і цим визначається підвищення інвестиційної привабливості зі збільшенням потужності пластів
4. Незмінність пластів в межах шахтного поля	Наявність тектонічних порушень, не виявлених в процесі детальної розвідки, призводить до необхідності проведення додаткових підготовчих виробок і ускладнює умови видобутку корисних копалин. Цей чинник знижує інвестиційну привабливість
5. Складність підземного господарства шахти	Розвиток шахти в часі і просторі призводить до збільшення мережі гірничих виробок і, відповідно, до ускладнення підземного господарства, а це в свою чергу ускладнює провітрювання, підземний транспорт і, отже, впливає на обсяг видобутку і витрати на видобуток вугілля. Спрощення підземного господарства пов'язано з необхідністю залучення значних капітальних вкладень
6. Виробнича потужність шахти	Виробнича потужність шахти по різному впливає на її інвестиційну привабливість. Якщо ця потужність незначна (менше 300 тис. т/рік), то шахта для перетворення її в достатньо ефективне підприємство потребує, як правило, значних капітальних вкладень, і тому такі шахти інвестиційно мало привабливі. Шахти з потужністю близько 1 млн. т/рік в більшості випадків реконструювати недоцільно, і тут йдеться про підтримку виробничої потужності
7. Середній обсяг річного видобутку за декілька років	Цей показник дає можливість визначити ступінь обґрунтованості виробничої потужності шахти, у тому числі і у разі, коли потужність занижена
8. Глибина розробки	Чинник відноситься до числа найважливіших за своїми прямими і особливо непрямыми наслідками. Із зростанням глибини, особливо після 700-800 м, виникає необхідність в кондиціонуванні повітря, істотно зростає газосносність, небезпека раптових викидів вугілля і породи та гірничих ударів, що значно ускладнює процес видобутку вугілля і збільшує його собівартість
9. Марка вугілля	Чинник має якісний характер і визначає споживчу цінність корисних копалин

Наведена якісна характеристика дає підстави для висновку, що змінювання різних чинників суперечливо впливає на інвестиційну привабливість шахти. Виникає необхідність в узагальненій характеристиці, яка могла б бути кількісною, побудованою на базі кількісних оцінок впливу окремих перерахованих чинників.

Потребує аналізу стан резерву шахти, особливо за основними виробничими процесами, що безпосередньо впливають на обсяг видобутку й економічні результати її роботи, хоча останні залежать не тільки від цього. За сучасним станом вугільна промисловість України потребує реструктуризації шахтного фонду в двох напрямках: закриття шахт, подальша робота яких недоцільна, і реконструкція пер-

спективних шахт, що залишаються. Для цього необхідно мати об'єктивне рішення найскладнішого і найважливішого питання, до якої категорії віднести конкретну шахту.

Узагальнені аналітичні оцінки чинників, що формують інвестиційну привабливість шахти, наведено у роботі [4].

Комплексна оцінка цих чинників дозволяє уникнути однобічності, яка властива використанню тільки одного показника, хай навіть і достатньо синтетичного, як, наприклад, собівартість видобутку вугілля або рентабельність, коли шахта прибуткова.

Також недостатньою є оцінка за технічними характеристиками: виробничою потужністю підприємства, станом основних фондів, залишковими геологічними запасами. Досвід свідчить, що достатньо благополучна по одному з цих показників шахта в цілому не обов'язково є інвестиційно привабливою. Так, значні залишкові запаси можуть бути на шахті з несприятливими гірничо-геологічними умовами і з високою собівартістю видобутку вугілля.

Тобто при сумісному використанні цих показників можна мати повнішу оцінку, ніж при використанні якого-небудь одного показника. Показник забезпеченості запасами характеризує загальний фон шахти як гірничодобувного підприємства. Шахта з незначними запасами (при низькому коефіцієнті геологічної надійності) є неперспективною, навіть у тому випадку, коли решта параметрів по цій шахті задовільна.

Показник пропускної спроможності потенційно характеризує рівень інвестицій, які можна залучити для подальшої діяльності шахти. Показник собівартості синтезує в собі різні сторони функціонування шахти, зокрема, складність гірничо-геологічних умов, організацію виробництва, ступінь використання основних фондів.

У табл. 2 наведено результати розрахунку параметрів інвестиційної привабливості двох груп підприємств: глибоко збиткових і перспективних шахт, що, безумовно, мають різну інвестиційну привабливість.

Таблиця 2

Розрахунок інвестиційної привабливості різних груп шахт

Шахта	РОЗРАХУНКОВІ ПАРАМЕТРИ									
	P_1	P_2	P_3	P_4	P_5	q_1	q_2	q_3	q_4	I
Глибоко збиткові шахти										
Шахта № 1	0,18	0,85	0,85	1,00	1,33	0,49	0,53	1,19	0,25	0,20
Шахта № 2	0,25	0,90	0,95	1,62	0,89	0,42	0,88	0,98	0,16	0,40
Шахта № 3	1,18	0,90	0,95	1,57	0,66	0,42	1,14	0,79	0,49	1,20
Шахта № 4	0,28	0,68	0,80	1,12	1,90	0,26	0,44	1,32	0,20	0,40
Шахта № 5	1,16	0,90	0,95	1,44	0,66	0,37	2,37	0,64	0,41	1,20
Шахта № 6	0,57	0,71	0,81	1,22	2,00	0,26	0,61	1,09	0,07	0,80
Перспективні шахти										
Шахта № 7	1,88	0,98	0,92	0,85	1,58	0,85	1,58	1,67	1,48	5,60
Шахта № 8	0,29	0,91	0,91	1,04	2,00	0,83	1,63	1,80	1,13	3,25
Шахта № 9	0,27	0,99	0,90	1,11	2,00	0,85	1,93	1,47	1,22	3,47
Шахта № 10	0,67	0,88	0,88	1,02	2,00	0,90	1,74	1,31	1,12	3,36

Так, шахти № 7-10 за гірничо-геологічними умовами і гірничотехнічними параметрами істотно відрізняються від шахт першої групи. Але будь-яка шахта, що забезпечена промисловими запасами на 10-15 років, має внутрішні резерви для розкриття економічного потенціалу.

Нами розглянуто певні системи показників, за допомогою яких можливо охарактеризувати інноваційну активність вугільних шахт. Кожний показник цієї системи є кількісним вимірником інноваційної активності підприємства, що характеризує ступінь його участі в здійсненні інноваційної діяльності в цілому і по окремих його видах упродовж певного періоду (року, кварталу). Відносні показники точніше відображають вплив на інноваційну активність реальних зрушень в економіці підприємства. Ці показники враховують також структурні зміни, що відбуваються на підприємстві,

зокрема, з точки зору підвищення рівня концентрації гірничих робіт. До відносних показників віднесено коефіцієнти:

– **оновлення основних засобів**

$$K_{oc} = \frac{S_n}{S_b}, \quad (1)$$

де S_n – кількість одиниць основних засобів, введених до дії; S_b – кількість одиниць основних засобів, що знаходяться на балансі шахти;

– **модернізації основних засобів**

$$K_m = \frac{S_m}{S_b}, \quad (2)$$

де S_m – кількість одиниць основних засобів, які модернізовані в поточному періоді;

– покращення якості товарної продукції

$$K_p = \frac{Q_n}{Q}, \quad (3)$$

де Q_n – обсяг видобутку вугілля підвищеної якості, що вперше освоєний в поточному періоді; Q – загальний обсяг видобутку на підприємстві;

– завантаженості виробничих потужностей

$$K_w = \frac{P_n}{P}, \quad (4)$$

де P_n – виробничі потужності, які діяли в поточному періоді; P – виробнича потужність шахти;

– задоволення потреб ринку

$$K_{mr} = \frac{V_n}{V}, \quad (5)$$

де V_n – обсяг видобутку, реалізований на експорт; V – загальний обсяг видобутку.

Коефіцієнт оновлення основних засобів відбиває процес формування їх активної частини. Коефіцієнт оновлення продукції характеризує здатність шахти реагувати на зміну потреб ринку та можливість впроваджувати нові технології, які залишаються прогресивними на термін більший ніж саме устаткування.

При аналізі враховуються також такі характеристики показників інноваційної активності як постійність та інтенсивність. Постійність характеризує пропорційне зростання показників в динаміці,

яке простежується за допомогою річних індексів змін, а інтенсивність характеризує тенденції збереження якісних показників продукції.

Загальний аналіз передбачає використання інтегральної оцінки рівня інноваційної активності, що охоплює всі види інноваційної діяльності. Інтегральний показник враховує розширене коло ознак: впровадження нової або вдосконаленої техніки, нових або вдосконалених технологічних процесів, модернізацію основних засобів і їх оновлення, параметри поліпшення якості продукції тощо.

Розрахунок інтегрального показника інноваційної активності здійснюється як середньозважене значення

$$IA = \frac{\sum_{i=1}^n K_i v_i}{\sum_{i=1}^n v_i}, \quad (6)$$

де K_i – коефіцієнт, що характеризує зміну інноваційного потенціалу шахти за i -м показником; v_i – ваговий коефіцієнт значущості i -го показника інноваційного потенціалу підприємства в поточному періоді; n – кількість показників, за якими прийнято оцінювати інноваційну активність підприємства.

Загальну схему розрахунку інноваційного індексу шахти наведено у табл. 3, а відповідні розрахунки по окремих перспективних шахтах наведено у табл. 4-7. Для порівняльної оцінки розглянуто продуктивність праці робітника з видобутку (P_i), місячне посування лав (V_i) та собівартість видобутку (S_i).

Таблиця 3

Початкова матриця визначення інноваційного потенціалу

Шахта	Параметр оцінки			Показник інноваційної діяльності, $K_p K_w K_s = I_{in}$	Інтегральний коефіцієнт інвестиційної привабливості, K_i	Інноваційний індекс, I_i
	$K_p = P_i/P_{i+1}$	$K_w = V_i/V_{i+1}$	$K_s = S_{i+1}/S_i$			
Шахта № 1	P_{11}/P_{12}	V_{11}/V_{12}	S_{12}/S_{11}	$I_{in 1}$	$K_{i 1}$	$I_{in 1} + K_{i 1}$
Шахта № 2	P_{21}/P_{22}	V_{21}/V_{22}	S_{22}/S_{21}	$I_{in 2}$	$K_{i 2}$	$I_{in 2} + K_{i 2}$
Шахта № 3	P_{31}/P_{32}	V_{31}/V_{32}	S_{32}/S_{31}	$I_{in 3}$	$K_{i 3}$	$I_{in 3} + K_{i 3}$
....
Шахта № m	P_{m1}/P_{m2}	V_{m1}/V_{m2}	S_{m2}/S_{m1}	$I_{in m}$	$K_{i m}$	$I_{in m} + K_{i m}$

Використання інновацій доцільно при застосуванні техніки нового технічного рівня з гарантованим навантаженням на лаву 1200-1500 т/добу.

Аналіз свідчить, що шахти № 4 та № 5 з високим інтегральним коефіцієнтом інвестиційної привабливості (табл. 6) залишаються на верхніх позиціях і за рівнем інноваційного індексу, на відміну, наприклад, від достатньо крупних шахт № 7

та № 8. Їх нижчий рейтинг пояснюється віком і станом гірничого господарства (топологією мережі виробок).

Таким чином, дві складові (стан підприємства і ступінь покращання параметрів під впливом інновацій) і формують політику управління інвестиційними процесами в системі вугільного виробництва.

Таблиця 4

Початкові параметри шахт

Шахта	Продуктивність праці, P , т/міс.	Посування лав, V , м	Середньодобове навантаження на лаву, D , т	Собівартість 1 т, S , грн	Можливе навантаження на лаву, т/добу
Шахта № 1	35,6	88,1	902	135,78	1000
Шахта № 2	51,0	100,7	1053	126,65	1100
Шахта № 3	36,5	86,2	869	142,28	1000
Шахта № 4	46,7	115,3	1217	105,79	1300
Шахта № 5	38,6	82,2	975	129,52	1000
Шахта № 6	32,3	82,0	984	173,20	1100
Шахта № 7	40,2	49,5	1545	70,90	1600
Шахта № 8	33,4	53,9	1074	72,50	1100

Таблиця 5

Розрахункові техніко-економічні параметри

Шахта	Продуктивність праці, P , т/міс	Посування лав, V , м	Собівартість, скоригована по V , грн/т	Зростання навантаження на лаву, т/добу
Шахта № 1	42,4	105,7	122,20	1200
Шахта № 2	55,1	109,9	120,89	1200
Шахта № 3	43,4	103,4	128,05	1200
Шахта № 4	53,5	133,0	97,65	1500
Шахта № 5	53,6	115,1	103,62	1400
Шахта № 6	38,0	96,9	157,45	1300
Шахта № 7	47,5	58,8	64,25	1900
Шахта № 8	45,3	73,5	59,32	1500

Таблиця 6

Інноваційний індекс шахт

Шахта	K_p	K_V	K_S	Показник інноваційної діяльності, $I_{ин}$	Інтегральний коефіцієнт інвестиційної привабливості, K_i	Інноваційний індекс, I_i
Шахта № 1	1,19	1,20	1,11	1,59	6,69	8,28
Шахта № 2	1,08	1,09	1,05	1,23	9,62	10,85
Шахта № 3	1,19	1,20	1,11	1,59	5,64	7,23
Шахта № 4	1,14	1,15	1,08	1,43	11,58	13,01
Шахта № 5	1,39	1,40	1,25	2,43	10,91	13,34
Шахта № 6	1,18	1,18	1,10	1,53	0,90	2,43
Шахта № 7	1,18	1,19	1,10	1,55	1,61	3,16
Шахта № 8	1,36	1,36	1,22	2,26	1,18	3,44

Висновки. Інвестиційна пріоритетність шахти характеризується геологічною базою і рівнем розвитку виробничих чинників, отже, і відповідний показник має враховувати декілька параметрів, що характеризують стан підприємства: перспективності, складності виробничої системи, потужності, надійності і т.д. При цьому більшому значенню показника інвестиційної пріоритетності повинен відповідати і вищий ранг шахти.

Виконаний в роботі аналіз інвестиційної пріоритетності умовної групи шахт по дев'яти запропоно-

ваних параметрах дозволив ранжувати підприємства за їх інвестиційною якістю, що дає можливість об'єктивно і з достатньою повнотою підійти до вирішення питання про те, кому доцільніше або переважно спрямувати інвестиції, загальний обсяг яких завжди обмежений.

Показник інноваційної діяльності спільно з відповідним індексом стану шахти утворює інноваційний індекс, який може також використовуватися як складова інтегрального параметра інвестиційної привабливості шахти.

Список літератури

1. Амоша А.И., Биренберг Б.М. Угольная промышленность Украины: проблемы и решения. – Донецк: ИЭП НАН Украины, 1999. – 96 с.
 2. Воспроизводство шахтного фонда и инвестиционные процессы в угольной промышленности Украины / Г.Г. Пивняк, А.И. Амоша, Ю.П. Яценко и др. – К.: Наук. думка, 2004. – 331 с.

3. Пивняк Г.Г., Салли В.И., Байсаров А.В. Инвестиции в угольную промышленность: реальность и прогнозы // Уголь Украины. – 2003. – № 5. – С. 4-8.
 4. Павленко И.И. Управление инвестиционными процессами в угольной промышленности Украины. – Д.: НГУ, 2007. – 253 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. А.О. Задосю 06.03.09

УДК 621.31.003.13

А.Г. Вагонова, Т.А. Ерохондина, М.С. Лагода

ПРОБЛЕМЫ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УКРАИНЫ В КОНТЕКСТЕ МЕЖДУНАРОДНОЙ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

Розглянуто проблеми забезпечення енергетичної безпеки України в контексті міжнародної енергетичної безпеки. Виділено основні погрози енергетичної безпеки України і фактори, що створюють них. Визначено основні державні пріоритети в досягненні енергетичної безпеки в нерозривному зв'язку зі світовим господарством.

Рассмотрены проблемы обеспечения энергетической безопасности Украины в контексте международной энергетической безопасности. Выделены основные угрозы энергетической безопасности Украины и факторы, создающие их. Определены основные государственные приоритеты в достижении энергетической безопасности в неразрывной связи с мировым хозяйством.

This article is considered problems of the Ukraine's energy safety provision in context of international energy safety. It is chosen main threats to Ukraine's energy safety and factors, creating them. The main state priorities are determined in achievement of energy safety in indissoluble relationship with world facilities.

Енергетика являється однією з основних галузей народного господарства, по рівню її розвитку і потенціальним можливостям цілесобразно судити об економічному могутстві країни. Другими словами, для всіх розвинутих країн світу енергетичний сектор виступає стратегічною частиною

господарства, а його стан в значительній мірі визначає рівень її розвитку і впливає на всі компоненти національної безпеки (табл. 1). Отже, енергетична безпека – найважливіша складова економічної і національної безпеки країни.

Таблиця 1

Вклад энергетической безопасности в национальную безопасность страны

Аспект национальной безопасности	Предпосылки достижения
Внешнеэкономическая безопасность	Повышение конкурентоспособности отечественных товаров за счет эффективности работы ТЭК благодаря низким ценам на ТЭР и низкой энергоемкости
Финансовая безопасность	Накопление финансовых, в том числе валютных, поступлений за счет эффективного экспорта и реализации ТЭР на внутренних рынках
Техническая безопасность	Современное развитие и совершенствование парка электростанций и топливобывающих объектов
Коммерческая безопасность	Повышение эффективности хозяйственной деятельности в целом за счет прибыльной работы энергетической области
Экологическая безопасность	Техническое и технологическое усовершенствование объектов ТЭК

В последнее время вопросам энергетической безопасности посвящено большое количество публикаций как в Украине, так и в других странах. Особое внимание уделяется вопросам энергоэффективности производства, развитию топливно-энергетического комплекса, экологической безопасности энергетических объектов и др. [1, 2]. В то же время вопросы

энергетической безопасности Украины в увязке с энергетическими проблемами соседних стран рассмотрены в недостаточной мере.

Целью настоящей публикации является выявление и анализ проблемы обеспечения энергетической безопасности Украины в контексте международной энергетической безопасности.

К определению энергетической безопасности есть несколько подходов. Так, на Западе под энергетической безопасностью понимают уверенность в том, что энергия будет в распоряжении в том количестве и того качества, которые требуются при данных экономических условиях. Это определение отвечает принятой Мировым энергетическим советом интерпретации категории «энергетическая безопасность» [3].

Отечественные научные работники определяют категорию энергетической безопасности как состояние защищенности энергетических интересов личности, общества, государства, которые включают:

- обеспечение в нормальной ситуации бесперебойного снабжения потребителей экономически доступными энергоресурсами приемлемого качества, а в экстремальных ситуациях – гарантированного удовлетворения минимально необходимой потребности жизненно важных потребителей;

- обеспечение эффективного использования энергоресурсов, которое оказывает содействие переходу экономики страны на энергосберегающий путь развития, снижению энергоемкости выработанной продукции;

- удовлетворение требованиям экологической и производственной безопасности, обеспечение минимизации вредных влияний энергетики на человека, окружающую среду и техносферу [4].

Из этого определения следует, что сущность категории «энергобезопасность» основана на трех важнейших принципах:

- бесперебойное снабжение потребителей экономически доступными энергоресурсами;

- энергосбережение;

- минимальное влияние на человека и окружающую среду.

В Украине проблема энергетической безопасности начала активно обсуждаться лишь в последние несколько лет, что обусловлено двумя причинами:

- общее обострение внимания к разным аспектам национальной безопасности;

- острые кризисные явления в энергетическом секторе.

Тогда как в промышленно развитых странах проблема энергетической безопасности впервые была осознана еще в середине 70-х лет, когда в результате ближневосточного кризиса начала обрисовываться тенденция к резкому сокращению экспорта нефти из этого региона в развитые страны и резкий рост цен на нефть.

В условиях важной, а для некоторых стран – критической, зависимости их энергоснабжения от импорта нефти это привело к наибольшему энергетическому кризису. Она была решена благодаря мерам, принятым на государственном и негосударственном уровне, а также на уровне корпораций. К числу радикальных мер, осуществленных для решения энергетического кризиса 70-х лет, относятся:

- координация энергетической политики в рамках Международного энергетического агентства;

- активная энергосберегающая политика;

- широкое привлечение в энергобаланс собственных, альтернативных импортной нефти энергоресурсов

(атомная энергетика, нефть Аляски и Северного моря, нетрадиционные энергоресурсы);

- государственная поддержка угольной промышленности в ряде промышленно развитых стран.

Ситуация, которая сложилась в энергетической отрасли экономики Украины до конца XX столетия, оказалась значительно серьезнее, чем в середине 70-х годов. Энергетический кризис, который произошел 30 лет назад, был связан с проблемой поставок важнейшего энергоресурса – нефти – в условиях довольно эффективно функционирующей рыночной экономики. Энергетический кризис в Украине на данный момент характеризуется следующим:

- охватывает все секторы энергетической отрасли;

- протекает в условиях серьезнейшего политического, социального, экономического кризиса;

- он объединяет в себе стагнационные факторы предыдущего развития экономики и факторы переходного экономического периода.

Уже в начале 80-х годов, по мере того как мировое сообщество стало все глубже осознавать степень взаимозависимости современного мира и всех существующих в нем проблем, понимание энергетической безопасности стало значительно шире, чем только как процесса обеспечения непрерывности поставок энергоносителей и достижения максимальной «энергетической независимости». Все больше распространяется мысль, что односторонние действия государств по обеспечению своей, энергетической безопасности, а в целом и экономической безопасности могут привести к трансграничной передаче экономических потрясений и разного рода «внешних шоков», а в окончательном итоге – к межгосударственным и даже военно-политическим конфликтам. Другими словами, реальная односторонняя национальная энергетическая безопасность невозможна.

Именно это подчеркивают в своей концепции специалисты Стокгольмского международного института по исследованию проблем мира и разоружения (СИПРИ), расширив понятие «энергетической безопасности» до понятия «международной энергетической безопасности», и включив в него проблемы надежности обеспечения топливом не только экономически развитых стран, но и стран-импортеров нефти, которые развиваются, а также проблемы стабилизации доходов стран – экспортеров нефти и других. Не менее важным стержнем концепции СИПРИ является недопустимость применения военной силы для поддержки постоянства рынка энергоносителей, а также любых форм экономического давления на страны-экспортеры нефти, поскольку это, в окончательном итоге, может привести к отрицательным последствиям для самих стран – импортеров жидкого топлива.

В соответствии с определениями, представленными в этой работе, энергетическая безопасность государства – это состояние готовности топливно-энергетического комплекса страны относительно максимально надежного, экологически приемлемого, экономически эффективного энергообеспечения экономики государства и населения, а также относительно

гарантированного обеспечения возможности руководства государства в формировании и осуществлении политики защиты национальных интересов в сфере энергетики без внешнего и внутреннего давления.

Взяв за основу это определение, можно построить систему факторов, от которых будет зависеть энергетическая безопасность:

- уровень энергообеспечения населения и экономики теплом и энергией;

- возможность государства проводить независимую энергетическую политику без внешнего и внутреннего давления на его руководство;

- уровень влияния объектов ТЭК на окружающую среду и население и возможности экономики минимизировать это влияние и ликвидировать последствия возможных аварий загрязнения;

- уровень влияния энергетики на социальную стабильность в государстве.

В свою очередь, энергообеспечение населения и экономики зависит от достаточности поставок топлива и энергии, надежности и качества поставок, эффективности использования энергетических ресурсов.

Факторами влияния на энергетическую независимость выступают возможности собственной добычи страной угля, нефти, газа, производства электроэнергии и других энергетических ресурсов, а также уровень диверсификации импорта этих энергоресурсов.

Влияние на экологию энергетического производства зависит от таких факторов, как количество и опасность загрязнителей окружающей среды, экономических характеристик очистительного оборудования, достоверности масштабных аварий и др.

Социальная стабильность в обществе зависит от полноты обеспечения энергетических услуг населению, их качества, стоимости и возможности их оплаты. Важным фактором также следует считать уровень социальной защищенности рабочих ТЭК.

Из всего вышеперечисленного следует, что энергетическая безопасность государства определяется ее возможностями гарантировано обеспечивать свои текущие и перспективные потребности в качественной и экономически доступной энергии с учетом вероятностей особых режимов функционирования экономики в чрезвычайных ситуациях. Основой энергетической безопасности является стабильное развитие собственного топливно-энергетического комплекса (ТЭК) и эффективное использование энергии на основе широкого использования энергосберегающих, эколого-безопасных технологий в производстве и быту.

Острота постановки проблемы энергетической безопасности и способов ее достижения в данный момент в Украине подтверждается тем, что ее экономика на сегодняшний день требует ежегодно:

- 35-40 млн. т нефти (объемы собственного производства не превышают 4 млн. т);

- 80-90 млрд. куб. м природного газа (собственная добыча составляет 19 млрд. куб. м);

- 20-30 млн. т импортного коксующегося угля.

Кроме того, необходимо закупать за рубежом 75% лесоматериалов, 100% свежего ядерного топлива и т.п.

Структура обеспечения потребностей Украины в энергоресурсах в 2007 году приведена на рис. 1.

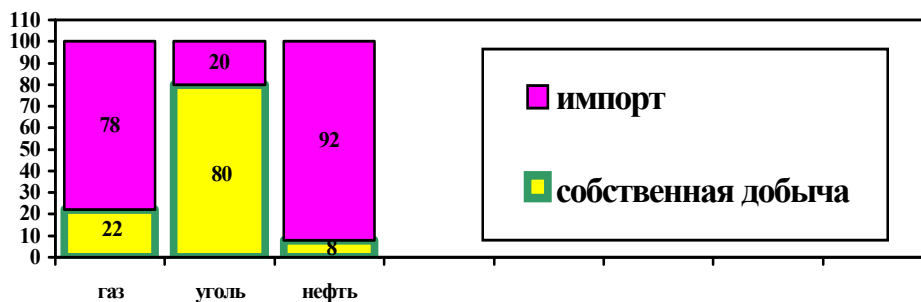


Рис. 1. Структура обеспечения потребностей Украины в энергоресурсах в 2007 году, %

За счет собственных ресурсов обеспечивается не больше 45% энергетических потребностей. В связи с этим импорт энергоносителей достигает 15-20 млн. т угля, 25-30 млн. т нефти, 60-70 млрд. куб. м газа в год, что в денежном эквиваленте составляет 9-10 млрд. долл. в год. Нарастивать импорт энергетических ресурсов вынуждает чрезмерная энергозатратность экономики (рис. 2) в сочетании с сокращением национального энергопроизводства. Из-за того, что Украина на 2/3 зависит от внешних поставок энергоносителей, она вынуждена ориентироваться на сформированную конъюнктуру мировых энергетических рынков.

Из-за чрезмерно большой энергоемкости базовых, и в то же время экспортноориентированных отраслей промышленности обособление энергетиче-

ской системы Украины объективно невозможно. Поэтому национальная экономика, ее реальный сектор – базовые отрасли промышленности вынуждены учитывать тенденции развития мирового рынка энергоносителей.

Такое положение, которое создает многочисленные угрозы энергетической безопасности Украины, обусловлено цепью внутренних и внешних факторов.

К внутренним факторам относятся:

- устаревание и высокий уровень изношенности основной части энергетических мощностей, несвоевременная переоценка стоимости основных фондов отечественной энергетики;

- недостаточный объем инвестиций в развитие отраслей ТЭК;

- недостаточный уровень собственного производства оборудования и материалов для ТЭК;
- отсутствие собственного производства ядерного топлива (на базе имеющихся залежей урановой руды) и полного ядерного цикла;
- отсутствие надлежащего контроля за действиями трейдеров, которые фактически монополизировали рынки поставок энергоресурсов;

- чрезмерная энергоемкость валового внутреннего продукта;
- несовершенство нормативно-правового обеспечения функционирования и развития отраслей ТЭК в рыночных условиях;
- кризис платежей и связанные с ним трудности в функционировании отраслей ТЭК.

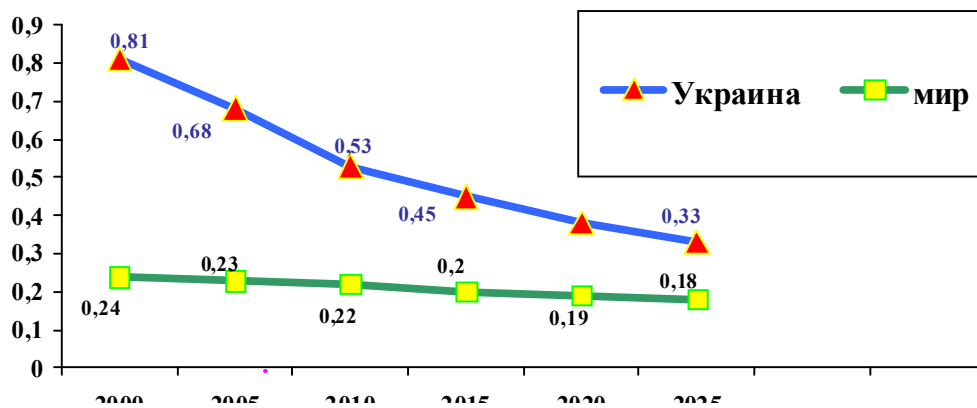


Рис. 2. Энергоемкость ВВП в Украине и мире (т у.т./1000 долл.)

Среди внешних факторов важнейшими являются:

- высокий уровень монополизации поставок импортных топливно-энергетических ресурсов;
- зависимость от импорта значительной численности производственного оборудования, продукции энергомашиностроения, материалов и услуг для отраслей ТЭК;
- активная экспансия иностранных поставщиков готовых энергопродуктов на украинский рынок.

Главным экспортером газа в Украину является Россия. Ежегодно эта страна поставляет 55-60 млрд. куб.м газа. Эти поставки покрывают до 70% объемов потребления газа в Украине.

Главными экспортерами нефти в Украину являются Россия и Казахстан. Соотношение объемов поставок за последний год ориентировочно составляла: РФ – 88%, Казахстан – 4%. Объемы поставок нефти из Казахстана в Украину (российскими нефтепроводами) зависят от квот, выделенных Россией для транспортировки.

Важное место в энергетическом балансе Украины и в стратегии ее энергетической безопасности занимает сегодня ядерная энергетика – 15 атомных блоков украинских АЭС вырабатывают 52% всей электроэнергии страны. Потенциал украинских запасов урана более чем достаточен для обеспечения в перспективе потребностей национальной ядерной энергетике, которые пока удовлетворяем только на 30% (с учетом внутренних потребностей страны запасов хватит на 100 лет). Украина способна строить новые блоки самостоятельно, с учетом всех затрат при условии увеличения тарифа на 2,5 цента.

В настоящее время на планете работают более 400 промышленных ядерных энергетических реакторов и десятки других уже строятся или проектируются. Лидером в развитии этой отрасли является Азия –

именно в странах этого региона сейчас строятся 16 из 27 сооружаемых в мире реакторов. Что касается Украины, то после закрытия ЧАЭС и моратория на строительство энергоблоков в 1990-1993 годах, спустя 2 года, в 1995 году был введен в эксплуатацию новый энергоблок Запорожской АЭС, а в 2004-м еще два блока на Ровненской и Хмельницкой АЭС. В марте 2006 года Украина приняла Энергетическую стратегию до 2030 года, в соответствии с которой запланировано построить 22 новых ядерных энергоблока.

Итак, приоритетные направления государственной стратегии, направленной на учет требований энергетической безопасности, определяют необходимость:

- совершенствование управления ТЭК;
- укрепление собственной топливно-энергетической базы, организации собственного производства топливных элементов для ядерной энергетике;
- развитие энергетического машиностроения с целью обеспечения топливно-энергетических отраслей технологическим оборудованием, приборами и материалами отечественного производства;
- привлечение внутренних инвестиций в развитие отраслей ТЭК на основе введения прогрессивных технологий генерирования, промышленного использования и потребления энергии;
- нормализация рыночных отношений между производителями и потребителями топливно-энергетических ресурсов в условиях реформирования экономики;
- совершенствование ценовой и тарифной политики в отрасли топливно-энергетических ресурсов;
- активное использование административных, нормативно-правовых и экономических рычагов в деле эффективного использования топливно-энергетических ресурсов и энергосбережения;

– увеличение объемов геологоразведочных работ по разведке геологических и промышленных запасов энергоресурсов, тем самым создавая необходимый энергетический запас.

Но как в практическом, так и в стратегическом плане энергетическая безопасность Украины будет зависеть от эффективности решения проблем:

– уменьшения зависимости национальной экономики от импорта топлива на основе развития собственного производства и диверсификации источников поступления энергоносителей;

– поиска новых источников энергопоступлений, в том числе за счет средств переработки вторичных ресурсов.

Эксперты центра Разумкова справедливо отмечают, что возможность диверсификации источников поступлений газа в Украину связана с налаживанием нормальных отношений с Россией. Без улучшения отношений с Россией стабильные и экономически выгодные поставки газа, как из России, так и из Туркменистана, Казахстана или Узбекистана через российскую территорию невозможны.

По оценкам специалистов, самым распространенным энергоносителем природного происхождения на Земле является уголь. Сегодня в промышленности все большее применение находят нефть и газ, запасы, которых на планете иссякают с каждым днем. Поэтому известное утверждение о том, что «уголь – хлеб промышленности» – сейчас становится актуальным. Уголь – топливный ресурс, которого на Земле хватит еще на несколько столетий, при этом он имеет целый ряд положительных особенностей. Речь идет, прежде всего, о цене, которая в пересчете на эквивалентное топливо существенно ниже цены на нефть и газ, а также в возможностях транспортировки и хранения в натуральном виде без использования сложных и дорогих технологий. Сейчас наше государство добывает свыше 80 млн. т угля в год, а прогнозные потребности до 2030 года составят около 120 миллионов. В принятой Стратегии развития угольной промышленности предусмотрено увеличение объемов и эффективности использования собственного угля как средства обеспечения энергетической безопасности Украины.

В Украине разработаны топливно-энергетические балансы, которые демонстрируют увеличивающуюся зависимость от импорта топливных ресурсов. Эта тенденция, к сожалению, продолжается уже много лет, и фактически уже привела к тому, что уровень импортозависимости является небезопасным как для экономического развития, так и для независимости нашего государства в целом. Поэтому, говоря в развитии угольных энерготехнологий, нужно исходить не только из того, какой энергоресурс является самым экономичным для Украины, а и из имеющихся запасов собственного сырья, мощностей, где, соответственно, при разумной государственной политике можно найти те резервы, которые могут уменьшить импортозависимость.

Итак, энергетическая проблема – это стержень многих, если не всех, глобальных угроз человечеству. Ведь в основе любого мирового структурного кризиса, любой проблемы, приобретающей глобальный характер, в конечном итоге лежат их так называемые «энергетические истоки».

Социально-экономические сдвиги, происходящие в мировом сообществе, усиление взаимозависимости государств предъявляют жесткие требования к правительствам во всех сферах их деятельности. Ныне уже нельзя решить обострившиеся глобальные проблемы силами одного государства или даже группы государств. Все это требует наращивания международных усилий по выработке действенного глобального механизма, который смог бы обеспечить рациональное использование различных ресурсов.

Проблема зависимости и независимости национального хозяйства, его уязвимость и подверженность воздействию со стороны внешних факторов приобретает качественно новое звучание. Сохранение или достижение экономической безопасности государств с точки зрения влияния неблагоприятных процессов в мировом хозяйстве становятся важными задачами, как на уровне отдельных национальных хозяйств, так и на уровне всего мирового сообщества в целом.

Выводы

Оценивая изложенное, можно утверждать, что энергетическая безопасность Украины находится в неразрывной связи с мировым хозяйством и международной энергетической безопасностью. Обеспечение международной энергетической безопасности, без которой отдельные государства не смогут достичь реальной национальной безопасности во всех ее аспектах, будет зависеть, в первую очередь, от того, насколько широко и быстро доминирующие позиции завоюют новое мышление, что позволит человечеству объединить усилия в разработке и осуществлении конкретных путей решения глобальных проблем, перестройке международных торгово-экономических отношений.

Список литературы

1. Україна на шляху до енергетичної ефективності / За ред. М.П. Ковалка, М.В. Рапцуна, М.М. Кулика, О.О. Срохіна. – К.: Вид-во Агентства з раціонального використання енергії та екології, 1997. – 227 с.
2. Краснянский Г.Л. Экономические аспекты развития топливно-энергетического комплекса России. – М.: Изд-во АГН, 2000. – 128 с.
3. Energy Dictionaries / World Energy Council. – Paris: Souve SI, 1992. – 736 p.
4. Амелиницька О.В., Надтока Т.Б. Концептуальні основи енергетичної безпеки промислового підприємства // Наук. праці Донецького нац. техн. ун-ту. Серія: Економічна. – Донецьк: ДонНТУ, 2002. – 212 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. І.І. Павленко 02.03.09

- Алексєєв Михайло Олександрович завідувач кафедри ПЗКС НГУ, професор, к.т.н.
 Андрєєв Борис Миколайович завідувач кафедри будівельної геотехнології КТУ, доцент, д.т.н.
 Анісімов Олег Олександрович асистент кафедри ВГР НГУ, к.т.н.
 Вагонова Олександра Григорівна професор кафедри прикладної економіки НГУ, д.е.н.
 Вахалін
 Вівчаренко
 Волков Ігор Володимирович завідувач відділу систем стабілізованого струму Інституту електродинаміки НАН України, чл.-кор. НАН України, д.т.н.
 Ганкевич Валентин Феодосійович доцент кафедри гірничих машин та інжинірингу НГУ, к.т.н.
 Гребьонкіна Олександра Сергіївна співробітник ДонНТУ, к.т.н.
 Дриженко Анатолій Юрійович професор кафедри ВГР НГУ, д.т.н.
 Єрохондіна Тетяна Олександрівна доцент кафедри менеджменту НГУ, к.т.н.
 Зборщик Михайло Павлович професор кафедри розробки родовищ корисних копалин ДонТУ, д.т.н.
 Ілляшов Михайло Олександрович перший заступник генерального директора “ЗАТ Донецьксталь – металургійний завод”, д.т.н.
 Іщенко Олексій Костянтинівич аспірант кафедри будівництва і геомеханіки НГУ
 Калько Андрій Дмитрович доцент кафедри розробки родовищ корисних копалин Національного університету водного господарства та природокористування (м. Рівне), докторант, к.т.н.
 Каталенець Анатолій Іванович професор кафедри економіки підприємств КЕІ КНЕУ ім. Вадима Гетьмана, д.г.-м.н.
 Качан Юрій Григорович завідувач кафедри енергетичного менеджменту ЗПА, професор, д.т.н.
 Ковалєвська Ірина Анатоліївна професор кафедри ПРР НГУ, д.т.н.
 Козакова Вікторія студентка НГУ
 Кондратьєва Наталія Анатоліївна провідний інженер Укр ДГРІ
 Корнієнко Валерій Іванович докторант кафедри електроніки і обчислювальної техніки НГУ, к.т.н.
 Котлярів Олександр Костянтинівич голова правління ВАТ НВО “Червоний металіст”
 Коцупей Анатолій Микитович старший викладач Жовтоводського гірничого технікуму
 Кочетков Сергій Іванович завідувач відділу аналітичних досліджень Укр ДГРІ
 Лагода Марія Сергіївна студентка НГУ
 Мамайкін
 Михайленко Ольга В’ячеславівна асистентка кафедри електропривода НГУ
 Надутий Володимир Петрович завідувач відділу ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України, професор, д.т.н.
 Неверов Сергій Леонідович завідувач кафедри вищої математики КЕІ КНЕУ ім. Вадима Гетьмана, к.м.н.
 Ніколенко Анатолій Васильович завідувач кафедри електротехніки та електропривода НМетАУ, доцент, к.т.н.
 Остапенко Віктор Олександрович професор ДНУ ім. О. Гончара, д.т.н.
 Павленко Ірина Ігорівна
 Павлиш Володимир Миколайович завідувач кафедри ДонНТУ, професор, д.т.н.
 Печерський Андрій Михайлович магістр кафедри ПЗКС НГУ
 Пігулевський Петро Гнатович доцент кафедри геофізичних методів розвідки НГУ, к.г.н.
 Проців Володимир Васильович доцент кафедри основ конструювання машин та механізмів НГУ, к.т.н.
 Рибак Людмила Анатоліївна провідний інженер Укр ДГРІ
 Сахарук Володимир Олександрович студент Київського державного університету
 Сахно Андрій Олегович магістрант Національного технічного університету України «КПІ»
 Сєрбожніков Сергій Сергійович інженер ДонНТУ
 Собко
 Степкін Василь Володимирович аспірант НМетАУ
 Стяжкін Віталій Павлович старший науковий співробітник відділу систем стабілізованого струму Інституту електродинаміки НАН України, к.т.н.
 Сухарєв Віталій Віталійович молодший науковий співробітник ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України
 Товстоног Микола Макарович доцент кафедри ПЗКС НГУ, к.т.н.
 Третьяков
 Харін Сергій Анатолійович доцент кафедри менеджменту Криворізького економічного інституту КНЕУ, к.т.н.
 Черватюк
 Чернай Анатолій Володимирович старший науковий співробітник кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, д.ф.-м.н.
 Шевцова Ольга Сергіївна асистентка кафедри ПЗКС НГУ
 Шнякіна Лілія Володимирівна студентка НГУ

З М І С Т

Харин С.А. Сравнительная оценка влияния различных факторов на скорость проходки протяженных горизонтальных выработок	3
Андреев Б.Н., Сахно А.О. Моделирование анизотропной среды для оценки ее напряженно-деформированного состояния	5
Дриженко А.Ю., Анисимов О.А. Последовательность отработки и предложения по формированию внутреннего отвала в условиях железорудного карьера №2-бис	9
Чернай А.В., Ищенко А.К. Экспериментальные исследования влияния конструкции шпуровых зарядов на механизм разрушения напряженных сред взрывом	13
Зборщик М.П., Ильяшов М.А. Геомеханический анализ формирования опасных ситуаций при разработке свит угольных пластов	18
Калько А.Д. Аналіз існуючих класифікацій запасів корисних копалин і мінерально-сировинних ресурсів	23
Павлиш В.М., Гребьонкіна О.С., Серьожніков С.С. Розрахунок параметрів процесу нагнітання рідини при проектуванні технологічних схем гідравлічної дії на вугільні пласти	27
Ковалевська І.А., Вівчаренко О.В., Черватюк В.Г., Мамайкін О.Р. Розрахунок величини вдавлювання стоек рамного кріплення у слабкі породи підшви пластової виробки	30
Собко Б.Ю. Особливості відкритої розробки розсипних родовищ України	34
Кривошеков В.И. К обзору основных работ по исследованию турбулентных течений жидкой среды	37
Котляров А.К., Шнякина Л.В. Экономические аспекты обоснования требований к средствам контроля взрывоопасности	41
Пигулевский П.И. К вопросу использования сдвиговой тектоники при интерпретации геолого-геофизических материалов в пределах Украинского щита	45
Кочетков С.И., Кондратьева Н.А., Рибак Л.А., Сахарук В.О. Петрофизические исследования пород-коллекторов кристаллического фундамента и коры выветривания на Северно-прибортовой части Днепровско-Донецкой впадины	50
Проців В.В. Формування динамічної моделі шахтного шарнірно-зчленованого локомотива, що рухається в режимі гальмування	55
Третьяков О.А., Вахалин Ю.Н., Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. О развитии поверхностных трещин в горной породе при термоциклическом воздействии	63
Надутый В.П., Остапенко В.А., Сухарев В.В. Определение влияния формы частицы на распределение сил при измельчении в конусной валковой мельнице	66
Корнієнко В.І. Автоматичний контроль гранулометричного складу кускового матеріалу в потоці	69
Волков И.В., Стяжкин В.П., Михайленко О.В. Повышение технологической эффективности вибрационных транспортирующих машин средствами автоматизированного виброэлектропривода	74
Алексеев М.А., Печерский А.М., Товстоног Н.М., Шевцова О.С. Аспектно-ориентированное программирование: путь к построению гибких и масштабируемых приложений	78
Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Идентификация параметров распознающей динамической модели методической печи	82
Каталенец А.И., Неверов С.Л. Некоторые замечания к применению факторов дисконтирования и накопления при оценке потенциала предприятий	86
Павленко І.І., Козакова В.В. Оцінка складової інноваційно-інвестиційної привабливості вугільних шахт	89
Вагонова А.Г., Ерохондина Т.А., Лагода М.С. Проблемы энергетической безопасности Украины в контексте международной энергетической безопасности	94
Відомості про авторів	99