

НАУКОВИЙ  
ВІСНИК  
НАЦІОНАЛЬНОГО  
ГІРНИЧОГО  
УНІВЕРСИТЕТУ

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

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

**8**2009

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 № 5 від 30.06.2009 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](mailto: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 25.08.09. Формат 30×42/2.

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

Наклад 400 прим. Зам. № 222.

Віддруковано у Національному гірничому університеті.

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

УДК 622.272:624.191.5

С.А. Харин, В.В. Коваленко

## ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ НА СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Досліджено вплив контурного підривання для виробок із різним поперечним перерізом, міцністю порід та працездатністю бурового обладнання на швидкість їх спорудження. Виконано порівняльний аналіз збільшення кількості шпурів при переході від звичайного способу БПР до контурного підривання. Отримано аналітичні залежності зміни швидкості проведення виробок від міцності порід.

Исследовано влияние контурного взрывания для выработок с разным поперечным сечением, прочностью пород и производительностью бурового оборудования на скорость их сооружения. Выполнен сравнительный анализ увеличения количества шпуров при переходе от обычного способа БПР к контурному взрыванию. Получены аналитические зависимости изменения скорости проведения выработок от прочности пород.

The influence of contour explosion on speed of construction for mineworkings with different transversal section, rock strength and productivity of drilling equipment is studied. Comparative analysis of boreholes number increases while transition from standard explosive works to contour explosion is done. Analytical dependencies of workings' construction speed change on rock strength are achieved.

При проведении горных выработок буровзрывным способом фактическая площадь поперечного сечения, как правило, превышает проектную, их стенки имеют неровные очертания, образуются заколы и трещины в приконтурном массиве. Как правило, объем вынимаемой породы на 10-20% превышает проектный, что приводит к дополнительным работам при погрузке породы и крепления. При применении, например, бетонной крепи – к заметному увеличению расхода бетона. Для уменьшения переборов и трещинообразования в массиве применяют контурное взрывание, особенность которого заключается в уменьшении энергии взрыва и рациональном расположении оконтуривающих шпуров. Анализ применения контурного взрывания [1, 2] показал следующее. Уменьшение концентрации взрыва на 1 м шпура достигается за счет применения ВВ с высокой (360-450 см<sup>3</sup>) работоспособностью в патронах малого (21-24 мм) или применения ВВ в патронах обычного (32-36 мм) диаметра, но малой (260-300 см<sup>3</sup>) работоспособности, а также комбинации двух первых способов. Благодаря увеличенному зазору между диаметром шпура и патроном ВВ снижается плотность заряжания и связанное с этим давление газа на стенки шпура. При контурном взрывании применяют три типа конструкций заряда – с радиальным, осевым и радиально-осевым зазором. Заряды с радиальным зазором применяют при использовании ВВ в патронах малого диаметра, с осевым – при использовании ВВ в патронах диаметром 32-36 мм; заряды с радиально-осевым зазором применяются в случаях, когда ВВ имеют большую работоспособность, но малый диаметр патрона. Применение контурного взрывания уменьшает глубину трещин в породном массиве в 4-7 раз, перебор породы – примерно в 3 раза и заметно снижает затраты на крепление 1 м выработок – в 1,5 раза.

В работах [1, 2] приводится зависимость расстояния между оконтуривающими шпурами в горизонтальных выработках от коэффициента крепости пород по шкале

проф. М.М. Протодяконова. Так, например, при  $f = 3$  это расстояние составляет 75 см, а при  $f = 10$  уменьшается до 45 см. В то же время в указанных работах отсутствуют данные о параметрах размещения оконтуривающих шпуров в породах с  $f > 10$ .

Воспользовавшись данными, приводимыми в [1, 2] можно установить зависимости параметров размещения шпуров от коэффициента крепости пород, экстраполировав их для условий с  $f = 10-20$  (рис. 1, табл. 1).

Полученные зависимости параметров размещения шпуров контурного и предконтурного ряда используем для определения зависимости скорости проходки выработки при контурном взрывании в крепких и весьма крепких породах. Исследуем зависимость скорости проходки выработки от крепости пород для различных условий (табл. 2) в выработках с площадью поперечного сечения 10 м<sup>2</sup> и 20 м<sup>2</sup>.

Применение контурного взрывания приводит к необходимости бурения дополнительного числа шпуров, что должно сказываться на темпах проходки выработки. Анализ результатов моделирования числа шпуров при обычном ( $N$ ) и контурном ( $N_k$ ) взрывании показал следующее (рис. 2). При абсолютном (и весьма значительном) возрастании числа шпуров с увеличением коэффициента крепости пород относительное их увеличение при контурном взрывании будет более высоким при меньших значениях  $f$ . Так, например, в выработке с  $S = 10$  м<sup>2</sup> относительное возрастание числа шпуров при контурном взрывании по сравнению с обычным при  $f = 10$  составит 1,27 раза, при  $f = 14$  – 1,24 раза, в то время как при  $f = 20$  оно уменьшится до 1,19 раза. В выработке с  $S = 20$  м<sup>2</sup> такое изменение, имея сходный характер, будет отличаться несколько меньшим уровнем: при  $f = 10$  оно составит 1,24 раза, при  $f = 14$  – 1,21 раза, в то время как при  $f = 20$  – уменьшится до 1,17 раза.

Зависимость параметров буровзрывных работ от коэффициента крепости пород

Оконтуривающие шпуры		Предконтурные шпуры	
расстояние между шпурами, $a_k$ , см	линия наименьшего сопротивления, $W_k$ , см	расстояние между шпурами, $a_{пк}$ , см	линия наименьшего сопротивления, $W_{пк}$ , см
логарифмическая $a_k = -24,179\text{Ln}(f) + 99,711$ при $R^2 = 0,9851$	степенная $W_k = 149,24 f^{-0,4308}$ , при $R^2 = 0,983$	логарифмическая $a_{пк} = -28,949\text{Ln}(f) + 119,54$ при $R^2 = 0,9692$	степенная $W_{пк} = 179,49 f^{-0,4286}$ , при $R^2 = 0,9889$

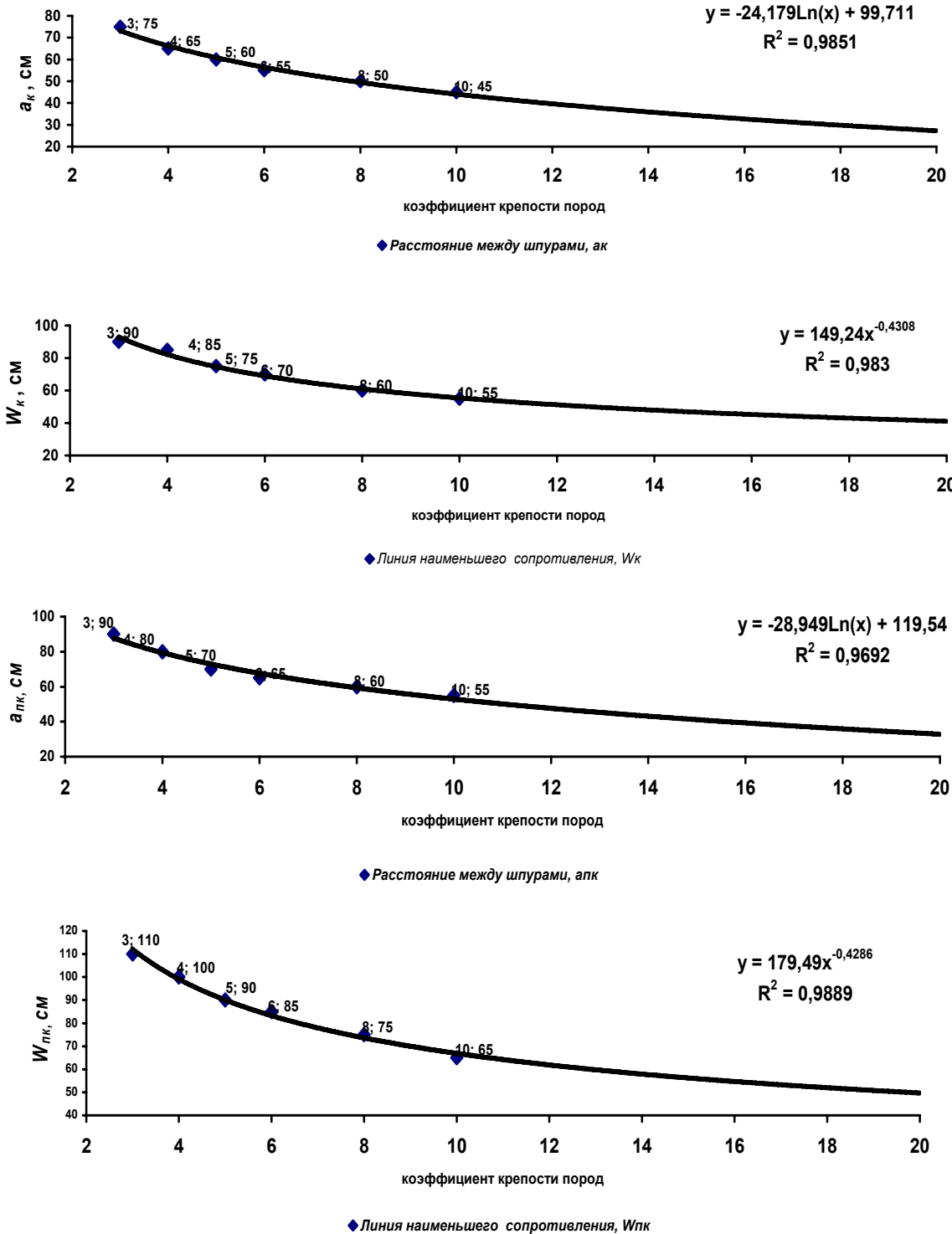


Рис. 1. Параметры размещения оконтуривающих и предконтурных шпуров

Варианты условий исследования

Варианты условий	Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup>	Вид взрывания	Производительность средств бурения
1	10	Обычное	Изменяется в соответствии с $f$
2		Контурное	Изменяется в соответствии с $f$
3		Контурное	Увеличена по сравнению с вариантом 2 в 2 раза
4	20	Обычное	Изменяется в соответствии с $f$
5		Контурное	Изменяется в соответствии с $f$
6		Контурное	Увеличена по сравнению с вариантом 5 в 2 раза

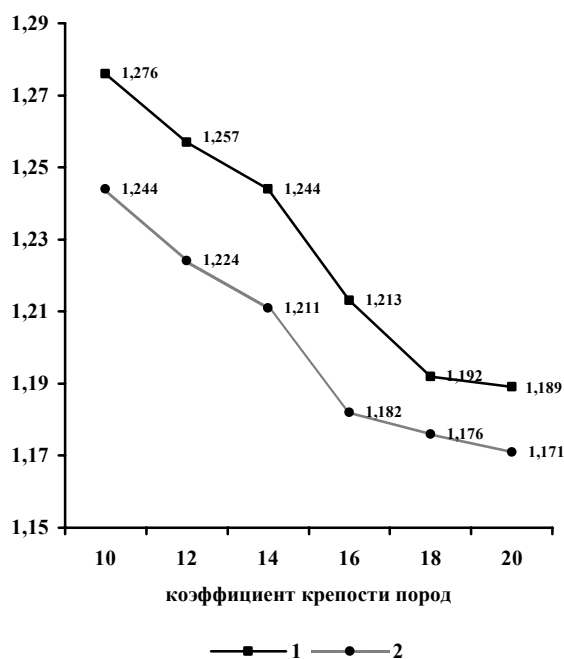


Рис. 2. Динамика  $N_k/N$  при изменении  $f$ :  
1 – при  $S = 10 \text{ м}^2$ ; 2 – при  $S = 20 \text{ м}^2$

В варианте условий 1, при применении обычного взрывания, и изменении  $f$  с 10 до 14 скорость проходки выработки снизится (рис. 3) с 77 до 50,16 м/мес. (на 34,8%). Дальнейшее изменение  $f$  до 20 приводит к снижению скорости проходки выработки до 29 м/мес. (в 2,66 раза по сравнению с  $f=10$ ).

При использовании контурного взрывания (вариант условий 2) необходимость в бурении дополнительного числа шпуров приводит к снижению в соответствующих случаях скорости проходки выработки. Так, при  $f=10$  она составит 67,8 м/мес. (меньше, чем при обычном взрывании в 1,14 раза). При  $f=20$  скорость снизится до 24,64 м/мес. (в 2,75 раза по сравнению с  $f=10$  и в 1,18 раза по сравнению с обычным взрыванием).

Представляет интерес исследование изменения скорости проходки выработки при контурном взрывании, но при увеличении в 2 раза (в соответствующих случаях) производительности средств бурения,

поскольку именно бурение оказывает наибольшее воздействие на темпы работ. В этом случае (вариант условий 3) будут иметь место следующие скорости проведения выработки (рис. 3, а): 63,4 м/мес. при  $f=10$  (0,82 к соответствующему уровню скорости при обычном взрывании); 49,2 м/мес. при  $f=14$  (уже 0,98); 41 м/мес. при  $f=20$ . При  $f=16$  происходит уравнивание скоростей – проходки с обычным и контурным взрыванием, но с удвоенной производительностью бурового оборудования.

В породах с  $f=20$  контурное взрывание с удвоенной производительностью бурового оборудования обеспечивает скорость проходки выработки уже в 1,41 выше обычного взрывания.

Рассмотрим аналогичным образом скорости проходки выработки при  $S = 20 \text{ м}^2$  (рис. 3, б). В этом случае при обычном взрывании (вариант условий 4) скорость проходки выработки изменяется от 51,2 м/мес. при  $f=10$  и 36,4 м/мес. при  $f=14$  до 22,3 м/мес. при  $f=20$ . Использование контурного взрывания (вариант условий 5) приводит к снижению темпов сооружения выработки в следующих пределах: при  $f=10$  до 46,8 м/мес. (в 1,1 раза), при  $f=14$  до 32,4 м/мес. (в 1,12 раза), и при  $f=20$  до 18 м/мес. (в 1,24 раза).

Более интенсивное снижение скорости проходки при контурном взрывании при больших значениях  $f$  можно объяснить не столько увеличением в этом случае числа шпуров (интенсивность прироста числа шпуров при высоких  $f$ , напротив, снижается), но усложнением условий их бурения.

Применение и в данном случае, по аналогии с выработкой меньшего сечения, сочетания контурного взрывания с удвоенной производительностью бурового оборудования (вариант условий 6) заметно повышает скорость проведения выработки – до 54,9 м/мес. при  $f=10$  (уже при таком значении  $f$  скорость будет превышать имевшую место в варианте при обычном взрывании, но стандартной производительности средств бурения) или 28,2 м/мес. при  $f=20$ .

Результаты исследований, на основании которых установлены зависимости скорости проходки выработок от коэффициента крепости пород по рассмотренным вариантам условий, сведены в табл. 3. Указанные зависимости с удовлетворительной точностью могут быть описаны линейными функциями.

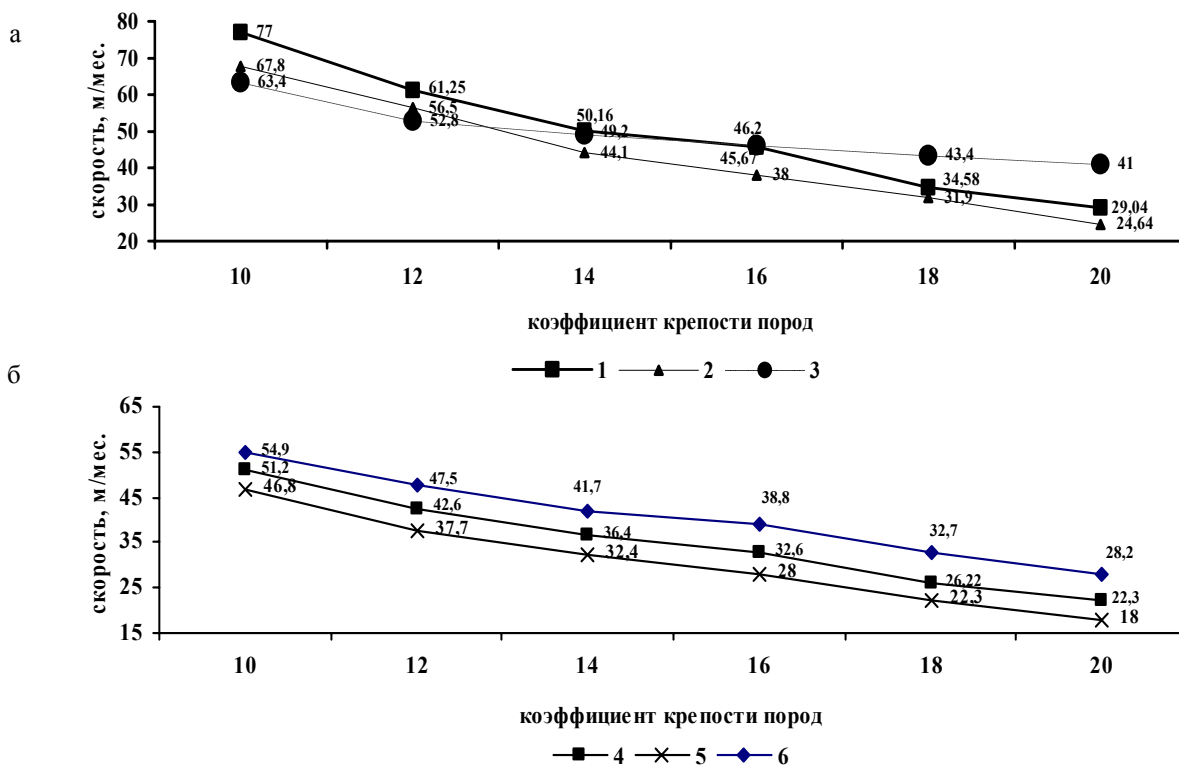


Рис. 3. Зависимость скорости проведения выработки от крепости пород по вариантам условий для выработки:  $S = 10 \text{ м}^2$  (а) и  $S = 20 \text{ м}^2$  (б)

Таблица 3

Зависимости скорости проходки выработки от крепости пород

Варианты условий	Функция	Вид зависимости	Коэффициент детерминации
1	$v = -9,2657f + 82,047$	линейный	$R^2 = 0,969$
2	$v = -8,4486f + 73,393$		$R^2 = 0,9761$
3	$v = -4,0914f + 63,653$		$R^2 = 0,9031$
4	$v = -5,6411f + 54,964$		$R^2 = 0,9839$
5	$v = -5,56f + 50,327$		$R^2 = 0,9835$
6	$v = -5,1657f + 58,713$		$R^2 = 0,9879$

Таким образом, исследования зависимости влияния контурного взрывания на скорость проходки выработок при различных условиях показали следующее: при использовании контурного взрывания возникает необходимость в бурении дополнительного числа шпуров, изменяемого для различных условий в пределах 19...28% для выработки с  $S = 10 \text{ м}^2$  или 17...24% для выработки с  $S = 20 \text{ м}^2$ , причем с увеличением  $f$  имеет место относительное сокращение прироста числа оконтуривающих шпуров; скорость проходки выработки с  $S = 10 \text{ м}^2$  при контурном взрывании снизится в 1,14 раза при  $f = 10$  и в 1,18 раза при  $f = 20$ ; для выработки с  $S = 20 \text{ м}^2$  указанные показатели составят соответственно 1,1 и 1,24 раза. Более интенсивное сокращение скорости проходки при повышении  $f$  можно объяснить снижением в этом случае производительности бурового оборудования. Удвоенная производительность средств бурения позволяет не только компенсировать снижение скорости при контурном взрывании, но и получить, при более высоких значениях  $f$  ее приращение.

Для выработки с  $S = 10 \text{ м}^2$  при использовании бурового оборудования с производительностью, увеличенной в два раза, скорость проходки при контурном взрывании при  $f = 14...16$  равна, а при  $f = 18...20$  превышает на 26...41% скорость проходки выработки обычным взрыванием; для выработки с  $S = 20 \text{ м}^2$  использование контурного взрывания с бурением шпуров более производительным оборудованием обеспечивает увеличение скорости проходки от 7% при  $f = 10$  до 26% при  $f = 20$ .

Список литературы

- Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очуров В.И. Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989. – 573 с.
- Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений. – М.: Недра, 1983. – 233 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 24.04.09

УДК 622.1:622.834.1

А.С. Кучин, И.Е. Балафин

## РАЗВИТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ И ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СДВИЖЕНИЙ НАД ДВИЖУЩИМСЯ ОЧИСТНЫМ ЗАБОЕМ

Розглянуто питання впливу послідовного відпрацювання запасів вугілля суміжними очисними виробками на положення точки з максимальним осіданням земної поверхні в умовах положистого залягання пластів у Львівсько-Волинському басейні та в Західному Донбасі.

Рассмотрены вопросы влияния последовательной отработки запасов угля смежными очистными выработками на положение точки с максимальным оседанием земной поверхности в условиях пологого залегания пластов во Львовско-Волинском бассейне и Западном Донбассе.

Questions of influence of consecutive working off of stocks of coal by adjacent clearing developments on position of a point with the maximum subsidence of a terrestrial surface in the conditions of flat залегання layers in the Lvovsko-Volynsk pool and to Traps Donbass are considered.

При подземной разработке угольных пластов в подрабатываемом массиве происходит перераспределение напряжений и, как следствие, возникают необратимые деформации слоев горных пород. Эти изменения интегрировано проявляются на земной поверхности в виде её оседаний, наклонов и искривления, горизонтального перемещения отдельных точек и растяжения или сжатия интервалов. Гражданские, промышленные и природные объекты, попавшие в зону влияния очистных работ, воспринимают деформации земной поверхности, что часто приводит к изменению режима их эксплуатации и даже к разрушению.

В зависимости от конструктивных особенностей и способности воспринимать различные виды деформаций основания подрабатываемые объекты в общем могут быть разделены на две группы. Для первой группы наиболее опасными являются вертикальные сдвиги и деформации. К таким объектам относятся водоемы, сооружения башенного типа, линии электропередач, самотечные коммуникации. Вторую группу поверхностных объектов, восприимчивых к воздействию горизонтальных деформаций, представляют жилые и производственные здания, автодороги, трубопроводы различного назначения, железные дороги, дамбы, мосты и др. Для некоторых из перечисленных объектов опасными являются оба вида сдвигов и деформаций.

Оценка возможных повреждений подрабатываемых объектов на угольных месторождениях Украины осуществляется на основании расчета ожидаемых сдвигов и деформаций земной поверхности, который выполняется по нормативной методике [1]. Достоинством этой методики является то, что расчеты выполняются с использованием типовых функций распределения сдвигов и деформаций, установленных в результате анализа многочисленных экспериментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности на угольных шахтах. Несмотря на универсальность, нормативная методика позволяет прогнозировать влияние очистных работ на земную поверхность исключительно в условиях закончившегося

процесса сдвижения. Для промежуточных стадий его развития расчетные формулы отсутствуют.

В мировой практике для прогнозирования сдвигов и деформаций поверхности широко используется метод С. Кнотте [2], основанный на функции единичного влияния. Он применяется в Англии, Польше, Германии, Китае и других странах. [3] и в отличие от метода типовых кривых [1] предусматривает расчет сдвигов и деформаций поверхности на любой стадии развития процесса сдвижения.

В основу приведенных выше и других известных методов расчета положено установленное С.Г. Авершиным соотношение между величинами вертикальных ( $\eta$ ) и горизонтальных ( $\xi$ ) сдвигов [4]

$$\xi = -K(y) \frac{d\eta}{dx},$$

где  $K$  – коэффициент пропорциональности, не зависящий от координаты  $x$  и характеризующий распределительную способность массива горных пород (в современной маркшейдерской практике в качестве коэффициента  $K$  принята величина относительного горизонтального сдвижения, изменяющаяся в пределах от 0,3 до 0,4).

В соответствии с [1-4] характер распределения вертикальных сдвигов и деформаций в полумульдах соответствует распределению горизонтальных сдвигов и деформаций. Из этого следует, что типовые кривые наклонов и горизонтальных сдвигов земной поверхности пропорционально одинаковы, а характерные точки их графиков совпадают. Такое утверждение справедливо и относительно распределения кривизны поверхности и горизонтальных деформаций.

Экспериментальные маркшейдерские наблюдения за сдвижением земной поверхности на угольных шахтах Западного Донбасса показывают, что приведенные выше соотношения не имеют места в реальных условиях. Покажем это на примере данных, полученных на наблюдательной станции шахты «Степная» (рис. 1).

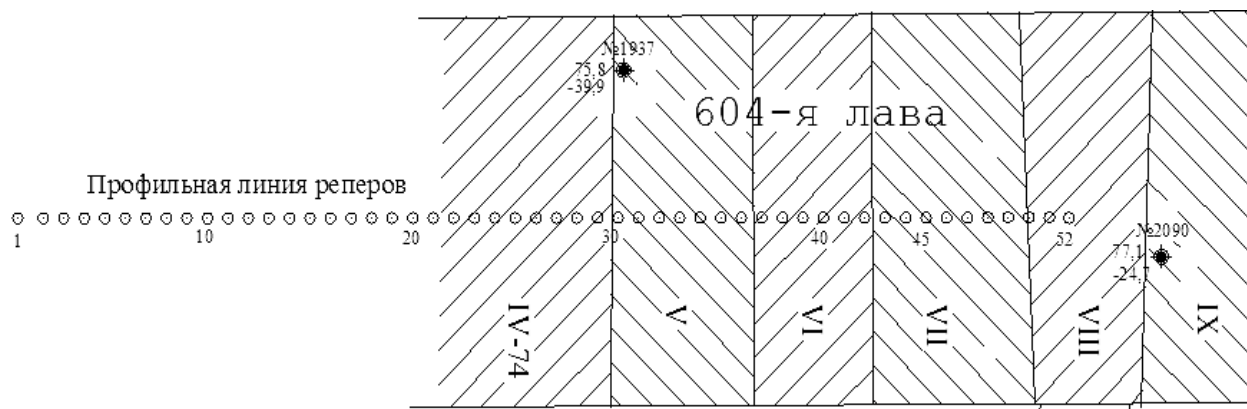


Рис. 1. План наблюдательной станции шахты “Стенная”

Профильная линия реперов расположена над разрезной печью в зоне формирования мульды сдвижения. Реперы заложены на расстоянии 10 м друг от друга. Горные работы в 604-й лаве велись равномерно без остановок с полным обрушением кровли. Горно-геологические условия подработки станции характеризуется следующими показателями:

- глубина подработки – 120 м;
- мощность пласта – 0,9 м;
- мощность наносов – 50 м;
- полная подработка по обоим направлениям.

Всего на станции выполнено 44 серии инструментальных наблюдений, в ходе которых установлены величины сдвижений и деформаций земной поверхности над движущимся очистным забоем. На рис. 2 показаны графики наклонов по профильной линии реперов наблюдательной станции.

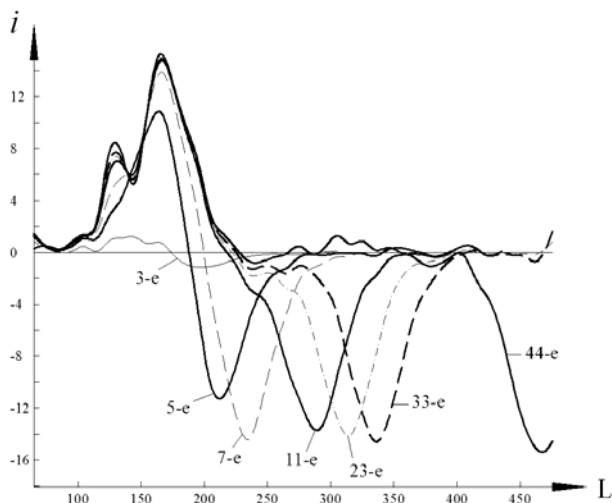


Рис. 2. Графики распределения наклонов

На момент, когда забой лавы отделился от разрезной печи на расстояние 170 м (кривая 23-го наблюдения на рис. 2), процесс формирования мульды практически закончился, и в ней образовались условия, соответствующие полной подработке земной поверхности. Об этом свидетельствуют следующие факты (рис. 2):

- постоянство положения точки максимума положительных наклонов;
- постоянство положения точки смены знака наклонов;
- неизменное значение максимальных отрицательных наклонов и их перемещение синхронно с забоем лавы.

Текущее значение этих параметров с момента начала процесса сдвижения земной поверхности до момента достижения полной подработки (23-е наблюдение) постоянно изменялось, что соответствует периоду формирования полумульды над разрезной печью. При дальнейшем развитии очистных работ (24-е и последующие наблюдения) положительная и отрицательная части графика наклонов разделяются с образованием пологого участка, соответствующего плоскому дну мульды, где значения наклонов близки к нулю. Графики наклонов в полумульдах над разрезной печью и над движущимся забоем симметричны, а максимальные положительные и отрицательные наклоны одинаковы по величине.

Рассмотрим графики горизонтальных сдвижений земной поверхности по результатам тех же серий инструментальных наблюдений (рис. 3).

Анализ графиков горизонтальных сдвижений над движущимся очистным забоем указывает на отличия аналогичных графиков наклонов поверхности. Эти отличия заключаются в следующем:

- положение точки, в которой горизонтальные сдвижения изменяют знак, не остается постоянным и изменяется в мульде даже при условии полной подработки земной поверхности;
- распределения положительных и отрицательных горизонтальных сдвижений несимметричны;
- над разрезной печью положение точек, в которых наклоны и горизонтальные сдвижения достигают максимальных величин, не совпадает; при достижении полной подработки точка с максимальным наклоном находится над массивом на расстоянии 33 м от разрезной печи, а с максимальным горизонтальным сдвижением – 15 м.

Следует отметить, что при полной подработке земной поверхности на графиках горизонтальных сдвижений полумульды над разрезной печью и над



движущимся очистным забоем разделены участком, на котором сдвигения отличаются от нуля, но практически постоянны. Направление горизонтальных сдвижений на данном участке совпадает с направлением движения очистного забоя.

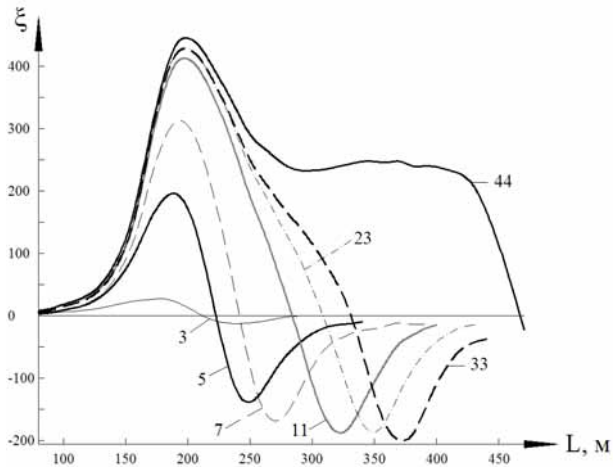


Рис. 3. График распределения горизонтальных сдвижений

Для обоих анализируемых графиков наиболее характерным и четко определяемым является положение точки смены знака наклонов и горизонтальных сдвижений. На рис. 4 представлен график изменения положения этой точки в зависимости от размера очистной выработки ( $D$ ) в направлении движения очистного забоя. Положение рассматриваемых точек фиксировалось от первого репера профильной линии (рис. 1).

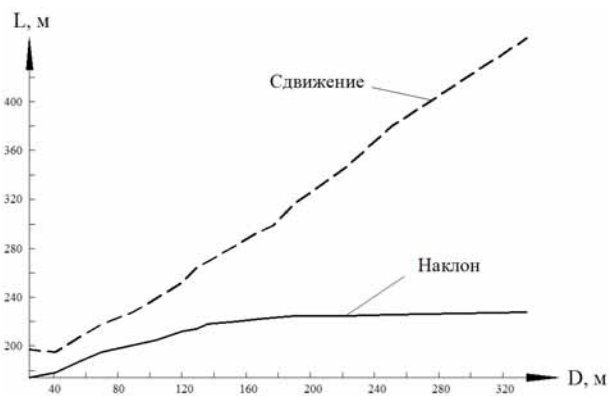


Рис. 4. График изменения положения точки смены знака сдвижений при удалении очистного забоя от разрезной печи

График на рис. 4 наглядно иллюстрирует различие характера развития вертикальных деформаций и горизонтальных сдвижений в сечении, параллельном движению очистного забоя. Из этого следует, что ис-

пользование одинаковых функций распределения горизонтальных сдвижений и наклонов для прогноза влияния очистных работ на земную поверхность [1, 4] не имеет надежного обоснования. Этот вывод однозначно относится к условиям Западного Донбасса и требует проверки для условий других регионов.

Причиной отличия в распределениях наклонов и горизонтальных сдвижений в мульде является различная природа их возникновения. Известно, что причиной проявления на земной поверхности вертикальных сдвижений является образование в массиве полостей, суммарная мощность которых близка вынимаемой мощности пласта. Установлено, что этот показатель определяет максимальное оседание поверхности. Традиционно считается, что горизонтальные сдвижения пропорциональны вертикальным и, следовательно, зависят от мощности пласта [1-4]. Приведенный выше анализ указывает на наличие других факторов, влияющих на образование горизонтальных сдвижений. На наш взгляд, к таким факторам относится направление движения очистного забоя и связанное с ним последовательное, поступательное обрушение кровли в лаве.

Приведенные результаты анализа распределения вертикальных деформаций и горизонтальных сдвижений в мульде служат основанием для проведения дальнейших исследований развития процесса сдвижения с целью установления объективных закономерностей влияния очистных работ на земную поверхность, что в свою очередь обеспечит разработку более надежных мер охраны подрабатываемых объектов.

### Список литературы

1. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Видання офіційне // Галузевий стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с.
2. Вопросы расчета сдвижений поверхности под влиянием горных разработок / Будрык В., Литвиншин Е., Кнотте С., Салустович А.; Пер. с польск. под ред. С.Г. Авершина. – М.: Углетехиздат, 1956. – 64 с.
3. Кратч Г. Сдвигение горных пород и защита подрабатываемых сооружений; Пер. с нем. под ред. Р.А. Муллера и И.А. Петухова. – М.: Недра, 1978. – 494 с.
4. Авершин С.Г. Сдвигение горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947. – 245 с.
5. Кучин А.С., Пиньковский Г.С. Влияние направления отработки очистной выработки на характер распределения деформаций земной поверхности // Тр. междунар. научн.-техн. конф. «Геоинформатика, геодезия, маркшейдерия». – Донецк: ДНТУ, 2003. – С. 90-96.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.М. Роєнком 19.05.09

## **ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ НЕОДНОРІДНОСТІ ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ҐРУНТІВ СЛАБКОЇ ОСНОВИ НА СТІЙКІСТЬ ЗОВНІШНІХ ВІДВАЛІВ**

Наведено результати імітаційного моделювання мінливості та неоднорідності фізико-механічних властивостей гірських порід та гірської маси на прикладі системи «відвал – основа» для прогнозування і розрахунку стійкості зовнішніх відвалів на слабкій основі великої потужності, що сприяє вибору оптимальних технологічних рішень при формуванні відвалів та їх проектуванні.

Приведены результаты имитационного моделирования изменчивости и неоднородности физико-механических свойств горных пород и горной массы на примере системы «отвал – основание» для прогнозирования и расчета стойкости внешних отвалов на слабом основании большой мощности, что способствует выбору оптимальных технологических решений при формировании отвалов и их проектировании.

The results of imitation design of changeability and heterogeneity of physical-mechanical virtues of mountain rocks and mountain mass on the example of the system are resulted «dump is basis» for prognostication and computation of firmness of external dumps on weak basis of large thicknesses, that is instrumental in the choice of optimum technological decisions at forming of dumps and their planning.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями.** Сучасна динаміка гірничо-геологічних умов розробки зовнішнього відвалоутворення обумовлює зміни фізико-механічних властивостей гірських порід у часі, які є одним з факторів впливу на стійкість цих гірничотехнічних утворень. У науково-технічних джерелах інформації наведено чисельні дані про те, що довгострокова розробка родовищ корисних копалин порушує існуючі умови рівноваги в надрах, змінює напружено-деформований стан гірських порід та їх фізико-механічні властивості. Але на практиці доводиться мати справу з дефіцитом якісної вихідної геолого-маркшейдерської інформації про фізико-механічні властивості гірських порід. Це обумовлено обмеженою кількістю спостережень (свердловин випробувань), похибками вимірювань, і завжди лише наближеним характером наших фізичних уявлень про процеси, які відбуваються у реальній ситуації. Внаслідок цього існуючі методи розрахунків та прогнозу стійкості відвалів слабо орієнтовані на комплексний підхід, при якому враховується багатofакторність процесу відвалоутворення, імовірнісний характер вихідної геолого-маркшейдерської інформації, і тому не забезпечують повну безпеку і безаварійність процесу відвалоутворення. Сучасний рівень розвитку гірничого виробництва та інтенсивна зміна інженерно-геологічних, гідрогеологічних, гірничотехнічних умов, їхня різноманітність визначають відповідні вимоги до оцінки стійкості. Використання сучасних комп'ютерних технологій і методів моделювання дозволяє уникнути зазначених труднощів, тому дослідження, спрямовані на розроблення нових оперативних методів оцінки стійкості зовнішніх відвалів, є актуальними і дозволяють підвищити ефективність і безпеку відвалоутворення.

**Аналіз досліджень і публікацій.** У методології вирішення гірничотехнічних завдань можна умовно виділити два основних напрями досліджень: теоретичне та експериментальне. Як відомо, при вирішенні завдань стійкості гірських і техногенних масивів традиційно перевага віддається експериментальним методам. Однак можливості сучасної комп'ютерної техніки дозволяють ефективно використовувати інші методи. Так, комп'ютерні технології в гірництві – відносно нова область знань, яка об'єднує фундаментальні гірничі науки і нові напрями – інформаційні [1]. Наукові дослідження в галузі моделювання дозволили накопичити суттєвий вітчизняний досвід. Значний внесок у вирішення цієї проблеми внесли В.Ф. Бизов, В.О. Завсєгдашний, О.С. Зеленський, В.М. Коробко, С.З. Поліщук та ін.

Аналіз наукової літератури, присвяченої методам оцінки стійкості відвалів, показав, що сьогодні більшість з тих, які використовуються на практиці, можна охарактеризувати, в тій чи іншій мірі, як об'єктивні. Але ні один з методів не може врахувати всю різноманітність факторів впливу на стійкість. Усі методи використовують середньостатистичну маркшейдерсько-геологічну вихідну інформацію, яка має слабо формалізований описовий характер, а тому часто неможливо знайти точну математичну залежність або рішення.

Незважаючи на загальний методологічний підхід щодо питання стійкості породних укосів, геомеханіка техногенних масивів, до яких належать відвали різного призначення, має свою специфіку. По-перше, відвали є динамічними системами, які змінюють свої геометричні параметри й літологічний склад гірських порід у просторі та часі. По-друге, розкриті породи, які складають тіло відвалу, мають порушену структуру, на відміну від бортів кар'єрів і породних укосів, у яких гірські породи знаходяться в стані природного залягання.

Багато показників родовищ у принципі не можуть бути визначені чітко через свою природу. Наприклад, фізико-механічні властивості ґрунтів основи відвалів мають чітко виражену реологічну залежність [2, 3].

Враховуючи ці обставини та багатofакторність процесів відвалоутворення, нами було прийнято рішення скористатись найбільш сучасними й адекватними щодо об'єкта дослідження методами.

**Постановка завдання.** Метою роботи є дослідження фізичної сутності геодинамічних процесів, які відбуваються при формуванні зовнішніх відвалів на слабкій основі великої потужності і встановлення закономірностей зміни їх стійкості від випадкового характеру мінливості та неоднорідності фізико-механічних властивостей ґрунтів основи за допомогою імітаційного моделювання [4].

**Викладення матеріалу та результати.** Коефіцієнт запасу стійкості ( $K_{ст}$ ) є поки єдиним із загальноприйнятих кількісних показників, що визначає ступінь стійкості гірських масивів і можливість їх деформування. Якщо проаналізувати формулу, за якою обчислюється  $K_{ст}$ , і величини, які до неї входять, то можна виділити дві групи факторів: 1 – фактори, що впливають на величину утримуючих сил (чисельник  $K_{ст}$ ); 2 – фактори, які впливають на величини зсувних сил (знаменник  $K_{ст}$ ). Можна спрогнозувати й кількісно оцінити вплив додаткових умов і зміну параметрів, які визначають величину коефіцієнта запасу стійкості ( $K_{ст}$ ) та його зміну. До них належать: наявність, потужність і розташування водоносних горизонтів, зміни величини порового й гідростатичного тиску, неоднорідність фізико-механічних властивостей розкривних порід і ґрунтів основи. Усі ці параметри розглядаються нами як випадкові величини, що не дозволяє з точністю до одиниці передбачити вплив того або іншого фактора у майбутньому. Названі параметри складають необхідний комплекс вихідних даних для розрахунків стійкості зовнішніх відвалів і прогнозування стійкого стану в процесі відвалоутворення.

Для виявлення кількісних зв'язків між встановленими факторами і стійкістю відвалів були проведені до-

слідження на імітаційній моделі «відвал – основа», метою яких є встановлення закономірностей зміни стійкості відвалів від фізико-механічних властивостей ґрунтів основи, її потужності, літологічного складу та рівня обводненості при різних умовах формування відвалів.

Аналіз умов зовнішнього відвалоутворення, схем деформування та методів розрахунків відвалів показав доцільність використання інженерно-геологічної схеми на слабкій основі великої потужності, яка враховує утворення валу випинання порід основи перед відвалом.

Потенційна поверхня сповзання в бортах відвалів має складну форму й описується кривими другого порядку, сплайнами, а на певних ділянках – кусково-лінійними функціями. Вибір тієї чи іншої форми поверхні сповзання зумовлюється урахуванням неоднорідності фізико-механічних властивостей розкривних порід і ґрунтів основи, що дозволяє найточніше визначити положення найбільш слабкої поверхні сповзання, якій відповідає  $K_{ст}$ .

У зв'язку з тим, що імітація спирається на реальні характеристики процесу відвалоутворення, використовуються наступні вихідні дані для визначення коефіцієнта запасу стійкості: 1) геометричні параметри відвалу:  $n$  – кількість ярусів відвалу,  $n = 3$ ;  $h_i$  – висота  $i$ -го ярусу,  $h_i = 10-20$  м;  $\alpha_{np}$  – кут природного укосу  $i$ -го ярусу, град;  $B_i$  – ширина між'ярусних берм,  $B_i = 10-60$  м; 2) геометричні параметри основи відвалу:  $l_i$  – кількість літологічних шарів основи,  $l_i = 1-5$ ;  $m_j$  – потужність слабких (водонасичених) шарів порід в основі,  $m_j = 5-20$  м; 3) фізико-механічні властивості порід відвалу й ґрунтів основи; 4) рівень ґрунтових вод водоносних горизонтів.

Варіюваними параметрами під час дослідження були фізико-механічні властивості порід відвалу в межах одного ярусу й ґрунтів основи в межах одного літологічного шару (табл. 1). Кожний з ярусів відсипається одним типом розкривних порід.

Таблиця 1

Фізико-механічні характеристики розкривних порід та ґрунтів в основі зовнішніх відвалів

Тип розкривних порід	Кут природного нахилу, град			Щільність, $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>			Кут внутрішнього тертя, $\rho$ , град			Зчеплення, $c$ , МПа		
	min	сер.	max	min	сер.	max	min	сер.	max	min	сер.	max
I (скельні)	26	32	38	1900	2100	2300	18	27	36	0,040	0,063	0,086
II (пухкі), глина	22	26	30	1700	1850	2000	3	9,5	16	0,020	0,024	0,028
II (пухкі, сипкі), пісок	28	31	34	1800	1900	2000	12	21	30	0,040	0,025	0,010
IV (змішані)	32	33	36	1500	2000	2500	7	21	35	0,045	0,062	0,080
Слабка					1600	1800	2000	6	9	12	0,020	0,035
Слабка водонасичена					1000	1250	1500	3	7,5	12	0,010	0,020
Тверда					1900	2300	2700	15	25	35	0,045	0,062

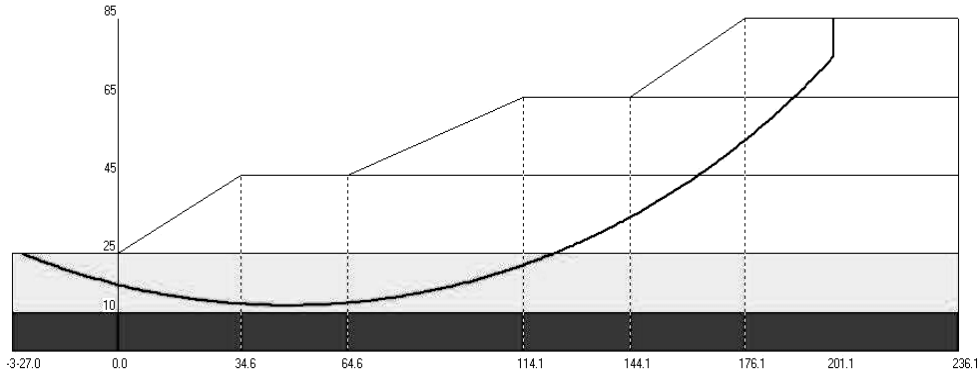


Рис. 1. Геометрична модель для імітації системи «відвал – основа»

Для дослідження обрано схему триярусного відвалу неоднорідних порід, геометричну модель якого наведено на рис. 1.

Кожний з ярусів відсипається одним типом порід. Обрані наступні варіанти поярусної відсипки розкритих порід у відвалі:

- варіант 1: «скельна маса – змішані породи (у різних пропорціях) – скельна маса»;
- варіант 2: «скельна маса – глинисті (пухкі) породи – скельна маса»;
- варіант 3: «змішані породи – глинисті (пухкі) породи – скельна маса»;
- варіант 4: «глинисті (пухкі) породи – піщані – глинисті (пухкі) породи».

На рис. 2, 3 відповідно наведені приклади введення значень фізико-механічних властивостей порід відвалу й основи. Межі інтервалів задаються мінімальними й максимальними значеннями для зчеплення ( $c_{min}$ ,  $c_{max}$ ), для густини ( $\gamma_{min}$ ,  $\gamma_{max}$ ) і кута внутрішнього тертя ( $\rho_{min}$ ,  $\rho_{max}$ ). Також до параметрів, що визначають хід імітаційного експерименту належать закони розподілу фізико-механічних властивостей порід відвалу та його основи, форма кривої сковзання (коло, парабола, еліпс, кусково-лінійна, сплайн), межі зміни ширини призми можливого зсуву –  $a$ , випору –  $d$ , початкова кількість варіантів генерації множин  $S^{відв}$  і  $S^{ос}$  –  $N_0$ , а також похибка обчислень –  $\varepsilon$ .

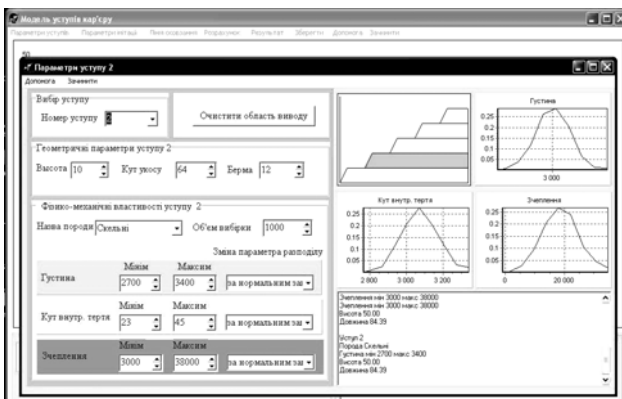


Рис. 2. Вікно введення параметрів уступів відвалу та фізико-механічних властивостей порід

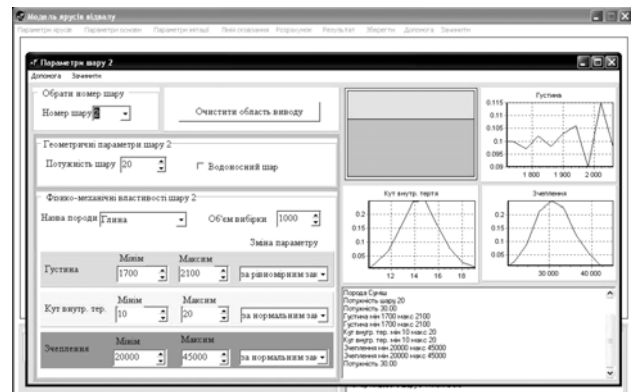


Рис. 3. Вікно введення параметрів основи відвалу та фізико-механічних властивостей порід

Для встановлення закономірностей зміни від  $K_{ст}$  фізико-механічних властивостей ґрунтів основи та її потужності застосовувались дві розрахункові схеми відсипання відвалів: на слабку основу змінної потужності та на слабку основу відвалу, в якій є шари обводнених порід змінної потужності. Геометричні параметри моделі «відвал-основа» були незмінними. Варіювалась потужність слабкої основи – від 5 до 30 м з кроком  $\Delta m = 5$  м.

Як бачимо, характер залежностей  $K_{ст}$  від потужності слабкого шару та потужності обводнених порід в основі відвалу  $K_{ст} = f(m)$ , який наведено на рис. 4, практично однаковий для усіх варіантів відсипки. Функції, що мають вигляд нелінійних, були б абсолютно ідентичні, якби параметри відповідних прошарків порід основи не були скориговані на їхню водонасиченість. Виявлені закономірності пов'язані з мінливістю фізико-механічних властивостей порід основи на глибині від підшови відвалу 5-15 м. Характер установлених залежностей показує, що  $K_{ст}$  має чітку тенденцію до зниження при зростанні потужності слабкого шару з 5 до 15 м для усіх варіантів відсипання за винятком скельних порід. Розміщення водонасичених порід під підшовою відвалу до глибини 15 м (10-25% загальної висоти відвалу) у запропонованих варіантах підвищує ймовірність виникнення зсувних явищ.

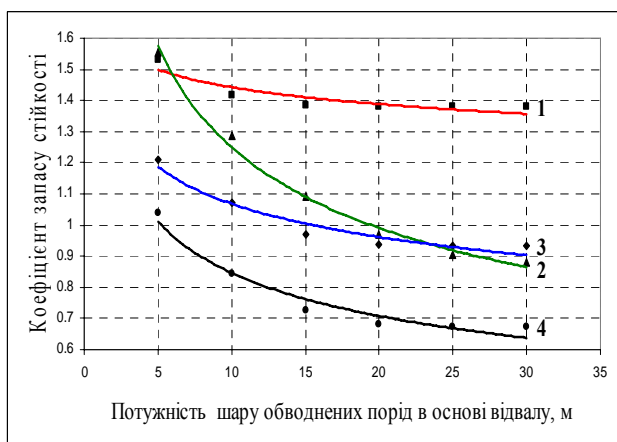
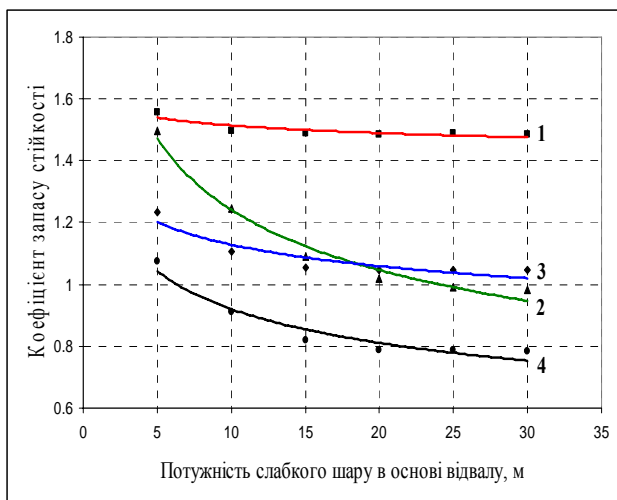


Рис. 4. Залежність  $K_{ст}$  від: а – потужності слабого шару в основі відвалу; б – потужності обводнених порід в основі відвалу. Умовні позначення поярусного складу розкривних порід: 1 (■) – «скельна маса – змішані породи (у різних пропорціях) – скельна маса»; 2 (▲) – «скельна маса – глинисті (пухкі) породи – скельна маса»; 3 (◆) – «змішані породи – глинисті (пухкі) породи – скельна маса»; 4 (●) – «глинисті (пухкі) породи – піщані – глинисті (пухкі) породи»

Встановлені залежності показали необхідність урахування при розрахунках стійкості як зовнішніх, так і внутрішніх насипних утворень при розробці корисних копалин глибокими кар'єрами неоднорідність фізико-механічних властивостей гірських порід як у відвалі, так і в його основі.

Результати виконаних авторами досліджень на імітаційній моделі «відвал-основа» свідчать, що значення й характер зміни  $K_{ст}$  залежать від того, наскільки відрізняються параметри фізико-механічних властивостей гірських порід, розподілених у просторі випадковим чином.

Отже, за результатами імітаційного експерименту маємо вибірку випадкових значень  $K_{ст}$  об'ємом  $N$ . Далі здійснюється статистична обробка вибірки з отриманням основних числових характеристик вибірки: середнє, дисперсія, середнє квадратичне відхилення,

медіана, мода, коефіцієнт варіації, а також емпіричний розподіл у вигляді гістограми.

На прикладі відвалу з поярусним складом порід «скельна маса – змішані породи – глинисті породи» показано порівняння розподілу  $K_{ст}$  для слабкої основи різної потужності та шарів обводнених порід, які мають різну глибину залягання (рис. 5).

Аналіз розподілень свідчить про те, що зі збільшенням глибини, потужності слабого і водонасиченого шару порід у основі відвалу змінюються як форма розподілення ймовірностей  $K_{ст}$ , так і числові характеристики: середнє, дисперсія, середнє квадратичне відхилення, медіана, мода і т.ін. Це свідчить про те, що урахування розкиду фізико-механічних властивостей ґрунтів основи та впливу обводненості порід впливає на динаміку зміни і  $K_{ст}$  дозволяє зробити висновок, що імовірнісний підхід з численною реалізацією за стандартною методикою у порівнянні з детермінованими інженерними методами розрахунку забезпечує більш точну і науково обґрунтовану оцінку стійкості.

Отримані гістограми за необхідності можна апроксимувати відомими законами розподілення (нормальний, логнормальний та ін.). Їх можна використовувати для оперативної та прогнозувальної оцінки стійкості.

Аналіз гістограм показав, що після глибини 20 м форма і значення числових характеристик практично не змінюються. Це дозволяє зробити висновок, що при обраному конкретному варіанті відсіпання відвалу, до 20-25 м необхідно враховувати реальний літологічний склад ґрунтів основи, її наводненість. Для кожного іншого варіанта відсіпання порід у відвали ця межа – індивідуальна і залежить від глибини заглиблення потенційної поверхні сповзання у основу відвалу.

### Висновки і напрям подальших досліджень

За допомогою розробленої та поданої в даній статті імітаційної моделі «відвал – основа» методом чисельного моделювання встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості  $K_{ст}$  нелінійно знижується при заглибленні поверхні сковзання на глибину 15-20 м у слабкий шар основи відвалу.

При подальшому збільшенні потужності слабої основи й урахуванні її геолого-літологічного складу мінімальне значення  $K_{ст}$  змінюється в межах 1-3%. Розроблена імітаційна модель системи «відвал-основа» може бути використана для розрахунку і прогнозування стійкості зовнішніх відвалів при різних гірничо-геологічних умовах відвалоутворення, що сприяє вибору оптимальних технологічних рішень при формуванні відвалів та їх проектуванні.

Результати наведених досліджень можуть бути використані як при проектуванні відкритих розробок родовищ залізних руд, так і кольорових металів, покладів вугілля, будівельних гірських порід та інших корисних копалин, але за конкретних умов вони мають бути адаптованими до них відповідним чином за рахунок передбачених моделями можливостей.

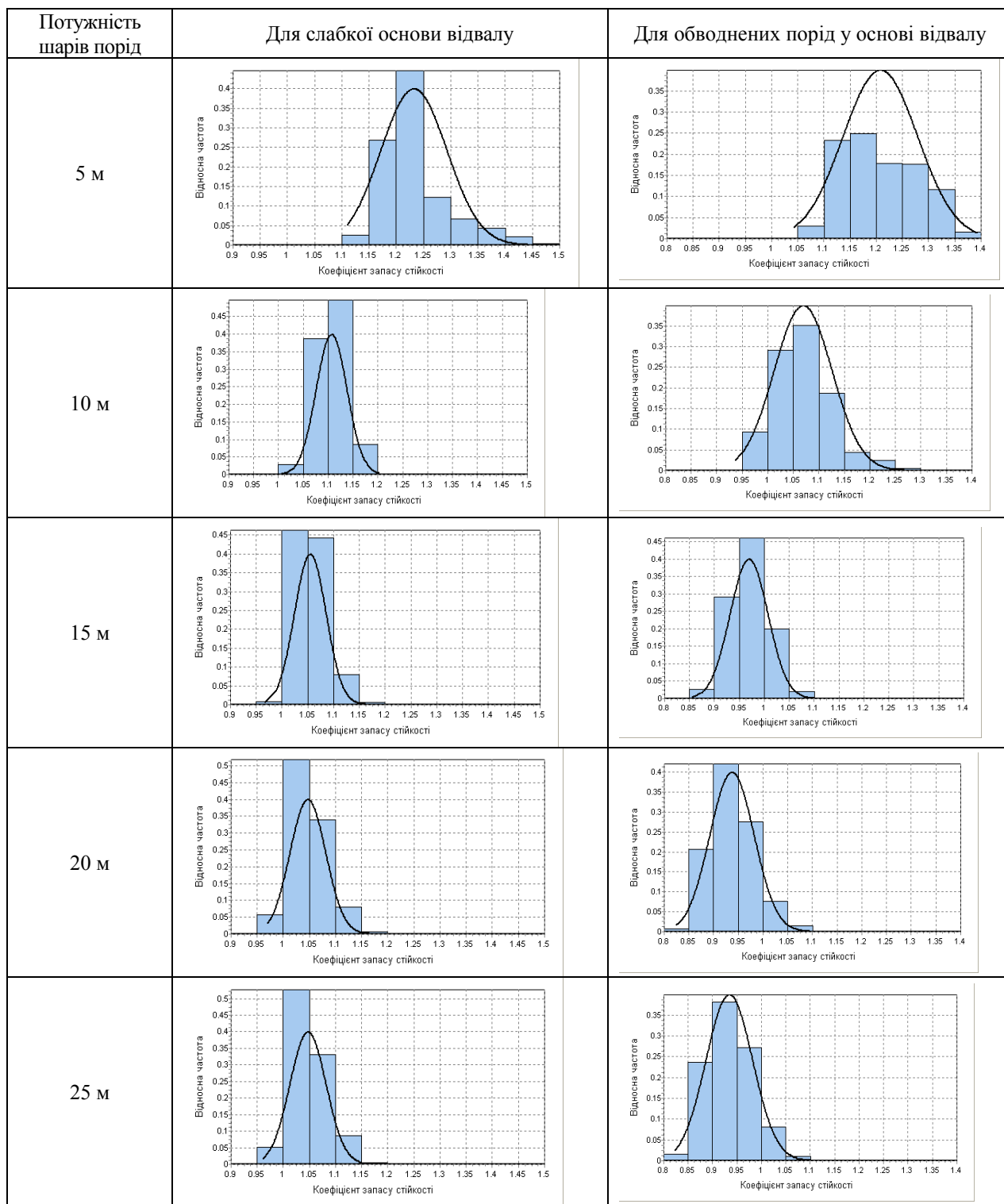


Рис. 5. Гістограми розподілу  $K_{cm}$  при різній обводненості основи відвалу

**Список літератури**

1. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. – М.: Изд-во Московского государственного горного ун-та, 2003. – 473 с.  
 2. Гальперин А.М., Шафаренко Е.М. Реологические расчеты горнотехнических сооружений. – М.: Недра, 1977. – 246 с.

3. Эренбергер В., Файкош А. Решение горных ситуаций методами моделирования: Пер. с чешского. – М.: Недра, 1988. – 133 с.  
 4. Завсегдашний В.О., Максимов О.В., Ткаченко Г.І. Імітаційне моделювання: Навч. посібник. – Кривий Ріг: Видавничий дім, 2004. – 166 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Перегудовим 02.06.09

УДК 622.271.451.4

А.Д. Черных, С.В. Гирин, С.А. Жуков, И.В. Гирин

## РАЗВИТИЕ МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ УГЛОВ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО ЯРУСА

Досліджено закономірності формування напруженого стану бортів глибоких кар'єрів. Порівняння кутів стійкості і погашення бортів кар'єру показує, що існує практична можливість збільшення кутів укосів бортів кар'єру на  $11^\circ$ .

Исследованы закономерности формирования напряженного состояния бортов глубоких карьеров. Сравнение углов устойчивости и погашения бортов карьера показывает, что существует практическая возможность увеличения углов откосов бортов карьера на  $11^\circ$ .

Conformities to the law of forming of the tense state of deep quarries sides are explored. Comparison of corners of stability and redemption of sides of quarry shows, there is practical possibility of increase of corners of slopes of sides of quarry on  $11^\circ$ .

Проблема определения устойчивых углов откосов бортов глубоких карьеров приобретает все большую актуальность в связи с изменением подходов к разработке рудных месторождений.

Изучению данной проблемы посвящено множество исследований [1-3], однако большинство из них рассматривают только открытые горные работы, тогда как обозначенные вопросы для открыто-подземных технологий остаются малоизученными.

Целью изложенных в данной статье исследований является определение предельной устойчивости откосов открыто-подземного яруса при комбинированной геотехнологии.

Для определения предельной устойчивости откосов открыто-подземного яруса были использованы различные методы. На основе апробации расчетных формул для слоистых руд сделаны следующие выводы. Если угол падения рудных слоев  $\varphi_p \geq 45^\circ$ , то угол откоса открыто-подземного яруса должен быть равным  $\varphi_p$ . Это условие приемлемо для лежащего бока залежи.

В этом случае

$$h_{\text{ОПЯ}} = H_{90} \left( \frac{1}{1 - \text{ctg } \alpha_y \cdot \text{tg } \varphi_p} \right),$$

где  $h_{\text{ОПЯ}}$  – глубина открыто-подземного яруса, м;  $\alpha_y$  – угол устойчивого откоса открыто-подземного яруса, град;  $\varphi_p$  – угол сдвига по контактам рудных слоев, град;  $H_{90}$  – высота вертикальной трещины отрыва, м.

Значение  $\varphi_p$  определяется по формуле

$$\varphi_p = \arctg \left( \text{tg } \rho + \frac{K_p}{\sigma_n} \right),$$

где  $\rho$  – угол внутреннего трения по наслоению, град;  $K_p$  – величина сцепления по наслоению, МПа;  $\sigma_n$  – нормальное напряжение по контакту, МПа.

Со стороны висячего бока залежи при подсечке рудных контактов, т. е.  $\alpha_y > \alpha_B$ , высота откоса открыто-подземного яруса

$$h_{\text{ОПЯ}} = \frac{2K_p \sin \alpha_y \cos \rho}{\gamma \sin(\alpha_y - \beta) \sin(\beta - \rho')},$$

где  $\gamma$  – плотность руд, т/м<sup>3</sup>;  $\rho'$  – угол внутреннего трения по скальным вмещающим породам, град;  $\beta$  – преобладающий угол падения рудных слоев, град;  $\alpha_B$  – угол висячего бока залежи, град.

Для условий отработки железистых кварцитов Кривбасса и КМА наиболее достоверной методикой для расчета углов устойчивых откосов открыто-подземного яруса является методика Черных А.Д., основанная на использовании показателя сдвигаемости  $R_c$  (показатель Куликова В.В.). Преимущество данного показателя состоит в том, что он учитывает весь комплекс физико-механических свойств руд и пород непосредственно в промышленных условиях действующих карьеров – влагоемкость, трещиноватость, действие взрывных работ и атмосферных осадков, длительность стояния нерабочих бортов и т. п. На основе многочисленных лабораторных, экспериментальных и промышленных исследований получена корреляционная зависимость между показателем  $R_c$ , измеряемом в метрах, и коэффициентом крепости кварцитов  $f$ :

$$R_c = 11,28f.$$

Основываясь на данном показателе устойчивости, была выведена эмпирическая зависимость для определения в метрах предельной глубины открыто-подземного яруса при открыто-подземной разработке железистых кварцитов:

$$h_{\text{ОПЯ}} = \sqrt{0,46R_c \cdot \text{Ш}_3},$$

где  $\text{Ш}_3$  – средняя ширина залежи, м.

*Пример.* Определить предельную глубину открыто-подземного яруса при открыто-подземной разработке залежи шириной 200 м с коэффициентом крепости кварцитов 17.

Показатель устойчивости  $R_n = 11,28 \cdot 17 = 191$  м, тогда предельная глубина открыто-подземного яруса

$$h_{\text{ОПЯ}} = \sqrt{0,46 \cdot 191 \cdot 200} = 132 \text{ м.}$$

На основе приведенных зависимостей выведены эмпирические формулы для определения углов устойчивых откосов открыто-подземного яруса при их симметричном расположении и различной крепости обрабатываемых руд:

$$\begin{aligned} \alpha_y &= \text{ctg}(0,00301 h_{\text{ОПЯ}}) \text{ при } f = 8 \dots 9; \\ \alpha_y &= \text{ctg}(0,00273 h_{\text{ОПЯ}}) \text{ при } f = 10 \dots 12; \\ \alpha_y &= \text{ctg}(0,00258 h_{\text{ОПЯ}}) \text{ при } f = 13 \dots 14; \\ \alpha_y &= \text{ctg}(0,00246 h_{\text{ОПЯ}}) \text{ при } f = 15 \dots 16; \\ \alpha_y &= \text{ctg}(0,00240 h_{\text{ОПЯ}}) \text{ при } f = 17 \dots 19. \end{aligned}$$

Для сравнения углов откосов открыто-подземного яруса, полученных по различным методикам, приведем пример их расчета по методике ВНИМИ [4] применительно к Анновскому месторождению кварцитов. Расчет устойчивых углов откосов производился с учетом коэффициента запаса устойчивости 1,3.

Сила сцепления коренных пород в массиве, согласно [4], определялась по формуле

$$C_m = C_k \lambda + C'_1 (1 - \lambda),$$

где  $\lambda = \text{const}$  – коэффициент структурного ослабления;  $C_k$  – сила сцепления пород по контактам, МПа;  $C'_1$  – сила сцепления пород в образце, МПа.

Расчет устойчивости бортов производился по графику плоских откосов и расчетной схеме ВНИМИ при следующих характеристиках железистых кварцитов Анновского месторождения:  $C_k = 10$  МПа, угол внутреннего трения  $\rho = 26^\circ$ ,  $\gamma = 3 \text{ т/м}^3$  (рис. 1, а). При заданном угле  $\alpha' = 65^\circ$  и высоте борта карьера  $H = 450$  м по графику зависимости между высотой откоса и его углом определим параметры борта. Для этого найдем высоту вертикальной трещины отрыва

$$H_{90} = \frac{20 \cdot C_k}{\gamma} \text{ctg}(45 - 0,5\rho)$$

и, подставив численные значения, получим:

$$H_{90} = \frac{20 \cdot 10}{3} \text{ctg}(45 - 13) = 106 \text{ м.}$$

Вычислим условную высоту борта карьера:

$$H' = \frac{H}{H_{90}} = \frac{450}{106} = 4,2 \text{ м.}$$

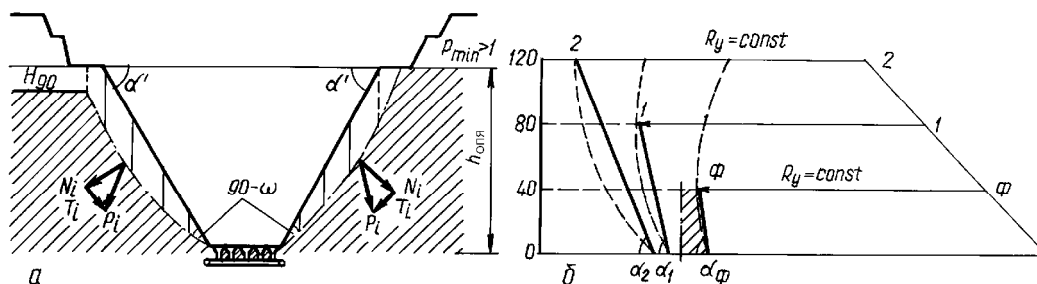


Рис. 1. Схемы к расчету устойчивости нерабочих бортов открыто-подземного яруса: а – по методу алгебраического сложения сил на участке призм активного давления и упора;  $\alpha'$  – угол откоса борта открыто-подземного яруса, град.;  $\rho$  – угол внутреннего трения, град.;  $\omega$  – угол наклона поверхности скольжения в верхней части борта, град.; б – по методу А.Д. Черных

Расчеты, полученные для уступов по породам и железистым кварцитам лежачего бока залежи высотой 100 м, показали, что при угле  $67-69^\circ$  борт сохраняет устойчивое состояние. Это видно из следующего расчета:

$$H_{90} = \frac{20 \cdot 21}{3,4} \text{ctg}(45 - 13) = 197 \text{ м}; H' = \frac{450}{197} = 2,3 \text{ м},$$

а угол устойчивого откоса открыто-подземного яруса составил  $68^\circ$ ; при этом верхняя часть поверхности скольжения лежачего бока совпадала с напластованием, а ниже – имела круглоцилиндрическую поверхность. Угол перелома поверхности на пересечении контактов составил  $110^\circ$ . Расчет производился методом многоугольника сил по каждому блоку. Установлено, что при угле падения кварцитных слоев  $\beta = 70-75^\circ$  угол устойчивого откоса борта карьера глубиной 450 м, включая глубину открыто-подземного яруса, составляет  $41^\circ$ . При  $\beta \geq 75^\circ$  угол устойчивости по скальным породам возрастает до  $52^\circ$ .

Для построения устойчивых откосов высоких уступов существует графоаналитический метод А.Д. Черных, основанный на фактическом состоянии

рудных уступов на карьерах. Данный метод предполагает переход от фактического состояния карьерных уступов или сплошных участков бортов карьера без берм к прогнозируемому состоянию уступов значительной высоты с использованием кривой скольжения с постоянным значением радиуса  $R_y$  (см. рис. 1, б).

Преимущество данного метода заключается в том, что прогнозная оценка построенных устойчивых откосов высоких уступов основана на учете таких факторов, как влияние буровзрывных работ, трещиноватость, крепость, влагоемкость, т.е. практически всех факторов, влияющих на устойчивость рудного массива в производственных условиях.

Суть метода состоит в следующем. Вначале строят в масштабе карьерный уступ с фактическими параметрами, который длительное время в карьере находится в устойчивом состоянии. Целесообразно выбор уступа осуществлять с максимально возможными параметрами – высотой 15-40 м и максимальным значением угла ( $85-90^\circ$ ). Затем из точки  $C_1$ , находящейся на уровне верхней бровки уступа,



строят циркулем возможную линию скольжения  $\Phi\Phi$ , проходящую через верхнюю и нижнюю бровки уступа. После установления значения радиуса кривой  $R_y$  приступают к построению устойчивых откосов уступов с искомой высотой. Радиус кривой для одного типа руд будет величиной постоянной, независимо от высоты уступа. Например, для железистых кварцитов  $R_y = 18,5$  см при масштабе 1:1000.

На последующих этапах для установления устойчивого состояния уступа высотой, например, 100 м под этим же радиусом проводят кривую скольжения через верхнюю и нижнюю бровки и соединяют их прямой. Угол, образованный прямой и горизонталью, и есть угол устойчивого откоса.

Данный метод очень прост, но обладает исключительной достоверностью, потому что учитывает фактическое состояние уступов на карьерах.

Для оценки устойчивости бортов других карьеров необходимо учитывать напряженно-деформированное состояние обнаженного горного массива. С этой целью были проведены исследования по определению напряженного состояния горных пород в бортах звукометрическим методом с помощью геофонов (пьезоэлектрических датчиков), который нашел широкое применение на рудниках Кривбасса. С помощью геофонов нельзя определить абсолютную величину напряжений в горных породах, но можно судить, возникают ли в горных породах напряжения, близкие к разрушающим.

Принцип действия звукометрического метода заключается в том, что с помощью геофонов улавливаются возникающие в горных породах мельчайшие разрушения. В горных породах при нагрузке, равной 30-50% разрушающей, появляются звуки с частотой 20-30 раз в минуту. Разрушение образцов начинается при частоте звуков более 80 раз/мин. Следовательно, по количеству звуков в минуту можно судить о напряженности горных пород.

Звукометрические замеры производили на Анновском карьере Северного ГОКа соответственно в 25 пунктах наблюдений. Установлено, что частота звуков находилась в диапазоне 1-9 раз/мин. При указанной частоте коэффициент запаса устойчивости равен 2,4-3,6. Обнажения, коэффициент запаса устойчивости которых  $n_y \geq 1$ , считаются устойчивыми. Следовательно, нерабочие борта Анновского карьера находятся в устойчивом состоянии со значительным резервом устойчивости.

Чрезмерная длина ряда карьеров до некоторой степени снижает устойчивость их бортов. Это объясняется тем, что у бортов карьера значительной протяженности возникают растягивающие напряжения, которые уменьшают сопротивляемость пород общему процессу их сдвига и поперечному срезу, так как горная порода на растяжение работает в 8-10 раз хуже, чем на сжатие.

Практика показывает, что одной из главных причин сползания бортов карьеров даже с пологими углами (10-16°) является слабая осушенность пород и особенно наличие напорных вод: слоистые породы смачиваются

водой по контактными поверхностям и мало сопротивляются срезу. Такие оползни на карьерах происходят преимущественно весной после снеготаяния или обильных осенних дождей. Поэтому необходим тщательный дренаж горных пород и своевременное принятие мер по предупреждению попадания талых вод и осенних дождей в карьер и горный отвод.

Снижают устойчивость бортов и мощные взрывы, которые сильно сотрясают породы лежачего и висячего боков. Следовательно, если строго учитывать отрицательные факторы, ослабляющие борта карьера, и принимать меры по недопущению их появления, углы откосов бортов карьеров КМА и Кривбасса можно уверенно принимать более крутыми.

Практикой установлено, что при благоприятных природных условиях устойчивые углы откосов бортов могут быть очень крутыми без оползневых явлений и при большой глубине карьеров. Это наблюдается при разработке столбообразных крутопадающих рудных залежей, когда борт в плане имеет конусо- или эллипсообразную форму. В этом случае по контурам замкнутого пространства действуют только сжимающие напряжения, которые позволяют сохранять длительное устойчивое состояние бортов при крутых углах (55-85°). Практическими примерами формирования открытых выработанных пространств с крутыми бортами являются кимберлитовые рудники ЮАР – Балфонтейн, Ягерсфонтейн, Премьер, а также рудники им. Ленина (Украина), Хаммаслахти (Финляндия), Страсса (Швеция). Более того, в некоторых ущельях Кавказа и Гималаев глубиной более 1000 м и длиной несколько километров вертикальные стенки скальных пород ведут себя устойчиво тысячелетиями.

Все это подтверждает, что если нет специфических отрицательно влияющих факторов, углы откосов открытых выработанных пространств могут быть очень крутыми.

Методы определения углов откосов бортов карьеров сложной формы имеют свою специфику. Использование открыто-подземного способа разработки месторождений вносит определенные коррективы в существующие методы определения углов откосов бортов как по условию устойчивости, так и погашения. Кроме того, в настоящее время при отработке глубоких горизонтов железорудных карьеров Украины и России существует тенденция к увеличению углов откосов нерабочих бортов до 52-55° (карьеры № 1 и № 3 ЦГОКа, Анновский карьер СевГОКа, карьеры Лебединского и Стойленского ГОКов и др.). В этих случаях борта карьеров приобретают сложную выпуклую форму с постепенным увеличением углов участков бортов, начиная от поверхности, от 25 до 55°.

Рассмотрим основные аналитические методы расчета углов устойчивых откосов бортов карьеров. Как правило, рассчитывается устойчивость откосов прямолинейной или двухступенной формы. Почти во всех случаях борт карьера рассматривается как сплошная однородная среда с определенными физико-механическими свойствами, не меняющимися с глубиной карьера. Борт в большинстве случаев (Гипроруда, ВНИМИ) рассчитан для скальных вмещающих пород и руд, неизменных

по глубине разработки. Ряд авторов (Б. П. Боголюбов, сотрудники Всесоюзного института осушения, геологии и маркшейдерского дела (ВИОГЕМ)) производит расчет углов устойчивых откосов с учетом в большей степени технологических условий, чем факторов устойчивости. В последнем случае угол борта карьера близок по значению углу погашения. Кроме того, в ряде предложенных методик не выявлена взаимосвязь между откосом борта по рыхлым породам и откосом по скальным. В бассейне КМА мощность покрывающих пород значительна – от 110 до 220 м. Это вносит существенные изменения в используемые методики расчета устойчивости откосов бортов карьеров. В предлагаемой далее методике учитываются недостатки существующих методов проектирования, по-новому рассматривается устойчивость борта карьера трехоткосной формы (трехступенной). Покажем методический подход определения устойчивости бортов карьеров на примере месторождений КМА (рис. 2).

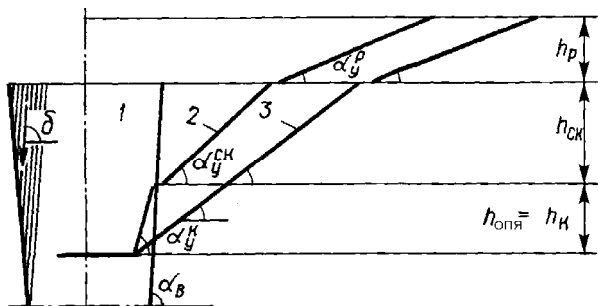


Рис. 2. Схема к определению углов откосов бортов карьера сложной формы по условию устойчивости: 1 – рудное тело; 2 – трехоткосная форма борта карьера при открыто-подземной разработке месторождения; 3 – борт карьера при открытой разработке

Известно, что существующие борта карьеров пересекают до 7-8 прослоев пород с различными физико-механическими свойствами, таких, как мел, суглинок, сланцы, песок, руда, кварциты и т. д. Для упрощения учета всех слоев пород классифицируем их на три основных вида, имеющих приблизительно одинаковые физико-механические свойства: рыхлые (мел, суглинок, песок); скальные смешанные (сланцы, диориты, безрудные кварциты) и рудный массив (железистые кварциты). Расчет результирующего откоса борта карьера производится дифференцированным методом. Поэтапно рассчитываются углы устойчивых откосов по каждому характерному массиву с использованием показателя  $R_c$  по В.В. Куликову. Для каждого характерного массива пород показатель устойчивости является величиной постоянной. С целью определения его численных значений для трех основных видов пород были проведены тахеометрические съемки параметров уступов на существующих карьерах КМА. Исходя из горизонтальной проекции уступа и длины его наклонной части, а также их параболической взаимосвязи между собой определим показатель устойчивости  $R_c$  по трем ви-

дам пород. В качестве исходной информации выбраны уступы с наиболее характерными для показателя  $R_c$  параметрами, которые длительное время находились в устойчивом состоянии даже при производстве мощных взрывов. На основе статистической информации выведены усредненные значения данных показателей для каждого характерного массива породы (табл. 1).

Таблица 1

Показатель устойчивости  $R_c$  для основных типов пород, слагающих борта карьеров

Породы	Коэффициент крепости $f$	Показатель устойчивости $R_c$ , м
Рыхлые (наносы)	0,5-4,1	$R_c^p = 23$
Скальные вмещающие	10,2-15,8	$R_c^{ck} = 105$
Железистые кварциты	16,4	$R_c^k = 185$

Зная значения  $R_c$ , определим углы устойчивых откосов по каждому характерному массиву борта карьера. По рыхлым породам угол устойчивого откоса определяется по формуле

$$\alpha_y^p = \text{tg} \frac{2R_c^p}{h_p},$$

где  $R_c^p$  – показатель сдвигаемости В.В. Куликова по рыхлым породам, м;  $h_p$  – высота борта карьера по рыхлым породам или наносам, м.

По скальным породам и частично кварцитам при существующей многоступенной технологии отработки карьера угол устойчивого откоса

$$\alpha_y^{ck} = \text{tg} \left[ \frac{h_{ck} \text{ctg} \left( \text{tg} \frac{2R_c^{ck}}{h_{ck}} \right) + h_k \text{ctg} \left( \text{tg} \frac{2R_c^k}{h_k} \right)}{h_{ck} + h_k} \right],$$

где  $R_c^{ck}$ ,  $R_c^k$  – показатели сдвигаемости по скальным породам и железистым кварцитам, м;  $h_{ck}$ ,  $h_k$  – высота участков борта по скальным породам и железистым кварцитам, м.

Угол устойчивого рудного откоса открыто-подземного яруса

$$\alpha_y^{o,п} = \text{tg} \frac{2R_c^{o,п}}{h_{o,п} K_T},$$

где  $R_c^{o,п}$  – показатель сдвигаемости по рудному массиву в границах открыто-подземного яруса, м;  $h_{o,п}$  – глубина яруса, м;  $K_T$  – коэффициент устойчивости рудного массива по условию трещиноватости (для условий КМА  $K_T = 1,023 \dots 1,025$ ).

С учетом дифференцированного подхода к методике расчета откоса борта карьера определим результирующий угол его устойчивости, учитывая при этом уг-

лы устойчивых откосов отдельно по наносам, скальным породам и рудному массиву открыто-подземного яруса. Формула устойчивого откоса борта карьера, сложенного различными породами, имеет вид

$$\alpha_y^{\delta} = \text{tg} \left\{ \left[ \left( h_p \text{ctg} \alpha_y^p + h_{\text{ск}} \text{ctg} \alpha_y^{\text{ск}} + h_{\text{к}} \text{ctg} \alpha_y^{\text{к}} + h_{\text{ОПЯ}} \text{ctg} \alpha_y^{\text{ОПЯ}} \right) K_{\delta} \right] / \left( h_p + h_{\text{ск}} + h_{\text{к}} + h_{\text{ОПЯ}} \right) K_{\tau} \right\},$$

где  $K_{\delta} = 0,97$  – коэффициент уменьшения результирующего угла устойчивого откоса борта карьера за счет оставления берм безопасности между тремя видами пород.

На основании представленных формул получены численные значения углов устойчивых откосов по трем характерным породным массивам, а также значения результирующего угла откоса борта карьера трехоткосной формы, когда отработка нижних уступов производится открыто-подземным ярусом. Графическое построение откоса показало его форму выпуклой (см. рис. 2).

Для определения угла результирующего откоса борта карьера выпуклой трехоткосной формы, по условию погашения борта, при отработке его части открыто-подземным способом предлагается формула, которая учитывает фактические проектные углы по массивам пород, имеющим различные физико-механические свойства:

$$\alpha_n^{\delta} = \text{ctg} \left\{ \left[ \left( h_p \text{ctg} \alpha_n^p + h_{\text{ск}} \text{ctg} \alpha_n^{\text{ск}} + h_{\text{к}} \text{ctg} \alpha_n^{\text{к}} + h_{\text{ОПЯ}} \text{ctg} \alpha_n^{\text{ОПЯ}} \right) K_{\delta} \right] / \left[ h_p + h_{\text{ск}} + h_{\text{к}} + h_{\text{ОПЯ}} \right] \right\}, \quad (1)$$

где  $\alpha_n^p, \alpha_n^{\text{ск}}, \alpha_n^{\text{к}}, \alpha_n^{\text{ОПЯ}}$  – углы погашения борта по рыхлым породам, скальным вмещающим, рудному массиву карьера и открыто-подземного яруса, град.

Расчетные данные для условий карьеров КМА показали, что при изменении глубины от 300 до 500 м углы устойчивых откосов изменяются от 42 до 34°, результирующий угол погашения борта – от 29 до 31°.

*Пример 1.* Определить предельный результирующий угол откоса по условию устойчивости для борта карьера, дорабатываемого открыто-подземным способом, со следующими исходными данными (методика Черных А.Д.):  $Ш_3 = 232$  м – ширина обрабатываемой залежи железистых кварцитов;  $h_n = 120$  м – мощность наносов или покрывающих рыхлых пород;  $h_{\text{ск}} = 190$  м – высота борта карьера по скальным породам;  $H_{\text{к}} = 450$  м – предельная глубина карьера, включая глубину открыто-подземного яруса;  $F = 2; 9,3; 16,4$  – коэффициенты крепости наносов, скальных пород, кварцитов.

1. Определим показатели сдвигаемости для пород и руд по эмпирической зависимости  $R_n^H = 11,28 \cdot f$ ,  $i$ : по наносам  $R_c^H = 11,28 \cdot 2 = 23$  м; по скальным породам  $R_c^{\text{ск}} = 11,28 \cdot 9,3 = 105$  м; по кварцитам  $R_c^{\text{к}} = 11,28 \cdot 16,4 = 185$  м.

2. Предельная глубина открыто-подземного яруса по железистым кварцитам

$$h_{\text{ОПЯ}} = \sqrt{0,46 \cdot R_c^{\text{к}} \cdot Ш_3} = \sqrt{0,46 \cdot 185 \cdot 232} = 140 \text{ м}.$$

3. Угол устойчивого откоса по наносам

$$\alpha_y^p = \text{tg} \frac{2 \cdot R_c^H}{h_n} = \text{tg} \frac{2 \cdot 23}{120} = 21^\circ.$$

4. Угол устойчивого откоса по скальным породам

$$\alpha_y^{\text{ск}} = \text{tg} \frac{2 \cdot R_c^{\text{ск}}}{h_{\text{ск}}} = \text{tg} \frac{2 \cdot 105}{190} = 47^\circ.$$

5. Угол устойчивого откоса по кварцитам в границах ОПЯ:

$$\alpha_y^{\text{к}} = \text{tg} \frac{2 \cdot R_c^{\text{к}}}{h_{\text{ск}}} = \text{tg} \frac{2 \cdot 185}{140} = 69^\circ.$$

6. Предельный результирующий угол устойчивого откоса в целом для борта карьера

$$\alpha_y^{\delta} = \text{tg} \frac{\left( h_n \text{ctg} \alpha_y^H + h_{\text{ок}} \text{ctg} \alpha_y^{\text{ск}} + h_{\text{ОПЯ}} \text{ctg} \alpha_y^{\text{к}} \right) \cdot K_{\delta}}{\left( h_n + h_{\text{ок}} + h_{\text{ОПЯ}} \right) \cdot K_{\tau}} = \text{tg} \frac{\left( 120 \cdot \text{ctg} 21^\circ + 190 \cdot \text{ctg} 47^\circ + 140 \cdot \text{ctg} 69^\circ \right) \cdot 0,97}{\left( 120 + 190 + 140 \right) \cdot 1,024} = 50^\circ.$$

*Пример 2.* Определить результирующий угол откоса борта карьера по условию погашения при исходных данных, взятых из примера 1:  $h_p = 120$  м;  $h_{\text{ок}} = 190$  м;  $h_{\text{ОПЯ}} = 140$  м;  $H_{\text{к}} = H_o + h_{\text{ОПЯ}} = 310 + 140 = 450$  м, где  $H_o$  – глубина карьера, обрабатываемого открытым способом традиционными уступами, м.

Используя формулу (1), получим

$$\alpha_n^{\delta} = \text{ctg} \left[ \left( 120 \cdot \text{ctg} 20^\circ + 190 \cdot \text{ctg} 45^\circ + 140 \times \text{ctg} 69^\circ \right) \cdot 0,97 \right] / \left[ 120 + 190 + 140 \right] = 39^\circ.$$

Сравнение углов устойчивости и погашения бортов карьера показывает, что  $\alpha_{\delta} = \alpha_i$  на  $11^\circ$  ( $50^\circ > 39^\circ$ ), следовательно, существует практическая возможность увеличения углов откосов бортов карьера на  $11^\circ$ . По экономическим и экологическим факторам оптимальным является равенство углов откосов по условию устойчивости и условию погашения  $\alpha_{\delta} = \alpha_i$ .

### Список литературы

1. Сдвигание горных пород на рудных месторождениях / М. А. Кузнецов, А. Г. Акимов, В. И. Кузьмин и др. – М.: Недра, 1971. – 224 с.
2. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов на разрезах. – М.: ЦНИИЭИуголь, 1975. – 26 с.
3. Казикаев Д. М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. – М.: Недра, 1981. – 288 с.
4. Ржевский В. В. Исследование режима горных работ карьера: Автореф. дис. ... докт. техн. наук. – М.: МГИ, 1955. – 43 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Перегудовим 02.06.09

A. Krowiak

**APPOINTING KEY VARIABLES, REGULATING AND OUTSIDE BELOVED DESCRIBING OBJECTS ON THE EXAMPLE OF MINES OF THE HARD COAL**

На основі методу варіативних змінних, що описують об'єкт з поділом на складові, були визначені: ключові змінні, що характеризуються найбільшими значеннями, автономні змінні, що мають найменший вплив на поведінку об'єкта, і регулюючі змінні, що мають непрямий вплив. З цією метою були визначені максимальні та мінімальні значення кореляції класів.

На основе метода вариативных переменных, описывающих объект, определены составляющие: ключевые переменные, которые характеризуют наибольшие значения, автономные переменные, которые имеют наименьшее влияние на поведение объекта, и регулирующие переменные, имеющие косвенное влияние. С этой целью были определены максимальные и минимальные значения корреляции классов.

The method of appointing the poignancy of variables describing the object with the division was presented on: key variables being characterised by the greatest poignancy, autonomous variables having the smallest influence on behaving of object and support and regulating variables having indirect influence. At this target was used zero and of higher classes correlation analysis.

Functioning of every object can describe for help with numbers many variables. The technical or technological, social, organizational (on example the enterprise) or the economy of given country object can be arrangement with complex in this meaning, Variables describing object can have the character of technical parameters or usable, economic, or possible to measuring social phenomena.

The possibility of description of given object is the creature of introduced method the variables about different character, passing the size in any individuals of measure. It appears however the problem of qualification of strength interaction among these variables as well as the influence of individual variables on behaviour oneself the whole object.

The analysis of course of individual variables in time does not give the synthetic answer on this question. It the analytic permitting on enumerating method of influence among describing variables in article was introduced the given object as well as strength of their influence on behavior oneself the whole object. It calculations on example of archival data with years 1998 – 2002 were illustrated the introduced in article method relating three chosen of hard coals mines. It was used from archival data, because current data are inaccessible. This has not however the principal influence on show practical use of this method.

**Method of analysis.** In dependence from size of influence of given variable on different describing the object it distinguishes oneself [2]:

- **key variables** to characterize with the largest strength of influence on different;
- **autonomic variables** possessing small strength of influence on different;
- **the regulating variables and auxiliary** situated in nearby of centre of interval. Their influence on of behaviour the whole object is the relatively small, though near specific arrangement of variables first and second kind they can have on his behaviour essential influence.

It they in analysis were used arbitrarily chosen variables attributing following indices:

- 1 – annual output [t];
- 2 – underground output per men-shift[kg/day/men];
- 3 – the payment with overheads brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];
- 4 – the costs of materials brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];
- 5 – the costs of energy brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];
- 6 – the different costs brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t]

In first step of method the correlations among variables were counted.

Correlations among two variables, called further correlations 0-classes, calculated in pairs it enumerates from utilization different typical statistical functions contained on example in programme EXCELL.

The applied in analysis tool of *correlation* permits to affirm, or they two ranges of data change simultaneously and in what stage – this is or large values in one collection answer large values with second collection (positive correlation) or large values answer with one collection small values with second collection (negative correlation). It the coefficient of correlation was defined was as quotient of covariance two collections of data as well as the product of standard yaws for these collections.

We in article for *correlation 0-classes* will comply the sign the  $r_{ij}$  understanding by then the correlation among  $i$  and  $j$  this collections of data. The coefficient of correlation can accept with range value (-1) to (+ 1). They higher ruthless value of this coefficient, this stronger relationship among collections of data. Value zero marks the lack of correlation.

It were marked the coefficients of partial correlations I, II and III classes showing interaction among many variables [1].

Partial correlation I classes are enumerated with formula:

$$r_{ij,k} = \frac{(r_{ij} - (r_{ik}) \cdot (r_{jk}))}{\left(\sqrt{(1-(r_{ik})^2)}\right) \cdot \left(\sqrt{(1-(r_{jk})^2)}\right)}, \quad (1)$$

where  $r_{ij,k}$  – the coefficient of correlation I-classes defining the relationships among collections  $i$  and  $j$  by regard the influence of collection  $k$  on collections  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{ij}$  – the coefficient of correlation 0-classes defining relationships among collections the  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{ik}$  – the coefficient of correlation 0-classes defining relationships among collections the  $i$  as well as  $k$ ;  $r_{jk}$  – the coefficient of correlation 0-classes defining relationships among collections the  $j$  as well as  $k$ .

The correlation I-classes was interpreted as correlation among variables  $i$  as well as  $j$  on regard the influence of variable  $k$  on variables  $i$  as well as  $j$ .

Partial correlation II-classes are enumerated with formula:

$$r_{ij,kl} = \frac{(r_{ij,k} - (r_{il,k}) \cdot (r_{jl,k}))}{\left(\sqrt{(1-(r_{il,k})^2)}\right) \cdot \left(\sqrt{(1-(r_{jl,k})^2)}\right)}, \quad (2)$$

where  $r_{ij,kl}$  – the coefficient of correlation II-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as  $j$  on regard the influences of collections  $k$  as well as  $l$  on collections  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{ij,k}$  – the coefficient of correlation I-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as  $j$  on regard the influences of collections  $k$  on collections  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{il,k}$  – the coefficient of correlation I-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as the  $l$  on regard the influences of collections  $k$  on collections  $i$  as well as  $l$ ;  $r_{jl,k}$  – the coefficient of correlation I-classes defining the relationships

among collections  $j$  as well as the  $l$  on regard the influences of collections  $k$  on collections  $j$  as well as  $l$ .

The correlation of II-classes was interpreted as correlation among variables  $i$  as well as  $j$  on regard the influence of variables  $k$  as well as the  $l$  on variables  $i$  as well as  $j$ .

Partial correlation III-classes are enumerated with formula:

$$r_{ij,klm} = \frac{(r_{ij,k}l - (r_{im,kl}) \cdot (r_{jm,kl}))}{\left(\sqrt{(1-(r_{im,kl})^2)}\right) \cdot \left(\sqrt{(1-(r_{jm,kl})^2)}\right)}, \quad (3)$$

where  $r_{ij,klm}$  – the coefficient of correlation III-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as the  $j$  on regard the influences of collections  $k, l$  as well as  $m$  on collections  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{ij,kl}$  – the coefficient of correlation II-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as the  $j$  on regard the influences of collections  $k$  as well as  $m$  on collections  $i$  as well as  $j$ ;  $r_{im,kl}$  – the coefficient of correlation II-classes defining the relationships among collections  $i$  as well as  $m$  on regard the influences of collections  $k$  as well as  $l$  on collections  $i$  as well as  $m$ ;  $r_{jm,kl}$  – the coefficient of correlation II-classes defining the relationships among collections  $j$  as well as  $m$  on regard the influences of collections  $k$  as well as  $l$  on collections  $j$  as well as  $m$ .

The correlation of III-classes was interpreted as correlation among variables  $i$  as well as the  $j$  on regard the influence of variables the  $k, l$  as well as the  $m$  on variables  $i$  as well as  $j$ .

Similarly we can to define the correlations of higher classes.

In this case was limited only to calculation of correlation 0 and I classes. The source data were passed in Table 1. Enumeration of value the relative correlations 0-classes are contained in Table 2, and their ruthless values in Table 3. Relative values of the correlation I-classes be passed in Table 4, and their ruthless values in Table 5.

Table 1

Primary data

Id.	Description	1998	1999	2000	2001	2002
<b>MINE-1</b>						
1	wydobycie węgla [t]	3 174 000	3 217 000	3 472 000	3 454 300	3 345 000
2	wydajność pracy dołowa [kg/pdn]	5 177	7 251	6 454	6 854	7 201
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	72,44	69,92	62,88	63,62	65,89
4	koszty materiałów [zł/t]	13,3	14,92	12,42	13,92	13,16
5	koszty energii [zł/t]	7,21	7,96	8,16	8,89	8,85
6	inne koszty [zł/t]	31,7	31,42	30,58	29,85	29,44
<b>MINE-2</b>						
1	wydobycie węgla [t]	3 515 000	3 900 000	4 920 000	6 120 000	5 800 000
2	wydajność pracy dołowa	3 771	5 433	5 755	6 376	6 026
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	73,58	62,25	62,08	65,2	69,14
4	koszty materiałów [zł/t]	8,79	9,29	10,36	11,76	9,1
5	koszty energii [zł/t]	4,57	4,59	6	6,94	4,3
6	inne koszty [zł/t]	34,81	24,59	26,53	25,12	26,28
<b>MINE-3</b>						
1	wydobycie węgla [t]	3 484 120	2 933 600	2 946 500	2 693 600	2 455 900
2	wydajność pracy dołowa	4 780	5 861	5 505	5 252	5 205
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	87,87	91,83	83,35	94,72	104,79
4	koszty materiałów [zł/t]	18,07	13,72	12,44	17,81	20,41
5	koszty energii [zł/t]	9,75	10,3	10,43	10,9	11,06
6	inne koszty [zł/t]	36,3	32,77	28,46	32,84	32,97

Source: [3]

Table 2

Correlation 0-classes – value relative

i/j	1	2	3	4	5	6
<b>Mine-1</b>						
1	1,0000	0,3666	-0,9898	-0,4669	0,7217	-0,7184
2	0,3666	1,0000	-0,4833	0,3993	0,7708	-0,5785
3	-0,9898	-0,4833	1,0000	0,4203	-0,7833	0,7665
4	-0,4669	0,3993	0,4203	1,0000	-0,0130	0,2869
5	0,7217	0,7708	-0,7833	-0,0130	1,0000	-0,9434
6	-0,7184	-0,5785	0,7665	0,2869	-0,9434	1,0000
<b>Mine-2</b>						
1	1,0000	0,8664	-0,2173	0,6665	0,5434	-0,5891
2	0,8664	1,0000	-0,6461	0,6666	0,5183	-0,9105
3	-0,2173	-0,6461	1,0000	-0,4962	-0,4471	0,8313
4	0,6665	0,6666	-0,4962	1,0000	0,9751	-0,5037
5	0,5434	0,5183	-0,4471	0,9751	1,0000	-0,3473
6	-0,5891	-0,9105	0,8313	-0,5037	-0,3473	1,0000
<b>Mine-3</b>						
1	1,0000	-0,3666	-0,7336	-0,2715	-0,9807	0,4133
2	-0,3666	1,0000	-0,0868	-0,6907	0,2319	-0,6146
3	-0,7336	-0,0868	1,0000	0,7737	0,7149	0,2854
4	-0,2715	-0,6907	0,7737	1,0000	0,3458	0,6494
5	-0,9807	0,2319	0,7149	0,3458	1,0000	-0,3820
6	0,4133	-0,6146	0,2854	0,6494	-0,3820	1,0000

Source: own elaboration

Table 3

Correlations 0-classes – value ruthless

i / j	1	2	3	4	5	6	Total	Average	% of scale
<b>Mine-1</b>									
1	1,0000	0,3666	0,9898	0,4669	0,7217	0,7184	3,2635	0,6527	90
2	0,3666	1,0000	0,4833	0,3993	0,7708	0,5785	2,5984	0,5197	55
3	0,9898	0,4833	1,0000	0,4203	0,7833	0,7665	3,4432	<b>0,6886</b>	100
4	0,4669	0,3993	0,4203	1,0000	0,0130	0,2869	1,5864	<b>0,3173</b>	0
5	0,7217	0,7708	0,7833	0,0130	1,0000	0,9434	3,2321	0,6464	89
6	0,7184	0,5785	0,7665	0,2869	0,9434	1,0000	3,2937	0,6587	92
<b>Mine-2</b>									
1	1,0000	0,8664	0,2173	0,6665	0,5434	0,5891	2,8827	0,5765	25
2	0,8664	1,0000	0,6461	0,6666	0,5183	0,9105	3,6079	<b>0,7216</b>	100
3	0,2173	0,6461	1,0000	0,4962	0,4471	0,8313	2,6379	<b>0,5276</b>	0
4	0,6665	0,6666	0,4962	1,0000	0,9751	0,5037	3,3081	0,6616	69
5	0,5434	0,5183	0,4471	0,9751	1,0000	0,3473	2,8311	0,5662	20
6	0,5891	0,9105	0,8313	0,5037	0,3473	1,0000	3,1820	0,6364	56
<b>Mine-3</b>									
1	1,0000	0,3666	0,7336	0,2715	0,9807	0,4133	2,7657	<b>0,5531</b>	100
2	0,3666	1,0000	0,0868	0,6907	0,2319	0,6146	1,9906	<b>0,3981</b>	0
3	0,7336	0,0868	1,0000	0,7737	0,7149	0,2854	2,5944	0,5189	78
4	0,2715	0,6907	0,7737	1,0000	0,3458	0,6494	2,7313	0,5463	96
5	0,9807	0,2319	0,7149	0,3458	1,0000	0,3820	2,6555	0,5311	86
6	0,4133	0,6146	0,2854	0,6494	0,3820	1,0000	2,3447	0,4689	46

Source: own elaboration

Table 4

## Correlation I classes – value relative

Mine-1																				
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	-0,8973	0,6821	-0,4301	-0,0863	-0,9977	-0,9890	-0,9865	-0,9830	-0,7190	-0,3942	-0,6611	-0,3914	0,7409	-0,6059	0,8094	0,1906	-0,6672	0,4411	-0,6899	-0,1635
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	-0,8973	0,6821	-0,4301	-0,0863	-0,9097	-0,7826	0,3041	-0,0761	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	-0,4869	-0,3700	-0,7891	0,7036
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	-0,9977	-0,9890	-0,9865	-0,9830	-0,9097	-0,7826	0,3041	-0,0761	-0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	-0,6996	-0,7364	-0,8573	-0,2824	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	-0,7190	-0,3942	-0,6611	-0,3914	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	-0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	0,5293	-0,5491	0,5606	0,8110	-0,0789	0,6925	-0,0667	0,8282
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	0,7409	-0,6059	0,8094	0,1906	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	-0,6996	-0,7364	-0,8573	-0,2824	0,5293	-0,5491	0,5606	0,8110	-0,8825	-0,9574	-0,8591	-0,9810
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	-0,6672	0,4411	-0,6899	-0,1635	-0,4869	-0,3700	-0,7891	0,7036	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337	-0,0789	0,6925	-0,0667	0,8282	-0,8825	-0,9574	-0,8591	-0,9810
Mine-2																				
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,2210	0,5111	-0,6438	0,4471	0,9678	-0,7528	-0,3934	-0,5085
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	-0,9393	-0,4872	-0,5416	0,4824	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	0,1132	0,3360	-0,7964	0,5210	-0,9917	-0,8803	-0,8925	-0,9109
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	-0,9393	-0,4872	-0,5416	0,4824	-0,4829	-0,1152	-0,3037	-0,1613	-0,4015	-0,1719	0,1908	-0,3037	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	-0,4829	-0,1152	-0,3037	-0,1613	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	-0,1844	0,3350	-0,2178	-0,7931
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	0,2210	0,5111	-0,6438	0,4471	0,1132	0,3360	-0,7964	0,5210	-0,4015	-0,1719	0,1908	-0,3037	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	-0,0402	0,3522	0,0489	0,7502
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	0,9678	-0,7528	-0,3934	-0,5085	-0,9917	-0,8803	-0,8925	-0,9109	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059	-0,1844	0,3350	-0,2178	-0,7931	-0,0402	0,3522	0,0489	0,7502
Mine-3																				
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	-0,6355	-0,7963	-0,7322	-0,1568	-0,8258	-0,8585	-0,2373	-0,9757	-0,7800	0,6876	0,3689	-0,7797	-0,9897	-0,9602	-0,9820	-0,9778	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	-0,6355	-0,7963	-0,7322	-0,1568	-0,5625	0,9772	-0,3713	0,1172	-0,8471	-0,9880	-0,8446	-0,4861	-0,7021	0,4220	0,6939	-0,0040	-0,5466	-0,6178	-0,3019	-0,5851
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	-0,8258	-0,8585	-0,2373	-0,9757	-0,5625	0,9772	-0,3713	0,1172	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	-0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,9510	0,2953	-0,4506	0,8644
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	-0,7800	0,6876	0,3689	-0,7797	-0,8471	-0,9880	-0,8446	-0,4861	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	0,4229	0,7194	-0,4680	0,8452	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	-0,9897	-0,9602	-0,9820	-0,9778	-0,7021	0,4220	0,6939	-0,0040	-0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,4229	0,7194	-0,4680	0,8452	0,1307	-0,3121	-0,8746	-0,8502
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	-0,5466	-0,6178	-0,3019	-0,5851	0,9510	0,2953	-0,4506	0,8644	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	0,1307	-0,3121	-0,8746	-0,8502

Source: own elaboration

Correlations I – classes – value ruthless

																						Total	Aver.	% of scale
<b>Kopalnia – 1</b>																								
<b>i = 1</b>	0,8973	0,6821	0,4301	0,0863	0,9977	0,9890	0,9865	0,9830	0,7190	0,3942	0,6611	0,3914	0,7409	0,6059	0,8094	0,1906	0,6672	0,4411	0,6899	0,1635	12,526	0,6263	46	
<b>i = 2</b>	0,8973	0,6821	0,4301	0,0863	0,9097	0,7826	0,3041	0,0761	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	0,4869	0,3700	0,7891	0,7036	12,435	0,6217	43	
<b>i = 3</b>	0,9977	0,9890	0,9865	0,9830	0,9097	0,7826	0,3041	0,0761	0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	0,6996	0,7364	0,8573	0,2824	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337	12,805	0,6403	54	
<b>i = 4</b>	0,7190	0,3942	0,6611	0,3914	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	0,5293	0,5491	0,5606	0,8110	0,0789	0,6925	0,0667	0,8282	11,096	0,5548	0	
<b>i = 5</b>	0,7409	0,6059	0,8094	0,1906	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	0,6996	0,7364	0,8573	0,2824	0,5293	0,5491	0,5606	0,8110	0,8825	0,9574	0,8591	0,9810	14,237	0,7119	100	
<b>i = 6</b>	0,6672	0,4411	0,6899	0,1635	0,4869	0,3700	0,7891	0,7036	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337	0,0789	0,6925	0,0667	0,8282	0,8825	0,9574	0,8591	0,9810	11,776	0,5888	22	
<b>Kopalnia – 2</b>																								
<b>i = 1</b>	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,2210	0,5111	0,6438	0,4471	0,9678	0,7528	0,3934	0,5085	11,858	0,5929	58	
<b>i = 2</b>	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,9393	0,4872	0,5416	0,4824	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	0,1132	0,3360	0,7964	0,5210	0,9917	0,8803	0,8925	0,9109	13,533	0,6766	100	
<b>i = 3</b>	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,9393	0,4872	0,5416	0,4824	0,4829	0,1152	0,3037	0,1613	0,4015	0,1719	0,1908	0,3037	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059	9,5389	0,4769	0	
<b>i = 4</b>	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	0,4829	0,1152	0,3037	0,1613	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	0,1844	0,3350	0,2178	0,7931	10,783	0,5392	31	
<b>i = 5</b>	0,2210	0,5111	0,6438	0,4471	0,1132	0,3360	0,7964	0,5210	0,4015	0,1719	0,1908	0,3037	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	0,0402	0,3522	0,0489	0,7502	9,7735	0,4887	6	
<b>i = 6</b>	0,9678	0,7528	0,3934	0,5085	0,9917	0,8803	0,8925	0,9109	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059	0,1844	0,3350	0,2178	0,7931	0,0402	0,3522	0,0489	0,7502	12,263	0,6131	68	
<b>Kopalnia – 3</b>																								
<b>i = 1</b>	0,6355	0,7963	0,7322	0,1568	0,8258	0,8585	0,2373	0,9757	0,7800	0,6876	0,3689	0,7797	0,9897	0,9602	0,9820	0,9778	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	13,975	0,6988	72	
<b>i = 2</b>	0,6355	0,7963	0,7322	0,1568	0,5625	0,9772	0,3713	0,1172	0,8471	0,9880	0,8446	0,4861	0,7021	0,4220	0,6939	0,0040	0,5466	0,6178	0,3019	0,5851	11,388	0,5694	0	
<b>i = 3</b>	0,8258	0,8585	0,2373	0,9757	0,5625	0,9772	0,3713	0,1172	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,9510	0,2953	0,4506	0,8644	13,441	0,6721	57	
<b>i = 4</b>	0,7800	0,6876	0,3689	0,7797	0,8471	0,9880	0,8446	0,4861	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	0,4229	0,7194	0,4680	0,8452	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	14,996	0,7498	100	
<b>i = 5</b>	0,9897	0,9602	0,9820	0,9778	0,7021	0,4220	0,6939	0,0040	0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,4229	0,7194	0,4680	0,8452	0,1307	0,3121	0,8746	0,8502	12,830	0,6415	40	
<b>i = 6</b>	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	0,5466	0,6178	0,3019	0,5851	0,9510	0,2953	0,4506	0,8644	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	0,1307	0,3121	0,8746	0,8502	12,291	0,6145	25	

Source: own elaboration



In second step the enumerated relative values of correlation were recalculate on ruthless values (only positive). This essential foundation with point of sight of introduced method is, because the size of strength of influence among variables interests us – indifferently, or correlations have negative sign or positive. Obviously, for we enumerating of correlation of higher classes we use still relative values (positive and negative) from tables of correlation of lower classes.

In third step we enumerate sum of all coefficients of correlation for individual variables separately and for obtainments of the comparability of analyses for correlation of different classes we enumerate average arithmetical these coefficients.

In fourth step we define interval of changeability for individual variables accepting conventionally, that the minimum value of arithmetical average of coefficients has attributed value 0%, and maximum 100%. We were permitted on enumeration this in percentages of strength of influence given variable on behavior the object. Of these numbers indeed higher values since 50% have permitted to include to *key variables* given variable, indeed lower values to *autonomic variables*, and approximate to 50% to *regulating variables values and auxiliary*.

**Conclusions.** In analysis of concrete data it was accepted, that every mine makes up independent from different object. In frames of individual categories of variables the order of notation answers the diminishing strength of influence.

On the basis of analyses of correlation 0-classes it can affirm that:

- to *key variables* for mine-1 it can include variables 3 of (payment with overheads), 6 (different costs), 1 (annual output) and 2 (the efficiency of work), for mine-2 variables 2 (underground output per man – shift) and 4 (the costs of materials), and for mine-3 variables 1 (the volume of getting out the carbon), 4 (the costs of materials), 5 (the costs of energy) and 3 (the payment with overheads);

- to *autonomic variables* for mine-1 it was allowed to include variable 4 (the costs of materials), for mine-2 variables 3 of (the payment with overheads), 5 (the costs of energy) and 1 (annual output), and for mine-3 variable 2 (underground output per men – shift);

- to *regulating variables and auxiliary* for mine-1 it can include variable 2 (underground output per men – shift), for mine-2 variables 1 (the volume of getting out the carbon) and 6 (different costs), and for mine-3 variable 6 (different costs);

For different mines attributing variables to individual categories is different. On example the *key variable* about the largest strength of influence in mine-1 is variable 3 (the payment with overheads), for mine-2 variable 2 (underground output per men – shift) and for mine-3 variable 1 (annual output). Accordingly the *autonomic variable* about the smallest strength of influence of for mine-1 is variable 4 (the costs of materials), for mine-2 variable 3 of (the payment with overheads) and for mine-3 variable 2 (underground output per men – shift).

On the basis of analyses of correlation I-classes it can affirm that:

- to *key variables* for mine-1 it can include variable 5 (the costs of energy), for mine-2 variables 2 (underground output per men – shift) and 6 (different costs), and for mine-3 variables 4 (the costs of materials) and 1 (annual output);

- to *autonomic variables* for mine-1 it can include variables 4 (the costs of materials) and 6 (different costs), for mine-2 variables 3 of (the payment with overheads), 5 (the costs of energy) and 4 (the costs of materials), and for mine-3 variables 2 (underground output per men – shift), 6 (different costs) and 5 (the costs of energy);

- to *regulating variables and auxiliary* for mine-1 was can include variables 3 of (the payment with overheads), 1 (annual output) and 2 (underground output per men – shift), for mine-2 variable 1 (annual output), and for mine-3 variable 3 of (the payment with overheads);

Regard influence of third variable on correlations among two variables (the comparison of results of calculations leaning on correlations 0 – classes and I classes) it causes the following movements and strength of their influence on object among categories of variables:

- of *the predominant variable* about the largest strength influence for mine-1 is variable 5 (the costs of energy). For mine-2 is still then variable 2 (underground output per men – shift), and for mine-3 follows with variable 4 the leader's change (the costs of materials) on variable 1 ((annual output).

- for *autonomic variables* does not step out the change of position for all objects;

- for mine-1 variable 1 ((annual output) it be promotes with category of *auxiliary variables and regulating* to category of *key variables*, and variable 6 (different costs) it be promotes with category of *autonomic variables* to category of *key variables*;

- for mine-2 the the most spectacular phenomenon is passage variable 1 ((annual output) with category of *auxiliary variables and regulating* to *autonomic variables*;

- for mine-3 variables 5 (the costs of energy) and 3 (the payment with overheads) pass through with category of auxiliary variables and regulating to category of key variables, and variable 6 (different costs) with category of *autonomic variables* to *key variables*;

**Closure.** The introduced method is suitable to analyzing the described the different type of objects the technical data, technical and economic or the measurable sizes describing the social phenomena. The variables were defined in individuals of measure characteristic for them.

Such analysis is particularly useful for destinations management. The managerial personnel should pay back special attention on *key variables* and control it, because they have the largest influence on behavior of object as the whole.

Division on categories of variables appointed in support about correlations 0-classes is the first approximation. In case of large spreads among minimum values and maximum the average of correlation it gives this enough unambiguous vision of division on categories of variables. The enumerating the next correlations of higher

classes causes then only displacement in of *variables predominant* categories and *autonomic* in order of strength the influence. *Auxiliary variables and regulating they* can then alter their position more or less in frames their category or aspire in direction of variables predominant or autonomic.

In case of small spreads among average maximum values and minimum the correlation, in peculiarity, when we have to the deal with positive correlations and negative, you should enumerate the correlations of higher classes because of these are calculations more credible results than the calculation in support only about correlations 0 – the line. We in introduced in article example have to deal with from this with second situation.

## Literature

1. Blalock H.M. Statystyka dla socjologów. – PWN, Warszawa, 1975.
2. Godet. M. Manuel de prospective stratégique. – Tom 2, Duond, 2001, Godet M. – Creating Futures Scenario Planning as strategic Management Tool, Economica, 2001.
3. Biuletyny PARG z lat 1998 – 2002.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бузилом 21.07.09

УДК 622.232.05

С.С. Гребьонкін, В.М. Павлиш, Г.Г. Махов, В.М. Поповський, Ю.І. Демченко

## ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КІНЕМАТИЧНИХ СИСТЕМ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ ДЛЯ ТОНКИХ КРУТИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

Наведено результати експериментальних (стендових та шахтних) досліджень кінематичних систем механізованого кріплення для тонких крутих вугільних пластів, які спрямовані на вибір механіки пересування секцій кріплення без зсуву та заклинювань у складних умовах відпрацювання пласта.

Приведены результаты экспериментальных (стендовых и шахтных) исследований кинематических систем механизированной крепи для тонких крутых угольных пластов, которые направлены на выбор механики передвижения секций крепи без сползаний и заклиниваний в сложных условиях отработки пласта.

The results of experimental research (in laboratory and mine) of kinematics systems of mechanized timbers for thin steep coal stratum with purpose of choice of parameters of sections of timbers are considered.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами.** Історія розвитку виготовлення кріплення [1-3] показує, що в основному вона йшла по шляху створення машин для вугільних шахт, що відпрацьовують пласти з пологим заляганням.

Численні спроби (більше 20 зразків) створення механізованого кріплення для роботи на пластах крутого падіння лавами за простяганням успіху не мали. І лише в кінці 80-х років в ДонВГІ (ДонНДІ) було створено механізоване кріплення КГУ, яке забезпечувало механіку пересування його секцій відповідно до гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання вказаного класу пластів.

Її кінематична система гарантувала пересування секцій кріплення без сповзань, заклинювань і викривлень лінії фронту лавакомплекта в цілому.

Враховуючи, що більше 20% запасів українського вугілля зосереджено в крутих і крутонахилених вугільних пластах, проблема носить галузевий характер.

Накопичений досвід експлуатації кріплення КГУ показав їх ефективність і дозволив намітити шляхи вдосконалення конструкції кріплення в частині механіки її пересування.

Їх експлуатація в умовах шахт Росії та Іспанії вказує на наявні резерви для розширення сфери за-

стосування цього виду комплексної механізації виймання крутих пластів.

**Постановка завдання.** Розробка і проектування кінематичних систем механізованого кріплення в інститутах ДОНВГІ і ДОННДІ показала, що вирішальним аргументом для постановки кріплення на серійне виробництво є результати стендових досліджень і експлуатація механізованого кріплення в шахті, що й зумовило мотивацію написання та мету даної статті.

**Виклад матеріалу і результати.** У основу експериментальних досліджень, виконаних в шахтних умовах і в процесі стендових випробувань, покладені інструментальні вимірювання геометричних параметрів систем пересування механізованого кріплення з подальшою математико-статистичною обробкою даних експерименту [3, 4].

На видобувних дільницях в лавах по пластах «Пугачьовка-вост»  $L_7$  «Каменка-вост»,  $K_8$  «Мазур-вост»,  $L_1$  шахт ДП «Дзержинськвугілля» Мінвуглепрому України в 90-х роках було виконано більше 2000 вимірювань параметрів елементів системи пересування, орієнтуючого кріплення за падінням, і понад 1000 вимірювань – на елементах орієнтації за простяганням пласта.

Експериментальні дослідження велися кожену зміну (зміни по видобутку вугілля) безперервно від 3 до 6 місяців в кожній лаві. При цьому сумарне посування експериментальних ділянок склало 550,9 м за простяганням пласта, загальний видобуток за період експериментальних досліджень склав 46789 тон вугілля. Перед шахтними експериментальними дослідженнями у всіх випадках були проведенні експериментальні дослідження в умовах крутого повнорозмірного стенду з розмірами випробувального майданчика: за падінням пласта – 15,0 м; за простяганням – 8,0 м. Підшва і потолочина стенду імітували покрівлю і підшву пласта на потужності 0,7-1,2 м. На стенді отримано 200-250 вимірювань параметрів елементів системи пересування за падінням пласта і 100-150 за його простяганням.

Згідно з матеріалами статистики стенових і шахтних експериментальних досліджень побудовані функції розподілу відхилень значень геометричних параметрів елементів системи пересування кріплення від їх номінальних значень.

Враховуючи, що визначальним фактором механіки системи пересування механізованого кріплення є геометричні параметри її структурних елементів в кінці циклу пересування секції, функції розподілу відхилень розмірів елементів від номінальних значень побудовані саме для цієї фази циклу у вигляді:

$$z = \exp(-A_1x^2 + B_1x + C_1), \quad (1)$$

де  $A_1, B_1, C_1$  – постійні, обчислені по отриманих розподілах методом найменших квадратів;  $x$  – змінна, що характеризує розподіл відхилень лінійних розмірів структурних розмірів елементів системи пересування кріплення.

Для кожного циклу статистичних вимірювань значення змінної « $x$ » визначається окремо.

Стосовно якісних показників експерименту функції розподілу відхилень значень структурних елементів системи від їх номінала мають вигляд:

– гідроштанга вибійного ряду

$$\begin{aligned} z &= 10^{-0,037x^2+0,713x-1,7} \quad (\text{н\ddot{o}a\ddot{i} \ddot{a}}); \\ z &= 10^{-0,022x^2+0,65x-0,87} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} K_8}; \\ z &= 10^{-0,035x^2+0,725x-1} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} l_7}; \\ z &= 10^{-0,03593x^2+0,7782x-2,764} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} l_1}; \end{aligned} \quad (2)$$

– гідроштанга посадочного ряду

$$\begin{aligned} z &= 10^{-0,197x^2+0,31x-0,731} \quad (\text{стенд}); \\ z &= 10^{-0,0353x^2+0,0847x-0,044} \quad \text{лава пласт } K_8; \\ z &= 10^{-0,025x^2+0,513x-0,071} \quad \text{лава пласт } l_7; \\ z &= 10^{-0,0199x^2+0,225x-0,075} \quad \text{лава пласт } l_1; \end{aligned} \quad (3)$$

– гідродократ пересування

$$\begin{aligned} z &= 10^{-0,00197x^2-0,0291x+0,992} \quad (\text{n\ddot{o}a\ddot{i} \ddot{a}}); \\ z &= 10^{-0,0018x^2-0,0372x+1,034} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} K_8}; \\ z &= 10^{-0,0019x^2-0,0303x+1,086} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} l_7}; \\ z &= 10^{-0,001622x^2-0,02315x+0,97} \quad \text{\textcircled{a}\textcircled{a}\textcircled{a} \textcircled{i} \textcircled{a}\textcircled{n}\textcircled{o} l_1}. \end{aligned} \quad (4)$$

Для вірогіднісної оцінки даних експериментальних досліджень отримані розподіли нормуються. При цьому слід враховувати, що відхилення від номінальних значень можуть бути менше деякої величини « $T$ », обумовленої конструктивними особливостями досліджуваних систем керування кріпленням.

Тому постійну нормування « $w$ » визначаємо таким чином:

$$\int_T^{+\infty} wzdx = 1,$$

звідки

$$w = \frac{1}{\int_T^{+\infty} zdx} \quad (5)$$

Для функціональної залежності (1) підстановкою в (5) визначаємо:

$$\begin{aligned} w &= \frac{1}{\int_T^{+\infty} \exp(-A_1x^2 + B_1x + C_1) dx} = \\ &= \frac{1}{\int_T^{+\infty} \exp[-A_1(x - \frac{B_1}{2A_1})^2 + \frac{B_1^2}{4A_1} + C_1] dx} = \\ &= \frac{1}{\int_T^{+\infty} \frac{S_1}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left[-\frac{(x-x_1)^2}{2\sigma_1^2}\right] dx} = \\ &= \frac{1}{S_1 \left[ \frac{1}{2} - \Phi(\lambda_1) \right]}, \end{aligned} \quad (6)$$

де  $\sigma_1^2 = \frac{1}{2A_1}$ ;  $S = \sigma_1 \sqrt{2\pi} \exp\left(\frac{B_1^2}{4A_1} + C_1\right)$ ;

$\Phi(\lambda_1)$  – функція Лапласа;  $\lambda_1 = \frac{T-x}{\sigma_1}$ .

Значення величини « $T$ » для зімкнутих структурних елементів системи пересування кріплення дорівнює нулю.

Використовуючи нормовану функціональну залежність вигляду  $w_z = wz$ , розподіли відхилень структурних елементів системи керування кріпленням від їх номінала можна записати у вигляді:

$$w_z = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_1 \left[ \frac{1}{2} - \Phi(\lambda_1) \right]} \exp\left[-\frac{(x-x_1)^2}{2\sigma_1^2}\right]. \quad (7)$$

У табл. 1 наведені характеристики функцій розподілу, обчислені для функціональних залежностей (2)–(4).

Характеристики функцій розподілу

Найменування гідроциліндра	Характеристика функцій розподілу									
	$x$	$A_I$	$B_I$	$C_I$	$\sigma_I$	$S_I$	$x_I$	$\lambda_I$	$\Phi(\lambda_I)$	$T$
Лава пласта $K_8$										
ГШ виб. ряду	$b_1 - b_0$	0,017	0,22	2,44	5,45	321,6	6,5	-1,20	-0,3849	0
ГШ пос. ряду	$q_1 - q_0$	0,0553	0,661	1,312	3,0	34,1	6,0	-1,99	-0,4767	0
ГД пересув.	$m_1 - m_0$	0,056	0,121	2,642	3,8	216,7	1,74	-0,458	-0,1772	0
Лава пласта $l_1$										
ГШ виб. ряду	$b_1 - b_0$	0,0806	1,669	-3,753	2,49	822,6	10,36	-4,16	-0,5	0
ГШ пос. ряду	$q_1 - q_0$	0,0582	1,193	-1,497	2,93	734,4	10,23	-3,49	-0,4997	0
ГД пересув.	$m_1 - m_0$	0,055	0,104	4,287	9,53	349,5	-9,416	0,99	-0,3389	0
Лава пласта $l_7$										
ГШ виб. ряду	$b_1 - b_0$	0,0711	1,581	-5,618	2,65	185,99	10,82	-4,08	-0,5	0
ГШ пос. ряду	$q_1 - q_0$	0,022	0,4573	0,0914	4,75	153,4	10,27	-2,16	-0,4846	0
ГД пересув.	$m_1 - m_0$	0,032	-0,4709	1,917	12,3	347,5	-7,4	-0,60	-0,2257	0
Стенд										
ГШ виб. ряду	$b_1 - b_0$	0,0697	1,219	-3,719	2,71	251,7	-10,13	-4,17	-0,47	0
ГШ пос. ряду	$q_1 - q_0$	0,0471	0,371	-1,087	3,91	381,34	-9,23	-2,35	-0,44	0
ГД пересув.	$m_1 - m_0$	0,051	0,101	3,413	4,57	193,41	-9,34	-0,57	-0,371	0

Виконані експериментальні дослідження дозволяють дати вірогідний прогноз безвідмовної роботи системи, для чого необхідна вірогідна оцінка можливих випадків заклинювання секцій кріплення в процесі її пересування. Аналітичні умови заклинювання формулюються у вигляді [3]:

$$\begin{aligned} q_1 &\geq q'_1; & q_2 &\leq q'_2; \\ b_1 &\geq b'_1; & b_2 &\leq b'_2; \\ m_1 &\geq m'_1; & m_2 &\leq m'_2, \end{aligned} \quad (8)$$

де  $q'_1, b'_1, m'_1, q'_2, b'_2, m'_2$  – значення лінійних розмірів структурних елементів системи керування, при яких відбувається заклинювання сусідньої пари секцій.

Скориставшись аналітичними співвідношеннями, отриманими в [3], маємо нерівності, що визначають безаварійну роботу кінематичних систем трьох варіантів конструктивного виконання:

– для першого варіанта – гідродомкрат пересування розташований вище секції, що пересується

$$\begin{aligned} \arcsin \frac{h}{b_p} + \arcsin \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} &\leq \frac{m_c - 2,1b_c + 0,3q_c - 1970}{37,4 - 0,02b_p} \\ &= 0,045(q_c - b_c); \end{aligned} \quad (9)$$

– для другого варіанта – гідродомкрат пересування розташований нижче секції, що пересується

$$\begin{aligned} \lambda + 0,075b_p - \arccos \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} &\leq \\ &\leq \frac{0,4q_p + 2600 - m_p}{16}; \end{aligned} \quad (10)$$

– для третього варіанта – гідродомкрат пересування розташований в кожному міжсекційному інтервалі:

$$\begin{aligned} \frac{m_p + 1,2b_p - 0,4q_p - 1160}{16} - \arccos \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} &\leq \\ &\leq \frac{m_c - 2,1b_c + 0,3q_c - 1970}{37,4 - 0,02b_c} - 0,015(q_c - b_c). \end{aligned} \quad (11)$$

$$Q = Q_1 Q_2 Q_3 Q_4 Q_5 Q_6, \quad (12)$$

де

$$\begin{aligned} Q_1 &= Q'_1(q_1 > q'_1); & Q_4 &= Q'_4(q_2 < q'_2); \\ Q_2 &= Q'_2(b_1 > b'_1); & Q_5 &= Q'_5(b_2 < b'_2); \\ Q_3 &= Q'_3(m_1 > m'_1); & Q_6 &= Q'_6(m_2 < m'_2). \end{aligned}$$

Параметри лінійних розмірів структурних елементів системи пересування кріплення виражають змінну « $x$ » вказаними в табл. 1 характеристиками для кожного конкретного типу системи пересування таким чином, що нерівності вигляду (9)–(11), що задаються в роботі [3], можливого значення лінійного відхилення параметра структурного елементу відповідатимуть нерівності вигляду:

$$x \geq x_i. \quad (13)$$

Вірогідність настання такої події для залежностей виразів (7), (8), (12) матиме вигляд:

$$\begin{aligned} Q(x \geq x_i) &= \\ &= \frac{1}{\frac{1}{2} - \Phi(\lambda_i)} \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_1} \int_{x_i}^{+\infty} \exp \left[ -\frac{(x - x_i)^2}{2\sigma_1^2} \right] dx \end{aligned} \quad (14)$$

де  $\lambda_i = \frac{x_i - x_1}{2\sigma_1}$ ;

$$Q(0 < x \leq x_i) = \frac{1}{\Phi(\lambda_i)} \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_1} \int_0^{x_i} \exp\left[-\frac{(x-x_i)^2}{2\sigma_1^2}\right] dx =$$

$$= \frac{\Phi\left(\frac{x_i - x_1}{\sigma_1}\right) + \Phi\left(\frac{0 - x_1}{\sigma_1}\right)}{\Phi(\lambda_i) + \Phi\left(\frac{x_1}{\sigma_1}\right)}. \quad (15)$$

Встановивши нерівність (13), користуючись співвідношеннями, наведеними в табл. 1, і чисельними значеннями  $b$ ,  $q$ ,  $m$  з виразів (9)–(11) визначаємо, що повна вірогідність заклинювання (втрати рухливості системи механізованого кріплення) складає  $Q(x \geq x_i) = 0,0002$ .

**Висновки і напрями подальших досліджень.** Наведений в даній роботі матеріал доцільно використовувати для шахтних експериментальних досліджень механізованого кріплення в умовах крутого падіння зі збільшенням кутом нахилу лінії їх фронту

до вибою вугільного пласта, а також для механізованого кріплення, що має жорсткий кінематичний або механічний зв'язок з виймальною машиною.

#### Список літератури

1. Хан Л. Современный уровень и перспективы развития механизированной забойной крепи // Глюкауф. – 1984. – № 3. – С. 29-35.
2. Longwall Mining. March 1995 // U.S. Department of Energy. Energy Information Administration. – Technical Report DOE/EIA-TR-0588. – Р. 60.
3. Гребенкин С.С., Доронин А.Д., Стадник В.Н. Механизация и электрификация очистных работ на крутых пластах. – Донецк, 1988. – 83 с.
4. Методика выбора и расчета рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей для тонких крутых пластов. – М.: Минуглепром, 1990. – 15 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 03.06.09*

УДК 622.831.3

Е.Н. Халимендигов

### ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ НА СОСТОЯНИЕ ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЫ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ РЕТРОСПЕКТИВНОГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Викладено оптимальні варіанти керування газодинамічними проявами при високих швидкостях відпрацювання вугільних пластів.

Изложены оптимальные варианты управления газодинамическими проявлениями при высоких скоростях отработки угольных пластов.

Optimal versions of operation by gasdynamic manifestations in high speeds of working off coal layers propose.

Опыт работы ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная №1» показывает, что достичь желаемых и крайне необходимых высоких технико-экономических показателей возможно путем применения комбинированной системы разработки, включающей подготовку столба, отработку лавы обратным ходом с прямоточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка. Шахта отрабатывает одиночный пласт  $d_4$ . Он опасен по внезапным выбросам угля и газа, не склонен к самовозгоранию. Марка угля  $K$ . Пластовая промышленная зольность 16,2-21,1%, выход летучих веществ 28,3-30,5%, содержание серы 0,53-0,67%. Мощность пласта на различных участках шахтного поля изменяется от 0,7 до 2,2 м. Песчаники опасны по выбросам породы и газа. Выработки не опасны по прорывам метана.

На основании анализа 20-летнего опыта ведения горных работ, проявлений горного давления и газо-

динамической активности пласта в подготовительных и очистных забоях, уточнены и сформулированы основные тенденции этих проявлений, уточнены геомеханические схемы напряженно-деформированного состояния призабойной зоны пласта при переходе со скорости подвигания лав с 40-50 м/мес. до 100-130 м/мес.

С точки зрения снижения газодинамической активности пласта и обеспечения устойчивости пород кровли в призабойной зоне главное преимущество отработки лав обратным ходом хорошо известно – это разделение подготовительных и очистных работ в пространстве и во времени. Однако не менее важно, что при подготовке выемочного участка производится эксплуатационная разведка условий залегания пласта в пределах последующей отработки запасов этажа или яруса. Проще говоря, заблаговременно (до ведения очистных работ) определяется рельеф зале-

гания пласта на этом участке, а именно: наличие тектонической нарушенности – пликативных и мелко-амплитудных дизъюнктивных дислокаций, пережимов, расщеплений, крупной трещиноватости, изменений мощности и т.д. Информация о тектонической нарушенности является исходной базой для предварительного и обоснованного принятия технологических решений ведения очистных работ.

Конвейерный штрек, проведенный и поддерживаемый в массиве угля, является техногенной полостью, обеспечивающей разгрузку вмещающих пород и угольного пласта, а также дренаж метана из окружающего массива. В этом плане значительную положительную роль оказывает фактор времени. Обычно от начала проведения конвейерного штрека до начала ведения очистных работ проходит не менее 1,5-2 лет. Область влияния штрека вглубь окружающего его массива составляет не менее 3-4 приведенных диаметров выработки. Это значит, что от контура штрека вглубь массива размеры зоны разгрузки достигают 20-25 м, что подтверждается опытом разработки и многочисленными исследованиями. Прилегающий к штреку участок угольного пласта претерпевает механическую деструкцию, т.е. в нем увеличивается микротрещиноватость и возникает макротрещиноватость, способствующая активизации процесса дренирования метана из пласта и окружающих пород.

Предварительное «ослабление» суфлярных выделений метана при опережающем проведении подготовительных выработок – это положительный фактор для последующего ведения очистных работ и уменьшения газовыделения в призабойное пространство лавы.

Согласно опыту разработки пласта  $d_4$  при проведении подготовительных выработок вблизи крупных геологических нарушений (Криворожско-Павловский сброс, Удачнинский и Котлинский надвиги) происходили непрогнозируемые суфлярные выделения метана из пород почвы интенсивностью от 1 до 30 м<sup>3</sup>/мин. В июне 2007 года, например, в дренажном штреке центральной панели блока №8 газовыделение из суфляра превышало 30 м<sup>3</sup>/мин. Содержание метана в месте ведения работ составляло более 6,0%, а в исходящей струе воздуха из выработки – более 2,0%. Затраты времени на ликвидацию последствий таких аварийных ситуаций составляли от 1-3 суток до 1,5-2 месяцев.

При этом применяли следующую безопасную технологию отвода из выработок метано-воздушной смеси с повышенной концентрацией метана:

1. Первоначально устанавливали воздушный эжектор для увеличения расхода воздуха в месте дренирования метана с целью снижения его содержания у забоя. Современный эжектор типа Э-70 позволяет подавать непосредственно к источнику выделения метана до 70 м<sup>3</sup>/мин воздуха (при расходе 4 м<sup>3</sup>/мин сжатого воздуха). Установка нескольких эжекторов обеспечивает безопасное содержание метана в выработке при увеличении расхода воздуха в месте возникновения суфляра до 210-280 м<sup>3</sup>/мин. Ес-

ли содержание метана в устье тупиковой выработки превышает предельно допустимые нормы, тогда к ее устью необходимо обеспечить дополнительную подачу свежего воздуха. С этой целью в месте установки основного рабочего вентилятора местного проветривания в качестве резервного должен быть установлен высоконапорный вентилятор типа AL 12-750 или GAL 14-900 (в зависимости от фактического газовыделения).

2. В выработках одновременно прокладывают три трубопровода: противопожарный, дегазационный и для сжатого воздуха. Каптаж метана с небольшим расходом (до 1,5 м<sup>3</sup>/мин) рационально осуществлять с помощью колпаков, подключаемых к дегазационному трубопроводу. Метан из-под колпака извлекается под собственным давлением или с разряжением до 50 мм рт. ст. Для герметизации колпаков применяется бетонная или глиняная подушка. Если в месте выделения метана имеется ряд трещин и отсутствует возможность перекрыть его колпаком, тогда отвод метана следует осуществлять через скважины, подключенные к дегазационному трубопроводу. Устье каждой скважины должно быть оборудовано герметизатором типа ГДПМ-1.

Применение комбинированной системы с отработкой лав обратным ходом с прямоточным проветриванием выемочного участка позволяет практически избавиться от притока и затопления призабойного пространства метаном, поступающим из выработанного пространства лавы. Очень важно, что на сопряжениях лавы со штреками отсутствуют скопления метана, содержание которого превышает допустимые нормы. Если на сопряжении лавы с конвейерным штреком отмечается повышенное содержание метана (больше допустимой нормы), то производится его отвод из выработанного пространства лавы средствами дегазации через надштрековую охранную конструкцию (литуую полосу).

При отработке лавы обратным ходом на участках расположения нижней и верхней ниш практически устраняется газодинамическая активность. Это обусловлено тем, что концевые участки столба (по падению и восстанию) предварительно разгружены и дегазированы. Об этом свидетельствует повышенная крепость угля на краевых участках подготовленных столбов (по падению и восстанию) по отношению к средней их части, что обусловлено предварительной разгрузкой и дегазацией пласта. В природных аномальных зонах эта опасность также устраняется.

Геомеханический процесс влияния скорости подвигания лавы на состояние пласта и кровли в призабойной зоне заключается в том, что с ее увеличением возрастает по простиранью площадь опорной зоны на краевую часть угольного массива, воспринимающую переменные воздействия дополнительных напряжений. По увеличенной длине опорной зоны удельные давления (напряжения) распределяются более плавно по сравнению с малой скоростью подвигания. Кроме того, уменьшается уровень пикообразных пригрузок и удельных их давлений на крае-

вую часть пласта. Влияние большой скорости подвигания лавы на механизм воздействия опорного давления на краевую часть массива можно уподобить накату на него массивной морской волны широкой у основания, но с меньшей высотой ее гребня. Характер эпюр распределения временного опорного давления впереди лавы наглядно показывает, что при высокой скорости ее подвигания нет ярко выраженного участка или «пика» восприятий дополнительных пригрузок (рис.).

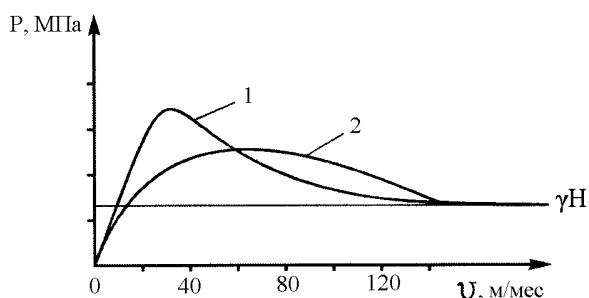


Рис. Эпюры распределения опорного давления впереди движущейся лавы при разных скоростях ее подвигания: 1 – скорость до 50-60 м/мес.; 2 – то же, до 80-100 м/мес. и более

В целом увеличение скорости подвигания лавы – это фактор уменьшения периода отрицательного влияния временного опорного давления на краевую часть угольного пласта. Увеличение скорости подвигания лавы сопровождается возрастанием длин зависающих консолей пород кровли над ее выработанным пространством. Эти консоли не оказывают существенного влияния на рост напряжений и деформаций в краевой части опережающего углепородного массива. Во-первых, современные механизированные крепи постоянного сопротивления, выполняющие одновременно и роль посадочных, обладают большим отпором на линии разлома пород кровли. Во-вторых, обламывающиеся длинные консоли, даже разделившиеся на блоки, сильно не обрушаются, а образуют многозвеньевую шарнирную систему и упорядоченно оседают на обрушенные породы непосредственной кровли. Полное оседание обломившихся консолей происходит на большом расстоянии от призабойного пространства. Поэтому при увеличении скорости подвигания обеспечивается перенос преобладающей доли отрицательного влияния основной кровли как от плоскости забоя лавы вглубь угольного массива, так и в сторону выработанного

пространства. Практически происходит неуправляемый переход от вторичных посадок основной кровли к плавному опусканию без дополнительных мер по управлению горным давлением, со всеми вытекающими положительными последствиями для обеспечения устойчивости пород непосредственной кровли пласта в призабойной зоне и снижения газодинамической активности пласта.

В случае появления в призабойном пространстве суфлярных выделений метана быстрое подвигание лавы позволяет уменьшить время их перехода и оставить места истечения суфляров в выработанном пространстве.

На основе выполненного ретроспективного анализа опыта разработки пласта  $d_4$  можно заключить, что опытом ведения горных работ, в условиях тектонически нарушенного и выбросоопасного пласта  $d_4$  шахты «Красноармейская-Западная №1», доказана возможность обеспечения эффективной и безопасной добычи угля при отработке высоконагруженных лав обратным ходом и использовании особенностей протекания геомеханических процессов во вмещающем массиве при больших скоростях подвигания очистных забоев. Изложенные технологические и технические решения по подготовке столбов и отработке лав обратным ходом достаточно рациональны в условиях пологих пластов, как при наличии, так отсутствии реальной газодинамической активности углепородного массива.

#### Список литературы

1. Ильшов М.А., Скипочка С.И., Усаченко Б.М. Свойство пород угольных формаций в процессе своего разрушения проявлять дополнительную десорбцию связанных молекул метана. Диплом № 275 на открытие № А-334 от 21 июля 2004 г.
2. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до  $35^\circ$ . Руководство КД 12.01.01.503-2001. – К.: Минтопэнерго Украины, 2002. – 142 с.
3. Зборщик М.П., Пилюгин 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 27.05.09

**КАК ПРЕДОТВРАТИТЬ АВАРИЙНОСТЬ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ УКРАИНЫ**

Розглянуто головні небезпеки на вугільних шахтах, причини резонансних аварій і основні напрями їх запобігання.

Рассмотрены главные опасности на угольных шахтах, причины резонансных аварий и основные направления по их предотвращению.

Main dangers are considered on coal mines, reasons of resonance failures and basic directions on their prevention.

Тенденция развития топливно-энергетического комплекса в мире в XXI в. свидетельствует, что реальным стратегическим источником энергетической независимости и безопасности для многих стран, и прежде всего для Украины, является уголь и сопутствующий ему метан, запасы которого в недрах угольных бассейнов страны, по оценкам отечественных НИИ, составляют от 10 до 15 трлн. м<sup>3</sup>. Метан, находящийся в углепородном массиве в газообразном, жидком и твердом состояниях, при ведении горных работ выделяется в горные выработки, и его скопление при определенных условиях приводит к опасным последствиям, в том числе и взрывам.

Угледобывающая шахта – это уникальная по сложности производственная среда с вредными и опасными условиями труда, где нарушение Правил безопасности и других регламентирующих нормативов по охране труда в подземных условиях **даже одним работником** может привести к катастрофическим авариям с тяжелыми последствиями: многочисленными человеческими жертвами, огромными материально-техническими и финансовыми потерями и нанесением вреда экологии региона [1, 2].

Высокая степень опасности угольного производства объясняется, прежде всего, **метаноносностью** угольных пластов и вмещающих пород и обусловленными этим фактором сульфидными выделениями метана и внезапными выбросами угля и газа, интенсивным пылеобразованием при выполнении технологических процессов, особенно при выемке угля и проходческих работах, стесненностью и неосвещенностью рабочих мест и другими факторами, усложняющими условия подземного труда шахтеров.

Шахтный фонд Украины, кроме отдельных угледобывающих предприятий Ровеньковско-Антрацитовского региона, по горно-геологическим условиям и другим качественным критериям опасности является самым неблагоприятным из всех известных бассейнов в 80-ти угледобывающих странах мира.

Самый сложный Центральный район Донбасса отличается, наряду с перечисленными опасностями, присутствием крупных изломов напластований углепородного массива, определяющих специфику небезопасной и трудоемкой технологии выемки угля и проведения подготовительных выработок при отработке крутопадающих пластов.

Наибольшую опасность при освоении угольных месторождений представляет отработка выбросоопасных пластов. При ведении горных работ внезапные выбросы угля и газа происходят в очистных и подготовительных забоях всех видов, но наиболее интенсивно во вскрывающих пласты выработках. По сведениям МакНИИ, за период с 1906 г., когда произошел первый внезапный выброс **при вскрытии пласта** на шахте «Новая Смолянка» (г. Донецк), по 2002 г. зарегистрировано 216 выбросов **в подобных забоях**. Основное количество выбросов при **вскрытии** (83%) приходится на крутонаклонные и крутые пласты в Центральном Донбассе, остальные – на наклонные (4%) и пологие (13%) в других районах бассейна. Особой интенсивностью отличаются выбросы в забоях выработок при вскрытии пластов в местах геологических нарушений. Самые крупные по интенсивности выбросы были на шахтах им. К. Маркса – 42 тыс. т (1970) и 2,7 тыс. т (1985), им. Изотова – 18 тыс. т (1967), им. Гагарина – 14 тыс. т (1969), «Красный профинтерн» – 4,4 тыс. т (1973) и 4,0 тыс. т (1987) [3].

При проведении выработок с помощью буровзрывных работ особую опасность при вскрытии пласта представляют выбросы, относящиеся к группе «запоздалых» по отношению к времени ведения взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания. Подобный случай произошел 8 июня 2008 г. на шахте им. К. Маркса ГП «Орджоникидзеуголь», при котором погибли 13 человек.

Существующий комплекс мероприятий обеспечивает безопасную работу на выбросоопасных пластах, в том числе и при пересечении их выработками. Важнейшее и первоочередное место отводится своевременному и достоверному геологическому прогнозу: о выбросоопасности пласта, положении его относительно вскрывающей выработки, возможном скрытом геологическом нарушении и об оценке его опасности. Это требует высокой профессиональной грамотности ИТР и рабочих кадров соответствующих служб на шахтах, строгого соблюдения технологической дисциплины исполнителями – качественного и последовательного выполнения требуемых профилактических мер согласно «Инструкции по применению сотрясательного взрывания на угольных шахтах



Украины», ПБ и другим нормативным документам. Исполнители работ должны, кроме специальной подготовки, соответствовать психологической готовности и осознанной ответственности к трудовой деятельности на таких опасных пластах.

Вследствие отсутствия достаточных для нужд страны запасов угля с горно-геологическими условиями, безопасными при их эксплуатации, Украина не может прекратить отработку пластов, опасных по внезапным выбросам, с повышенной газоносностью и пылеопасностью и тонких пластов с тектоническими нарушениями и слабыми боковыми породами.

В 2005 г. МакНИИ совместно с другими институтами и предприятиями Минтопэнерго Украины разработана новая «Программа повышения безопасности труда на угледобывающих и шахтостроительных предприятиях на 2006-2010 годы», утвержденная постановлением Кабинета Министров (29.03.2006 г. № 374). Повышенное внимание Программой уделено техническим средствам противоаварийной защиты шахт, реконструкции шахтных вентиляционных систем, комплексной дегазации угольных пластов и другим вопросам. В частности, в 2006-2010 гг. намечено оснастить все шахты третьей и выше категорий по выделению метана, а также предприятия, разрабатывающие пласты, опасные по внезапным выбросам, унифицированной телекоммуникационной системой диспетчерского контроля и автоматизированного управления горными машинами и технологическими комплексами (УТАС). Однако из-за недостаточного финансирования в течение 2006-2007 гг. наметилось значительное отставание в выполнении этой программы. В июне 2008 г. Министерством угольной промышленности разработан расширенный «План первоочередных мероприятий по повышению уровня техники безопасности и охраны труда на угледобывающих и шахтостроительных предприятиях», утвержденный Кабинетом Министров Украины (11.06.2008 г. № 858), которым предусмотрено, прежде всего, усиление контроля за выполнением новой программы и решение многих других назревших вопросов безопасности труда в отрасли [4].

Одна из систем противоаварийной защиты УТАС функционирует на 14-ти угледобывающих предприятиях, в том числе – несколько лет на шахтах «Щегловская-Глубокая» ш/у «Донбасс», «Трудовская» и на одной из глубоких (1350 м) и опасных по газоносности, горным ударам, самовозгоранию угля и другим неблагоприятным факторам – на шахте им. А.А. Скочинского. По отзывам руководства последней, система работает надежно, позволяет из диспетчерской контролировать ситуацию на участках предприятия, своевременно влиять на технологические процессы, что придает психологическую уверенность в работе. К сожалению, внедрение ее на других предприятиях затягивается на неопределенный период по известной постоянной причине – из-за отсутствия достаточных финансовых средств.

Как видно, руководством страны и Минуглепромом принимаются меры по повышению безопасности

и охраны труда на угледобывающих предприятиях. В последние годы практически после каждой крупной аварии Госгорпромнадзор ужесточал меры по соблюдению безопасности труда. Так, с 25 июня 2000 г. введена система управления охраной труда на предприятиях отрасли. С ноября 2000 г. на шахтах с повышенной опасностью установлен круглосуточный надзор за соблюдением пылегазового режима; запрещена работа объекта до полного устранения выявленных нарушений по проветриванию, пылегазовому режиму, при эксплуатации аппаратуры автоматического контроля метана. Остановка объекта должна сопровождаться обязательным административным взысканием [5]. Наряду с этим, были созданы специальный центр подготовки инспекторов, Национальный научно-исследовательский институт (ННИИОТ) для координации и решения научных проблем в области охраны труда. Для повышения взрывозащиты на 25 шахтах внедрялось осланцевание выработок, предложенное специалистами США, и другие меры.

Динамика общего и смертельного травматизма (из информационных материалов Госгорпромнадзора) свидетельствует, что число несчастных случаев имеет тенденцию к сокращению. За период с **1990 по 2007** г. общий травматизм в отрасли снизился в 8,1 раза (с 47500 до 7873 случаев), а со смертельным исходом – в 1,8 раза (с 306 до 174 случаев в год). Однако коэффициент частоты смертельного травматизма, подсчитанного по занятости персонала в отрасли (к 100 тыс. чел.), как определяется во многих странах, не снижается и составляет 75 (в 2007 г.) против 46 (в 1990 г.). Это происходит на фоне спада объема добычи за рассматриваемый период в 2,2 раза (до 75,539 млн. тонн в год) и уменьшения численности трудящихся в 2,9 раза. Коэффициент частоты смертельного травматизма, подсчитанного относительно объема добычи угля (к 1 млн. т), тоже увеличился с 1,8 (1990 г.) до 2,3 (2007 г.). В бывшем Союзе в 1989 г. этот показатель составлял 0,89; в ФРГ – 0,54; в США – 0,06 [6]. С **1990 по 2008** г. на шахтах Украины произошло 34 аварии первой категории (при 5-ти и более смертельно травмированных), в основном при взрывах газа и угольной пыли, в том числе: внезапных выбросов угля и газа – 3, пожарах – 2 случая, в результате которых погибли 774 шахтера. За это время на шахте им. А.Ф. Засядько произошло 7 взрывов метановоздушной смеси (МВС) и угольной пыли (погибло 256 чел.), в угольной компании «Шахта «Краснолиманская» – 3 взрыва МВС и 1 внезапный выброс (57 чел.), по 3 взрыва – на шахтах «Суходольская-Восточная» ОАО «Краснодонуголь» (76 чел.) и им. А.А. Скочинского ГП ДУЭК (86 чел.).

Результаты расследований катастроф с групповыми несчастными случаями, анализ обусловивших их обстоятельств дают возможность сделать следующее заключение. Все аварии при взрыве МВС и угольной пыли (начиная с 1990 г.) произошли вследствие выполнения горных работ с грубейшими нарушениями технологии производственных процессов,

правил експлуатації машин, електрооборудованія, апаратури контролю содержания метана, количества подаваемого воздуха в забой и других средств защиты токоприемников при неконтролируемой загазированной и запыленной воздушной среде, превышающих предельно допустимые концентрации (ПДК), и дефектной системе проветривания.

«Непредсказуемое обстоятельство» – внезапное обрушение нависающего угольного массива с повышенным выделением метана в зоне геологического нарушения явилось, как считает Правительственная комиссия, основным фактором образования взрывоопасной МВС в конвейерном ходе на шахте «Дуванная» ОАО «Краснодонуголь» (4.10. 2008 г.). Детонатором ее взрыва, при котором смертельно травмировано шесть человек, послужило электрическое искрение в аппаратном отделении станции управления при **открытой крышке и отсутствии электро-механической блокировки** проходческого комбайна КСП-32 [7].

Самая крупная авария в истории угольной промышленности Украины, произошедшая на шахте им. А.Ф. Засядько 18 ноября (и 1, 2 декабря) 2007 г., в результате которой погибло 106 чел. (и 156 пострадавших с различной степенью тяжести), явилась следствием взрыва МВС с участием угольной пыли в выработках гор. 1078 м. Согласно версиям (пока) экспертной комиссии, причиной образования взрывоопасной концентрации метана могло быть внезапное выделение из вмещающих пород на сопряжении лавы с конвейерным штреком или образование слоевых скоплений метана в кровле выработки в области малых амплитудных тектонических нарушений. Источником воспламенения «допускаются» искрение при повреждении кабеля или электрооборудования, или фрикционное искрение при работе горных машин. Комиссия не исключает возможность участия в горючей смеси метана и других тяжелых углеводородов на большой глубине – «нового загадочного природного явления», поведение которых в подобных ситуациях еще не изучено отечественной горной наукой [8].

Экспертной комиссией выявлено множество нарушений требований Правил безопасности. В частности, при скоплении  $CH_4$  выше пороговых значений в выработке отсутствовала контролирующая аппаратура газа и установлен некачественный контакт кабеля лебедки с пускателем, что привело к взрыву МВС и угольной пыли [1].

Аналогичный подход достаточно рельефно прослеживается при расследовании большинства резонансных катастроф на предприятиях Украины. Заключается он, прежде всего, в выявлении загадочных природных явлений, непредсказуемых газодинамических процессов, вследствие которых происходило внезапное загазирование выработки. При этом не учитываются иногда даже показания геологического прогноза и сейсмопрогноза. С таким отношением к происходящему нередко определяется и источник искрения в взрывоопасной обстановке.

На шахте им. А.И. Гаевого во время проведения взрывных работ в подготовительном забое, выполнявшихся в несотрясательном режиме и без вывода людей из опасной зоны, произошел внезапный выброс угля и газа, приведший к гибели 7 чел. По решению комиссии привлечены к административной ответственности, в основном, в виде выговоров 10 человек.

Расследования аварий показали ужасающий в отдельных случаях непрофессионализм, низкий уровень знаний ИТР предприятий, что приводит к пагубным как предаварийным ошибочным действиям, так и во время аварий, которые усугубляют их последствия. Так, на шахте «Славяносербская» при загазированном выработанном пространстве лавы и наличии больших отложений высокодисперсной угольной пыли директором шахты было дано указание произвести принудительную посадку зависшей кровли накладными (привязанными к крепежным стойкам) зарядами ВВ, хотя посадку можно было осуществить с помощью лебедки, установленной на вентиляционном штреке. Причем, при производстве взрывных работ присутствовали и работники службы охраны труда [1].

На шахте «Украина» неправильные действия диспетчера и других ответственных должностных лиц, по указанию которых произвели спуск работников в шахту после информации из шахты о пожаре, полученной диспетчером, привели к увеличению количества погибших. При рассмотрении катастрофы (2007 г.) на шахте им. А.Ф. Засядько проявилась непростительная некомпетентность в предаварийной обстановке на шахте заместителя директора предприятия по охране труда и технике безопасности [8]. На ш. К. Маркса, **вопреки запрещению государственного надзора на добычу угля** (распоряжение районной горнотехнической инспекции №102 от 6 июня 2008 г.), в момент аварии 8 июня в шахте находились 37 горняков, 13 из них погибли [11].

В рассмотренных резонансных авариях, результатах их расследований государственными и экспертными комиссиями и многих других подобных случаях – **езде контрастно прослеживается основная порождающая их причина – человеческий фактор**. Итак, при бесконтрольности взрываемость МВС и угольной пыли – наиболее грозное явление из всех специфических опасностей, сопровождающих добычу угля подземным способом на угледобывающих предприятиях Украины [2].

Следует сказать, что за последние десятилетия новые методы борьбы с пылеобразованием и пылеподавлением не разрабатываются. Практически сведена к нулю и приборная база контроля за пылеотложением и измерением запыленности рудничного воздуха. В период бывшего Союза МакНИИ, наряду с ВостНИИ (Россия), являлся пионером в разработке и внедрении на шахтах СССР средств и способов борьбы с пылью, чего не наблюдается в настоящее время.

Важное значение в профилактике профпатологии имеет ранняя диагностика на этапе периодических

осмотров и методов профилактики ранних проявлений заболеваний. Согласно приказу МОЗ (2007 г.) предприятие совместно с городской СЭС на основании материалов аттестации рабочих мест, исследования рудничного воздуха рабочей зоны должны определить перечень профессий, которые подлежат предварительным и периодическим медосмотрам. Вследствие их отсутствия или низкого уровня проведения смертность горняков от сердечной недостаточности на рабочих местах, начиная с 1995 г., составляет 16-20% от смертельного травматизма в год по отрасли. Не выполняется постановление Кабинета Министров о регулярной (раз в 5 лет) аттестации рабочих мест по условиям труда, их соответствии требованиям ПБ. Пришла в упадок система санитарно-бытового обслуживания работающих: аннулировано диетическое, свернуто подземное питание, ухудшился оздоровительный процесс в санаториях-профилакториях (кроме ОАО «Краснодонуголь» и некоторых других предприятий), на здравпунктах не функционируют ингаляторы и фотарии. Нарушена система медико-санитарной помощи на предприятиях.

Из приведенной информации следует, что снижение трагической аварийности и создание безопасных и санитарно-гигиенических условий труда для работающих в шахте является главной проблемой в угольной промышленности Украины. В настоящее время привычное выражение – «кадры решают все» остается в полном соответствии со временем. Кадровый вопрос является одним из самых важных и сложных в угольной промышленности, о чем убедительно свидетельствует положение в отрасли, в вопросах безопасности и охраны труда – особенно. В последние годы рельефно проявляется дефицит профессионализма, знаний и опыта кадров практически на всех уровнях управленческой и исполнительской функций производства. Технический руководитель должен владеть достаточными теоретическими и практическими знаниями горного дела, особенно вопросами охраны труда, информацией о трагических авариях и травматизме как на шахте, где работает, так и в угольной отрасли в целом, о причинах и факторах, создавших аварийные ситуации. Для этого, на наш взгляд, следует издавать ежегодно отраслевой бюллетень по резонансным авариям в отрасли.

На руководящие должности необходимо ставить принципиальных, дееспособных, профессионально состоявшихся порядочных людей, а не по принципу «кумовства» и преданности вышестоящему чиновнику. Особое внимание надо уделять подбору и подготовке начальников участков – главных действующих лиц, **решающих судьбу угледобычи и безопасных условий работы трудящихся.** В связи с этим в вузах горного профиля следовало бы **усилить программу обучения по дисциплинам, связанным с вопросами безопасности и охраны труда.**

Обстоятельства обязывают кардинально изменить профессиональную подготовку и воспитание рабочих кадров в системе обучения учебно-курсовых комбинатов и учебных пунктов по обновленным програм-

мам преподавания и методикам воспитания, с материальной базой нового технического уровня и специально подготовленным в отраслевых НИИ по охране труда преподавательским составом. В программе обучения **основой должны быть приоритет жизни и здоровье человека – своей и других работающих, вопросы безопасности и охраны труда с преобладанием их в течение всего срока обучения.**

Важное место в снижении травматизма занимает профессиональный отбор при приеме на работу в шахте, где могут быть опасными действия работников любой категории. Поэтому на подземных работах, как и в других ведущих отраслях (например, в авиации, в морфлоте подводники и др.), должны работать только профессионально грамотные, физиологически и психически здоровые, физически крепкие специалисты, для чего при приеме на работу обязательно всем проходить профотбор и периодические медицинские освидетельствования, чтобы выявить пригодность к труду в опасных условиях.

Недостаток финансовых средств предопределяет многие негативные обстоятельства в вопросах охраны труда в отрасли. Из-за их дефицита, прежде всего, с 1990 г. практически прекращена замена стационарных установок, 80% из них уже отработали до 3-х сроков службы, на некоторых шахтах по 2-3 года даже не осматриваются. Обследованием их занимаются подставные организации, что сказывается на качестве выполняемых работ. Средства уходят, а аварийное состояние оборудования остается [11]. С такими установками аварии могут стать закономерностью, как случилось на шахте им. К. Маркса при взрыве в июне 2008 г.

На шахтах постоянно испытывается необеспеченность в коллективных и индивидуальных средствах защиты (особенно СМГ-1,1) и других охранных мерах шахтеров, что создает предпосылку к авариям и усугубляет положение с травматизмом при этих трагедиях. Это подтверждает взрыв на шахте им. XIX партсъезда (1998 г.), пожар на ш. «Украина», где в день трагедии обеспеченность СИЗ составляла 40-60%, коллективными – 5% и др. случаи.

«Финансовое положение осложняется и тем, что практически нет контроля над затратами на производство продукции. Контролирующими органами постоянно вскрываются факты бесхозяйственности, нарушения платежной дисциплины, незаконно-нецелевого или неэффективного использования бюджетных ресурсов» (из выступления министра на коллегии Минуглепрома 15.08.2008 г.) [11]. В то же время на мероприятия по охране труда средств не хватает, выделение их осуществляется по остаточному принципу. Следовательно, недостаток средств на профилактические мероприятия по созданию безвредных и безопасных условий труда на рабочих местах и нежелание отдельных руководителей, особенно частных предприятий, расходовать средства на эти цели предопределяют постоянную аварийно опасную обстановку на предприятиях. К сожалению, на шахтах продолжают коррупционные сделки по сбыту угля и приобретению оборудования и мате-

риалов по завышенным ценам через паразитирующие посреднические фирмы.

В течение 2-х последних десятилетий шахтеры Украины за тяжелый и опасный труд получают нищенскую зарплату, которая не обеспечивает заслуженно нормальную жизнь с активным отдыхом и санаторно-курортным лечением, что, естественно, отрицательно сказывается на производительности и безопасности труда. За 2008 г. среднемесячная заработная плата в отрасли составила 3107 грн, проходчиков – 4574, ГРОЗ – 5068 (в 2006 г. она равнялась 1480, 2220, 2437 грн соответственно). Задержки ее выплат, которые постоянно сопутствуют труду горняков, – катастрофа для работников и их семей.

Для создания безопасных и улучшения санитарно-гигиенических условий труда на шахтах требуются огромные материально-технические и финансовые затраты, использование научного потенциала, изменения законодательных и правовых норм при решении назревших проблем в угольной промышленности Украины. В настоящее время необходимо выполнять, на наш взгляд, следующее:

Оборудование всех газовых шахт комплексными системами противоаварийной защиты (УТАС), проведение исследований по их совершенствованию с наделением управляющими функциями.

Обеспечение работников угледобывающих и шахтостроительных предприятий средствами индивидуальной и коллективной защиты.

Совершенствование системы управления охраной труда (СУОТ) в направлении, прежде всего, конкретизации и разграничений обязанностей и усиления ответственности должностных лиц угольных предприятий за создание безопасных и санитарно-гигиенических условий труда шахтеров, за состояние ТБ и ОТ.

Подготовка рабочих мест с условиями, соответствующими требованиям аттестационных нормативов с необходимой материально-технической обеспеченностью и достаточной для производительного и безопасного труда работающих.

Министерству угольной промышленности и МакНИИ следует разработать специальную программу по борьбе с пылью (пылеобразованием, пылеподавлением и пылеулавливанием) в шахтах.

Внедрение эффективной комплексной дегазации на угледобывающих предприятиях, состоящей из системы внутришахтной (подземной) дегазации пластов, спутников и выработанного пространства и предварительной дегазации углепородного массива через скважины, пробуренные с поверхности на подготавливаемом к отработке шахтном поле (участке).

Разработка антикоррупционной программы по обеспечению эффективного использования бюджетных средств, выделенных на повышение уровня безопасности и охраны труда на угледобывающих предприятиях.

При подготовке новых выемочных полей на предприятиях, опасных по метановыделению, предусматривать прямочные схемы проветривания.

Должен быть постоянно действующий жесткий государственный контроль за соблюдением Правил безопасности и других законодательных нормативов при адекватном функционировании отраслевой службы охраны труда, всех инженерно-технических работников и руководителей по осуществлению СУОТ на предприятиях.

Применение системы материального стимулирования работодателей и исполнителей за повышение уровня безопасности и охраны труда на рабочих местах и отсутствие травматизма.

Внесение изменений в законодательство (от МУП) по усилению требований к работодателю и работникам за нарушение норм и правил безопасности и охраны труда – вводом штрафных санкций в размерах, применяемых в странах Европы и США,

Принципиальность, объективность и открытость в работе государственных комиссий при расследовании катастроф на шахтах – одно из важнейших профилактических мероприятий по упреждению безответственности и безнаказанности работников и по предотвращению аварийности в отрасли.

### Список литературы

1. Охрана труда и подготовка кадров в угольной промышленности Украины / Копылов В.А., Бортник А.А., Ивашин В.М., Ивашин Ю.В. // Уголь Украины. – 1999. – № 9.
2. Ивашин В.М., Ануфриенко А.А., Губкина Г.П. Роль человеческого фактора в охране труда в угольной промышленности // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 12. – С. 40-47.
3. Хорунжий Ю.Т. Пересечение выбросоопасных пластов выработками // Уголь Украины. – 2002. – № 10.
4. Информационно-аналитический бюллетень. Ведомости Министерства угольной промышленности Украины // Уголь Украины. – 2008. – № 6.
5. Усилить государственный надзор, снизить производственный травматизм // Охрана труда. – 2001. – № 3.
6. Мышляев Б.К. О проблемах безопасности ведения горных работ на шахтах Российской Федерации // Уголь. – 2004. – № 2.
7. Причины аварии на ш. «Дуванной» названы. – Шахтер Краснодона. – 2008. – № 43.
8. Так что же произошло на шахте им. А.Ф. Засядько? // Информационно-аналитический бюллетень «Чистый четверг». – 2007. – № 4(16).
9. Чупрынина Г.Ф. Некоторые аспекты профилактики профессиональных заболеваний // Информационно-аналитический бюл. «Чистый четверг». – 2008. – № 2(18).
10. День охраны труда – раз в году, работа по охране труда – каждый день // Информационно-аналитический бюл. «Чистый четверг». – 2008. – № 2(18).
11. Сбирать камни труднее, чем разбрасывать // Сбойка. – 2008. – № 7-8.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Голіньком 25.06.09*

УДК 552(477.62)

В.Ф. Раздорожный, Т.Я. Иваненко, П.И. Пигулевский

## О НАХОДКАХ ЭКЛОГИТОВ И ЭКЛОГИТОПОДОБНЫХ ПОРОД В ПРЕДЕЛАХ ПРИАЗОВСКОГО МЕГАБЛОКА УКРАИНСКОГО ЩИТА

Наведено мінералого-петрографічні та хімічні характеристики еклогітів і еклогітоподібних порід.

Даны минералого-петрографические и химические характеристики эклогитов и эклогитоподобных пород.

The mineralogical-petrographical and chemical characteristics of eclogite are analysed.

**Введение.** Проблема строения земной коры и верхней мантии Приазовского мегаблока Украинского щита интересна многим исследователям в связи с изучением возможности существования тектоники плит в докембрии, геологической истории развития региона, прогнозированием и поисками минеральных ресурсов. Несмотря на большой объём геолого-геофизических работ, выполненных в пределах мегаблока, множество вопросов глубинной тектоники и геодинамики региона, имеющего сложное и изменчивое строение земной коры и верхней мантии, остаются неразрешёнными. Поэтому находки эклоги-

тов и эклогитоподобных пород в центральной и юго-западной частях Приазовского мегаблока [1, 2] дают ученым, занимающимся этой проблемой, новую информацию для осмысливания уже имеющихся геологических построений.

Первая находка эклогитоподобных пород в пределах Приазовского мегаблока была сделана авторами в 1987 году (рис. 1) при проведении ГГК-50 Володарской площади (Донецкая область, скв. 1079, левый борт р. Каратыш в 6 км юго-восточнее села Федоровка).

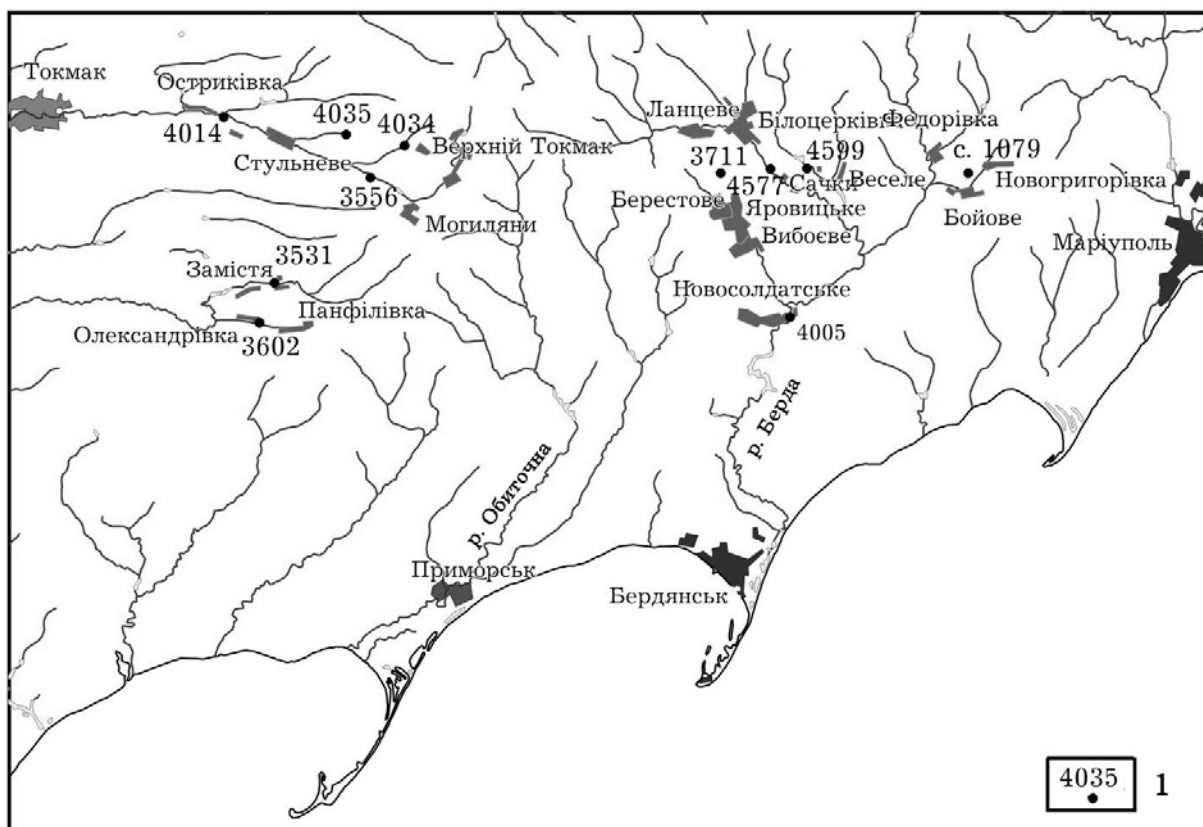


Рис. 1. Обзорная карта мест находок эклогитов и эклогитоподобных пород в пределах Приазовского мегаблока УЩ; 1 – места находок эклогитов и эклогитоподобных пород (номера точек наблюдений – т.н.)

**Геолого-топографическая позиция эклогитоподобных пород.** При проведении ГДП-200 Бердянского листа [1] эклогитоподобные породы были встре-

чены (рис. 1): среди образований верхнетокмакской (левый борт р. Токмак, 200 метров выше устья р. Кайинкулак, т.н. 4014); кайинкулакской толщи за-

падноприазовской серии (с. Боевое, левый борт р. Юшанлы точка наблюдения (т.н.) – 3531); драгунской толщи (3 км западнее с. Панфиловка, левый борт балки Чокрак, т.н. 3602); темрюкской свиты центральноприазовской серии (правый борт р. Берда, в 1,0 км южнее устья р. Берестовой, между сс. Карла Маркса и Николаевка т.н. 4105). Кроме того, ксенолиты этих пород были отмечены среди гранитов низянской ассоциации в правом борту балки Сысы-Кулак, на северо-восточной окраине пгт Черниговка (т.н. 4034) и среди ультрабазитов в левом борту р. Токмак, на юго-восточной окраине пгт Черниговка (т.н. 3556). Однако, наиболее представительный выход эклогитов и эклогитоподобных пород установлен в правом борту среднего течения р. Каратюк, в 1 км северо-западнее с. Садовое, в 100 метрах выше плотины водохранилища (т.н. 3711, 4599, 4577). Здесь, среди задернованных склонов видны выступы 3 x 5 м шириной и до 1 м высотой серой тонкозернистой породы, которые являются частью жилы мощностью до 4-5 метров и длиной до 120 метров. Ее азимут простирания – северо-восток 50°. Жила сложена в основном плагиоклазом, амфиболом и клинопироксеном, с редкими мелкими светло-розовыми зернами оранжевого в шлифах граната. В основной массе жилы, близкой по составу к амфиболитам, отмечаются округлые розовые пятна (гнезда) диаметром 5-10 см, сложенные в основном оранжево-розовым гранатом, кварцем и темноцветными минералами (амфибол-каринтин и клинопироксен). Местами гнезда сливаются друг с другом и образуют скопления размером до 1 м в диаметре. Переходы между основной массой

породы (амфиболитом) и включениями постепенно-распльчатые на расстоянии 1-3 см. Исходя из минерального состава, гранатосодержащая клинопироксен-амфибол-плагиоклазовая порода, основная масса тела жилы, названа эклогитоподобной породой - эклогит-амфиболитом. Розовые включения в ней гранат-клинопироксен-каринтинового состава, содержащие небольшие добавки плагиоклаза и кварца, определены как эклогиты. В целом, вероятно, жила представляет собой диафторированный эклогит, а гранат-пироксеновые включения – это реликты свежей породы. В северо-восточном замыкании жилы в уступе возле уреза воды высотой около 1 м виден торец жилы эклогит-амфиболита и примыкающей к ней с юга жилы горнблендита. Видимая ширина выхода обоих пород около 2 метров. Контакт между горнблендитом и метаэклогитом четкий, вертикальный. Горнблендит в контакте тонкослоистый, вероятно, был закален. По петрографическим данным он содержит оливин – до 10% и ортопироксен – до 20%. Горнблендит относится к новосельской ассоциации палеопротерозоя. Сформировался он позже амфибол-эклогита, так как на выветрелой поверхности последнего видны многочисленные неглубокие черные жилки-просечки длиной в первые сантиметры и дециметры и мощностью в доли и первые миллиметры, которые выполнены черным амфиболом, подобным амфиболу жилы горнблендита.

Сравнение эклогитов Приазовского мегаблока с подобными породами на острове Еловый (Кольский полуостров) [3] и Северного Прибайкалья [4] по химическому анализу, приведены в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав эклогитов и эклогитоподобных пород (вес. %)

	1	2	3	4	5	6
SiO <sub>2</sub>	46.2	41.0	41.44	44.92	46.83	42.8
TiO <sub>2</sub>	0.52	0.63	0.11	0.63	1.38	0.87
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.7	11.47	8.5	18.1	13.35	21.57
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.11	7.07	1.98	1.95	1.48	4.48
FeO	13.4	7.86	10.97	9.13	12.23	3.87
MnO	0.23	0.21	0.13	0.17	0.28	0.12
MgO	14.17	13.13	21.53	9.05	6.9	4.07
CaO	7,5	11,84	4,91	10,29	11,26	19,83
Na <sub>2</sub> O	1,03	1,21	0,23	1,18	2,34	0,28
K <sub>2</sub> O	0,18	0,58	0,05	1,64	1,34	0,36
H <sub>2</sub> O-	0,33	0,34	0,40	-	0,03	ппп 1,92
H <sub>2</sub> O+	0,32	2,24	9,51	3,02	2,95	
CO <sub>2</sub>	-	1,9				
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,15	0,21				
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,07	0,33				0,36
NiO <sub>2</sub>	0,026	0,057				SO <sub>3</sub> 0.06
Σ	99,98	100,13	99,76	100,08	100,37	99,8

Примечание: 1 – ортопироксеновый эклогит, остров Еловый [3]; 2 – каринтиновый эклогит, Забайкалье, Южно-Муйская глыба [4]; 3 – гранатовый ультрабазит; 4 – метабазит; 5 – эклогит; 6 – эклогитоподобные породы, Западное Приазовье.

По данным этих анализов следует, что эклогиты Приазовского мегаблока более алюминистые и каль-

циевые, но содержат меньше магния и железа. Эти различия в химическом составе, по-видимому, обу-

словлены первичной неоднородностью вещества мантии, и, во-вторых, глубиной формирования магматического очага.

В физических полях масштабов 1:50000-1:25000 из-за малого размера тел, эти породы не проявлены. Как показано на рис. 2, существенным отличительным признаком их – это повышенные значения плот-

ности ( $\sigma_{\text{ср.}} = 3,05 \text{ г/см}^3$ ) и относительно повышенные значения намагниченности ( $\chi_{\text{ср.}} = 502 \times 10^{-5} \text{ ед. СИ}$ ).

Из полезных ископаемых, связанных с эклогитами и эклогитоподобными породами, заслуживают внимание алмазы. Известны районы (Казахстан), где их разрабатывают. Однако в пределах Приазовского мегаблокаУЩ, этим пока никто не занимается.

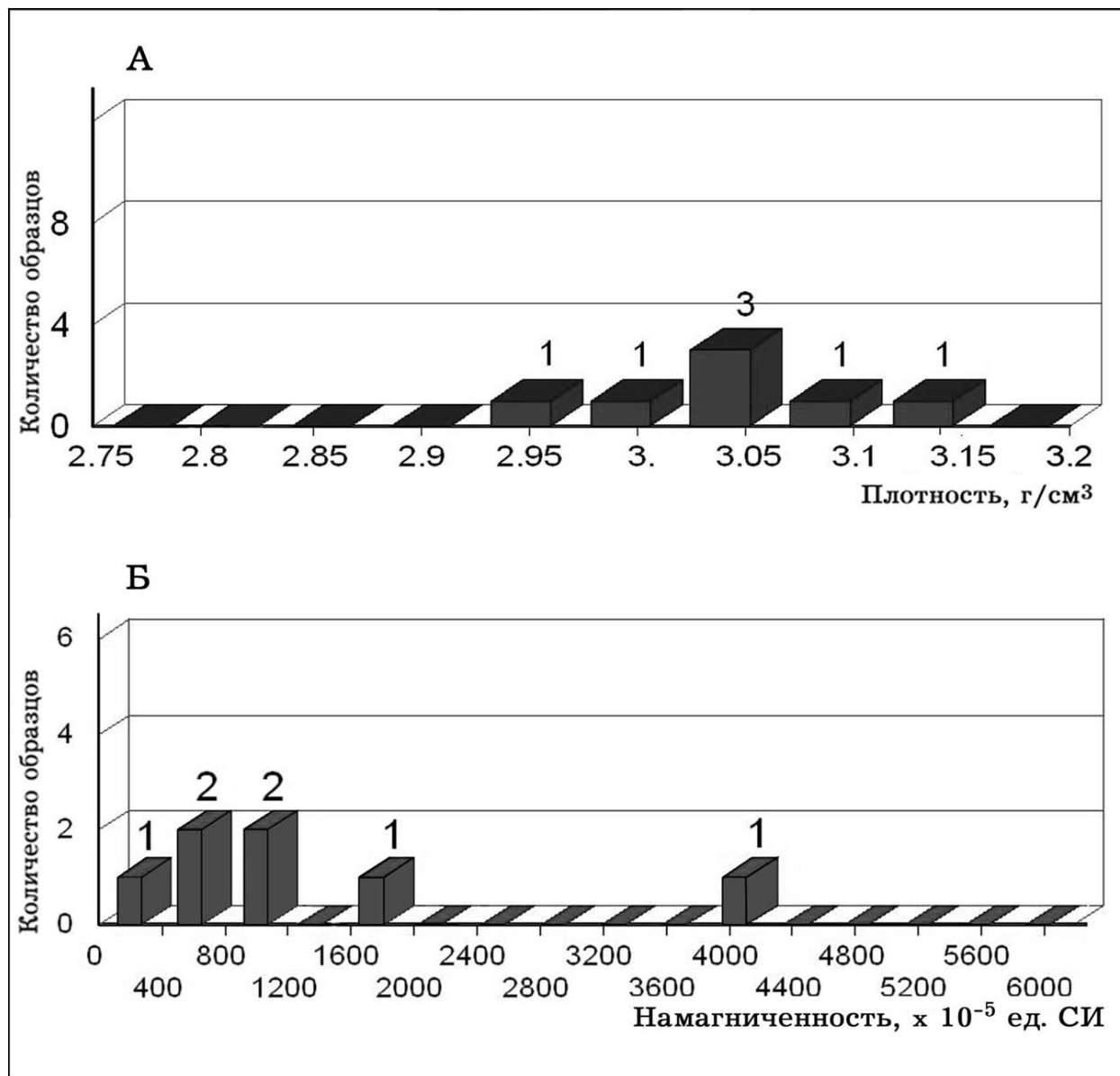


Рис. 2. Гистограммы физических свойств эклогитов и эклогитоподобных пород: А – плотность; Б – намагниченность

**Минералого-петрографическая и химическая характеристики эклогитов и эклогитоподобных пород.** По минеральному составу данные породы делятся на две группы: первая плагиоклаз-пироксен-амфиболовые (эклогит-амфиболиты) встречены в т.н. 3711, 4014, 4034, 4577, 4599/1-3, 10, вторая – плагиоклаз-пироксен-гранатовые (эклогиты) встречены в т.н. 4571/1, 3602, 3711/5, 4599/4-4а [1].

**Эклогит-амфиболиты.** Это темно-серые с зеленоватым оттенком массивные, сливные кварцитовидные породы, очень прочные. Микроструктура этих пород – немагнотгранобластовая, метагаббровая, с реликтами габбровой. Средний минеральный состав в (%): андезин-дабродор – 40-47, клинопироксен (омфацит (?)) – до 30, роговая обманка – 0-35, псевдоморфозы антофиллит-жедрита по пироксену(?) до 10, гранат – 0,3, сфен – 1-3, титано-магнетит – 5-10;

акцессорные: апатит, рутил, магнетит, ортит; вторичные: эпидот – 1-15, карбонат, мусковит. Своеобразной особенностью этих пород является наличие грязно-зеленого, иногда с буроватым оттенком пироксена-омфациита? Редко в нем можно наблюдать структуры распада, выраженные тонкими включениями другого минерала, а также полные псевдоморфозы лучистого амфибола по минералу с морфологией пироксена?

Средний химический состав эклогит-амфиболитов по выборке из 7 проб (вес. %):  $\text{SiO}_2$  – 42,08;  $\text{TiO}_2$  – 0,87;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 21,57;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 4,48;  $\text{FeO}$  – 3,87;  $\text{MnO}$  – 0,123;  $\text{CaO}$  – 19,83;  $\text{MgO}$  – 4,07;  $\text{Na}_2\text{O}$  – 0,28;  $\text{K}_2\text{O}$  – 0,36;  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,36;  $\text{SO}_3$  – 0,064; ппп – 1,92; сумма – 99,8.

**Эклогиты.** Это светло-серые с розовым оттенком массивные мелко-зернистые породы. Преобладающими минералами данных пород являются (вес. %): гранат – 30-50, клинопироксен – до 40, андезин – до 3, кварц – 10-35, редко (т.н. 3662/2) – кордиерит. Как второстепенные, отмечаются: эпидот – 0-10, грюнерит – 0-7, сфен – 0-7, магнетит – 1-2, апатит – 0-1; вторичные: гидроксиды железа, сосюрит, серицит, карбонат – 0-10, пиннит (агрегат хлорита, гидроксиды железа, серицита по кордиериту). Характерной особенностью эклогитов является степень изменения плагиоклаза. Под микроскопом можно видеть почти все стадии раскисления и сосюритизации плагиоклаза.

Средний химический состав эклогитов незначительно отличается от состава эклогит-амфиболитов. Различие состоит в меньшем содержании  $\text{MgO}$ , но больше  $\text{CaO}$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Эклогиты содержат (вес. %):  $\text{SiO}_2$  – 42,8;  $\text{TiO}_2$  – 0,8;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 22,5;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 4,3;  $\text{FeO}$  – 4,5;  $\text{MnO}$  – 0,15;  $\text{CaO}$  – 20,2;  $\text{MgO}$  – 1,8;  $\text{Na}_2\text{O}$  – 0,36;  $\text{K}_2\text{O}$  – 0,18;  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,3;  $\text{SO}_3$  – 0,07; ппп – 1,83; сумма – 99,79. По петрохимическим параметрам и эклогит-амфиболиты и эклогиты сходны: это ультраосновные высокоглиноземистые породы калиево-натриевой серии. На петрохимических диаграммах А.Д. Ракчеева и П. Ниггли они попадают в поля магматических пород и продуктов их метаморфизма. Индекс дискриминантной функции  $DF = 10,15$ , что соответствует ортопоруде. Средние содержания элементов-примесей в эклогитоподобных породах и эклогитах отличается незначительно и в среднем составляют ( $10^{-3}$  %): фосфор – 50, таллий – 0,07, свинец – 1,1, титан – 300; ванадий – 8,0; марганец – 85,0; галлий – 0,9; никель – 4,5; молибден – 0,065; олово – 0,175; церий – 3,0; иттрий – 1,0; медь – 1,35; цирконий – 20,0; лантан – 2,0; цинк – 5,0.

Плотность эклогит-амфиболитов в среднем составляет  $2,99 \text{ г/см}^3$ , а эклогитов –  $3,05 \text{ г/см}^3$ ; магнитная восприимчивость эклогит-амфиболитов в среднем равна  $946 \times 10^{-5}$  ед. СИ, а эклогитов –  $502 \times 10^{-5}$  ед. СИ. При сравнении эклогитоподобных пород Приазовского мегаблока и эклогитоподобных пород из трубки взрыва острова Елового (Кольский полуостров) [3], прослеживается общность минерального состава (содержания граната, клинопироксена, плагиоклаза примерно одинаковы) и различие в их хи-

мизме. Если по содержанию  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  они сходны, то по содержанию  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{CaO}$  они отличаются. Породы Приазовского мегаблока более обогащены этими элементами и обеднены  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  (см. табл. 1).

## Выводы

Впервые найденные в пределах Приазовского мегаблока коровые эклогитоподобные породы и эклогиты были исследованы на минералогическо-петрографические и химические характеристики и выполнено их сравнение с подобными породами на острове Еловый (Кольский полуостров) и Северного Прибайкалья. Полученные результаты показывают, что эклогиты Приазовского мегаблока содержат больше алюминия и кальция, но меньше – магния и железа. Эти различия в химическом составе, по видимому, обусловлены или первичной неоднородностью вещества мантии, или глубиной формирования магматического очага.

Находки этих пород дают возможность по-новому взглянуть на проблему строения земной коры и верхней мантии Приазовского мегаблока Украинского щита. Наличие пород в верхней части земной коры позволяет продвинуться в понимании истории геологического развития региона, уточнить ранее выполненные результаты прогнозирования на поиски полезных ископаемых и, в первую очередь, – алмазов.

## Список литературы

1. Раздорозный В.Ф. и др. Отчет о результатах геологического доизучения Бердянской площади масштаба 1:200 000 (ГДП-200) листа L-37-VII: Отчет о НИР за 1992-2000 гг. – Днепропетровск. Фонды КП “Южукргеология”, 2001. – 349 с.
2. Раздорозный В.Ф. и др. Отчет Володарского ГСО о результатах глубинного геологического картирования масштаба 1:50 000, проведенного в 1985-1990 гг. на площади листов L-37-27-A-г; -27-Б; -27-В-б,г; -27-Г: Отчет о НИР за 1985-1990 гг. – Днепропетровск. Фонды КП “Южукргеология”, 1991. – 293 с.
3. Шарков Е.В., Пухтель И.С. Петрология эклогитов (гранатовых и эклогитоподобных пород из трубки взрыва острова Елового (Кольский полуостров) // Известия АН СССР, серия геологическая. – 1988. – № 8. – С. 32-44.
4. Грудинин М.Н., Меньшагин Ю.В., Богданов Г.В. Гранатовые ультрабазиты и эклогиты Южно-Муйской глыбы (Северное Прибайкалье) // Советская геология. – 1988. – № 8. – С. 76-82.
5. Фации регионального метаморфизма высоких давлений / Добрецов Н.Л., Соболев В.С., Соболев Н.В., Хлестов В.В.; под ред. акад. В.С. Соболева. – М.: Недра. – 1974. – 328 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. О.Д. Додатком 19.06.09*



УДК 550.8:553.81(673.17)

П.Н. Баранов, Т.М. Вунда, О.П. Матюшкина

## ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛОГО-ПЕТРОГРАФИЧЕСКОГО СОСТАВА КИМБЕРЛИТОВ ТРУБКИ ЛОРЕЛЕЙ (АНГОЛА)

Вперше схарактеризовано речовинно-індикаційні параметри та особливості мінералого-петрографічного складу кимберлітів трубки Лорелей (Ангола).

Впервые охарактеризованы вещественно-индикационные параметры и особенности минералого-петрографического состава кимберлитов трубки Лорелей (Ангола).

For the first time material-indicator parameters and peculiar properties of mineralogical-petrographic composition of kimberlites pipe Laurel (Angola) are described.

**Состояние проблемы.** В настоящее время в северной части Ангольского щита (провинция Муссенде) известно восемь кимберлитовых тел. Все диатремы, возраст которых по изотопным датировкам определяется как меловой, сосредоточены в пределах области архейской консолидации фундамента и контролируются региональной зоной разломов северо-восточного простирания, вдоль которой отмечается увеличение алмазности кимберлитовых тел. Максимальная алмазность наблюдается на щите Касаи, где в провинциях Лунда (Ангола) и Мбуджи-Майа (Заир) расположены промышленно-алмазоносные кимберлитовые тела. Наиболее крупное кимберлитовое тело провинции Муссенде Сул – трубка Лорелей – имеет в плане форму овала, вытянутого с севера на юг, диаметром до 1 км и общей площадью около 100 гектаров. Открыли диатрему в 2006 году в рамках проекта «Ганго» геологи группы Слейд К.А., Вунда Т.М., Сантош А.Т. и Найсименто Е.В., однако изучение вещественного состава кимберлитов и предварительная оценка алмазности трубки на основании определения условий образования индикаторных минералов кимберлитов до настоящего времени не проводились в полном объеме.

**Цель исследования.** Важная и актуальная задача оценки алмазности трубки Лорелей предполагает детальное изучение минералого-петрографического состава и вещественно-индикационных параметров кимберлитов.

**Изложение основного материала.** В геологическом строении провинции Муссенде участвуют докембрийские кристаллические комплексы фундамента (в разной степени метаморфизованные нижнеархейские и верхнепротерозойские породы) и интрузии гранитов позднеархейского возраста. Магматические образования мелового возраста представлены кимберлитами. В пределах участка установлены тектонические нарушения, структурный парагенезис которых с достаточной степенью надежности указывает на обстановку субширотной зоны с хорошо выраженной левосдвиговой кинематикой. Возраст структурного парагенезиса соответствует времени внедрения кимберлитов и, в соответствии с легендой, принимается как раннемеловой. В то же время, заложение текто-

нических нарушений, вероятно, имеет гораздо более древний возраст, с длительным и сложным (скорее всего, знакопеременным) характером развития.

Кимберлитовое тело сложено разнообразными петрографическими типами пород – кимберлитовыми брекчиями, массивными кимберлитами порфириковой структуры, а также ксенолитами горнблендитов, габбро и биотит-гранат-плагиоклазовых кристаллосланцев.

Основная масса кимберлитов сложена мелкими зернами серпентинизированного оливина, ромбического пироксена, перовскита и граната, сцементированных массой карбонат-серпентинового состава.

*Порфириновый кимберлит* представлен породой голубовато-зеленоватого цвета. Текстура кимберлита вкрапленная, иногда брекчиевидная, структура в основном порфириковая, у отдельных разновидностей – кластически-порфириковая и келифитовая. Размер вкрапленников варьирует от 2-3 мм до 1-2 см. Наблюдаются вкрапленники идиоморфной, овальной, уплощенно-овальной формы, встречаются также остроугольные обломки, определяющие кластическую структуру кимберлита. Вкрапленники с идиоморфными очертаниями принадлежат, вероятно, серпентинизированному оливиному и пироксену, наблюдаются также чешуйки биотита и флогопита. Остроугольные обломки, формирующие брекчиевидный облик породы, представлены фрагментами пород основного и ультраосновного состава. У отдельных вкрапленников (преимущественно овальной формы) наблюдаются отчетливые келифитовые оторочки, выполненные вторичными минералами.

При микроскопическом изучении установлено, что порфириновый кимберлит содержит до 30% оливина, замещенного серпентином двух генераций. Форма псевдоморфоз – округло-овальная. Вкрапленники зонально окрашены – по периферии развивается темно-зеленый боулингит, формирующий келифитовые каемки, а в ядре – серпентин двух генераций (серпофит и лизардит). Отдельные вкрапленники кимберлита представлены псевдоморфозами бастита (до 5%), развивающегося, вероятно, по зернам исходного ромбического пироксена, при этом форма псевдоморфоз – таблитчатая. Гранат наблюдается в виде

трещиноватых зерен, содержащих включения магнетита и биотита. Вокруг зерен граната отмечаются келифитовые каемки, образованные агрегатами серпентин-карбонат-хлоритового состава, иногда – пылевидным рудным минералом. Содержание граната в кимберлитах в среднем составляет 10-15%.

*Кимберлитовые брекчии* интенсивно переработаны вторичными процессами: карбонатизацией, серпентинизацией и оталькованием. Карбонаты представлены тремя разновидностями: кальцитом, доломитом и, вероятно, стронцианитом. Связующая масса является тонкозернистым агрегатом сложного состава: серпентин, перовскит, карбонаты, брусит и единичные зерна амфибола. Иногда вокруг отдельных вкрапленников кимберлита отмечаются скопления игольчатых зерен апатита. Карбонатные минералы в кимберлите замещают как вкрапленники, так и связующую массу породы.

Среди кимберлитов трубки Лорелей отмечены разновидности, обогащенные флогопитом. В их составе отмечаются единичные порфиновые вкрапленники флогопита, серпентинизированные зерна оливина и оплавленные зерна трещиноватого граната. Трещины выполнены рудным минералом, биотитом и хлоритом. По периферии гранатовых зерен наблюдается тонкая оболочка келифита, в основном, серпентин-карбонат-хлоритового состава.

Форма серпентиновых псевдоморфоз в основном округлая, а у отдельных вкрапленников – правильная, с унаследованными кристаллографическими очертаниями, свойственными оливину. Серпентинизация оливина сопровождалась выделением пылевидного магнетита, нередко образующего каемку вокруг псевдоморфоз. Совместно с магнетитом и серпентином развивается карбонат. На отдельных участках аншлифа наблюдаются фрагменты измененного порфирита. В составе карбонат-серпентиновых псевдоморфоз наблюдаются единичные реликты бутылочно-зеленого минерала, с таблитчатой формой зерен, возможно хромдиоксида.

Практически все вкрапленники окружены келифитовыми каемками, представленными агрегатом серпентин-хлоритового состава. В составе вкрапленников наблюдаются зерна рудного минерала и псевдоморфозы боулингита по оливину. Основная масса – карбонат-серпентинового состава с флогопитом.

*Ксенолиты* в составе кимберлитовых брекчий содержат фрагменты горнблендитов и интенсивно измененного габбро. Минеральный состав габбро представлен гранатом (до 15%), биотитом и флогопитом (до 10%), плагиоклазом (35%), хлорофеитом и карбонатом (совместно до 40%). Структура породы – реликтовая габбровая. В результате вторичных изменений плагиоклаз был каолинизирован, а по зернам исходного пироксена развился хлорофеит.

Отдельные разновидности изученных кимберлитовых брекчий могут быть отнесены к типу автолитовых, сформировавшихся в результате смешения нескольких мантийных выплавов различных по составу дифференцированных пород, залегающих на разных уровнях верхней мантии [1]. В пользу данно-

го предположения свидетельствует наличие в составе кимберлитов т.н. автолитов – агрегатов, состоящих из идиоморфных вкрапленников серпентинизированного оливина, окруженных каймой мелкопорфирового кимберлита. У автолитовых фрагментов отмечается идиоморфный характер псевдоморфоз, унаследовавших форму замещенного оливина. Наряду с автолитами в составе брекчий присутствуют и округло-овальные псевдоморфозы серпентинизированного оливина, а также обломки горнблендита и гранат-биотитового слюдита. Структура породы брекчиевидная.

В зоне выветривания кимберлитовые породы представлены в основном двумя разновидностями:

1) желтовато-бурая с белесым оттенком порода, сохранившая реликтовую, кластически-порфировидную структуру, текстура породы – комбинированная, представленная сочетанием брекчиевидной, ячеистой (у петрокластических вкрапленников) и на отдельных участках – порошокватой (за счет замещения каолинит-монтмориллонит-гидрослюдистыми минеральными агрегатами). Наблюдаются идиоморфные и овальные вкрапленники измененного оливина с келифитовыми каемками, а также фрагменты пород основного и ультраосновного состава. Цементирующей массой является мелкозернистый кимберлит. Вторичные минералы представлены карбонатом, каолинитом, монтмориллонитом и гидроокислами железа;

2) порода желто-бурого цвета, преимущественно порошокватой текстуры, на отдельных участках наблюдаются пористая и ячеистая текстуры. Структура породы в основном афанитовая, редко – реликтовая кластически-порфировидная.

При микроскопическом изучении установлено, что кимберлиты зоны выветривания представлены тонкозернистым минеральным агрегатом, состоящим из таблитчатых зерен кальцит-доломитового состава, «погруженных» в тонкодисперсный каолинит-гидрослюдисто-монтмориллонитовый агрегат. На отдельных участках наблюдаются колломорфноподобные скопления кальцита и сферолитовые образования, состоящие в основном из халцедона.

Минералы тяжелой фракции представлены алмазами, гранатами, клинопироксенами, пикроильменитами, пиритами и шпинелидами.

**Алмазы** представлены кристаллами или осколками кристаллов, а также сростками двух и более индивидов. Преобладают осколки и поврежденные зерна. Алмазы в основном бесцветные или с незначительным желтым нацветом. Коричневые кристаллы встречаются реже. Образцы алмазов трубки Лорелей в основной массе представлены ромбододекаэдрами или их осколками (VI группа по классификации З.В. Бартошинского) [2].

По классификации Ю.Л. Орлова [3], все обнаруженные кристаллы были отнесены к I группе. Значительная их часть характеризуется нарушенной симметрией, у большинства образцов присутствует сильное уплощение по осям симметрии L3 и L2. Следов износа не наблюдается.

Соотношение первичной и сколовой поверхностей для разных кристаллов неодинаково. Иногда на фоне богато скульптурированной бугорчатой поверхности скола остаются только реликты гладких граней, но чаще кривогранная тонколаминарная поверхность преобладает. Микрорельеф граней и поверхностей скола характеризуется широким проявлением процессов коррозии и растворения, в первую очередь, за счет развития каплевидной микроскульптуры. Образование последнего, согласно экспериментальным данным, происходит при частичном растворении алмаза в водосодержащих силикатных расплавах, близких по составу к щелочным базальтам и лампроитам. Согласно существующей точке зрения [4], холмики растворения возникают при защитном действии примесей или при неоднородном строении кристаллов. Для изученных алмазов более вероятна связь холмиков именно с особенностями строения кристаллов, так как на их поверхности установлены и другие коррозионные формы, образующиеся при наличии дефектов, в том числе геометрически правильной формы ямки и каналы травления. Помимо каплевидно-блоковой скульптуры на кривогранных поверхностях кристаллов отмечается также грубая штриховка, переходящая в неравномерную бороздчатость. Тонкие борозды проходят через всю поверхность алмаза, преломляясь на гранных швах, т.е. их форма обусловлена формой слоев растворения.

Кроме искаженных кривогранных кристаллов и их обломков неправильной формы встречены незакономерные сростки их разновеликих индивидов. На поверхности октаэдрических индивидов во многих случаях присутствуют скульптуры, образующиеся в процессе растворения алмаза. Характерными морфологическими признаками поукруглых кристаллов являются сноповидная штриховка, диагональная слоистость на октаэдрических гранях, плоскодонные выступы, представляющие фрагменты дитригональных слоев. Имеются убедительные доказательства образования подобных скульптур при растворении алмаза на начальных стадиях процесса, поскольку при потерях исходной массы более чем на 10% фигуры травления на гранях исчезают, и формируется слоистость растворения. В случае присутствия крупных дефектов (трещины, микродвойники) диагональные слои в виде выпуклых треугольников расчленяются на отдельные участки с образованием полицентрической слоистости. Помимо незакономерных сростков, для алмазов характерно наличие закономерных шпинелевых двойников. В некоторых кристаллах обнаружены включения черного цвета, это предположительно графит или сульфид.

Основные выводы предварительного исследования можно резюмировать следующим образом:

- большая часть исследованных кристаллов алмаза являются ромбододекаэдроидрами;
- кристаллы октаэдрического габитуса не обнаружены, за исключением сростков октаэдрических кристаллов;

– по классификации Ю.Л. Орлова [3], все образцы кристаллов отнесены к I группе;

– по классификации З.В. Бартошинского [2], большая часть образцов трубки Лорелей отнесены к VI морфологической группе – округлые алмазы с различной микроморфологией поверхности;

– кристаллы алмаза несут следы частичного растворения в виде микробугорков, слагающих шагреньный рельеф (для большинства кристаллов), а также ямки травления треугольного и квадратного сечений и каверны, развивающиеся по ослабленным зонам;

– на поверхности большого количества кристаллов обнаружены протомагматические сколы, в некоторых случаях регенерированные, чаще несущие следы растворения; некоторые образцы имеют техногенные сколы вершин.

*Гранаты* представлены угловатыми округлыми зернами, а также остроугольными обломками, размером до 7 мм. Рельеф поверхности зерен гранатов коррозионный (бугорчатый, пирамидальный, участками шестоватый), что свидетельствует о их растворении в неравновесных системах. Широко распространены пиропы с тонкоматированной поверхностью. Зерна трещиноватые, нередко кавернозные. Показатель преломления 1,74-1,76, удельный вес – 3,75 г/см<sup>3</sup>.

В кимберлитах трубки Лорелей обнаружены пиропы трех цветов с характерными включениями: фиолетово-красный, красный, красно-коричневый.

Фиолетово-красный пироп характеризуется расплавленными включениями округлой формы. Температура гомогенизации таких включений обычно колеблется в пределах 1150-1200° С. Включения, образующиеся в результате внутренних напряжений в теле минерала-хозяина, имеют микротрещины (взорваны), распространяющиеся в одном направлении на несколько сотен мкм. Они отмечаются в минералах, которые испытали резкое изменение давления, что характерно для трубок взрыва.

Красные зерна пироба содержат включения рутила, клинопироксена и биотита. Отмечены включения рутила двух видов. Длиннопризматические кристаллы рутила выходят за пределы минерала-хозяина и, как правило, строго ориентированы под углом 120° друг к другу. Эта группа включений относится к эпигенетическим разновидностям, формирующихся в результате распада твердого раствора. Кроме того, встречаются сингенетические кристаллики рутила с четко гексагональной формой огранки, унаследованной от минерала-хозяина. Эти включения имеют высокие цвета интерференции. Наличие включений рутила в гранате свидетельствует о титанистой специализации минералообразующей среды. Пироксены имеют светло-зеленый цвет, хорошую огранку и размер, не превышающий 60 мкм. Высокие цвета интерференции и спайность – основные диагностические признаки этого минерала.

Красно-коричневый пироп практически не содержит видимых включений, однако часто наблюдаются нитевидные включения.

Включения в минералах, как известно, характеризуют среду минералообразования: агрегатное состояние, состав и специализацию. Следовательно, каждая выделенная разновидность пироба по цвету образовалась на различных этапах формирования кимберлитовых тел: в магматическом расплаве или газовой среде.

Таким образом, по времени образования различают две группы пироба:

– ранняя – фиолетово-красная, высокохромовая;

– поздняя – красно-оранжевая, отличающаяся от первой большими размерами зерен, меньшей келитофитовой каймой, пониженным содержанием хрома и повышенным – титана и железа.

*Клинопироксены* (хромдиопсиды) довольно редко встречаются в кимберлитах трубки Лорелей. Наибольшее содержание пироксена отмечено в пробе GDD49, которая изучалась более подробно. Клинопироксены представлены отдельными обломками или целыми зернами округло-овальной формы с фрагментами каймы из тонкозернистого агрегата кальцита. По цвету выделяются две разновидности: зеленый с желтоватым оттенком и изумрудно-зеленый пироксен.

Первая разновидность, как правило, содержит включения пластинчатой и игольчатой формы, четко ориентированные по спайности, что указывает на эпигенетическую природу.

Вторая разновидность – ярко-зеленые зерна хромдиопсида с повышенной трещиноватостью. При изучении полированных пластин устанавливаются кристаллофлюидные включения, приуроченные к трещинам. Форма включений округлая, размер не превышает 30 мкм. Установить фазу кристаллизации не представляется возможным.

Состав пироксенов определялся с помощью микронного микроскопа “Nonolab-7”. Исследованные зерна относятся к хромдиопсиду высокобарических (гроспидитовой и коэситовой) фации глубинности. По классификации А.Д. Харькина [5] такой хромдиопсид занимает промежуточное положение между пироксен-хромпикотит-пиробовой и хромдиопсид-хромит-пиробовой минеральными ассоциациями. Согласно химико-генетической классификации [6], хромдиопсид подобного состава генетически связан со слабоалмазонными лерцолитами, пироксенитами и ильменитовыми перидотитами. Известны включения хромдиопсида данной генетической принадлежности в алмазе. Обычно он обнаруживает генетическую связь с алмазонными ксенолитами.

Таким образом, изученные клинопироксены из кимберлитов трубки Лорелей характеризуются достаточно узким спектром состава и относятся к хромдиопсидам хромовой минеральной ассоциации. Клинопироксен титановой и эклогитовой ассоциации не обнаружен.

*Пикроильменит* в кимберлитах присутствует в виде угловатых обломков крупных зерен округло-овальной формы. Около 30% пикроильменита представляет собой поликристаллический агрегат. Зерна с

монокристалльным строением обладают характерной шиповидной поверхностью с кристалликами анатаза и примазками лейкоксена. Наличие довольно интенсивного реакционно-коррозионного рельефа может являться отрицательным фактором алмазонности кимберлитовых тел [7]. Это связано с тем, что формирование данного рельефа происходит в результате довольно длительного становления кимберлитов, что в свою очередь является неблагоприятным фактором сохранности алмазов. Этот факт подтверждается находками в данной трубке алмазов с развитым коррозионным рельефом.

Химический состав пикроильменитов изучен по выборке из 16 анализов. Общей особенностью является вариации содержания магния и титана, а также низкое содержание хрома, за исключением нескольких зерен. Согласно химико-генетической классификации [6] пикроильменит принадлежит к низкохромистым из перидитов и пироксенов.

Согласно исследованиям А.Д. Харькина химический состав не позволяет различать пикроильменит из кимберлитов и ксенолитов, и пока не установлена связь его химсостава с алмазонностью [5]. Вместе с тем, по мнению Н.В. Соболева, особенности химического состава позволяют осуществлять типизацию кимберлитовых районов и полей [8]. При типизации имеющегося материала выделяется две группы пикроильменита по химическому составу. Первая группа характеризуется очень низким содержанием  $Cr_2O_3$  (до 0,08 мас. %), а вторая группа – наличием достаточно высоких концентраций  $Cr_2O_3$  (4,1 мас. %). Эти особенности состава пикроильменита определяют его генезис, т.е. мантийное или коровое происхождение.

*Пирит* в кимберлитах представлен серо-желтыми стяжениями округлой формы, размером до 1,5 см. Шаровые стяжения образованы пластинчатым пиритом. Кристаллики пирита кубической формы (размером до 2 мм), как бы цементируют шаровые стяжения. Таким образом, кубические кристаллы пирита – более поздняя генерация, чем пластинчатая.

*Шпинелиды* являются наиболее распространенными глубинными минералами кимберлитов трубки Лорелей. Размеры зерен составляют от 0,2 до 8 мм. Форма зерен, как правило, округлая, а осколки неправильной и неопределенной формы. На поверхности зерен отмечаются признаки магматической коррозии I и II типов по В.П. Афанасьеву [9]. Коррозия первого типа характеризуется развитием параллельно-ступенчатого микрорельефа по ребрам и вершинам кристаллов. Второй тип коррозии представлен матировкой, развившейся по всей поверхности зерен.

## Выводы

Кимберлиты трубки Лорелей по всем вещественно-индикационным параметрам относятся к классическим кимберлитам: содержат мантийные включения ультрабазитов, эклогитов, а также алмазы. Кимберлиты в различной степени контаминированы материалом про-

рванных пород и существенно преобразованы гидротермально-метасоматическими и гипергенными процессами (серпентинизация, сапонитизация, окварцевание). В целом, по особенностям минералого-петрографического и петрогеохимического состава изученные породы наиболее близки кимберлитам группы I Южной Африки.

В петрографическом отношении кимберлиты относятся к беспироксеновым щелочным пикритам с кластически-порфирированной или порфирированной структурой с преобладающим оливином во вкрапленниках.

Основными минералами-спутниками алмаза являются хромистый гранат (хромпироп), пикроильменит, хромдиопсид, высокохромистый хромшпинелид, циркон, флогопит и субкальциевый клинопироксен, которые позволяют классифицировать породу как кимберлит.

### Список литературы

1. Опыт петрохимической типизации пород одной из кимберлитовых трубок Западной Африки / Зинчук Н.Н., Носыко С.Ф., Василенко В.Б., Ротман А.Я. // Проблемы прогнозирования, поисков и изучения месторождений на пороге XXI века. – Воронеж: Изд-во СО РАН, 2003. – С. 96-103.
2. Бартошинский З.В., Квасница В.Н. Кристалломорфология алмаза из кимберлитов. – К.: Наук. думка, 1991. – 172 с.

3. Орлов Ю.Л. Морфология алмаза. – М.: Изд-во АН СССР, 1963. – 236 с.

4. Орлов Ю.Л. Растворение и коррозия алмаза в процессе формирования и аутометаморфизма алмазоносных пород // Тр. мин. музея им. Ферсмана. – 1962. – 126 с.

5. Харьков А.Д., Зинчук Н.Н., Крючков А.И. Коренные месторождения алмазов мира. – М.: Недра, 1998. – 555 с.

6. Петрогеохимический состав кимберлитов северо-восточной части Анголы / Егоров К.Н., Ротман А.Я., Зинчук Н.Н., Носыко С.Ф. // Доклады АН РФ. – 2005. – Т. 403. – С. 507-511.

7. Носыко С.Ф., Ротман А.Я. Специфика кимберлитовых проявлений и перспективы алмазоносности северо-востока Анголы // Проблемы прогнозирования, поисков и изучения месторождений полезных ископаемых на пороге XXI века. – Воронеж: Изд-во СО РАН, 2003. – С. 102-108.

8. Соболев В.С. Условия образования месторождений алмазов // Геология и геофизика. – 1960. – № 1. – С. 21-27.

9. Атлас морфологии алмазов России / Афанасьев В.П., Ефимова Э.С., Зинчук Н.Н., Коптиль В.И. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2000. – 298 с.

*Рекомендовано до публікації к.г.-м.н. Ю.Т. Хоменком 10.07.09*

УДК 551.24:504

О.К. Тяпкин

## РОЛЬ ТЕКТОНИЧЕСКОГО ФАКТОРА ПРИ РЕШЕНИИ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Виконано аналіз різноманітних геолого-геофізичних проявів розломно-блокової тектоніки стосовно вирішення геоecологічних задач. Підкреслені основні відмінності у використанні розломів земної кори в геологорозвідувальному процесі та геоecології.

Выполнен анализ различных геолого-геофизических проявлений разломно-блоковой тектоники применительно к решению геоecологических задач. Подчеркнуты основные различия в использовании разломов земной кори в геологоразведочном процессе и геоecологии.

The information about various geological-geophysical displays of fault-block tectonic at the decision of geoecological tasks is analyzed. The basic distinctions in use of faults of Earth crust in prospecting process and geoecology are underlined.

**Введення.** Для України в настоящее время актуальной проблемой является разработка стратегии устойчивого развития промышленно и техногенно-нагруженных регионов с целью сбалансирования природопользования и возможностей окружающей человека среды обитания [1]. В рамках указанной проблемы одной из важнейших задач является экогеологическое картирование и районирование природно-техногенных комплексов конкретных регионов с определенным природно-ресурсным потенциалом, уже сложившимся хозяйственным комплексом и

уровнем техногенной нагрузки и, в первую очередь, загрязнением окружающей среды. Эффективное решение этой задачи невозможно без учета особенностей современной геодинамики – тектонических движений. Однако в геологически измеримом времени тектонические движения проявляются с периодичностью разного порядка (табл. 1).

Для экогеологии наибольший интерес представляют современные тектонические движения. Их проявления многообразны по своему типу, кинематическим формам, механизму возникновения; их

интенсивность и направленность могут изменяться за очень короткие промежутки времени. Эти движения производят изменения в динамике напряженного состояния земной коры, вертикальных и горизонтальных перемещениях неоморфоструктур, изменениях форм рельефа, современных рельефообразующих процессов, ландшафтов, современного осадконакопления, геофизических полей, геохимических процессов, колебаниях уровня вод суши и океанов и другим изменениям. К сожалению эти движения, также как и большинство других геологических процессов, из-за большой длительности и медли-

тельности их течения, не всегда доступны непосредственному изучению. Но о них можно судить по результатам исследования форм, являющихся конечным продуктом тектонических движений, и проявлениям последних, запечатленным в тектоническом разломно-блоковом строении земной коры. Последнее сложно и многообразно отражается в комплексе геолого-геофизических данных. Целью данной статьи является обобщение информации о различных геолого-геофизических проявлениях разломно-блоковой тектоники применительно к решению геоэкологических задач.

Таблица 1

Планетарная и региональная геодинамика

Периодичность и длительность (в историческом исчислении временных интервалов)		Масштабные уровни				
		Глобальный (планетарный)		Региональный		
		Процессы	Реакция планеты	Процессы	Реакция земной коры	
Вековые (условно стабильные)		Ротационные	Вращение вокруг своей оси	Сплюснутость планеты (геоида)	*)	Структурообразование
Длительные (условно неперIODические)			Вариации угловой скорости вращения	Изменение фигуры (сплюснутости) планеты	*)	Изостатические движения
Периодические	Длиннопериодные (>1 года)		Гравитационное взаимодействие с Солнцем и Луной	Прецессия, нутация, изменение оси вращения по отношению к земной поверхности	*)	Современные и неотектонические движения
	Короткопериодные	Приливные изменения фигуры Земли				

**Примечание.** \*) – совокупное влияние изменений ротационного режима Земли и ее гравитационного взаимодействия с Солнцем и Луной, опосредованное соответственно через изменение своей фигуры и направления оси вращения.

**Разнообразные геолого-геофизические проявления тектонических разломов.** Изучение тектонических разломов является одним из ключевых моментов геологоразведочного процесса. Разломы имеют важное как структурообразующее, так и рудоконтролирующее значение. Также пространственно-временная нестабильность напряженно деформированного состояния земной коры, определяющаяся тектонической активизацией глубинных разломов, оказывает существенное влияние на скорость и пути миграции углеводородов, т.е. на нефтегазоносность конкретных территорий. В свете последнего тектонический фактор также играет существенную роль в определении закономерностей размещения месторождений нефти и газа [2]. Активность сетки глубинных разломов докембрийского фундамента во время седиментации проявляется в закономерном расположении как линий выклинивания (фациального замещения) терригенных отложений, так и ловушек углеводородов [3].

В то же время практически все движения земной коры в той или иной мере связаны с тектоническими разломами. Эти движения наиболее активны в зонах разломов [2, с. 97-98, 4]. Активные разломы разграничивают блоки с разными вертикальными перемещениями (до 8-12 мм/год) и наклонами (на величину дуги 0°5-1°6) [5, с. 12-13]. Установлено, что участки земной коры, расположенные даже в непосредственной близости друг от друга, неодинаково реагируют на процессы деформации и изменения напряженного состояния [6, с. 72]. Это в значительной мере связано с особенностями разломно-блокового строения изучаемых территорий, т.к. локальные поля тектонических напряжений обусловлены системами глубинных разломов [7].

Этот вопрос можно рассмотреть на примере земных приливов. По приливным данным возможно изучать внутреннее строение Земли, а также земно-приливные деформации в значительной степени зависят от горизонтальных неоднородностей земной

коры, определяемых разломно-блоковым строением [8]. По данным различных исследований установлено, что в зонах разломов амплитуды приливных деформаций аномально велики [9, с. 156], большие оси эллипсоидов приливных наклонов ориентированы перпендикулярно простиранию разломов [10], при переходе через крупные разломы приливные наклоны меняют фазу [11], зарегистрированы четкие изменения наклономерного параметра  $\gamma$  в зонах разломов [12].

Разломы оказывают существенное влияние на процесс рельефообразования и формирования гидрографической сети. Наблюдается четкая приуроченность участков повышенной расчлененности рельефа к наиболее активным тектоническим структурам, испытывающим интенсивное поднятие [6, с. 8]. Общее направление рек и строение их системы обусловлены тектоническими нарушениями. Последние благоприятствуют понижению денудационной стойкости горных пород и более интенсивному развитию регрессивной эрозии вдоль их основных направлений, обуславливая ряд конкретных особенностей гидрографической сети и дневного рельефа [2, с. 97-98]. Мелкоблоковый характер движений проявляется в степени изменений коэффициентов извилистости и уклонов продольного профиля русел рек. Линейные зоны резких изменений в величине уклонов хорошо согласуются с конкретными структурными элементами, характеризующими участки с контрастным тектоническим развитием. Тектоническая активность разломов и блоковые движения по ним приводят к смещениям водоразделов и изменениям их конфигураций. Простирание оврагов и балок часто определяется не направлением стекания воды по наибольшему общему уклону поверхности, а отличается на некоторый угол от последнего и четко совпадает с основными направлениями тектонических нарушений (разломов). Руслу оврагов, ручьев и рек многократно меняют свое направление, приспособившись к тектоническим нарушениям разного простирания. При этом отдельные прямые отрезки речных долин (оврагов) четко совпадают с тектоническими нарушениями. Активные разломы в рельефе фиксируются современной (молодой) эрозионной деятельностью. Важным рельефообразующим фактором является тесная взаимосвязь горизонтальных и вертикальных движений земной коры. Смена интенсивности и знака как вертикальных, так и горизонтальных движений происходит часто за очень короткие промежутки времени (5-7, 12-15, 30-36, 50-60, 100-150 лет). Причем по имеющимся инструментальным данным, скорость горизонтальных перемещений часто на порядок выше вертикальных [13].

При современных тектонических подвижках по разломам изменяется напряженное состояние горных пород и при этом увеличивается концентрация радиоактивных газов как в разломах коренных пород, так и в перекрывающих их породах [14]. Установлено, концентрации радиоактивных элементов структурно обусловлены. Например [6, с. 48], участки по-

вышенной  $\gamma$ -активности на дневной поверхности могут отвечать опущенным блокам (испытывающим растяжение), пониженной – менее нарушенным, поднятым блокам (испытывающим сжатие).

Установлена пространственно-временная связь вариаций потенциальных полей с региональными и локальными особенностями (тенденциями) современных движений земной коры [5, с. 28-29 и 67-68]: вариации (неприливные) гравитационного поля могут обуславливаться изменениями физических свойств, миграционными и деформационными процессами в осадочной толще пород в ослабленных надразломных зонах, а магнитного – с возникающими при этом электрокинетическими эффектами. Высокоградиентные же зоны современных движений (несколько мм/год) попадают на границы блоков (разломы) с различной геофизической характеристикой. В полях современных тектонических движений находят отражение блоки, измеряемые как сотнями и тысячами км<sup>2</sup>, так и километрами и сотнями м<sup>2</sup>. Причем наибольшей контрастностью эти движения в нефтегазоносных провинциях характеризуются те «пограничные» зоны, вдоль которых сконцентрированы месторождения углеводородов с аномально высоким пластовым давлением [2, с. 41-42].

Активные глубинные разломы помимо четкого «традиционного» проявления в «стационарных» аномалиях потенциальных геофизических полей (ступени, линейные локальные аномалии, линейные границы смены рисунка изолиний поля, нарушения регулярности их поведения) [15] – могут контрастно отражаться в аномалиях вариаций электромагнитного и гравитационного полей, а также в изменениях концентрации гелия и радиоактивных газов в земных недрах. Конкретные разломы проявляются в аномалиях электропроводности (бухтообразные (0,5-1,5 ч) и даже суточные геомагнитные вариации). При этом на фоне региональных линейных аномалий, связанных с этими разломами, выявляются локальные знакопеременные аномалии временных геомагнитных вариаций (до 5-10 нТл), обусловленные периодической разрядкой напряжений по простиранию разлома. На основе анализа различных типов напряжений, возникающих вследствие изменения ротационного режима Земли, величины лунно-солнечного притяжения (земных приливов), атмосферного давления и других природных факторов выявлены количественные связи между деформациями, обусловленными различными геодинамическими процессами в тектонических зонах, и изменениями концентраций гелия и радиоактивных газов (радона, торона) в пределах разломов как в коренных породах, так и в перекрывающих их породах и почвах [14].

Переменное магнитное поле неизбежно индуцирует электрические токи в недрах Земли. Одним из результатов этого является своеобразная «сепарация» анионов и катионов в теле разлома, что приводит к поддержанию на определенных его участках окислительных или восстановительных режимов флюидных систем [16, с. 72-74]. Над региональными разломами

периодически возникают атмосферные сияния, причем отмечается четкая корреляция сильных геомагнитных возмущений с частотой встречаемости надразломных сияний, а также наиболее сильные отклики (в виде интенсивного свечения) активные разломы дают «в ответ» на интенсивные вспышки на Солнце [16, с. 82-83]. К разломам приурочен наибольший уровень геоакустических шумов [16, с. 123-124]. Распределение гидротермальных проявлений и интенсивность выноса глубинного тепла, находится в прямой зависимости от степени тектонической активности (в частности, «разбитости» геологических структур), а большинство наблюдаемых тепловых аномалий связано с зонами активизированных разломов [17]. Последние являются своеобразными проницаемыми каналами, по которым наиболее интенсивно, особенно с подземными водами, происходит вынос глубинного тепла.

Многообразное и контрастное проявление в геофизических данных внутренней структуры и динамики разломов определяет возможность их современной активности с помощью комплекса геофизических методов [5, с. 28-29 и 67-68]. Последнее особенно важно в свете увеличения техногенной нагрузки в старых промышленных районах. Например, в процессе подработки на обширных территориях Донца происходит оживление активности тектонических нарушений, что наносит существенный ущерб городскому хозяйству. Применение электроразведки позволяет уточнить положение в плане этих тектонических нарушений, определить ширину и глубину зоны измененных пород [9, с. 328-329].

**Экологическая роль тектонических разломов.** Наряду с указанным выше своим «геологоразведочным» значением разломы являются одним из основных факторов, определяющих экологическую обстановку любого региона. В самом деле, населенные пункты и крупные промышленные производства тяготеют к рекам, сеть которых полностью предопределяется системами разломов, следы крупнейших из них на поверхности Земли имеют ширину от нескольких километров до нескольких десятков километров. Вдоль последних также располагаются месторождения рудных полезных ископаемых на кристаллических щитах (массивах) и локальные структуры в осадочном чехле нефтегазоносных районов, являющиеся ловушками для углеводородов, что предопределяет развитие соответственно горно- и нефтегазодобывающей промышленности [18].

Сами разломы – это не простые разрывные нарушения и даже не их концентрации, а сложные межблоковые тектонические структуры многоактного образования, сформированные в результате нескольких последовательно проходивших тектонических активизаций [15]. Современная активизация разломов формирует основные особенности геологической среды, определяющие ее экологические параметры. К этим трехмерным геологическим телам, имеющим свою структуру и характеризующимся комплексом геолого-геофизических, геоморфологических, гидро-

геологических, геохимических и других признаков – приурочены почти все природные и техногенные процессы в земных недрах. Каждый «живущий» ныне разлом является источником закономерно расположенных локальных полей напряжений и деформаций, которые определяют повышенную трещиноватость и водопроницаемость массивов горных пород (как кристаллического фундамента, так и осадочного чехла), большую скорость современных вертикальных и горизонтальных движений земной коры различного масштабного уровня, предопределяют потенциальные зоны оврагообразования, просадок, сдвигов и других современных экзогенных геологических процессов. Разломы могут нарушать защищенность подземных водоносных горизонтов от загрязнения, являясь путями миграции-перетоков естественных и техногенных химических элементов и соединений: нефтесодержащие флюиды, соленые воды, промышленные стоки. Специально следует подчеркнуть тесную взаимосвязь оползней с разломами – активизация их проявлений обусловлена «перекосом» блоков кристаллического фундамента, перекрытых предрасположенными к сползанию породами. И наконец, разломы являются источниками различных газов (через них непрерывно, но с разной интенсивностью эмануруют гелий, углеводороды и радиоактивные газы, в первую очередь радон) и волновыми физическими полями (электромагнитных, тепловых, упругих и других), оказывающих непосредственное воздействие на человека [18].

Обобщая особенности использования тектонической информации при решении геологоразведочных и геоэкологических задач можно выделить в них основные различия в использовании тектонической информации (рис. 1).

Они определяются тем, что основной целью первого являются поиски и разведка месторождений полезных ископаемых, а для вторых одним из приоритетов является изучение различных природных и техногенных процессов в земных недрах.

## Выводы

Подводя итог, необходимо отметить следующее.

Ключевое значение для понимания всех геоэкологических процессов, происходящих в недрах Земли и на ее поверхности, имеет изучение тектонических движений вдоль разломов земной коры, вызывающих или активизирующих опасные природно-техногенные процессы различного масштаба.

Активизированные разломы земной коры являются непосредственными участниками формирования экологической ситуации любой территории: во-первых, как естественные каналы перемещения производственных (в т.ч. химических и радиоактивных) отходов, загрязняющих окружающую среду (подземные воды и атмосферу); во-вторых они являются источниками гравитационных, магнитных, электрических, радиационных аномалий и, следовательно, могут оказывать прямое воздействие на условия жизнедеятельности населения в зонах их влияния.



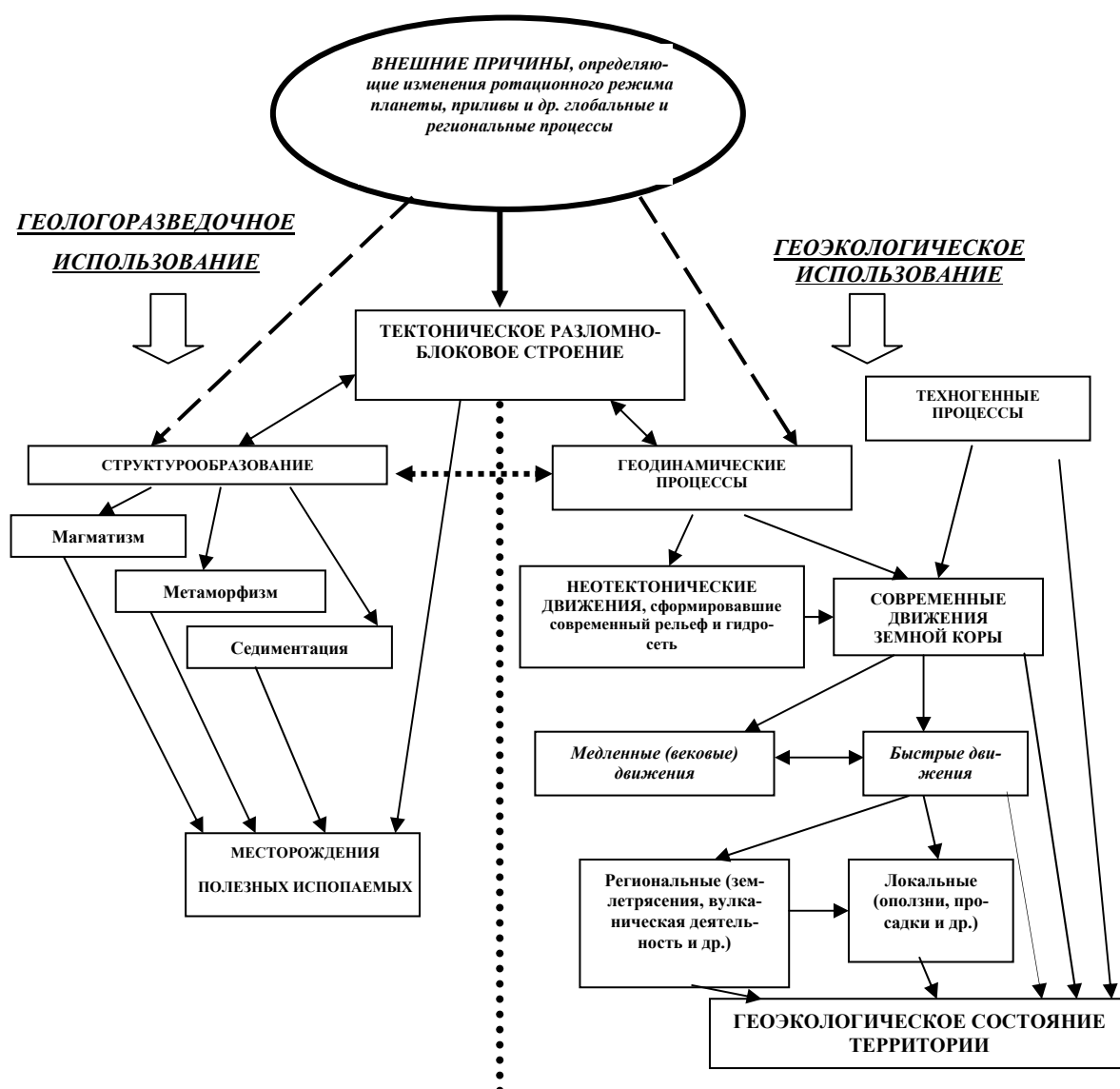


Рис. 1. Основные направления использования тектонической информации при решении геологоразведочных и геологических задач

### Список литературы

1. Стратегія і тактика сталого розвитку / А.Г. Шапар, М.А. Ємець, П.І. Копач та ін. – Дніпропетровськ: Моноліт, 2004. – 320 с.
2. Современные движения земной коры: Тезисы докладов VI Всесоюзного совещания по современным движениям земной коры и IV Межведомственного совещания по изучению современных движений на геодинамических полигонах. – Таллин, 1972. – 135 с.
3. Тяпкин К.Ф., Музыка В.В., Тяпкин Ю.К. Влияние разломов докембрийского фундамента на формирование ловушек углеводородов // Праці 5-ї Міжнародн. конф. «Нафта і газ України». – Т. 1. – Полтава: УНГА, 1998. – С. 119-121.
4. Сидоров В.А., Кузьмин Ю.О. Современная геодинамика разломов и состояние тектонической и сейсмической активности геофизической среды // Труды Междунар. симпози. «Геодезия – сейсмология: деформации и прогноз». – Ереван, 1989. – С. 171-172.

5. Современные движения земной коры: Тезисы VIII Всесоюзного совещания по изучению современных движений земной коры. – Кишинев: Штиинца, 1982. – 138 с.
6. Современные движения земной коры на геодинамических полигонах: Тезисы докладов IX Межведомственного совещания по изучению современных движений земной коры на геодинамических полигонах. – Петропавловск-Камчатский, 1981. – 116 с.
7. Мельничук М.И. Разломная тектоника и напряженное состояние земной коры Карпатско-Балканского региона // Труды VIII Межвед. совещ. «Современные движения земной коры на геодинамических полигонах». – Ленинакан, 1980. – С. 33.
8. Островский А.Е., Старков В.И., Старкова Э.Я. Аномалии в амплитудах и фазах приливных наклонов // Изучение земных приливов. – М.: Наука, 1980. – С. 182-187.

9. Геофизика и современный мир: Тезисы докладов Международн. научн. конф. – М., 1993. – 356 с.  
 10. Nishimura E. On the relation between the activity of earthquakes and the crustal deformation in the Ioshino Distinct // *Disast. Prev. Res. Inst. Kyoto Univ. Bull.* – 1964. – Vol. 14, № 1. – P. 1-10.  
 11. Bonatz M., Gerstenecker C., Kistermann R. Tilt measurement across a deep fault zone // *Proc. of the 9<sup>th</sup> Int. Symp. Earth tides.* – New York (USA). – 1981. – P. 695-702.  
 12. Старков В.И., Старкова Э.Я. Влияние разлома на величину  $\gamma$  по наблюдениям в Кондаре // *Вращение и приливные деформации Земли.* – 1970. – Т. 3. – С. 241-249.  
 13. Лилиенберг Д.А. Современные тектонические движения, характер их проявления и вопросы картирования // *Труды Всесоюзн. совещ. «Неотектоника и современная динамика литосферы».* – Т. 1. – Таллин, 1982. – С. 50-53.  
 14. Применение эманационного профилирования для выявления современных движений по тектоническим

разрывам / Г.А. Шмидт, И.Г. Миндель, И.И. Барханов и др. // *Труды VII Всесоюзн. совещ. «Современные движения земной коры».* – Львов, 1977. – С. 46-47.  
 15. Тяпкин К.Ф., Гонтаренко В.Н. Системы разломов Украинского щита. – К.: Наук. думка, 1990. – 184 с.  
 16. Эндогенные процессы в зонах глубинных разломов: Тезисы докладов Всесоюзного совещания. – Иркутск, 1989. – 156 с.  
 17. Лысак С.В. Тепловые аномалии зон активизированных разломов юга Восточной Сибири // *Проблемы разломной тектоники.* – Новосибирск: Наука. – 1981. – С. 87-101.  
 18. Тяпкин О.К. Тектонический фактор в экологической геологии // *Придніпровський науковий вісник. Сер. Геологія, географія.* – 1998. – № 118(185). – С. 31-38.

*Рекомендовано до публікації д.г.м.н. В.Ф. Приходченком 01.07.09*

УДК 550.831

**П.А. Миненко**

### **ОБРАТНАЯ ЛИНЕЙНАЯ ЗАДАЧА ГРАВИМЕТРИИ И МАГНИТОМЕТРИИ С АППРОКСИМАЦИЕЙ ИТЕРАЦИОННЫХ ПОПРАВК ФИЛЬТРУЮЩИМИ ФУНКЦИЯМИ МОМЕНТОВ НЕВЯЗОК ПОЛЯ**

Розроблено ітераційний метод розв'язку лінійної оберненої задачі гравіметрії та магнітометрії на основі сумісного використання в одній ітерації декількох видів поправок до параметрів. Наведено приклади інтерпретації гравітаційного поля, вимірюваного в Західному Кривбасі.

Разработан итерационный метод решения нелинейной обратной задачи гравиметрии и магнитометрии на основе совместного применения в одной итерации нескольких видов поправок к параметрам. Приведены примеры интерпретации гравитационного поля, измеренного в Западном Кривбассе.

Created an iterative method of the decision of a nonlinear return problem gravity and magnetic on the basis of joint application in one iteration of several types of amendmdents to parameters. Examples of interpretation of the gravitational field measured in the Western Krivbass are resulted.

Для решения структурных задач с целью поисков рудного сырья и углеводородов разработаны методы решения обратных линейных задач гравиметрии и магнитометрии (ОЛЗГМ) на фоне гауссовых помех итерационными методами условной и безусловной оптимизации [1].

Разработаны устойчивые итерационные методы решения обратных линейных и нелинейных задач гравиметрии (ОЛНЗГ) и магнитометрии (ОЛНЗМ) с применением поправок, содержащих весь массив невязок поля [2, 3]. Более того, при негауссовых помехах обратные задачи (ОЗ) решаются с использованием только одного итерационного коэффициента (ИК) для всех неизвестных параметров геологических блоков, как элементов интерпретационной модели (ИМ) [4-6].

Недостатком существующих устойчивых методов является низкая скорость сходимости итерационного процесса (ИП) к истинному решению ОЗ и, более того, трудности с выходом на конечное решение, обусловленные более быстрым появлением эквивалентного решения (ЭР) для блоков с высокой аномальной плотностью (АП), что снижает геологическую содержательность (ГС) решения ОЗ.

Целью настоящей работы является создание итерационного метода с более высокой скоростью сходимости ИП и повышение на этой основе ГС решения ОЗ.

Поставленная цель достигается тем, что на каждой  $n+1$ -й итерации в известных методах решения ОЗ [1-5] в итерационной формуле (ИФ)

$$\sigma_{i,n+1} = \sigma_{i,n} - \tau_{n+1} B_{i,n}, \quad (1)$$

где  $\tau_{n+1}$ ,  $B_{i,n}$  – ИК и общая итерационная поправка, вычисляемые после каждой  $n$ -й итерации с учетом значения неизвестного параметра АП  $\sigma_{i,n}$  ( $i = 1, M$ ), полученного на предыдущей итерации, используют аппроксимацию  $B_{i,n}$  стохастическими линейными многочленами

$$B_{i,n} \approx B_{p,i,n} = \sum_{m=1}^{m=p} \tau_{m,n+1} M_{m,n,i}, \quad (2)$$

где  $M_{m,n,i} = \sum_j (a_{i,j} / (\lambda_i^\beta \lambda_j^\alpha))^m r_{j,n}$  – дискретная реализация интегрального момента  $m$ -го порядка, порожденного массивом невязок поля:

$$r_{j,n} = \sum_i a_{ij} \sigma_{i,n} - g_j; \quad (j=1, N); \quad (3)$$

$a_{i,j}$ ;  $b_{i,j} = (a_{i,j})'_z$ ;  $c_{i,j} = (b_{i,j})'_z$  – матрицы коэффициентов при неизвестных параметрах  $\sigma_{i,n}$  в решении прямых задач для вертикальных производных гравитационного потенциала;  $g_j$  – измеренное поле силы тяжести;

$$\lambda_{i,x} = \sum_j |a_{i,j,x}|; \quad \lambda_{j,x} = \sum_i |a_{i,j,x}|; \quad (4)$$

$\tau_{m,n+1}$  – неизвестные ИК, подлежащие определению в результате оптимизации;  $\alpha, \beta$  – постоянные величины, равные 1 в начале ИП, а на более поздних итерациях используемые для ручного управления ИП, особенно с целью повышения разрешающей способности итерационных методов на разных глубинах или достижения глобального минимума критерия [3].

Для определения глубин  $h_{i,n}$  до блоков вместо (1) используют ИФ в виде:

$$h_{i,n+1} = h_{i,n} - \tau_{n+1} B_{i,n};$$

а в (2) используют в соответствии с [7, 8]:

$$b_{i,j} = (a_{i,j})'_z \text{ и } \lambda_{i,x} = \sum_j |b_{i,j,x}|; \quad \lambda_{j,x} = \sum_i |b_{i,j,x}|.$$

Для решения ОЗ по аномальному магнитному полю  $Z_{a,j}$  вместо (1) используют аналогичную ИФ с интенсивностью намагничивания (ИН) горных пород:

$$J_{i,n+1} = J_{i,n} - \tau_{n+1} B_{i,n}.$$

Критерий безусловной оптимизации выберем как по невязке поля, так и по поправке к параметрам. Также возьмем и критерий условной оптимизации: по минимуму суммы квадратов поправок к плотности при минимуме суммы квадратов невязок поля во всех точках его измерения, включенных в ИМ ОЗ. Образует формулы невязок и поправок к плотности на  $n+1$ -й итерации для метода (1)–(4):

$$r_{j,n+1} = (a_{i,j}, \sigma_{i,n+1}) - g_j = (a_{i,j}, \sigma_{i,n} -$$

$$- \sum_{m=1}^{m=p} \tau_{m,n+1} M_{m,n,i}) - g_j;$$

$$M_{m,n+1,i} = (r_{j,n+1}, a_{i,j} / (\lambda_i^\beta \lambda_j^\alpha)) = \\ = (a_{i,j} / (\lambda_i^\beta \lambda_j^\alpha), (a_{i',j}, \sigma_{i',n} - \sum_{m=1}^{m=p} \tau_{m,n+1} M_{m,n,i'}) - g_j).$$

Составим критерии оптимизации

$$F_r = \sum_j r_{j,n+1}^2 = \min; \quad (5)$$

$$F_M = \sum_i M_{m,n,i}^2 = \min; \quad (6)$$

$$F_{M,L,r} = F_M + L(F_r)'_\tau; \quad (7)$$

$$F_{r,L,M} = F_r + L(F_M)'_\tau, \quad (8)$$

где  $L$  – коэффициенты Лагранжа (КЛ).

Возьмем частные производные от (5)–(8) по ИК, приравняем их к нулю и получим системы уравнений для вычисления всех  $\tau_{m,n+1}$ . В настоящей статье получим лишь системы уравнений для безусловной оптимизации по критериям (7)–(8), поскольку метод условной оптимизации по критериям (7)–(8) особых отличий не имеет, а КЛ для него определяют способами, изложенными в [3-4]

$$(F_r)'_{\tau_{m,n+1}} \Rightarrow \sum_j (a_{i,j}, (\sigma_{i,n} -$$

$$- \sum_{m=1}^{m=p} \tau_{m,n+1} M_{m,n,i}) - g_j)(a_{i,j}, M_{m',n,i}) = 0;$$

$$(F_M)'_{\tau_{m,n+1}} \Rightarrow \sum_i (a_{i,j} / (\lambda_i^\beta \lambda_j^\alpha), (a_{i',j}, (\sigma_{i',n} -$$

$$- \sum_{m=1}^{m=p} \tau_{m,n+1} M_{m,n,i'}) - g_j) \times$$

$$\times (a_{i',j}, M_{m',n,i'}) a_{i,j} / (\lambda_i^\beta \lambda_j^\alpha) = 0. \quad (9)$$

Ниже приведена реализация метода (9) при  $p = 3$  для магнитного поля  $Z_{a,j}$ , измеренного на участке размерами 9x9 км по сети 0.2x0.2 км (рис. 1). Таким образом, ИМ содержит 2209 точек измерения поля на дневной поверхности Земли и три слоя магнитоактивных горных пород, каждый из которых аппроксимирован 400 блоками в виде прямоугольных параллелепипедов. Для оценок качества решения ОЗ выполнено также решение ОЗ для той же ИМ ранее известным итерационным методом с критерием по минимуму суммы квадратов поправок к неизвестному параметру АП каждого блока (рис. 2), что соответствует методу (15) при  $p = 1$ .



Рис. 1. Карта измеренного магнитного поля (здесь и далее: горизонтальные расстояния приведены в м, а изолинии поля или его остатков — в сотнях нанотесла)

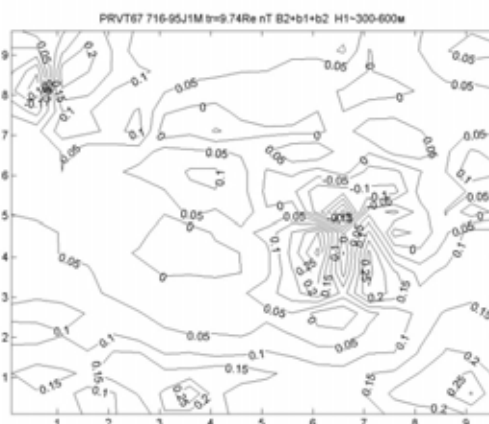


Рис. 4. Карта аномальной интенсивности намагничивания полуокисленных горных пород в блоках первого слоя ИМ после решения ОЛЗМ известным ранее методом

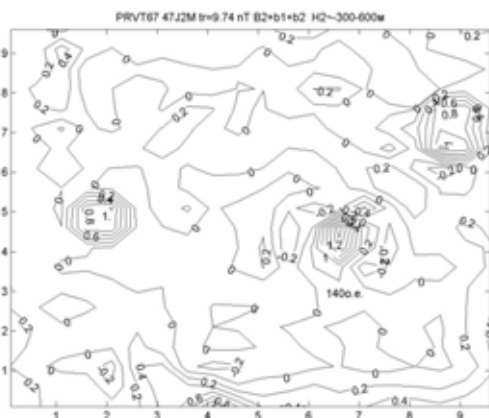


Рис. 2. Карта аномальной интенсивности намагничивания неокисленных горных пород в блоках второго слоя ИМ после решения ОЛЗМ известным ранее методом (здесь и далее: локальные максимумы параметра приведены в относительных единицах (о.е.), а его изолинии — в сотых долях о.е.)

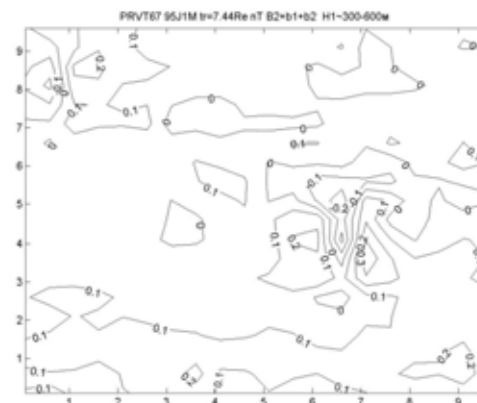


Рис. 5. Карта аномальной интенсивности намагничивания полуокисленных горных пород в блоках первого слоя ИМ после решения ОЛЗМ новым методом

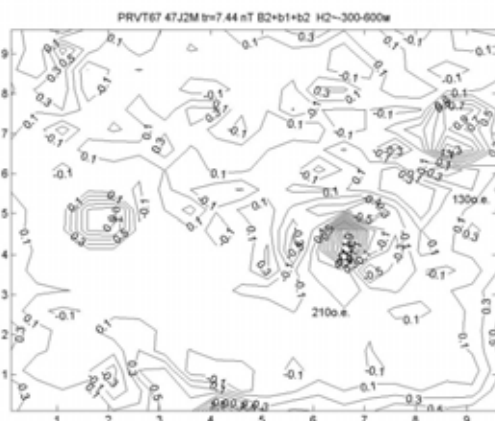


Рис. 3. Карта аномальной интенсивности намагничивания неокисленных горных пород в блоках второго слоя ИМ после решения ОЛЗМ новым методом

Результаты решения ОЛЗМ известным методом для первого и второго слоя ИМ приведены на рис. 2, 4, а новым методом (9) — на рис. 3, 5. Для верхнего слоя полуокисленных, слабомагнитных горных пород ИМ, расположенных между поверхностью кристаллического фундамента (рис. 6) и горизонтальной плоскостью на глубине 300 м, различий в решении ОЛЗМ двумя методами (рис. 4, 5) при общей невязке поля по всей карте 9,74 нТ практически нет. Но для второго слоя неокисленных горных пород (на глубинах 300-600 м) получены существенные различия в решениях ОЛЗМ (рис. 4, 5) при меньшей невязке поля 7,44 нТ на всей площади карт. При этом новым методом получены более высокие значения интенсивности намагничивания горных пород в блоках второго слоя ИМ.

На рис. 6, 7 приведены результаты решения нелинейной задачи относительно глубин до поверхности блоков первого и второго слоя. Дифференциация глубин до фундамента (30-70 м) в пределах участка подтверждается скважинами. Для глубин второго

слоя таких подтверждений нет. Поэтому полученные сведения являются новыми.



Рис. 6. Результаты решения ОНЗМ: карта глубин до блоков первого слоя ИМ (здесь и далее изолинии глубин приведены в м)

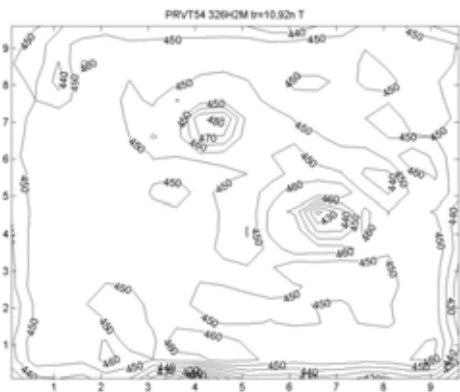


Рис. 7. Результаты решения ОНЗМ: карта глубин до блоков второго слоя ИМ

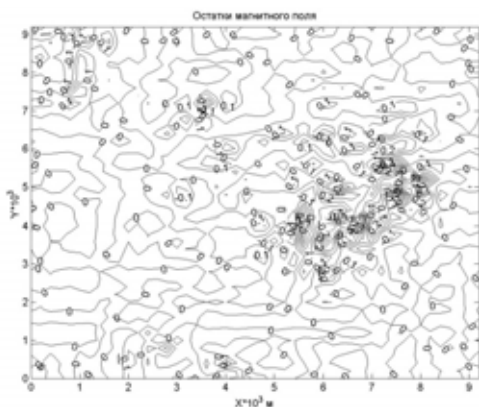


Рис. 8. Карта остатков измеренного магнитного поля после решения ОЛЗГ новым методом

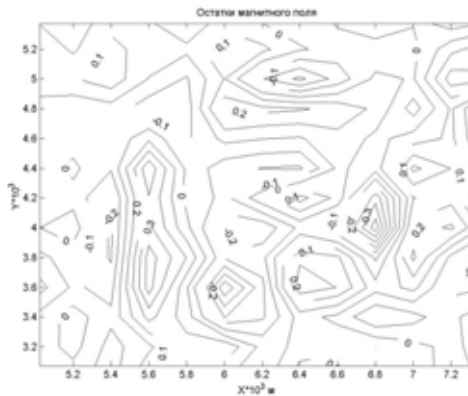


Рис. 9. Детальный фрагмент карты остатков измеренного магнитного поля после решения ОЛЗГ новым методом

На рис. 8 приведена карта остатков магнитного поля после решения ОЗ. Почти на всей площади карты остатки не превышают 10-20 нТ и лишь над сильно магнитными породами остатки поля достигают значений 40-60 нТ (рис. 9), что обусловлено сильной

неоднородностью распределения магнитных свойств в остатках амфиболитов, пронизанных более молодыми гранитами и пегматитами.

### **Заключение**

Предложенный метод позволяет получать достоверные результаты решения обратных задач гравиметрии и магнитометрии.

### **Перспектива дальнейших исследований**

Необходимо разрабатывать методы с другими наборами условий оптимизации для сравнения их эффективности с предложенным методом.

### **Список литературы**

1. Миненко П.А. Исследование кристаллического фундамента линейно-нелинейными методами магнитометрии и гравиметрии // *Геоінформатика*. – № 4. – 2006. – С. 41- 45.
2. Миненко П.А. Экстремальные итерационные методы решения обратной задачи магнитометрии при исследованиях на кристаллическом фундаменте // *Доповіді НАН України*. – 2007. – № 4. – С. 137-141.
3. Миненко П.А. Метод однокритеріальної умовної оптимізації в обернутих задачах гравиметрії с

несколькими интерпретационными моделями // *Геоінформатика*. – 2008. – № 4. – С. 39- 44.

4. Миненко П.А. Модификация метода регуляризации в ОЛЗГ для поисковых работ в кристаллических породах УКЩ // *“Науковий вісник НГУ”*. – 2006. – № 9. – С. 34-39.

5. Миненко П.А., Миненко Р.В. Фильтрационные экстремальные итерационные методы решения обратных задач гравиметрии и магнитометрии // *Праці П наук.-практ. конф. «Обробка сигналів та негауссівських процесів». До 70-річчя від дня нар. проф. Ю.П. Кунченка (25-29 травня 2009 р.) / Тези доповідей*. – Черкаси: ЧДГУ, 2009. – С. 144-146.

6. Миненко П.А. Фильтрация интенсивных помех в обратной линейной задаче гравиметрии при исследованиях на кристаллических щитах // *Науковий вісник НГУ*. – 2006. – № 6. – С. 38-43.

7. Миненко П.А., Миненко Р.В. О поисках избирательных экстремальных решений обратной задачи магнитометрии при исследованиях на кристаллическом фундаменте // *Науковий вісник НГУ*. – 2006. – № 9. – С. 39-44.

8. Миненко П.А. Обратная нелинейная задача гравиметрии для структурных исследований // *Науковий вісник НГУ*. – 2008. – № 5. – С. 24-28.

*Рекомендовано до публікації к.т.н. О.Г. Бондаруком 26.05.09*

ДОСЛІДЖЕННЯ УСАДКИ ТА ЇЇ ШВИДКОСТІ ПРИ СПІКАННІ СИСТЕМИ АЛМАЗ-Fe-Cu-Ni-Sn З ДОБАВКОЮ CrB<sub>2</sub>

Досліджено кінетику усадки при гарячому ізостатичному пресуванні алмазних композитів на основі металевих матриць з добавкою дибориду хрому в широкому діапазоні тиску та їх мікромеханічні характеристики. Виявлено хвилеподібний характер залежності швидкості усадки і показано, що її коливання відображає процеси, які відбуваються при спіканні.

Исследована кинетика усадки при горячем изостатическом прессовании алмазных композитов на основе металлических матриц с добавкой диборид хрома и их микромеханические характеристики. Выявлен волнообразный характер зависимости скорости усадки и показано, что ее колебания отражают происходящие процессы.

It is explored shrinkage kinetics at hot isostatic pressing of diamond composites on the basis of metal lower dies with additive CrB<sub>2</sub> and their microspeed-torque characteristics. It is revealed wavy character of dependence of velocity of shrinkage and it is shown, that its oscillations reflect occurring processes.

**Вступ.** Композиційні алмазовмісні матеріали (КАМ) є предметом теоретичних і експериментальних досліджень, що зумовлено перспективами їхнього використання у різних галузях промисловості. Особливе місце серед таких матеріалів займають КАМ на основі порошків заліза, міді, нікелю та олова [1]. Алмазовмісні суміші на основі цих порошків мають добру здатність до пресування, що дозволяє отримати КАМ різної форми та використати їх для виготовлення породоруйнівних інструментів, канатних пил, відрізних та шліфувальних кругів.

З метою активації процесу спікання та підвищення рівня механічних властивостей КАМ до складу вихідних речовин вводять добавки дибориду хрому (CrB<sub>2</sub>) [2]. Такі КАМ можуть бути одержані методами гарячого пресування, гарячого ізостатичного пресування і вільним спіканням.

На сьогодні стан теоретичних і експериментальних досліджень в цій області можна охарактеризувати як етап інтенсивного аналізу різних факторів, що впливають на структуру і властивості КАМ [3, 4], а також вивчення зносостійкості та взаємозв'язку між структурою та властивостями [5]. Відомо [6], що при зміні технологічних режимів спікання КАМ і хімічного складу можна вибрати сприятливі умови формування особливої структури прошарку навколо частинок алмазу. Це дозволяє підвищити здатність матриці утримувати алмази проти їх випадіння в умовах роботи інструменту і, як наслідок, – зносостійкість. У той же час практично недослідженими лишаються механізми, які поліпшують структуру і одночасно підвищують механічні властивості КАМ. Тим не менш в [3, 4] було показано, що аналіз процесів, які впливають на структуру і властивості КАМ на основі порошків заліза, міді, нікелю, олова та дибориду хрому зручно проводити за допомогою залежностей усадки і її швидкості. Закономірності усадки при гарячому ізостатичному пресуванні КАМ на основі таких су-

мішей з добавкою дибориду хрому в кількості 4% (за масою) нам невідомі.

Дослідимо усадку і її швидкість при ізостатичному пресуванні композитів алмаз-49,96%Fe - 30,72%Cu - 8,64%Ni - 7,68%Sn - 4,0%CrB<sub>2</sub> (тут і далі % за масою), попередньо отриманих вільним спіканням, в широкому діапазоні тиску та тривалості термічної обробки.

**Матеріали і методи дослідження.** Як вихідні речовини використовували порошки алмазу каталітичного синтезу марки АС 160Т зернистістю 400/315 (ТУ 2-37-344-85), міді ПМС-1 (ГОСТ 4960-75), олова ПО-1 (ГОСТ 9723-73), нікелю (ГОСТ 9722-79), заліза (ГОСТ 9849-86) і диборид хрому. Порошки металів піддавали механічному обробленню в барабанному млині з використанням розмельних тіл (куль) із високощільної алюмооксидної кераміки в режимі сухого млива. Швидкість обертання млина становила 200 об/хв, що забезпечувало ударно-зсувну дію куль на порошки. Співвідношення маси куль і порошків становило 10:1, тривалість оброблення – 10 год. Розміри готових частинок порошків не перевищували 5 мкм. Отримані порошки в потрібній кількості змішували у спиртовому середовищі. В цю суміш вводили алмази, які були попередньо змочені гліцерином, із розрахунку 1,54 каратів на 1 см<sup>3</sup> шихти (що відповідає відносній концентрації K = 35) та перемішували її до потрібної якості.

Наважки масою 5,316 г закладали в жаростійкі форми із засипним отвором діаметром 10 мм і виготовляли брикети при кімнатній температурі та тиску 100 МПа. Отримані брикети піддавали вільному спіканню в муфельній печі SNOL 72/100 при температурі 800° С протягом години. Далі здійснювали гаряче ізостатичне пресування на гідравлічному пресі ПГР 400 10Т протягом 180 с у змінних умовах тиску. При тиску  $p = 100$  МПа отримали зразок 1, при  $p = 160$  МПа – зразок 2, при  $p = 200$  МПа – зразок 3.

Лінійну усадку  $l$  при гарячому ізостатичному пресуванні фіксували за допомогою електронного індикатора DIGICO 10 з цифровим відліком при кроці дискретності 0,001 мм. За експериментальними даними лінійної усадки  $l$  розраховували за допомогою кубічних сплай-функцій швидкості усадки  $da/dt$ .

Мікротвердість зразків визначали у м'яких, твердих та змішаних фазах на приладі за ПМТ-3 при навантаженні 4,91 Н. Дослідження міцності на згин та стиск проводили за стандартною методикою.

**Результати дослідження та їх обговорення.** Зразу ж відзначимо, що диборид хрому тугоплавка сполука з особливою будовою кристалової решітки [4]. Тому вміст дибориду хрому у складі алмазовмісних сумішей суттєво впливає на кінетику спікання, структуру та властивості таких композитів. Через це зупинимося на аналізі усадки і швидкості відносної усадки при гарячому ізостатичному пресуванні досліджуваної системи в умовах різного тиску. Графічну залежність лінійної усадки  $l$  від тривалості термічної обробки  $t$  для зразка 1, отриманого при тиску 100 МПа наведено на рис. 1, а.

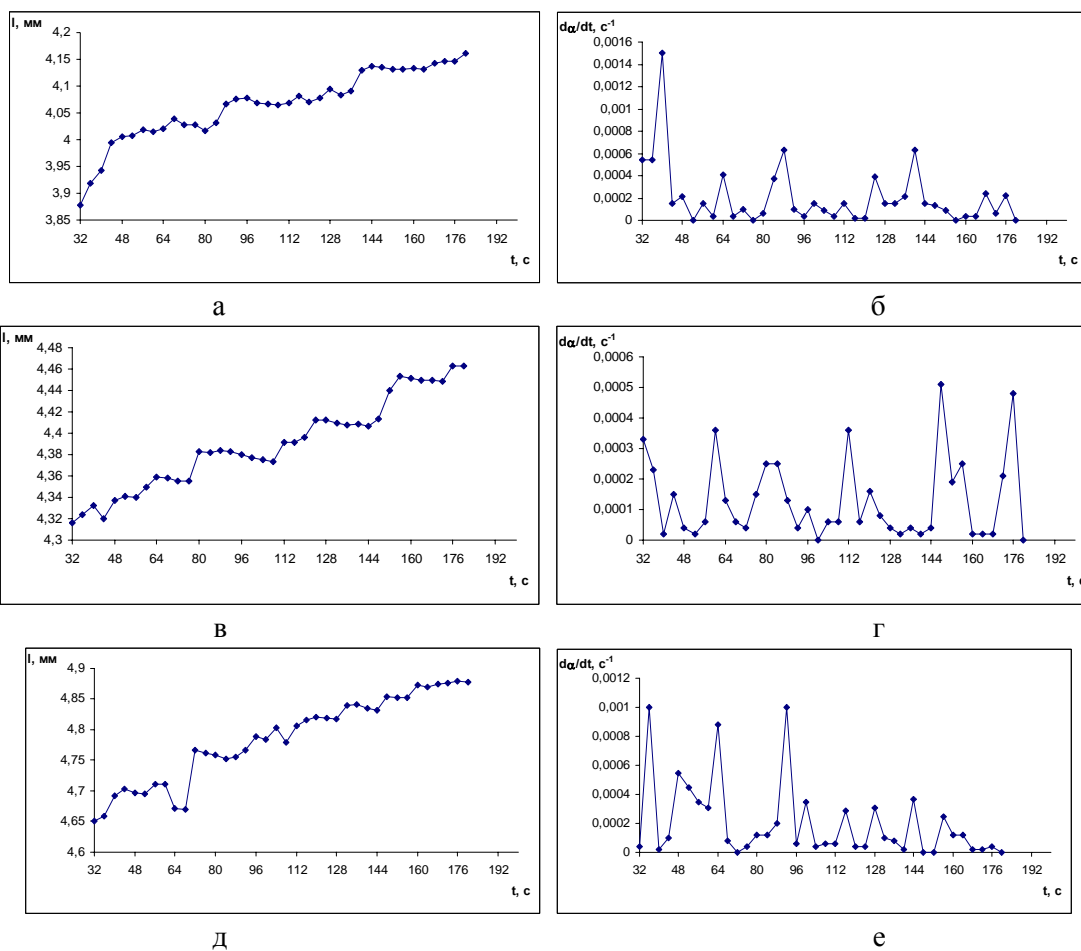


Рис. 1. Залежності лінійної усадки (а, в, д) і швидкості відносної усадки (б, г, е) від тривалості гарячого пресування зразків 1 – 3 в умовах різного тиску  $p$ : а, б –  $p = 100$  МПа (зразок 1); в, г –  $p = 160$  МПа (зразок 2); д, е –  $p = 200$  МПа (зразок 3)

Як бачимо, ця залежність має суто нелінійний характер. При цьому на кривій усадки чітко спостерігається багатоступеневе зростання, яке супроводжується наступними затуханнями і навіть зменшенням лінійної усадки. Ці дані вказують на те, що при гарячому пресуванні зразка 1 взаємодія між вихідними елементами в різних інтервалах процесу відбувається неоднаково, що призводить до зміни механізмів масопереносу та структурних неоднорідностей. Перед тим як пояснити фізичний зміст зростання та зменшення лінійної усадки в різних інтервалах процесу звернемо увагу на такі важливі фактори.

1. У багатокомпонентних системах на основі порошків металів рідка фаза, що утворилася при плавленні більш легкоплавкого компонента (в нашому випадку олова), досить швидко змочує тверді елементи (залізо, мідь, нікель і диборид хрому) і утворює таким чином евтектику  $P \leftrightarrow Cu-Sn$ .

2. Ця евтектика стає розчинником заліза, міді та нікелю. Після часткового розчинення цих елементів та дії капілярних сил відбувається перегрупування частинок заліза, міді, нікелю та дибориду хрому, що призводить до зміни усадки при гарячому пресуванні.



З моменту утворення евтектики  $P \leftrightarrow Cu-Sn$  в системі відбуваються не тільки дифузійні процеси, а й суто хімічні, які залежно від умов спікання та хімічного складу можуть змінити як усадку, так і структуру та фізико-механічні властивості композиту.

Ці обставини однозначно пояснюють немонотонний характер залежності усадки від тривалості термічної обробки (рис. 1, а) при гарячому пресуванні зразка 1. Максимальне значення лінійної усадки спостерігається на заключному етапі процесу при  $t = 180$  с. Це означає, що в спікаємій системі при її переходах від початкового до кінцевого станів відбулося максимальне ущільнення складових. Тим не менш суттєві відмінності лінійної усадки в різних інтервалах процесу свідчать про те, що в такій системі відбуваються багаторазові зміни механізмів масопереносу, фазових та структурних перетворень. У зв'язку з цим зупинимося дещо детальніше на аналізі залежності швидкості відносної усадки  $da/dt$  при гарячому пресуванні цього зразка.

З аналізу рис. 1, б видно, що швидкість усадки стрибкоподібно змінюється від тривалості термічної обробки. Це означає, що внаслідок взаємодії вихідних елементів і дії капілярних сил система періодично стискається та розширюється. При реалізації механізму стискання маємо деяке зменшення об'єму спікаємої системи, що і призводить до зростання усадки у відповідних інтервалах процесу (рис. 1, а). В інших інтервалах процесу внаслідок перегрупування твердих компонентів і їх ущільнення система намагається розширитися, що призводить до зменшення усадки та її згасання.

Наведені результати однозначно вказують, що в спікаємій системі відбуваються дифузійні і суто хімічні процеси, які призводять до утворення нових фаз і твердих розчинів внаслідок взаємодії між вихідними елементами та їх розпаду. В першому випадку система розширюється, а в другому навпаки стискається. Таким чином, хвилеподібний характер швидкості усадки свідчить про те, що в системі при температурі  $800^\circ C$  і тиску 100 МПа взаємодія між елементами відбувається по-різному. Слід відзначити, що в моменти часу, коли швидкість усадки набуває найменших значень, (мінімуми) (рис. 1, б), система врівноважується, тобто переходить в стабільний стан.

При підвищенні тиску від 100 до 160 МПа при гарячому пресуванні зразка 2 рівень усадки зростає (рис. 1, в). При цьому на кривій усадки спостерігаються більші відхилення від лінійності, ніж при спіканні зразка 1 (відповідно рис 1, б і 1, а). Це означає, що підвищення тиску сприяє ущільненню елементів в системі, а більші відхилення від лінійності вказує на зміну механізмів масопереносу внаслідок активної взаємодії рідкої та твердої фаз. Залежність швидкості усадки на відміну від усадки в цьому випадку має принципово інший характер. Так, при тиску 160 МПа рівень швидкості усадки (рис. 1, з) майже на порядок нижчий від аналогічного параметра при спіканні зразка 1 (рис. 1, б). Крім того, піки швидкості усадки у першому випадку зсунуті в інтервали більшого часу (рис. 1, з). У той час, як піки швидкості усадки при гарячому пресуванні зразка 1 зсунуті в інтервали меншого часу (рис. 1, б). Отримані результати свідчать про те, що підвищення тиску при гарячому пресуванні досліджуваної системи активує процес спікання, що позитивно впливає на структуру та фізико-механічні властивості КАМ.

Продовжуючи аналізувати кінетику спікання, відзначимо, що при подальшому підвищенні тиску до 200 МПа спостерігається зростання лінійної усадки (рис. 1, д). Відмінною рисою цієї залежності від попередньої є те, що максимальне відхилення усадки спостерігається в початкових інтервалах процесу, а при зростанні тривалості термічної обробки відхилення від лінійності зменшується. В цьому разі піки швидкості усадки зсунуті також в інтервали меншого часу (рис. 1, з). Це означає, що на початкових інтервалах процесу в системі відбуваються суттєві структурно-фазові перетворення, а далі вони згасають, тобто система переходить із метастабільного в стабільний стан.

Показано, що при гарячому пресуванні системи алмаз-49,96%Fe -30,72%Cu -8,64%Ni -7,68%Sn -4,0%CrB<sub>2</sub> існує тиск і поточний час термічної обробки, за яких максимуми усадки і її швидкості зсуваються в інтервали меншого часу, що призводить до вдосконалення структури з одночасним підвищенням характеристик КАМ.

Результати визначення мікротвердості, міцності на стиск та згин, а також густини отриманих КАМ наведено в таблиці.

Таблиця

Механічні характеристики зразків

Номер зразків	Тиск, МПа	Мікротвердість по Кнупу при навантаженні 4,91 Н, ГПа			Густина, г/см <sup>3</sup>	$\sigma_c$ , МПа	$\sigma_z$ , МПа
		світлі фази	змішані фази	темні фази			
1	100	2,2 – 2,4	2,5 – 2,6	3,6 – 4,5	7,72	700	690
2	160	2,5 – 2,6	2,7 – 2,9	4,6 – 6,1	7,75	820	700
3	200	2,5 – 2,8	3,1 – 4,0	6,3 – 7,4	7,81	850	730

Тиск суттєво поліпшує мікромеханічні характеристики зразків 2 і 3. Так, мікротвердість світлих фаз у зразках 2 і 3 складає відповідно 2,5-2,6 ГПа і 2,5-2,8 ГПа порівняно з 2,2-2,4 ГПа для зразка 1, при

цьому спостерігається підвищення густини від 7,72 до 7,81 г/см<sup>3</sup>. Значно підвищується міцність на стиск з 700 до 850 ГПа, у той час як міцність на згин зростає несуттєво. Такий самий вплив чинить тиск і

на змішані та темні фази. Так, мікротвердість змішаних фаз у зразках 2 і 3 складає 2,7-2,9 ГПа і 3,1-4,0 ГПа порівняно з 2,5-2,6 ГПа для зразка 1. У темних фазах цих зразків мікротвердість підвищується значніше.

Підвищення рівня мікромеханічних характеристик у зразках 2 і 3 порівняно із зразком 1 свідчить про те, що оптимізація технологічних режимів при гарячому ізостатичному пресуванні активує процес спікання та підвищує мікромеханічні характеристики КАМ на основі порошків заліза, міді, нікелю, олова і дибориду хрому. Тому такі дослідження є цікавими для з'ясування важливих питань в теорії спікання багатоконпонентних систем. Вирішення цих проблем може призвести до якісного стрибку, як в технології спікання таких КАМ, так і в практиці їх використання.

### Висновки

Досліджено кінетику усадки при гарячому ізостатичному пресуванні алмазовмісних матеріалів на основі порошків заліза, міді, нікелю, олова і дибориду хрому в широкому діапазоні тиску та тривалості термічної обробки. Показано, що в умовах підвищеного тиску піки швидкості усадки зсунуті в інтервали меншого часу.

Встановлено, що стрибкоподібна залежність швидкості усадки відображує процеси, які відбуваються в спікаємій системі, і визначено основні чинники впливу на кінетику цього процесу.

Визначено  $p - t$  умови, які суттєво активують процес спікання і підвищують механічні властивості композитів. Результати досліджень вказують на їх перспективи як у теорії, так і в практичних розробках.

### Список літератури

1. Основы создания алмазосодержащих композиционных материалов для породоразрушающих инструментов / Бондаренко Н.А., Жуковский А.Н., Мечник В.А./ Под ред. Н.В. Новикова – К.: Ин-т сверхтвердых материалов им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2008. – 456 с.
2. Бориды / Самсонов Г.В., Серебрякова Т.И., Неронов В.А. и др. – М.: Атомиздат, 1975. – 376 с.
3. Бондаренко Н.А., Жуковский А.Н., Мечник В.А. Анализ основных теорий спекания материалов. 1. Спекание в изотермических и неизотермических условиях (Обзор) // Сверхтвердые материалы. – 2005. – № 6. – С. 3-17.
4. Бондаренко Н.А., Жуковский А.Н., Мечник В.А. Анализ основных теорий спекания материалов. 2. Химические реакции и процессы зародышеобразования. Основные положения моделирования спекания сверхтвердых композиционных алмазосодержащих материалов (Обзор) // Сверхтвердые материалы. – 2006. – № 1. – С. 3-15.
5. Физико-математическое моделирование процессов спекания многокомпонентных алмазосодержащих композиций. 2. Физико-химические особенности формирования структуры и свойств / Новиков Н.В., Бондаренко Н.А., Кулик О.Г., и др. // Физическая мезомеханика. – 2004. – Т. 7. – № 3. – С. 79-87.
6. Структурные особенности сверхтвердых композитов системы алмаз-твердый сплав ВК6, отличающихся износостойкостью / Новиков Н.В., Бондаренко Н.А., Мечник В.А. и др. // Сверхтвердые материалы. – 2004. – № 6. – С. 3-15.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Соболевим 15.07.09*

## ЗНОСОСТІЙКІСТЬ ЧАВУНУ ПІСЛЯ ЕЛЕКТРОІМПУЛЬСНОГО НАНЕСЕННЯ БРОНЗОВОГО ШАРУ НА ПОВЕРХНЮ ТЕРТЯ

Розглянута можливість заміни дорогих бронзових підшипників ковзання на більш дешеві підшипники з високоміцного чавуну з нанесеним макрощаром бронзи на поверхню тертя.

Рассмотрена возможность замены дорогостоящих бронзовых подшипников скольжения на более дешевые подшипники из высокопрочного чугуна с нанесенным макрослоем бронзы на поверхность трения.

Questions of an substitution opportunity of cost intensive bronze sliding bearings on cheaper bearings from high-tensile pig-iron with the put layer of bronze are considered.

Проблема збільшення зносостійкості деталей машин і механізмів, заміна найдефіцитніших матеріалів менш дефіцитними мають важливе значення для промисловості.

У даний час розроблені й здійснюються різні заходи, які спрямовані на зменшення зносу деталей машин. Всі вони в основному пов'язані з конструктивними і технологічними удосконаленнями форм, матеріалу деталей, якості мастила тощо. Останнім часом все більше для підвищення зносостійкості деталей машин застосовують поверхнєве зміцнення. Всі засоби поверхнєвого зміцнення деталей машин можна поділити на дві основні групи:

1. Зміцнення за рахунок холодної обробки металу (обробка роликками, дробеструйна обробка та ін.).

2. Зміцнення за рахунок електротермічної і термохімічної обробки (гарт, струмами високої частоти або полум'ям, електроімпульсна обробка, азотування, хромування та ін.).

**Метою роботи** є заміна бронзових підшипників ковзання на більш дешеві та підвищення терміну служби пар, за рахунок поліпшення умов припрацювання.

За допомогою електроімпульсної обробки можна нанести шар бронзи не тільки на сталеві, але й на чавунні деталі машин [1, 2]. Шляхом відповідного підбору матеріалу зміцнюючих електродів на поверхні сірого чавуну можна створювати шари, які мали б високу твердість підкладки і м'який поверхневий шар. До складу зміцненого шару входить матеріал зміцнюючого електроду.

Однією з головних властивостей високоякісних підшипникових матеріалів, у даному випадку підшипників ковзання, є їх хороше припрацювання [1]. Ця властивість характеризується твердістю: м'які сплави краще припрацьовуються, тверді – гірше. З другого боку, чим вища припрацьованість і чим нижча твердість сплаву, тим нижчі його механічні властивості.

Відомо, що термін роботи чавунних підшипникових вкладишів в значній мірі залежить від умов припрацювання пар ковзання, які не є оптимальними, тому виникло питання про поліпшення цих умов.

При біметалічному вкладиші [2], у якого основа зроблена з міцного конструкційного матеріалу, а робочий шар з антифрикційного пластичного сплаву, виходить доцільно використовувати два метала:

вкладиш здатний нести високі навантаження, а шар пластичного антифрикційного сплаву, навіть будучи вельми тонким, додає вкладишу антифрикційність і забезпечує його надійну роботу при терті під час припрацювання.

У роботі [3] наведені результати дослідження зносостійкості поверхнєвого шару сірого чавуну СЧ 20 після обробки його електроімпульсним способом електродами з бронзи Бр ОЦС 6-6-3, твердого сплаву Т5К10, а також після зміцнення електродами твердого сплаву Т5К10 з нанесеним на нього макрощаром бронзи Бр ОЦС 6-6-3. Як матеріал зв'язаної деталі (сухаря) застосовувався білий чавун. Процес стирання зразків здійснювався за допомогою машини для випробування матеріалів на знос (тип МІ-1).

Перед зміцненням робочі поверхні сухарів і роликів притиралися в суспензії дрібного притирального порошку в трансформаторному мастилі. Результати експериментів за визначенням величини зносу зразків при терті з мастилом зображені у вигляді графіків на рис. 1 і 2. Величина зносу визначалася після 5, 15, 30, 100 і 150 тисяч обертів ролика. Визначався знос як зміцнених, так і незміцнених чавунних роликів, а також сухарів, в парі з якими вони працювали.

Встановлено, що термін прориву нанесеного шару залежить від шорсткості робочої поверхні сухаря [1] – чим вищий клас шорсткості поверхні, тим пізніше наступає прорив шару.

На підставі проведених досліджень можна зробити наступні висновки:

1. Самою зносостійкою є поверхня, зміцнена твердим сплавом (при питомому тиску  $100 \text{ кг/см}^2$ ), а також зміцнена твердим сплавом і бронзою (при питомому тиску  $75 \text{ кг/см}^2$ ). Якнайменше зносостійкою є поверхня, зміцнена бронзою (при питомому тиску  $100 \text{ кг/см}^2$ ), а також незміцнена (при питомому тиску  $75 \text{ кг/см}^2$ ).

2. Найбільший знос сухаря виходить при роботі в парі з поверхнею, обробленою твердим сплавом, найменший – з поверхнею, зміцненою бронзою.

3. У процесі зносу (в діапазоні проведених досліджень) спостерігається збільшення ваги ролика, зміцненого електродами з твердого сплаву і бронзи (подвійне зміцнення), а також твердим сплавом (при питомому тиску  $100 \text{ кг/см}^2$ ).

Слід чекати, що з подальшим збільшенням часу випробувань повинен наступити такий момент, коли приросту ваги зразків не спостерігатиметься, а, навпаки, ролики почнуть убувати у вазі.

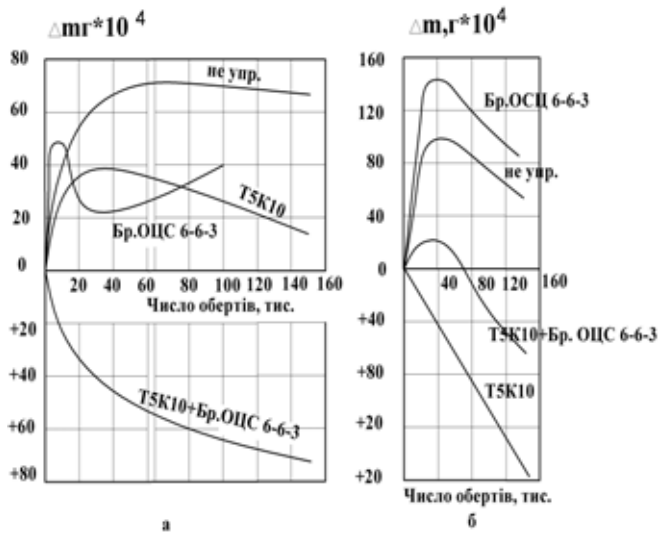


Рис. 1. Зміни величини зносу роликів залежно від числа обертів останнього при терті ковзання з мастилом: а – при питомому тиску  $75 \text{ кг/см}^2$ ; б – при питомому тиску  $100 \text{ кг/см}^2$

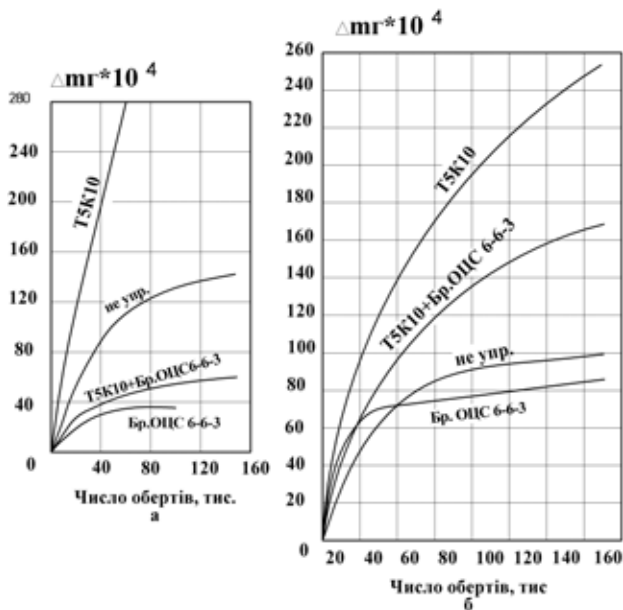


Рис. 2. Зміна величини внеску сухарів залежно від числа обертів ролика при терті ковзання з мастилом: а – при питомому тиску  $75 \text{ кг/см}^2$ ; б – при питомому тиску  $100 \text{ кг/см}^2$

У роботі [1] було показано, що зносостійкість поверхневого шару чавуну після електроімпульсної обробки при сухому терті тих же пар ковзання підвищується у декілька разів. Також наведені результати дослідження зносостійкості чавуну СЧ-20 після електроімпульсної обробки його робочої поверхні елек-

тродами з бронзи ОЦС 6-6-3 при роботі в умовах тертя ковзання з мастилом і питомому тиску в  $75$  і  $100 \text{ кг/см}^2$ . Для порівняння досліджена зносостійкість бронзи Бр ОЦС 6-6-3 і чавуну СЧ-20. Як мастило було використано машинне масло. Зв'язаною парою слугував сухар, виготовлений з білого чавуну.

На рис. 3 графічно зображена залежність величини зносу від числа обертів зразків із сірого чавуну, бронза по чавуну, робоча поверхня якого зміцнена електроімпульсним методом бронзою.

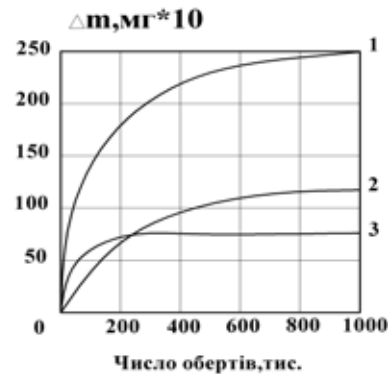


Рис. 3. Залежність величини зносу зразків від числа обертів при терті ковзання з мастилом: 1 – бронза ОЦС 6-6-3; 2 – чавуну СЧ-20; 3 – чавуну, зміцненого бронзою

Аналіз одержаних даних (рис. 3) показує, що зі всіх досліджених металів найбільшою зносостійкістю володіє чавун, робоча поверхня якого оброблена бронзою. Якнайменшою зносостійкістю володіє бронза. Знос чавуну, поверхня якого оброблена бронзою, зменшується в порівнянні з необробленим чавуном в 1,7 рази і в 4,5 рази відповідно із зносом бронзи. Якщо не враховувати величину зносу зразків за перші 100 тис. обертів, протягом яких відбувається припрацювання робочих поверхонь, то різниця у величині зносу виходить ще більша.

Найбільш інтенсивний знос зразків спостерігається в початковий момент роботи зв'язаної пари (перші 100 тис. обертів). Так, знос бронзового ролика за перші 100 тис. обертів в середньому складає  $15 \text{ мг}$ , в подальший час роботи знос складає в середньому  $1,4 \text{ мг}$  на кожні 100 тис обертів. Знос чавунного ролика відповідно зменшується від  $7,2$  до  $0,5 \text{ мг}$ , а чавунного ролика, обробленого електроімпульсним методом бронзою, зменшується від  $6,8$  до  $0,1 \text{ мг}$ .

Із рис. 4 видно, що коефіцієнт тертя ковзання також залежить від матеріалу пар.

Макроструктура наплавленого шару бронзи наведена на рис. 5.

Проведені дослідження показали, що електроімпульсна обробка поверхонь чавунних деталей електродами з бронзи підвищує їх зносостійкість як при роботі в умовах сухого тертя ковзання, так і при роботі в умовах тертя ковзання з мастилом. При роботі з мастилом зменшується сумарний знос зв'язаної пари. Зменшення зносу оброблених бронзою деталей можна пояснити підвищеною зносостійкістю наявно-

сті на поверхні деталі зміцненого шару та наявністю лунок, які обумовлюються виходом вільного графіту. Наявність лунок, на поверхні чавунних вкладишів, затримують мастило та оберігають робочі поверхні від схоплювання. Крім того [3], скорочується час припрацювання чавунних підшипників ковзання з нанесеним макрошаром бронзи на поверхні ковзання. Це досягається завдяки тому, що в найкритичніший момент (початок припрацювання) працює шар бронзи.

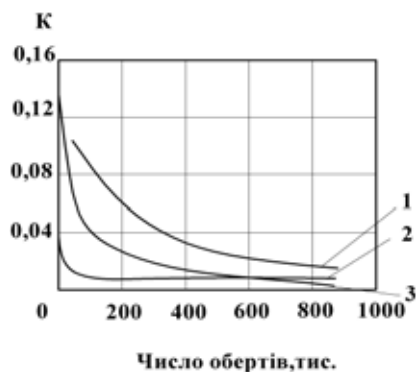


Рис. 4. Залежність коефіцієнта тертя від числа обертів при терті ковзання з мастилом (питомий тиск  $75 \text{ кг/см}^2$ ): 1 – пара – чавун, зміцнений бронзою – білий чавун; 2 – пара бронза – білий чавун; 3 – пара чавун СЧ-20 – білий чавун

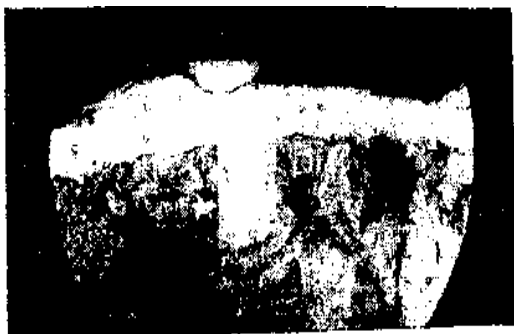


Рис. 5. Макроструктура наплавленого шару бронзи

Як об'єкт випробувань авторами були вибрані шатунні вкладиші силікатних пресів з високоміцного чавуну з кулястим графітом, який може витримати великі динамічні навантаження в порівнянні з сірим чавуном пластинчастої форми. При пресуванні силікатної цегли спостерігається динамічний додаток навантаження, при питомому тиску  $150-160 \text{ кг/см}^2$ .

Плавку синтетичного чавуну проводили в індукційній печі ІСТ-0,4.

Хім. склад: вуглець –  $3,0-3,2\%$ ; кремній –  $2,66-2,9\%$ ; марганець –  $0,5-0,82\%$ ; сірка –  $0,01-0,015\%$ ; фосфор –  $0,045-0,5\%$ ; мідь –  $0,45-58\%$ ; церій (ост.) –  $0,1-0,17\%$ . Модифікація здійснювалася чистим церієм, з добавкою магнію, на дно ковша при температурі  $1420^\circ \text{C}$ . На дзеркало металу додавався феросиліцій-75. Відливання вкладишів з високоміцного церієвого чавуну проводилося відцентровим способом на консольній машині: частота обертання кокілю

–  $700 \text{ об/хв}$ . Перед заливкою поверхня кокілю оброблялася пульвербакилітовою сумішшю в складі:  $400 \text{ г}$  пульвербакиліта,  $400 \text{ г}$  борної кислоти,  $2$  відра піску. Температура заливки  $1280^\circ \text{C}$ . Кокіль охолоджувався водою до температури  $650-750^\circ \text{C}$ . Вибір відцентрового способу литва є вимогою до якості матеріалу вкладишів, що обумовлено динамічним характером роботи підшипників.

У литому стані були одержані відливки з різною структурою через різну швидкість охолодження.

Перше відливання складається з перліту (перліт дрібнодисперсний), що містить до  $5\%$  цементиту. В другому відливанні – перліт ( $\sim 30-40\%$ ) і цементит з ледебуритом ( $\sim 70-60\%$ ). Навкруги включень графіту – тонкий обід фериту. Вміст цементиту і цементиту ледебуриту – приблизно  $70\%$ . У третьому відливанні – суміш перліту ( $\sim 50\%$ ), цементиту і ледебуриту ( $\sim 50\%$ ). Навкруги включень графіту – феритна матриця. Вміст цементиту і цементиту ледебуриту – приблизно  $50\%$ .

Відливання першої плавки піддавали термообробці: нагрів до  $930^\circ \text{C}$  із швидкістю  $100-110 \text{ град/год}$ , витримка  $5$  год, охолодження з піччю до  $740^\circ \text{C}$  з витримкою  $3$  год та подальше охолодження на повітрі. Одержана структура: графіт кулястої форми, ферит –  $70\%$ , інше перліт. Твердість  $170-180 \text{ НВ}$ .

З цієї плавки виготовлені по три роз'ємні вкладиші шатунної шийки колінвала і проміжного важеля преса. Структура вкладишів вибрана з урахуванням того, що деталі, що сполучаються, не загартовані [3].

Як було сказано вище, термін прориву нанесеного шару залежить від шорсткості робочої поверхні [1], тому одержані втулки піддавалися механічній обробці. Як завершальна операція вибрана обробка абразивними щітками. При цьому шорсткість поверхні досягнута  $Ra1,25$ . Нанесення макрошару ( $80-120 \text{ мкм}$ ) бронзи Бр. ОЦС 5-5-5 здійснено електроерозійним способом. Деталі були встановлені для виробничих випробувань, які показали підвищення працездатності шарнірних пар в  $1,5-1,7$  рази у порівнянні з бронзовим вкладишем.

**Висновки.** На основі виробничих досліджень рекомендується виготовлення вкладишів підшипників ковзання, що роблять в умовах високого динамічного навантаження, з високоміцного чавуну з кулястим графітом та нанесеним на поверхню тертя макрошаром ( $80-120 \text{ мкм}$ ) бронзи Бр. ОЦС 5-5-5.

#### Список літератури

1. Миткевич С.П. Зносостійкість поверхневого шару чавуну після електроімпульсного зміцнення // ФТІ АН БССР. – 1956. – № 3.
2. Миткевич С.П., Павлокевич Б.Л., Беяков І.І. Електроімпульсне зміцнення чавунних деталей // ФТІ АН БССР. – 1955. – № 2.
3. Волощенко М.В. Термічна обробка високоміцного чавуну. – К.: Технічна література УССР, 1961. – 230 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.С. Блохіним 18.06.09

УДК 621.86.03:621.874

А.П. Иванова

## СТРУКТУРНЫЙ АНАЛИЗ ДВУХСТУПЕНЧАТОГО РЕДУКТОРА МЕХАНИЗМА ПОДЪЕМА МОСТОВОГО КРАНА

Наведено спосіб визначення надлишкових зв'язків та рухомостей в кінематичних парах зубчатого редуктора механізму підйому вантажу. Запропонована самовстановлююча схема редуктора без надлишкових зв'язків.

Описан способ определения избыточных связей и подвижностей в кинематических парах зубчатого редуктора механизма подъема груза. Предложена самоустанавливающаяся схема редуктора без избыточных связей.

A method of determining the excess links and mobility in kinematics pairs of toothed gear mechanism lifting the load. A self-pattern gearbox with excessive connections.

**Введение.** При конструировании новых и исследовании существующих механизмов надо уметь определить в заданном механизме (при известных кинематических парах и их расположении), где и какие имеются подвижности и избыточные связи. При произвольных (в некоторых пределах) размерах звеньев механизм с избыточными связями нельзя собрать без деформирования звеньев. Поэтому такие механизмы требуют повышенной точности изготовления, в противном случае в процессе сборки звенья деформируются, что вызывает нагружение кинематических пар и звеньев значительными дополнительными силами (сверх основных внешних сил, для передачи которых механизм предназначен). При недостаточной точности изготовления механизма с избыточными связями трение в кинематических парах может сильно увеличиться и привести к заклиниванию звеньев, поэтому с этой точки зрения избыточные связи в механизмах нежелательны.

**Постановка задачи.** Для механизма подъема груза мостового крана разработана статически определимая схема двухступенчатого редуктора с эвольвентным зацеплением зубьев.

**Метод решения.** Структурная формула Малышева А.П. [1]:

$$q = W - 6n + 5p_V + 4p_{IV} + 3p_{III} + 2p_{II} + p_I$$

и равноценная ей формула Озола О.Г. [2]:

$$q = W + 6k - f \quad (1)$$

дают одну зависимость между структурными параметрами механизма, а их много. Поэтому однозначного решения о выборе параметров механизма они не дают. Ответ на этот вопрос дает исследование подвижностей в контурах механизма, приведенное в работах [3-5]. Из формулы (1) найдем:

$$f = 6k + W - q,$$

где  $q$  – избыточные связи;  $W$  – подвижность, включая и местную;  $k = p - n$  – число независимых кон-

туров;  $f$  – арифметическая сумма подвижностей, разложенная по осям координат:

$$f = f_X^I + f_Y^I + f_Z^I + f_X^{II} + f_Y^{II} + f_Z^{II},$$

где  $f_X^I$  – сумма линейных подвижностей по оси  $x$ ;  $f_X^{II}$  – сумма угловых подвижностей вокруг оси  $x$  и так далее.

Большое удобство этой зависимости состоит в возможности пользоваться различными системами координат. Можно применять как прямоугольную, так и косоугольную систему координат, конечно, нельзя располагать все три оси в одной плоскости, так как тогда не будет учтена подвижность в направлении, перпендикулярном к этой плоскости. Для линейных и угловых подвижностей можно брать одинаковые или различные оси координат, а подвижности рассматривать под углом к данной оси координат, но обязательно отличным от  $90^\circ$ , чтобы она давала результирующую по этой оси координат.

Для одноконтурного механизма наличие всех трех угловых подвижностей является необходимым условием, чтобы контур сомкнулся без натяга, то есть  $f_X^{II} \geq 1$ ,  $f_Y^{II} \geq 1$ ,  $f_Z^{II} \geq 1$ . Отсутствие хотя бы одной из этих подвижностей будет означать натяг и избыточную связь.

Для линейных подвижностей при избытке угловых подвижностей выполнение аналогичного условия необязательно вследствие того, что линейное сближение при сборке может происходить не только за счет линейной подвижности кинематических пар, но и за счет поворота звеньев вокруг оси, перпендикулярной к направлению линейной подвижности. Поэтому линейную подвижность можно заменить угловой подвижностью около оси, перпендикулярной к направлению линейной подвижности, необходимо только проверить наличие звена, которое при этом повороте дало бы линейное перемещение в нужном направлении, а также чтобы эта возможность не нарушалась в некоторых положениях механизма, например, в мертвых точках.

Применим этот метод для структурного анализа двухступенчатого редуктора механизма подъема груза, применяемого в мостовых кранах (рис. 1, а). Количество контуров в этом механизме определим по формуле

$$k = p - n = 5 - 3 = 2.$$

Контур целесообразно начинать рассматривать с первой ступени, а затем переходить ко второй. При рассмотрении подвижности первого контура ABCA можно отнести к нему подвижности всех пар, которые в него входят. Если в нем обнаружатся избыточные связи, то они останутся как избыточные связи в механизме, так как последующие контуры (например CDEC) не могут их устранить. Общая подвижность этого контура будет подвижностью механизма. С местной подвижностью дело обстоит иначе, она зависит от того к какому звену относится. Если местную подвижность имеет звено, входящее в следующий контур, то она войдет в число подвижностей этого контура и может служить для устранения в нем избыточных связей. Если местную подвижность имеет звено, не входящее в следующие контуры, то она остается местной подвижностью механизма. Рассмотрим подвижности в контурах механизма редуктора. В нем два независимых контура, в качестве которых возьмем показанные на рис. 1, а и 2, а. Выберем следующие оси координат рис. 1, б и 2, б: оси  $x_1$  и  $x_2$  направляем по нормальям к поверхностям зубьев; оси  $y_1$  и  $y_2$  по касательным к профилям; ось  $z$  по оси колес.

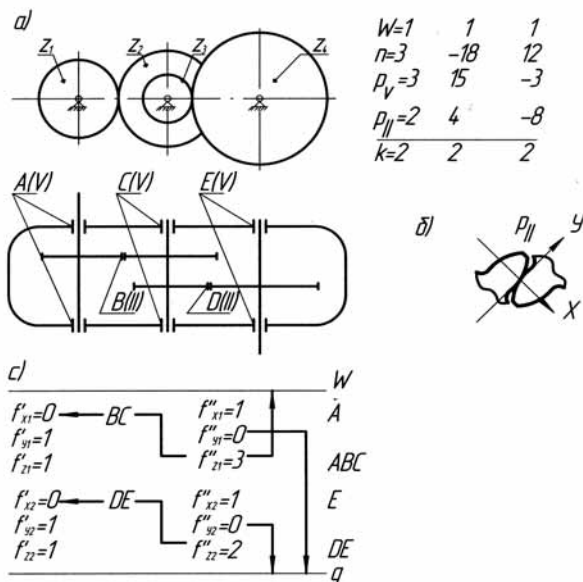


Рис. 1. Применяемый редуктор: а – кинематическая схема; б – контакт зубьев первой ступени редуктора; с – таблица распределения подвижностей в кинематических парах

Рассмотрим линейные подвижности: по нормальям они отсутствуют:  $f_{x_1}^I = 0$  и  $f_{x_2}^I = 0$ ; по касательным – скольжение зубьев  $f_{y_1}^I = 1$  и  $f_{y_2}^I = 1$ ; по оси  $z$  в обоих контурах – продольная подвижность в зацеплении  $f_{z_1}^I = 1$  и  $f_{z_2}^I = 1$ .

Рассмотрим угловые подвижности: по нормальям – вращение зубьев  $f_{x_1}^{II} = 1, f_{x_2}^{II} = 1$ ; по касательным в парах II угловая подвижность отсутствует  $f_{y_1}^{II} = 0, f_{y_2}^{II} = 0$ ; подвижности вокруг оси  $z$  – вращение в парах V; качение зубьев в обоих зацеплениях II (рис. 1, а и 1, б).

Вращение в подшипниках первого и промежуточного валов отнесем к первому контуру, а выходного вала – ко второму. Качение зубьев в зацеплениях – соответственно к первому и второму контуру

$$f_{z_1}^{II} = 2 + 1, f_{z_2}^{II} = 2.$$

В правом верхнем углу кинематической схемы редуктора приведена таблица подсчета подвижностей по структурным формулам: в среднем столбце – условия связи по формуле Малышева, а в правом – подвижности по формуле Озола.

На рис. 1, с приведена таблица подвижностей. Кинематические пары, линейные подвижности которых вошли в таблицу, будем располагать в ее левом столбце, а кинематические пары у которых в таблицу вошли угловые подвижности – в правом.

Замену линейной подвижности угловой изображаем зигзагообразной стрелкой, идущей от угловой подвижности к линейной. На стрелке обозначаем звено, поворачиваемое при этой замене. Первой в этом обозначении пишем кинематическую пару, угловая подвижность которой идет на замену. Это важно, чтобы одно и то же звено не использовать дважды, путем поворота вокруг той же оси (звено можно поворачивать вокруг разных осей).

Рассмотрим траекторию угловых подвижностей. Начнем с  $f_{z_1}^{II}$  – одна пойдет на замену линейной подвижности  $f_{x_1}^I$ , одна на замыкание контура и одна остается, как подвижность механизма; во втором контуре  $f_{z_2}^{II}$  – одна пойдет на замыкание контура и одна на замену  $f_{x_2}^I$ . В механизме остается одна подвижность и две избыточные связи.

Проверим количество избыточных связей по формуле Озола

$$q = W + 6k - f = 1 + 6 \cdot 2 - (3 + 2 \cdot 4) = 2.$$

Как было отмечено выше, избыточные связи в механизме нежелательны, так как в процессе эксплуатации возможны заклинивания элементов кинематики.

матических пар, появления значительных дополнительных нагрузок из-за перекоса, изгиба, растяжения звеньев, чрезмерного изнашивания кинематических пар.

Основное правило проектирования схемы механизма без избыточных контурных связей можно сформулировать в форме условия сборки замкнутых кинематических цепей (контуров) механизма: кинематическая цепь механизма должна собираться без натягов даже при наличии отклонений расположения поверхностей и отклонения размеров звеньев, а также положения осей кинематических пар [4].

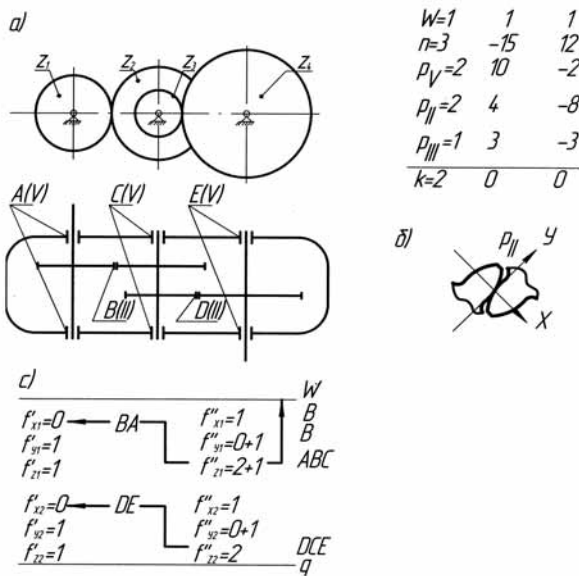


Рис. 2. Модернизированный редуктор: а – кинематическая схема; б – контакт зубьев второй ступени редуктора; с – таблица распределения подвижностей в кинематических парах

Для устранения избыточных связей в механизме рассматриваемого редуктора необходимо увеличить подвижность его кинематических пар не менее чем на две единицы. С этой целью установим промежуточный вал на сферические подшипники типа 1000 или 3000, накладывающие на относительное движение звеньев три условия связи (класс подшипников III). Каждый из этих подшипников имеет три независимых возможных перемещения. Так как по касательным в парах II (рис. 2, с) угловая подвижность отсутствует, то на замыкание контуров пойдут подвижности пары III, которые и обеспечат самоустанавливаемость. При этом

$$f_{y_1}^{II} = 0 + 1 = 1 \text{ и } f_{y_2}^{II} = 0 + 1 = 1.$$

Подвижность вокруг осей  $Z$  – вращение в парах  $V$ , качение зубьев в обоих зацеплениях II и вращение в паре III которое отнесем к первому контуру. Поэтому для первого контура

$$f_{Z_1}^{II} = 2 + 1 = 3$$

и для второго

$$f_{Z_2}^{II} = 2.$$

Рассмотрим распределение подвижностей (рис. 2, с). В каждом контуре по одной подвижности  $f_Z^{II}$  пойдет на замену  $f_X^I$  и  $f_{X_2}^I$ . Это возможно вследствие поворота ведущего и ведомого колес. Остается одна свободная подвижность  $f_{Z_1}^{II}$  в первом контуре, которая и будет общей подвижностью механизма.

Проверим избыточные связи по формуле Озола [2] для передачи с промежуточным валом, установленным на сферические подшипники:

$$q = W + 6k - f = 1 + 6 \cdot 2 - (2 \cdot 1 + 3 \cdot 1 + 2 \cdot 4) = 0.$$

Результаты определения  $q$ , полученные методом распределения подвижностей и по формуле Озола О. Г. совпадают.

### Выводы

Исследование контурных связей позволило установить, что в схеме редуктора имеются две избыточные связи, направленные вокруг касательной вдоль длины зубьев. Наиболее вероятная причина появления этих связей – неравномерное распределение нагрузки по длине зубьев и перекосы осей колес.

Для получения статически определимой самоустанавливающейся схемы редуктора следует его промежуточный вал устанавливать на сферические подшипники типа 1000 или 3000. Это даст возможность обеспечить, с достаточной точностью, линейный контакт зубьев.

### Список литературы

1. Малышев А. П. Теория структурного анализа и синтеза сложных плоских и пространственных механизмов. – М.: ГИЛП, 1958. – 467 с.
2. Озол О.Г. Теория механизмов и машин. – М.: Машиностроение, 1984. – 432 с.
3. Теория механизмов и машин / Фролов К. В., Попов С. А. и др. – М.: Высшая школа, 1987. – 496 с.
4. Решетов Л. Н. Определение подвижностей и избыточных связей в механизме // Изв. вузов. Машиностроение. – 1971. – № 8. – С. 71-79.
5. Иванова А. П. Исследование причин поломок деталей привода механизма подъема кранов и определение допустимой скорости двигателя при подхвате груза // Системні технології: Регіональний міжвуз. зб. наук. праць. – Д.: НМетАУ.– 2005. – № 3(38). – С. 46-52.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 20.05.09



Т.А. Кузнецова, Л.И. Чернуха, В.А. Иванов, С.А. Федоряченко

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ ЦЕЛЬНОСВАРНЫХ ШКИВОВ

Наведено результати заводських досліджень напруження в ободі і спицях, розробленого на основі зарубіжного досвіду вперше у вітчизняній практиці натурального зразка суцільнозварного копрового шківа діаметром 5 м із змінною футерівкою. Застосування такого шківа дає економію металу, зниження ваги, махового моменту, можливість застосування при використанні прогресивних технологій.

Приведены результаты заводских исследований напряжений в ободе и спицах, разработанного на основе зарубежного опыта впервые в отечественной практике натурального образца цельносварного копрового шкива диаметром 5 м со сменной футеровкой. Применение такого шкива дает экономию металла, снижение веса, махового момента, возможность применения при использовании прогрессивных технологий.

The results of factory researches of tensions are resulted in a rim and spokes developed on the basis of foreign experience first in domestic practice of natural standard of the all-welded pile-driver pulley by the diameter of 5m with a removable lining-up. Application of such pulley gives the economies of metal, decline of weight, stroke moment, possibility of application at making of progressive technologies.

**Введение.** Шахтные копровые шкивы выпускают с V-образным стальным нефутерованным ободом, цельнолитой ступицей и спицами из швеллеров, которые закрепляют к ободу заклепками, а к ступице болтами. Предложен сварной вариант шкива, который обеспечивает снижение веса, махового момента, расхода металла, применение современных методов изготовления.

**Цель данной статьи.** На основе заводских испытаний натурального образца шкива с применением тензометрического метода исследования напряжений обосновать переход на новую конструкцию шкива.

Одним из главных звеньев горного предприятия являются подъемные установки, в комплексе которых ответственными элементами являются шкивы и канаты.

При разработке глубоких горизонтов наряду с многоканатными подъемными машинами широко используются одноканатные с цилиндрическими барабанами и копровыми шкивами диаметром 4, 5 и 6 метров. По условиям транспортировки по железной дороге указанные шкивы делают разъемными, ободья которых состоят из V-образных сегментов, получаемых штамповкой листовых заготовок толщиной 30 мм, что обусловлено допустимой нормой износа обода на 50% первоначальной толщины в соответствии с Правилами безопасности. Ступица цельнолитая, спицы из составленных попарно швеллеров, которые соединяют с ободом заклепками, а со ступицей – болтами.

Конструктивными недостатками шкивов являются: большой вес, значительный маховой момент вследствие сосредоточения значительных масс на ободе, что отрицательно сказывается на динамике подъемной установки, невысокие сроки службы самих шкивов и работающих с ними подъемных канатов, нерациональное расходование металла.

Существенным технологическим недостатком ступиц шкивов являются литейные дефекты: трещи-

ны, раковины, газовая сыпь, коробление, отслоение металла и отклонение от требуемых размеров.

В большинстве случаев дефекты исправляют сваркой, но нет гарантии, что поступающие на сборку ступицы полностью удовлетворяют требованиям качества и надежности. Большие припуски на механическую обработку при литье обуславливают отход в стружку более 80 тонн металла в год.

Стальные сварные шкивы получили широкое распространение за рубежом: в Германии, Канаде и предусмотрены одним из типов в рекомендациях СЭВ. Они являются наиболее прогрессивными конструкциями ввиду важных преимуществ по сравнению с клепанными или литыми шкивами: значительное уменьшение веса и махового момента, сокращение числа крепежных элементов, возможность применения новейших технологических методов изготовления и контроля, обеспечивающих высокое качество изделий.

Копровый шкив представляет собой сложную статически неопределимую систему. Поэтому расчет на прочность шкива обычными методами строительной механики очень громоздок, так как требует применения сложной системы уравнений, содержащих при  $n$  спицах  $3n$  неизвестных (в нашем случае при 16 спицах – 48 неизвестных).

Известные теоретические исследования содержат сведения о расчетах шкивов. Но они не подтверждены экспериментами в условиях эксплуатации, что ставит под сомнение в ряде случаев правильность их применения.

Создание новых шкивов требует тщательного подхода при разработке конструкций и расчета параметров с обязательной проверкой прочности и работоспособности шкивов в промышленных условиях.

Основанием для разработки цельносварного шкива послужили имеющийся зарубежный опыт [1-4], рекомендации СЭВ и ИЭС им. Е.О. Патона о перево-

де клепаных конструкций на сварные. На основании результатов, полученных при исследовании элементов футерованного шкива и приближенных расчетов, впервые в отечественной практике был разработан и изготовлен натурный образец сварного шкива диаметром 5 м со сменной футеровкой.

Обод состоит из штампованных и сваренных встык сегментов V-образного сечения толщиной 20 мм (вместо 30 мм, см [6, 7]). Стыки расположены посередине между спицами. Футеровка из резины установлена в пазу, образованном приваренными к ободу профильными полосами. Ступица сварнолитая [8, 9]. Спицы из швеллеров приварены к ободу и ступице. В качестве сравнения в табл. 1 приведены характеристики шкивов известных конструкций одного диаметра. Из таблицы очевидно преимущество нового сварного шкива.

В связи со значительными трудностями и погрешностями при теоретическом определении параметров шкивов и предъявляемыми повышенными требованиями безопасности новый цельносварной шкив был подвергнут стендовым тензометрическим испытаниям.

На ободе тензорезисторы располагали в виде прямоугольной розетки на крайних нижних и верхних волокнах сечения стыкового шва и в плоскости оси спицы (рис. 1). На спице тензорезисторы располагали на внешней и внутренней стороне полки швеллера посередине пролета и в непосредственной близости от обода и ступицы. Оси баз тензорезисторов были ориентированы по направлению продольной оси швеллера и перпендикулярно к ней. На рис. 1 тензорезисторы условно показаны на разных спицах.

Таблица 1

Сравнительная характеристика шкивов диаметром 5 м

Источник информации	Суммарное разрывное усилие всех проволок каната, Н	Вес, кН	Маховой момент, кН·м <sup>2</sup>	Количество крепежных элементов, шт.	
				На ободе	На ступице
DDR-Standart (ГДР)	$141,3 \cdot 10^4$	34,3	39,2	10	10
ТУ 24-8-842-79	$178,4 \cdot 10^4$	67,7	70,1	256	128
Предложение НГУ	$177,6 \cdot 10^4$	46,1	34,1	14	10

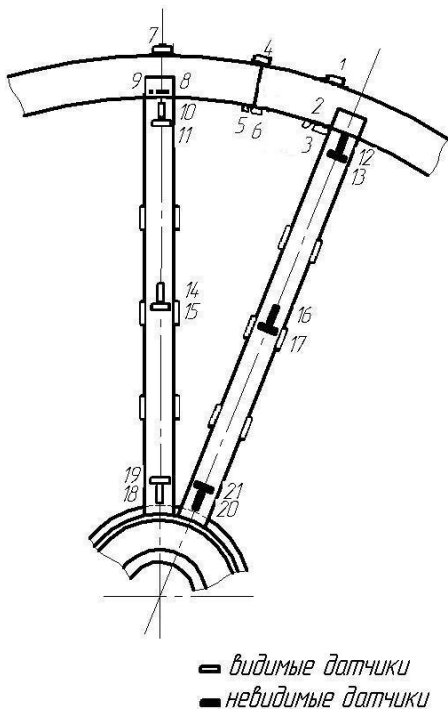


Рис. 1. Схема расположения тензорезисторов на сварном шкиве

Регистрация сигналов от тензорезисторов после усиления прибором 8 АНЧ производилась милливольтамперметром М104/1 и осциллографом К12-22.

Угол охвата шкива канатом на испытательном стенде составлял  $138,5^\circ$ , нагрузка при испытании 486 и 648 кН.

Общую картину распределения напряжений в исследуемых точках получали путем пятикратных замеров напряжений при идентичных статических нагружениях шкива в шестнадцати положениях в пределах полного оборота, что осуществлялось чередованием нагружения, разгрузки и поворота шкива на угол  $22,5^\circ$ . Количество замеров напряжений для каждого фиксированного положения было выбрано из условия достижения не более чем 15-процентной относительной погрешности результата замера при 95-процентном уровне значимости.

В соответствии с данными испытаний были выбраны экстремальные значения напряжений в исследуемых точках, произведены определения эквивалентных напряжений по четвертой теории прочности [10] (табл. 2) и их пересчет на аварийную нагрузку ( $177,6 \cdot 10^4$  Н).

Результаты обработки экспериментальных данных приведены в виде круговых эпюр напряжений исследуемых точек обода и спиц на рис. 2.

Максимальные величины напряжений в ободе и спицах сварного шкива

Номер тензорезистора	Величина напряжений $\sigma_{max} 10^{-5}$ , Па		
	Положение шкива		
	I	II	III
2-3	-	-	1456
5-6	-	-	1982
8-9	-	2753	-
10-11	-	-	2516
12-13	-	-	2503
14-15	1670	-	-
16-17	-	-	1880
18-19	-	2330	-
20-21	2451	-	-

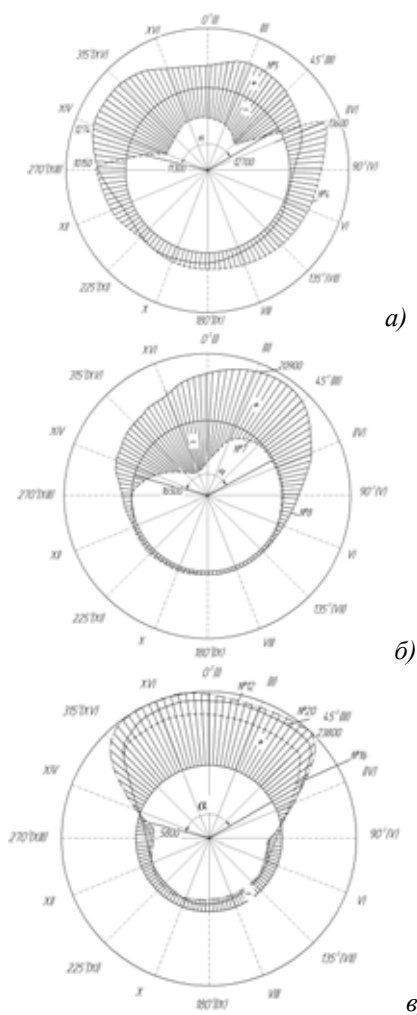


Рис. 2. Эпюры напряжений в сварном шкиве при испытании на заводском стенде: а) в сечении обода, расположенном посередине между спицами (в сварном шве); б) в сечении обода, расположенном по оси спицы; в) в сечениях спицы, расположенных посередине пролета (датчик №16) и в местах примыкания к ободу (датчик №12) и ступице (датчик №20)

Анализ эпюр показывает, что наиболее нагруженными участками на ободе являются крайние нижние

волокна в сечении, проходящем через ось спицы (датчик № 8). Поэтому сварные стыки сегментов должны быть вынесены из этого сечения и расположены либо как на исследуемом шкиве (посередине между спицами), либо под углом  $\frac{\alpha}{4,73}$  к оси спицы (где  $\alpha$  – угол между спицами). Аналогично должны быть расположены и места соединения половин шкива.

На спицах наиболее нагруженными являются участки, примыкающие к ободу (датчик №12) и ступице (датчик №20). Такие участки требуют местного усиления, например, путем установления дополнительных связей. В ходе экспериментального исследования это предположение было подтверждено.

В целом испытания сварного шкива показали надежность, достаточную прочность конструкции при максимальных нагрузках и принципиальную приемлемость для производства и эксплуатации.

**Выводы**

Опасными участками обода сварного шкива являются сечения, проходящие через ось ступицы. Стыки сегментов обода и половины обода следует располагать под углом  $\frac{\alpha}{4,73}$  к продольной оси спицы (где  $\alpha$  – угол между спицами); опасными участками спиц сварного шкива являются сечения, граничащие с ободом и ступицей.

Цельносварная конструкция копрового шкива обеспечивает возможность применения прогрессивных технологических методов изготовления, значительное снижение веса и махового момента шкива (соответственно на 30 и 46%) по сравнению с серийно выпускаемыми в настоящее время шкивами по ТУ-24-8-842-79.

**Список литературы**

1. Dorr-Oliver Long, ltd, Shaft equipment 157-1, Orilia, 1971. – 15 с.
2. NOBAS. Ein-und mehrseil scheiben. 1968. – 3 с.

3. Sterkrade Aktiengesellschaft Werk Sterkrade. Fozderseilscheiben, Gutehoffnungschutte, 1967. – 4 с.
4. Zwignieclerlassung cler Salzgitter Maschinen und Anlagen AG. Seilscheiben, Eisenhutte Pring Rudolph, 1978. – 4 с.
5. СЭВ/РС 200-64. Шкивы копровые. Типы и основные размеры. – 2 с. Группа 141.
6. Применение поляризационно-оптического метода для исследования горных машин / Т.А. Кузнецова, В.А. Иванов, Л.И. Чернуха, О.В. Степаненко // Научный вестник НГУ. – 2006. – № 11. – С. 70-74.
7. Применение тензометрического метода для исследования напряжений горных машин / Т.А. Кузнецова, В.А. Иванов, Л.И. Чернуха, О.В. Степаненко // Научный вестник НГУ. – 2007. – № 2. – С. 61-65.
8. Исследование напряженного состояния ступиц шахтных копровых шкивов. 1. Лабораторные исследования напряженного состояния ступиц шкивов / Т.А. Кузнецова, В.А. Иванов, Л.И. Чернуха, В.Г. Емельянов // Научный вестник НГУ. – 2008. – № 11. – С. 79-82.
9. Исследование напряженного состояния ступиц шахтных копровых шкивов. 2. Промышленные исследования напряженного состояния ступиц шкивов / Т.А. Кузнецова, В.А. Иванов, Л.И. Чернуха, В.Г. Емельянов // Научный вестник НГУ. – 2008. – № 12. – С. 54-56.
10. Степин П.А. Соппротивление материалов. – 2-е изд. – М.: Высшая школа, 1964. – 399 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Самусею 18.06.09*

## **УНІВЕРСАЛЬНИЙ МІКРОПРОЦЕСОРНИЙ ПРИСТРІЙ АВТОМАТИЗОВАНОГО КОНТРОЛЮ ТА КЕРУВАННЯ СТАНОМ ЛОКАЛЬНОЇ СИСТЕМИ “ЕЛЕКТРИЧНА МЕРЕЖА – СПОЖИВАЧІ ЕЛЕКТРИЧНОЇ ЕНЕРГІЇ” НА ОСНОВІ АНАЛІЗУ ДЕТЕРМІНОВАНИХ ТА ЙМОВІРНІСНИХ ХАОТИЧНИХ ПРОЦЕСІВ**

Запропонована й апробована функціональна схема багатоканального мікропроцесорного пристрою автоматизованого контролю параметрів, що характеризують якість електричної енергії та параметрів технологічних процесів у складних нелінійних технічних системах і електричних мережах.

Предложена и апробирована функциональная схема многоканального микропроцессорного устройства автоматизированного контроля параметров, характеризующих качество электроэнергии, и параметров технологических процессов в сложных нелинейных технических системах и электрических сетях.

The function chart of the multi-channel microprocessor device is developed. The device is used for automatic control of technological parameters. The control of difficult nonlinear technical systems is possible.

**Вступ.** Розвиток технологій та нагальна необхідність підвищення рівня безпеки гірничих, хімічних і металургійних підприємств вимагають високої якості електропостачання та роботи електроустановок. В технічних комплексах широко використовуються електродвигуни, системи тиристорного керування, конденсатори, широка гама електроізоляційних матеріалів та інше, тому в цілому їх високопродуктивна робота залежить від надійності роботи та контролю цих елементів [1-3].

Тому актуальною є **науково-практичне завдання** обґрунтування методів та розробки засобів автоматизації контролю та керування станом електроустановки на основі сучасної елементної бази світового рівня, принципи дії та схемні рішення яких можуть бути застосовані як у портативних приладах оперативного багатопараметрового контролю, так і в централізованих системах збирання й обробки технічної та технологічної інформації з використанням персональної ЕОМ і розподіленої мережі підпорядкованих контролерів. До **нерозв’язаних питань** поставленого завдання можна віднести розробку структурних та функціональних схем засобів автоматизації, що реалізують нові сучасні методи контролю на основі незалежного аналізу детермінованих та ймовірних нелінійних процесів за допомогою мікропроцесорних пристроїв [4-6].

Завдання розробки нових технічних засобів автоматизації, які забезпечують підвищення продуктивності та достовірності контролю системи “електрична мережа – споживачі електричної енергії”, розв’язується у кілька етапів, головні з яких наступні: ідентифікація елементів мережі живлення та технічного устаткування, як об’єктів автоматизованого контролю; обґрунтування методів та інформативних параметрів автоматичної цифрової обробки сигналів з урахуванням специфічних особливостей реакції контрольованих електроенергетичних об’єктів на збуджуючі

хаотичні впливи; визначення параметрів аналого-цифрових та мікропроцесорних засобів автоматизації контролю, що забезпечують реалізацію запропонованих алгоритмів; інженерна розробка технічних засобів; експериментальна апробація та натурні дослідження системи з використанням запропонованих методів та розроблених технічних засобів контролю. Тому універсальні прилади автоматизованого контролю повинні мати засоби перетворення, масштабування, введення та обробки електрометричних сигналів.

Розроблено пристрій автоматизованого контролю стану системи “електрична мережа – споживачі електричної енергії” на основі методів спектрального аналізу та нелінійних математичних моделей ймовірних імпульсних сигналів у нелінійних мережах, який складається з аналогової плати та управляючої мікро-ЕОМ. Пристрій використано як базу для створення приладів оперативного автоматизованого контролю, що реалізує методику та алгоритми обробки сигналів, запропоновані у [7, 8]. Універсальність розробленого пристрою та наявність двох промислових інтерфейсів дозволяє застосувати його як контролер нижнього рівня централізованої або розподіленої системи збирання та обробки інформації.

Запропонована наступна функціональна структура універсального мікропроцесорного приладу автоматизованого контролю (рис. 1). Керування та диспетчеризація обміну даними між підсистемами приладу покладається на центральний процесорний елемент – однокристальний мікроконтролер (ОМК). Одним з важливих питань при розробці будь-якого приладу, зокрема приладу оперативного контролю або контролера нижнього рівня автоматизованої системи, є вибір архітектури центрального процесора або мікроконтролера. У запропонованій розробці використовується ОМК загального призначення сім’ї MCS-51/52.

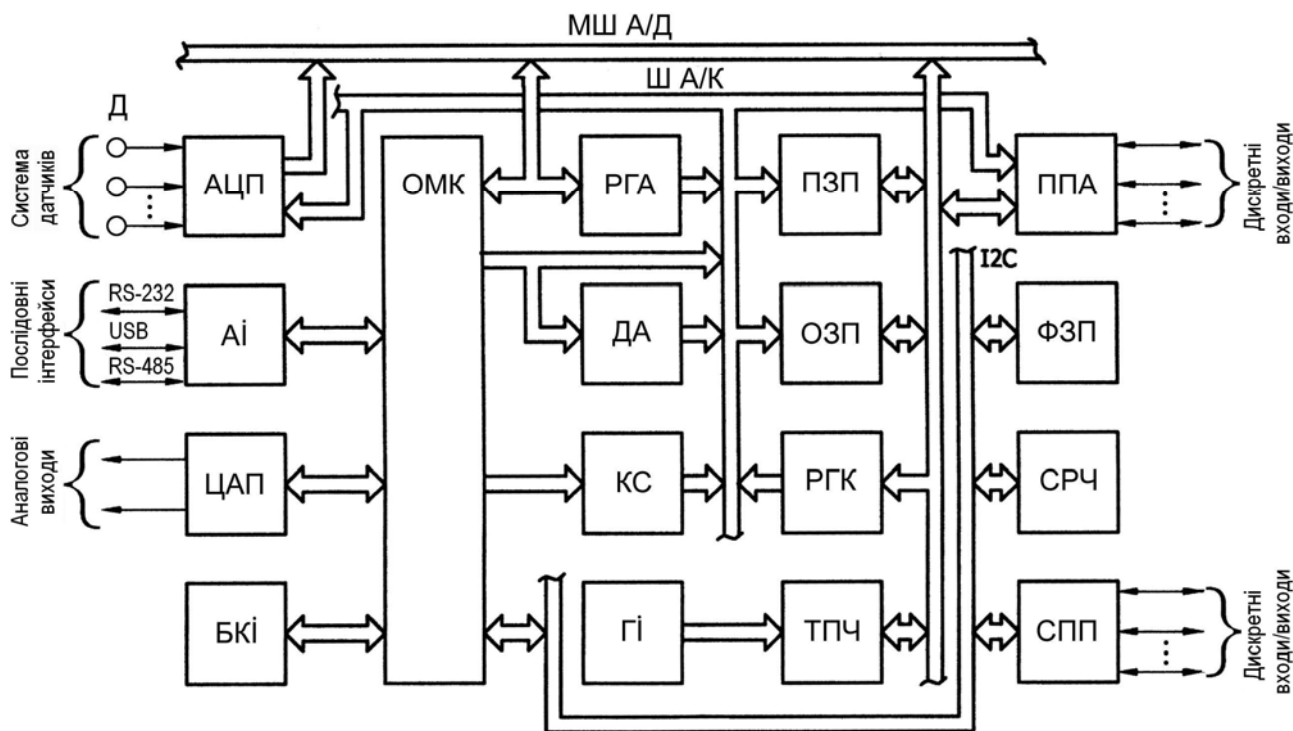


Рис. 1. Функціональна схема універсального мікропроцесорного пристрою автоматизованого контролю

До переваг його базової версії можна віднести: ефективну систему команд, що містить команди апаратного множення і ділення та бітовий процесор; вбудовану пам'ять програм, що дозволяє багаторазове електричне внутрішньосистемне перепрограмування; вбудовану пам'ять даних; чотири двоспрямованих побітно налагоджуваних 8-розрядних порти введення/виведення; мінімум два 16-розрядних таймери/лічильники; дуплексний послідовний порт; вбудований тактовий генератор; можливість виконання лініями портів альтернативних функцій; дві лінії запитів на переривання від зовнішніх пристроїв; 5 джерел та рівнів запитів на апаратне переривання; два режими зниженого енергоспоживання; три біти захисту програми від несанкціонованого копіювання та наявність шифрувальної таблиці тощо. У разі необхідності цифрової обробки у режимі реального часу швидкозмінних сигналів встановлюється мікроконтролер i80C251, який характеризується більшою обчислювальною потужністю і є сумісним з MCS-51 за призначенням виводів та рівнями сигналів. Можливе також використання інших високошвидкісних версій мікроконтролера: використання сучасних інженерних рішень при розробці нових кристалів дозволило досягти рекордної обчислювальної продуктивності для однокристальних мікроконтролерів – 25...100 MIPS (при цьому середня продуктивність залежно від структури програми сягає 10...30 MIPS).

Підсистему пам'яті складають постійний (ПЗП) та оперативний (ОЗП) запам'ятовуючі пристрої із загальним адресним простором, що дозволяє виконувати емуляцію пам'яті програм. Особливістю за-

пропонованої схеми є збереження системи переривань як у робочому режимі, так і в режимі емуляції, для чого на час завантаження програми з комп'ютера в оперативній пам'яті формуються тимчасові вектори переривань, які надалі замінюються даними користувача. Зовнішній оперативний запам'ятовуючий пристрій статичного типу має резервне живлення, що забезпечує збереження даних при вимиканні основного джерела напруги. Окрім класичних зовнішніх ПЗП та ОЗП паралельного типу пристрій також оснащений енергонезалежною послідовною пам'яттю флеш-типу (ФЗП), в якій доцільно зберігати параметри налаштування приладу. Обмін даними між центральним мікроконтролером та флеш-пам'яттю здійснюється за допомогою шини Inter-Integrated Circuit Bus (I2C). Використання цього внутрішнього інтерфейсу дозволило збільшити кількість функціональних вузлів пристрою без помітного ускладнення його схемотехнічної реалізації. Таким чином, запропонований пристрій має 4 типи пам'яті (у розширеному варіанті додається 5-й тип – внутрішня флеш-пам'ять даних однокристального мікроконтролера), кожен з яких має своє органічне призначення: у внутрішньому ПЗП зберігається керуюча програма, у зовнішньому ПЗП – табличні дані реалізації регуляторів і табулювання функцій, у зовнішньому ОЗП – поточні параметри, що характеризують якість електроенергії, та технологічні дані; у пам'яті флеш-типу – дані, що змінюються не надто швидко (параметри налаштування, дані остаточних розрахунків тощо). Для фіксації молодшого байту адреси комірки пам'яті, до якої звертається мікроконтролер, використовується регістр адреси

(РГА). Вибірка типу зовнішньої пам'яті чи іншого периферійного пристрою здійснюється дешифратором адреси (ДА). Обмін даними здійснюється мультиплексною шиною адреси/даних (МШ А/Д) та шиною сигналів старшого байту адреси і сигналів керування (Ш А/К).

Підсистема введення/виведення аналогових сигналів складається з 8-канального аналого-цифрового перетворювача (АЦП) паралельного типу та двох одноканальних цифро-аналогових перетворювачів (ЦАП) з послідовним інтерфейсом обміну даними. Робота аналого-цифрового перетворювача синхронізується тактовими імпульсами, що надходять від генератора (ГІ) та одного з лічильників програмованого таймера/подільника частоти (ТПЧ). Інші два лічильника таймера можуть бути увімкнені послідовно або працювати незалежно, у тому числі від зовнішнього джерела імпульсів. Аналого-цифровий перетворювач і програмований таймер підключені до шин адреси та даних як зовнішня пам'ять. Для формування сигналів керування аналого-цифровим перетворювачем і іншими периферійними пристроями (зокрема, рідинно-кристалічним дисплейним модулем блоку клавіатури й індикації (БКІ), адаптерами інтерфейсів (АІ) та інших) застосовуються комбінаційна схема (КС) і регістр сигналів керування (РГК) [9]. Цифро-аналогові перетворювачі мають інтегровані джерела опорної напруги і не потребують зовнішніх тактових імпульсів. Входи/виходи керування ЦАП підключені безпосередньо до центрального мікроконтролера. Можливе скидання аналогових виходів ЦАП у нульовий стан за зовнішніми сигналами, що надходять до пристрою без додаткового завантаження мікроконтролера.

Система введення/виведення дискретних сигналів пристрою складається з одного програмованого паралельного адаптера (ППА, три 8-розрядні порти), що підключений до шин адреси і даних як зовнішня пам'ять, та трьох 8-розрядних статичних паралельних портів (СПП), що підключені до центрального мікроконтролера шиною I2C.

До складу пристрою введена система реального часу (СРЧ) з календарем на 4 роки, що дозволяє фіксувати точний час та дату подій, наприклад, для енергетичного або технологічного моніторингу. Універсальний таймер з функціями "будильника" (alarm), фіксації переповнення та генерації запиту на переривання дозволяють організувати керування енергоспоживанням або складним технологічним процесом, стабільність якого пов'язана з часом доби.

Обмін даними між приладом, що побудований на основі розробленого пристрою, та персональним комп'ютером здійснюється за допомогою стандартних інтерфейсів RS-232 або USB. Наявність іншого промислового інтерфейсу – RS-485 – дозволяє будувати розподілену мережу приладів і значно підвищити відстань, на яку можуть бути передані масиви даних.

Останнім часом у комп'ютерній техніці широкого вжитку набула універсальна послідовна шина (Universal Serial Bus, USB), яка забезпечує більшу швидкість обміну даними між комп'ютером та периферійними пристроями, ніж стандартні порти введення/виведення (COM та LPT). Згідно із специфікацією, USB-шина може одночасно обслуговувати до 127 пристроїв, причому приєднувати та від'єднувати периферійні пристрої до центрального комп'ютера можна у "гарячому" режимі, не вмикаючи ні комп'ютер, ні пристрій, що комутується. Кожний пристрій, що приєднаний до шини, отримує свій унікальний ідентифікаційний номер, за яким здійснюється подальша структуризація, керування та обмін даними. Слід зауважити, що сучасні комп'ютери комплектуються лише одним COM-портом, який до того ж не підтримує "гарячої" комутації. Досить імовірно, що у найближчому майбутньому COM-порт відійде у минуле, як це сталося, наприклад, з флопі-дисками. Тому розроблений пристрій має у своєму складі перетворювач інтерфейсів, що дозволяє здійснювати обмін даними за допомогою USB (рис. 2). Перетворювач виконаний з використанням спеціалізованих мікросхем [10].

Призначення та робота функціональних складових частин перетворювача інтерфейсів полягає у наступному. Головною функцією джерела опорної напруги (ДОН) є забезпечення високостабільною напругою блоків приймача/передавача (USB-трансівера) та генератора сигналу скиду (ГСС). Також можливе живлення цією напругою зовнішніх схем логіки.

Драйвер приймача/передавача сигналів (ДПП або USB-трансівер) забезпечує "фізичний" інтерфейс для під'єднання з'єднувального кабелю. Він має лише два зовнішніх інформаційних сигнали USBDP та USBDM, що створюють двоспрямований канал передачі даних.

Помножник частоти синхронізуючих імпульсів (ПЧ) перетворює сигнал частотою 6 МГц, що надходить від генератора імпульсів (ГІ), в тактові сигнали для блоків послідовного інтерфейсу (БПІ) та протоколу USB (БП) частотою 12 МГц. Помножник частоти також генерує синхроімпульси частотою 48 МГц, які необхідні для тактування блоків логіки (БЛ) і генератора швидкості обміну даними (ГШ).

Блок послідовного інтерфейсу (БПІ) виконує перетворення USB-даних з послідовного коду до паралельного і навпаки, а також генерує (для вихідного потоку даних) і перевіряє (для потоку даних, що надходять) контрольні коди. Одна з основних функцій блоку логіки (БЛ) полягає у розділенні вхідного сигналу на послідовності тактових імпульсів та імпульсів даних. Блок обробки протоколу USB нижнього рівня (БОП) формує відповіді на запити ведучого контролера (комп'ютера, до якого приєднаний пристрій).

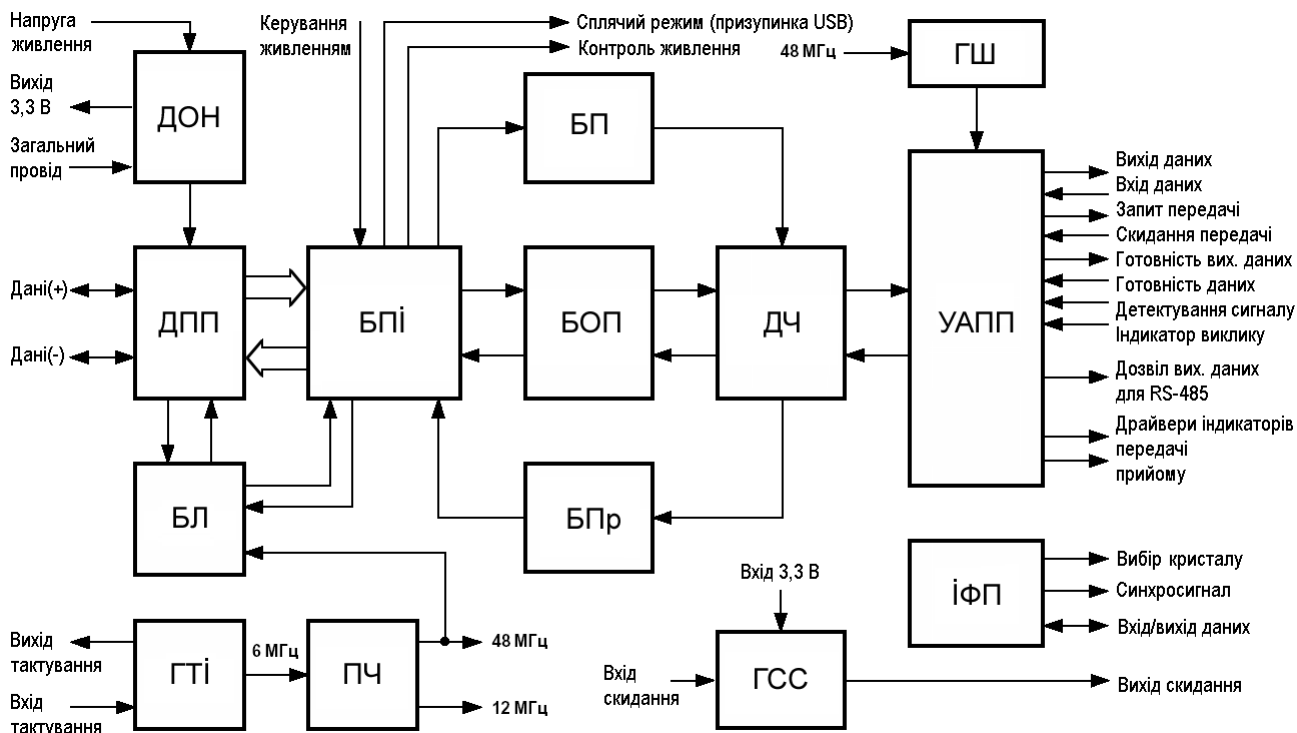


Рис. 2. Функціональна схема перетворювача інтерфейсних сигналів пристрою автоматизованого контролю

Також БОП керує режимом роботи універсального асинхронного приймача/передавача (УАПП).

Дані, що надійшли до пристрою лінією зв'язку USB, потрапляють до подвійного буферу передачі даних (БП) об'ємом 128 байтів, звідки потім завантажуються до передаючого регістра зсуву універсального асинхронного приймача/передавача під керуванням диспетчера черги (ДЧ). Зворотній напрямок передачі даних проходить від приймаючого регістра крізь подвійний буфер прийому (БПр) об'ємом 384 байти. Диспетчер черги (ДЧ) організований за принципом списку прямого магазинного типу FIFO: першим надійшов – першим обслугований.

Універсальний асинхронний приймач/передавач (УАПП) виконує 7- або 8-бітне перетворення даних з паралельного коду у послідовний формату RS-232 (RS-422, RS-485) і навпаки. УАПП підтримує стандартні сигнали керування наведених інтерфейсів на апаратному рівні.

Генератор швидкості обміну даними (ГШ) забезпечує тактування універсального асинхронного приймача/передавача. Тактові імпульси отримуються у два кроки – попереднім діленням частоти на 16 з подальшим діленням до необхідного значення за допомогою 3-регістрового програмованого подільника. Це дає можливість забезпечити широкий діапазон можливих швидкостей обміну.

Інтерфейс послідовного пристрою флеш-пам'яті (ІФП) призначений для приєднання мікросхеми постійного запам'ятовуючого пристрою збереження двійкових кодів ідентифікації пристрою.

Недоліком більшості представлених на ринку України приладів оперативного контролю (у тому

числі цифрових і мікропроцесорних) є незмінність у цілому алгоритмів їх функціонування. Тобто, прилад, який, наприклад, обчислює кількість та максимальну амплітуду сплесків імпульсного технологічного сигналу, не здатен опрацювати інші алгоритми обробки сигналів без схемотехнічної переробки або перепрограмування із застосуванням спеціальних технічних засобів. Проте у сучасному світі інформаційних технологій широкого вжитку набула практика дистанційної модернізації (Update) програмного забезпечення для персональних ЕОМ, яку можна впровадити і для електронних автономних вимірювальних приладів. Для цього сам прилад повинен бути універсальним і мати вбудовані засоби автоматичного перепрограмування. Запропонований пристрій повністю задовольняє цим вимогам. У пристрої застосовано центральний мікроконтролер з режимом внутрішньо-схемного програмування (ISP). Лінії ISP-інтерфейсу виведені на зовнішню панель. Для перепрограмування приладу необхідно лише з'єднати пристрій з персональною ЕОМ за схемою ISP↔LPT та запустити програму-завантажувач з оновленою версією програмного забезпечення. Розповсюдження нових версій програм можливе електронною поштою або за допомогою Internet-сайту виробника.

Конструктивне виконання приладів на основі запропонованого мікропроцесорного пристрою визначається його конкретним призначенням (прилад оперативного контролю, багатоканальна стаціонарна станція реєстрації параметрів, блок введення технологічних даних до ЕОМ, контролер нижнього рі-



вня автоматизованої системи чи ін.), умовами експлуатації, ергономічними та технічними вимогами. Слід відзначити, що запропонований пристрій може використовуватися як програмований логічний контролер (ПЛК) для автоматизації загальнопромислових установок та технологічних комплексів. За функціональними можливостями апаратної частини пристрій не поступається зарубіжним зразкам, наприклад, контролерам нижньої ланки Siemens, Allen Bradley, Schneider Electric, ПК «Пролог» тощо. Проте програмування пристрою потребує іншого підходу, оскільки завдання розробки програмної оболонки, яка б підтримувала мови програмування стандарту MEK 61131, не ставилося.

### Висновки

Таким чином, запропонована та апробована за допомогою комп'ютерного моделювання функціональна багатоканальна схема мікропроцесорного пристрою автоматизованого контролю параметрів, що характеризують якість електричної енергії, та параметрів технологічних процесів в складних нелінійних технічних системах і електричних мережах. Схема виконана за шинною структурою. Універсальність пристрою забезпечується можливістю програмного перенастроювання на нові обчислювальні алгоритми, розвиненими комунікаційними можливостями та наявністю широкої гами вбудованих периферійних пристроїв. Методи та технічні засоби автоматизації проектування (як відомі раніше, так і оригінальні авторські розробки), які були застосовані у роботі із запропонованим пристроєм, впроваджені до навчального процесу Національного гірничого університету (м. Дніпропетровськ). Виготовлені експериментальні зразки пристроїв, виконується їх практична апробація у лабораторних і натурних умовах.

Подальше покращання функціональних можливостей запропонованого пристрою можливе шляхом уточнення математичних моделей фізичних процесів контрольованих електроенергетичних та технологічних об'єктів з розробкою та впровадженням нового алгоритмічного та програмного забезпечення, у тому числі з можливістю впровадження програмного забезпечення, що може розповсюджуватися мережею Internet.

### Список літератури

1. Шкрабец Ф.П., Остапчук А.В. Система автоматичного управління дугогасящим реактором // Гірничая електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – Д.: НГУ, 2003. – № 71. – С. 14-17.

2. Повышение эффективности защит от однофазных замыканий на землю в системах подземного электрооборудования угольных шахт / В.Т. Заика, Г.М. Бажин, А.С. Румянцев, П.В. Немер // Гірничая електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – Д.: НГУ, 2006. – № 77. – С. 14-19.

3. Черный С.И., Довгань А.С., Яланская Н.А. Некоторые вопросы контроля температуры электрооборудования // Гірничая електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – Д.: НГУ, 2003. – № 71. – С. 31-35.

4. Ткачев В.В., Яланский А.А. Определение комплексного амплитудно-частотного показателя сигналов геоакустического контроля плоскопараллельных и блоковых структур приконтурного массива горных пород // Сб. науч. трудов. – Д.: НГАУ, 2000. – № 9. – Т. 2. – С. 156-162.

5. Яланський О.А., Арестов В.В. Технологія та особливості розробки мікропроцесорних приладів і систем автоматизованого геофізичного контролю стану приконтурного масиву гірських порід та кріплення // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов. – Д.: ИГТМ НАНУ, 2003. – № 41. – С. 221-228.

6. Яланский А.А., Арестов В.В. Обобщенная структура универсальных микропроцессорных приборов автоматизированного геофизического контроля // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов. – Д.: ИГТМ НАНУ, 2003. – № 42. – С. 62-67.

7. Яланский А.А., Иконникова Н.А. Реализация быстрого преобразования Фурье акустических и электрических сигналов методом двадцати четырех ординат с помощью однокристалльных микроконтроллеров // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Д., 2005. – Вип. 61. – С. 330-337.

8. Корсун В.И., Иконникова Н.А. Оперативный контроль частотных параметров электрических сигналов методом двадцати четырех ординат в режиме реального времени // Гірничая електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – Д.: НГУ, 2006. – № 77. – С. 98-102.

9. Корнюхин В.П. Жидкокристаллические индикаторы фирмы Data International: Справочник. (Библиотека электронных компонентов. – Вып. 8). – М.: Додэка, 1999. – 64 с.

10. FT8U232BM Preliminary Information. Future Technology Devices Intl. Ltd, 2003. – 24 p.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Слесаревим 25.05.09*

УДК 621.771.26:519.237.7

Т.А. Желдак, Д.М. Гаранжа

## СИСТЕМНИЙ АНАЛІЗ ФАКТОРІВ, ЩО ВИЗНАЧАЮТЬ МІРНІСТЬ СОРТОВОГО ПРОКАТУ ТА ШЛЯХИ МІНІМІЗАЦІЇ НЕМІРНОЇ ПРОДУКЦІЇ

Проведено аналіз технологічного процесу розкрою прокатної продукції та факторів, що впливають на підсумкову довжину заготовки. Наведено можливі шляхи вирішення задачі мінімізації немірної продукції при виробництві сортового прокату.

Проведен анализ технологического процесса раскроя прокатной продукции и факторов, влияющих на конечную длину заготовки. Сформулированы возможные пути решения задачи минимизации немерной продукции при производстве сортового проката.

The process of metal hot rolling and cutting production are shown. The factors influencing on the production final length are analyzed. Approaches which can be used to solve problem are formulated.

**Вступ.** На сьогодні, як і завжди за часів незалежності, металургія продовжує займати одне з провідних місць в економіці України. З настанням ринкових умов ведення виробничої та торгівельної діяльності на підприємствах все частіше виникають питання раціонального використання ресурсів та енергоносіїв. Особливо гостро ці питання стоять в технологічних процесах виробництва широкої номенклатури продукції. Одним з таких є заготівельне прокатне виробництво.

**Постановка проблеми.** Природно, що сучасне підприємство важко уявити без сучасних систем контролю, спостереження й керування технологічними процесами. У зв'язку з цим сучасною тенденцією розвитку металургійних підприємств є застосування інформаційних технологій, які на даний момент підрозділяються на чотири умовні рівні [1]:

- інформаційні системи керування на рівні усього бізнесу;
- інформаційні керуючі системи виробництва;
- системи автоматизованого чи автоматичного керування;
- системи безпосередніх вимірювань і датчиків.

Однак, незважаючи на активну появу наукових розробок у даній галузі, впровадження знаходять далеко не всі з них, а лише мала частина й лише на нових підприємствах. Існуючі виробництва найчастіше використовують у технологічному процесі інформаційні технології 20-30-річної давнини або не використовують їх взагалі.

Вкрай актуальною бачиться вирішення задачі побудови комплексних багаторівневих систем збору даних, керування й прийняття рішень як на рівні окремих технологічних операцій, так і на рівні всього процесу. Основою побудови таких систем повинен бути системний аналіз самого технологічного процесу й факторів, що визначають як його стаціонарний плин, так і збурювання, що порушують заданий хід процесу виробництва.

**Аналіз стану проблеми та останніх публікацій.** Розглянемо процес виготовлення прокатної продукції на Дніпропетровському металургійному комбінаті

ім. Петровського в прокатному цеху № 1 [2]. У зв'язку з тим, що в даному цеху виготовляється широкий асортимент продукції, розглянемо найбільш загальний випадок, а саме технологічний процес виготовлення квадратних заготовок.

Відповідно до технологічної інструкції ДМЗ ім. Петровського для виробництва квадратної заготовки перерізом 100×100 мм у нагрівальні колодязі подаються злитки напівспокійної сталі (маса близько 7,4 т, висота наливу 2250-2300 мм). Перед посадкою злитків у нагрівальні рекуперативні колодязі контролер ОТК перевіряє їхню якість. У колодязь, як правило, подаються 8 злитків м'якої або міцної сталі, що відносяться до однієї плавки. Режим нагрівання залежить від температури поданого злитка й від марки сталі. У регенеративних колодязях виконується нагрівання злитків з температурою посадки не менше 900 градусів. Гарячі злитки при виявленні дефекту відправляються на ремонт. Холодні злитки, що мають дефекти, до посадки не приймаються. Нагріті в рекуперативних колодязях злитки призначаються для прокату.

Нагріті до температури 1150-1180° С злитки кліщовими кранами видаються з колодязів і встановлюються в перекидач прийомного рольганга блюмінга 1050, що призначений для прокатки злитків масою до 8 тонн. Злитки із тріщинами до 200 мм подаються на прокатку зі збільшеним головним обрізком, що списується в брак. Якщо на поверхні злитків є деформації, їх прокатка в стані 1050 забороняється, і вони направляються на прокатку в стані 550. Після прокатки на блюмінгу розкати подаються на парогідравлічні ножиці з горизонтальним різанням для розкרוювання.

Величина головної обрізи, що видаляється на розкатах з різних марок сталі, повинна забезпечувати:

- для спокійної сталі – повне видалення усадочної раковини;
- для напівспокійної – відсутність дефектів і гарну якість макроструктури;
- для киплячої сталі – видалення дефектів.

Після прокатки на блюмінгу та розкроювання на пилах гарячого різання заготовки, призначені для потреб заводу, охолоджуються й сортуються (якщо виникає потреба – ремонтуються), після чого виконується їх обробка та відвантаження.

Прокатка заготовок на стані 800 здійснюється після перевірки їх на відсутність дефектів. Температура на початку прокатки повинна становити 1050-1070° С, а наприкінці 850-980° С залежно від типу заготовок.

Після прокатки на стані 800 відбувається розкроювання прокатної продукції пилами гарячого різання. Відбувається обрізання пилами переднього й заднього кінців квадратної заготовки до повного виконання профілю. При розкроюванні передільної квадратної заготовки обрізання заднього кінця не виконується.

Вся прокатна продукція клеймується в гарячому стані в потоці стана 800 після розкроювання смуг на пилах гарячого різання механізованими клеймувальними пристроями. Квадратна та трубна заготовки, а також підкати клеймуються в передній по ходу прокатки торець.

Після розкроювання на пилках штанги профілів подаються на холодильники у відповідності із номерами плавов. Після охолодження штанги прокату в тому ж порядку передаються у відповідні прольоти цеху для обробки, огляду, сортування, ремонту й приймання продукції. Якщо штанги за деякими параметрами не відповідають вимогам, робиться позначка із зазначенням виду відхилення. Поверхневі дефекти підлягають вогневому зачищенню й прокатці в стані 550.

Необхідно також зазначити, що виробництво прокату на базовому підприємстві розділяється на дві лінії, що в силу свого розташування отримали назву «ліва» та «права». На правій лінії виконується виробництво товарної продукції, а на лівій – передільної заготовки, яка передається для подальшої обробки на стані 550. При виготовленні передільної заготовки завдання ускладнюється тим, що немірну продукцію, яку отримано в прокатному цеху № 1, набагато складніше обробляти на стані 550. Це пов'язано з тим, що передільна заготовка має малу довжину, і в цьому випадку вихід немірної продукції на стані 550 фактично цілком обумовлюється процесом виготовлення в ПЦ № 1. Також на стані 550 виникає необхідність сортування за довжиною немірних передільних заготовок та додатково настроювати обладнання, що в свою чергу збільшує час виготовлення продукції.

**Мета.** Враховуючи вище викладений матеріал щодо процесу виробництва прокату, необхідно виконати розробку методики побудови карт розкрою продукції, що здатна враховувати мінливість факторів, які впливають на кількість вихідної продукції. При розробці методики необхідно враховувати специфіку виробництва заготівельної та товарної продукції.

**Викладення основного матеріалу.** У результаті аналізу даного технологічного процесу можна помітити, що при виготовленні заготовок спостерігається низка факторів, які впливають на довжину розкату, а отже на кількість мірної й немірної продукції, що може бути отримана на виході. Ключовими з них слід визнати наступні.

1. *Висота наливу сталі в форми при формуванні злитків.* Даний фактор впливає, у першу чергу, на кратність отриманого розкату, тобто на кількість заготовок, які можна отримати при розкроюванні однієї штанги, виготовленої з даного злитка, для виконання конкретного замовлення. Крім того, висота наливу визначає кількість немірних заготовок, які будуть отримані, у випадку якщо обрізок не буде задовольняти вимогам довжини. Відповідно до вимог устаткування передбачене обмеження на мінімальну довжину немірної продукції – 4000 мм.

2. *Фактичне значення обрізі на парогідравлічному ножі (ПГН).* Даний фактор обумовлено тим, що кінці заготовки розлохмачені, а отже фактична величина обрізі на ПГН може варіюватись залежно від якості кінців заготовки.

3. *Фактичний переріз заготовки.* У зв'язку з тим, що переріз заготовки може коливатися в певних межах, це призводить до зміни довжини заготовки, що подається до розкроювання. Цей факт може негативно впливати на якість розкрою при «граничних» довжинах заготовки, а саме коли зменшення чи збільшення довжини призводить до зменшення кількості мірної продукції.

4. *Якість злитків, що подаються в прокатний цех,* тобто наявність тріщин, неметалічних включень та ін. Даний фактор впливає на довжину розкату, оскільки за наявності даних дефектів довжина заготовки зменшується. Відповідно, можливе зменшення кратності вихідної заготовки та кількості немірних обрізків. Як наслідок даного фактору виникають додаткові обрізі на ПГН, які зменшує кратність заготовки.

5. *Методика розкроювання вихідної заготовки.* На практиці замовлення, що надходять на виробництво, носять одиничний характер, тобто при розкроюванні продукції вихідний розкат ріжеться на заготовки однакової довжини. У зв'язку із цим кількість немірної продукції значно збільшується.

Для мінімізації обсягів немірної продукції, а також з метою запобігання виготовлення продукції з незадовільними геометричними параметрами використовуються різні підходи, основними з яких є наступні:

- математичні й статистичні методи, спрямовані на мінімізацію відходів і немірної продукції [3-5];
- інженерні рішення, спрямовані на енерго- та ресурсозбереження [6, 7].

При реалізації першого підходу використовуються різні оптимізаційні методи, спрямовані на отримання оптимальних карт розкрою. Однак дані карти розраховуються для розкатів з постійною довжиною, що в умовах даного виробництва здійснити немож-

ливо. Тож найчастіше оптимізація виконується у вигляді рішення однієї з двох задач. Перша вирішується під час розкroювання прокатної заготовки на товарну продукцію, яка має одну мірну довжину  $x_0$  штанг, яких необхідно вирізати  $k$  одиниць, використовуючи при цьому  $j \rightarrow \min$  заготовок, довжина кожної з яких позначається як  $L_j$ . Цільові функції

$$j \rightarrow \min ; \quad (1)$$

$$\sum_i x_i \rightarrow \min . \quad (2)$$

Обмеженнями в даній задачі будуть – з одного боку – мінімальна довжина  $x_i$  немірного обрізку, що може буде транспортований та складований в умовах прокатного цеху №1 ДМЗ

$$x_i \geq 4 \text{ м}, \quad (3)$$

з іншого – виконання повного замовлення з наявної кількості прокатних заготовок, що мінімізується

$$k \cdot x_0 + \sum_i x_i = L_j . \quad (4)$$

При цьому найголовніше значення має цільова функція (2). Вона хоча й впливає з першої, але не є їй тотожною. Іноді використовують більшу кількість заготовок, щоб виготовити більшу кількість готової продукції з меншою кількістю немірної. Обрізки в брукт при виробництві товарної продукції не допустимі.

На даний момент розкroювання продукції на лінії товарного виробництва підприємства, яке було розглянуто, виконується евристичним методом, який у значній мірі подібний до жадібного алгоритму [5]. Суть його полягає в тому, що розкroювання здійснюється на максимально можливу кількість штанг мірної довжини. Далі, якщо залишок не задовольняє вимогам транспортування або подальшої обробки, він розрізається на дві немірні штанги таким чином, щоб виконувалося обмеження (3). Недоліком такого підходу є виникнення ситуацій, коли задля того, щоб не отримати обрізок, який не задовольняє вимогам подальшої обробки, оператор розкroю змушений „підстраховуватись”. Він розкroює заготовку на немірну продукцію вище норми, таким чином вирізаючи більшу кількість немірних заготовок, аніж на те є підстави.

Слід відзначити, що зовсім по-іншому виглядає постановка задачі при передільному виробництві. Тут велике значення має сортамент штанг, на які розкroюється заготовка, адже часто з однієї плавки припустимо виготовляти різну продукцію водночас, мінімізуючи кількість обрізків, які йдуть в брукт та на повторну переплавку. Задача приймає вид

$$\sum_j \left( L_j - \sum_i k_{ij} \cdot x_i \right) \rightarrow \min , \quad (5)$$

де  $x_i$  –  $i$ -а довжина штанги з необхідної номенклатури;  $k_{ij}$  – кількість таких штанг, що розкroюється з  $j$ -ї заготовки довжиною  $L_j$ . Звичайно номенклатура

штанг, що розкroюється, обмежена множиною технологічних переділів під сортамент кінцевого продукту

$$\begin{cases} x_i \in X \\ i = 1 \dots n \end{cases} \quad (6)$$

де  $X$  – множина мірних довжин усіх передільних заготовок, які можуть використовуватись в чистовому прокатному виробництві для виготовлення всього сортаменту замовлення;  $n$  – потужність цієї множини, кількість можливих розмірів передільної штанги, що виходить з цеху №1 і далі розкroюється в готову продукцію на стані 550.

Слід зазначити, що цільова функція (1) не втрачає своєї актуальності, але вона розчиняється, входячи у (5) непрямо. Звертаємо увагу, що не враховується обмеження “зверху” на кількість тих чи інших передільних заготовок. Таке обмеження звісно існує, воно обумовлено поточним замовленням і терміновістю його виконання. Але підприємство ДМЗ ім. Петровського має великий обсяг складів та досить широку номенклатуру замовлень. Отже, якщо в ході розкroювання якоїсь заготовки буде виготовлена одна або декілька штанг, які не підуть на виконання поточного замовлення, вони будуть неодмінно використані у наступних замовленнях на той чи інший вид продукції.

Другий підхід вирішення проблеми базується на використанні сучасного або модернізації існуючого обладнання. Подібне обладнання здатне дозволити збільшити обсяги продукції, що виробляється, або дозволяє раціонально використовувати ресурси.

У загальному випадку швидкість обробки продукції дозволяє, по-перше, збільшувати обсяги виробництва продукції (за рахунок швидкості обробки заготовок); позбуватись, залежно від типу виробництва, так званих переохолоджених кінців заготовки, що при наявності подальшої прокатки призводять до її ускладнення (вхід заготовки до валків), а також можлива поява понаднормової обрізи, що в кінцевому результаті призводить до збільшення витратного коефіцієнта металу.

Також активно розвиваються дослідження в руслі механізмів, що використовуються на етапі розкroювання [6]. Ці дослідження пов’язані з розробкою ножиць (пилінок), що мають спрощену конструкцію. Подібна перевага здатна значно полегшити обслуговування таких механізмів у разі виникнення необхідності ремонту чи взагалі технічного огляду. Також модернізоване обладнання має кращі технічні характеристики, такі, як зусилля різання, сортамент продукції, що може оброблятися. Також це дозволяє одержувати заготовки з необхідними геометричними параметрами, а також здійснювати точне різання заготовки. Під точним різанням у цьому випадку слід розуміти підвищення якості лінії різання, що у свою чергу знижує витрати на обробку кінців розкroєної продукції.

Інженерні рішення, що спрямовані на енергозбереження, використовують дослідження в галузі теорії

автоматичного керування. Загальне коло задач, що в даному випадку розв'язується, зводиться до налагодження електроприводу з метою досягнення оптимальних перехідних процесів під час пуску та зупинки пил.

Максимальну ефективність при вирішенні задачі енерго- та ресурсозбереження в металургії приносять комплексні рішення. Це пов'язано в першу чергу з тим, що здебільшого проблема ланка в процесі виробництва продукції не одна. Одним з прикладів такого підходу є система керування розкромлюванням прокату (НВО „Донікс”) [7]. Дана система використовує сучасне обладнання (відеокамери), що дозволяє контролювати процес виробництва продукції, фіксувати миттєве положення заготовки. Також системою виконується розрахунок раціонального розкромлювання заготовки у ході проходження ключових етапів виробництва.

З точки зору рішення загальної задачі мінімізації немірної продукції необхідним бачиться виконання наступних наукових та практичних завдань:

1. Факторний аналіз впливу факторів, викладених вище, на довжину розкату та витратний коефіцієнт металу. Як кінцева мета – встановлення залежностей цього коефіцієнта від кожного з показників технологічного циклу виробництва.

2. Попереднє прогнозування довжини розкату та розрахунок на його основі обсягів мірної й немірної продукції. Одним з можливих інструментів для реалізації даної операції може служити апарат нейронних і нейро-нечітких мереж [8, 9], які будуть отримувати на вхід вимірювані показники злифта та прокатної заготовки в ході її виробництва, а на виході – пропонуватимуть оптимальний план розкромлювання.

3. Уточнення отриманого розкрійного плану на підставі статистичних даних про довжини розкатів, отриманих із злитків з певними геометричними параметрами [6, 7]. У даному підході необхідне виконання статистичного аналізу даних про перебіг процесу виготовлення заготовки, а також встановлення імовірнісних інтервалів на кожному з етапів виготовлення заготовки, в яких можливе коливання параметрів технологічних операцій.

4. Побудова карт розкромлювання з використанням методики спільного застосування методів оптимізації й елементів імітаційного моделювання [8, 9]. Одним з варіантів розв'язку даної задачі є використання методу статистичних випробувань Монте-Карло.

При застосуванні методів оптимізації виникає необхідність перевірки розв'язків, що отримано за їх допомогою, котра може бути виконана за допомогою даного методу, за рахунок багаторазового прогону задачі та дослідження впливу зміни параметрів на розв'язок.

#### **Висновки**

У результаті аналізу технологічного процесу виготовлення сортового прокату виділені фактори, що найбільш істотно впливають на обсяги мірної та немірної продукції. Такими авторами вбачають висоту наливу сталі, величину обрізи ПГН, фактичний переріз заготовки, якість злитків і методика побудови карт розкромлювання та виконання цього процесу безпосередньо на стані.

Визначено дві головні оптимізаційні задачі, що необхідно вирішувати при розкромлюванні товарної продукції цеху № 1 та передільних заготовок, які далі направляються на чистову прокатку на стан 550. Ключовою відмінністю цих функцій є неприпустимість нетоварних обрізків, які замінюються на немірну, проте товарну продукцію. Передільна ж заготовка має бути чітко визначеної довжини і припускає наявність обрізків. В обох випадках однією з цільових функцій є мінімізація кількості заготовок, що використовуються для виготовлення одного й того ж обсягу готової продукції.

Пропонується виконання чотирьох послідовних завдань для вирішення технологічним та математичним чином задачі оптимізації розкромлювання заготовок в прокатному виробництві. Серед необхідних для виконання завдань – реалізація статистичного й нейро-нечіткого прогнозування, сполучення методів оптимізації з імітаційним моделюванням, а також сполучення при побудові карт розкромлювання статистичних показників виконання минулих замовлень на даний вид продукції.

#### **Список літератури**

1. Винтерхальдер Л. Сталь под контролем // Черные металлы. – 2007. – № 1. – С. 61-63.
2. Технологическая инструкция по производству блюмов, заготовки и фасонных профилей в прокатном цехе № 1. – Д.: ДМЗ им. Петровского, 1999. – 340 с.
3. Канторович Л.В., Залгаллер В.А. Рациональный раскрой промышленных материалов. – Новосибирск: Наука, 1971. – 299 с.
4. Бабаев Ф.В. Оптимальный раскрой материалов с помощью ЭВМ. – М.: Машиностроение, 1982. – 168 с.
5. Бронфельд Г.Б. Решение задачи оптимального раскройки материалов // Сб. докл. Первой всероссийской научн.-практич. конф. по вопросам решения оптимизационных задач в промышленности ОПТИМ-2001. – СПб.: ЦНИИ ТС, 2001. – С. 9-12.
6. Сумский С.Н. Металлосберегающие технологии раскройки проката // Сталь. – 2003. – № 6. – С. 236-242.
7. Система управления раскромом металла / Светличный А.В., Азин Е.Л., Достлев Ю.С., Минтус А.Н. // Металл и литье Украины. – 2006. – № 7-8.
8. Леоненков А.В. Нечеткое моделирование в MATLAB и fuzzyTECH. – СПб.: БХВ-Петербург, 2005. – 736 с.
9. Стюарт Рассел, Питер Норвиг. Искусственный интеллект. Современный подход. 2-е изд., пер. с англ. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2006. – 1407 с.

УДК 662.61:66.041

Ю.Г. Качан, А.В. Николенко, В.В. Степкин

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ УПРАВЛЯЕМОСТИ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧЬЮ

Розглянута можливість підвищення керованості методичною піччю шляхом моделювання.

Рассмотрена возможность повышения управляемости методической печью путем моделирования.

The possibility of increasing the controllability of the furnace by modeling methodology.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Методическая печь, как тепловой агрегат, отличается сложностью протекающих в ее рабочем пространстве процессов движения воздушной среды, внешнего и внутреннего теплообмена. В металлургическом производстве доля потребления газообразного топлива указанными печами составляет 16% [1]. Из них 43% по теплоте составляет природный газ, 26% – коксовый и 31% – доменный газы. Учитывая рост цен на энергоносители, остро встает вопрос о развитии энергосберегающих технологий. В процессе изучения действующей методической печи производительностью 350 т/ч в условиях ММК им. Ильича ЛПЦ-1700 путем моделирования на технологической модели печи [2-5] выявлено, что с увеличением числа управляемых зон температурный режим по длине печи становится более гибким. В связи с этим представляет интерес исследование возможности снижения газопотребления за счет увеличения управляемых зон.

**Постановка задачи.** Одним из факторов, определяющих экономичность работы нагревательной печи, является коэффициент использования теплоты топлива (КИТ), повышение которого приводит к сокращению расхода топлива. В качестве способа увеличения КИТ используется утилизация теплоты уходящих печных газов и возврат ее в печь с компонентами горения, подогретыми в рекуперативных теплообменниках, на которые существенное влияние оказывает степень управляемости прилегающей зоны. В работе поставлена задача исследования возможности повышения уровня управляемости методической печью за счет повышения тепловой нагрузки рекуперативной зоны.

**Изложение материала и результаты.** Анализ теплового режима методической печи показывает, что для экономии топлива целесообразно перераспределить расходы последнего по участкам регулирования, увеличив при этом тепловую нагрузку первой по ходу движения металла зоны, оборудованной рекуператором для подогрева воздуха, что может привести к увеличению КИТ и снижению общего расхода топлива на печь.

В процессе длительного изучения действующей методической печи на ММК им. Ильича ЛПЦ-1700 и моделировании на ее технологической модели установлено, что отсутствие регулирования расхода по

длине рекуперативной зоны имеет значительное влияние на температуру уходящих газов в рекуператор, а этот фактор в свою очередь влияет на качество (равномерность) нагрева металла в последующих зонах печи.

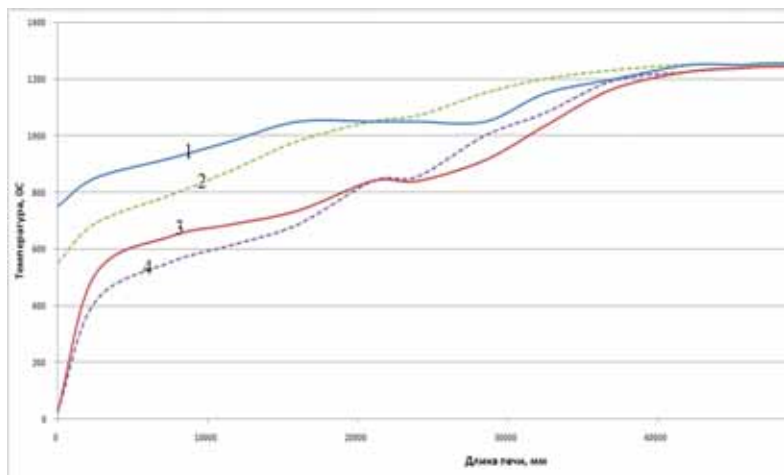
Таблица 1  
Результаты экспериментальных исследований эффективности дополнительного управляющего воздействия

№ партии	Марка стали	Суммарный расход газа, м <sup>3</sup> /ч		Экономия, %
		существующий	при введении нового воздействия	
1	Ст3сп	14040	12620	10,10
2	09Г2Д	13900	12230	12,00
3	08пс	14000	12000	14,30
4	Ст3сп	14100	12000	14,90
5	09Г2Д	14050	12120	13,70
6	08пс	14030	12560	10,47
7	Ст3сп	13800	12360	10,43
8	09Г2Д	13900	12360	11,10
9	08пс	13600	12360	9,10
10	Ст3сп	14040	13200	5,90
11	09Г2Д	14010	13200	5,78
12	08пс	14040	13000	7,40
13	Ст3сп	14020	12500	10,84
14	09Г2Д	14060	12500	11,09
15	08пс	13800	12300	10,87
16	Ст3сп	13900	12300	11,51
17	09Г2Д	14200	13160	7,30

Устранить вышеприведенный недостаток можно за счет повышения управляемости рассматриваемого агрегата при введении управляющего воздействия в виде использования изменения расхода газа дополнительных горелок в конце рекуперативной

зоны методической печи. Последняя, как известно, является динамическим объектом, в котором температура металла по ходу нагрева изменяется. Увеличение же тепловой нагрузки в конце рекуперативной зоны, вблизи рекуператора, может привести к

снижению расхода топлива. Таким образом, необходимо исследовать возможность изменения величины тепловой нагрузки в рекуперативной зоне и оценить эффективность использования указанного управляющего воздействия.



*Рис. 1. Динамика нагрева первой партии слябов: 1, 3 – распределение температуры печи и металла по ее длине при использовании нового управляющего воздействия, 2, 4 – без него*

Базируясь на разработанной авторами математической модели методической печи [2-5], был проведен ряд вычислительных экспериментов по изучению распределения температуры металла по зонам последней. Использование при моделировании инженерных методов расчета позволило определять вышеуказанный параметр в каждой зоне печи. В ЛПЦ-1700 на ММК им. Ильича металл нагревается партиями из 18 слябов (поступающих в печь после конвертерной плавки) и 36 слябов (после мартеновской плавки).

При проведении эксперимента предусмотрено, что печь проходят 36 слябов (одна партия), каждый массой по 8 т, следующих марок стали: стандартная углеродистая Ст3сп по ДСТУ 2651-94 (ГОСТ 380-94); высококачественная конструкционная 08пс по ГОСТ 1050-88; низколегированная высокопрочная сталь 09Г2Д по ГОСТ 19281-89. Температура погрузки металла в печь составляла 20° С. Результаты экспериментальных исследований по указанным 17 партиям слябов приведены в табл. 1 (см. выше).

С учетом введения регулирующего воздействия в рекуперативную зону расчетное время нагрева в последней составило – 1712,32 с (было 1625,5), в зоне разогрева – 2850,62 с (3171,6), зоне нагрева 1 и 2 – 2116,4 с (2616,4), томильной зоне – 1126,45 с (1379,5). Соответственно полное время пребывания слябов указанных размеров составило 7805,79 с – 2 ч 17 мин (8793,0 с – 2 ч 45 мин). Таким образом, в результате исследования установлено, что при использовании горелок в рекуперативной зоне дополнительно можно уменьшить пребывание металла на 28 мин.

Динамика нагрева первой партии слябов изображена на рис. 1. Из графика видно, что увеличение температуры рекуперативной зоны способствует более интенсивному нагреванию металла в ней, и за счет этого в последующих зонах

становится возможным более рациональное перераспределение указанных температур с уменьшением расхода газа на более мощных горелках.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Предлагаемый энергосберегающий режим нагрева металла, с увеличением уровня управляемости методической печью, обеспечивает снижение расхода топлива в среднем примерно на 10,4%. Он может быть внедрен при внесении дополнительных горелочных устройств, аналогичных установленным в зоне подогрева (конец рекуперативной зоны).

#### Список литературы

1. Стрелец А.И., Емченко Ю.Б. Эффективность энергосберегающих технологий в черной металлургии. – К.: Техника, 1992. – 145 с.
2. Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Алгоритм расчета процесса горения топлива в методической печи // Теория и практика металлургии. – 2007. – № 2-3. – С. 131-134.
3. Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Расчет внешнего теплообмена в рабочем пространстве методической печи // Теория и практика металлургии. – 2007. – № 4-5. – С. 77-78.
4. Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Моделирование процесса нагрева металла в методической печи // Интегрированные технологии и энергосбережение. – 2007. – № 5. – С. 74-76.
5. Качан Ю. Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Алгоритм расчета теплового баланса методической печи // Металлургия: Наукові праці ЗДІА. – 2007. – Вип. 16. – С. 120-126.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. М.В. Губинським 15.07.09*

УДК 621.31

В.Д. Трифонов, Д.В. Трифонов, Л.П. Ворохов, Д.В. Анферов

## УСТАНОВЛЕНИЕ КРИТЕРИЕВ И ПОСТРОЕНИЕ ОПТИМИЗАЦИОННОЙ МОДЕЛИ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Для вирішення задачі оптимізації параметрів видобувних ділянок однотипних за технологією і однорідних за електроспоживанням груп вугільних шахт зі всієї сукупності критеріїв їх енергоефективності рекомендовані найбільш значущі: питоме електроспоживання, продуктивність і собівартість.

Для решения задачи оптимизации параметров добычных участков однотипных по технологии и однородных по электропотреблению групп угольных шахт из всей совокупности критериев их энергоэффективности рекомендованы наиболее значимые: удельное электропотребление, производительность и себестоимость.

For the decision of task of optimization of parameters of booty areas of of the same type on technology and homogeneous on an electro-consumption groups of coal mines from all of aggregate of criteria of their energoeffektivnosti the most meaningful are recommended: specific electro-consumption, productivity and prime price.

**Введение.** Энергосбережение представляет актуальную задачу для всех стран вне зависимости от уровня развития экономики, поскольку существенно влияет на энергетическую безопасность, конкурентоспособность продукции и экологическое состояние. В Украине энергосбережение признано одним из приоритетных направлений государственной политики и рассматривается не как очередная компания, а как долгосрочная и четко спланированная программа действий [1].

В условиях нынешнего дефицита топливно-энергетических ресурсов и крайне нерационального использования электроэнергии вопросы энергосбережения охватывают практически все отрасли промышленности, в том числе и горнодобывающие предприятия. При этом повышение эффективности использования электрической энергии на этих объектах является наиболее ответственным звеном в реализации задачи ее экономии, одним из актуальных вопросов формирования энергосберегающих технологий и совершенствования производственных процессов.

**Состояние вопроса.** Недостаточный уровень эффективности использования электроэнергии приводит к увеличению себестоимости добычи угля или к снижению качества продукции. Экономия электрической энергии позволяет покрыть часть энергетического дефицита в энергосистемах без дополнительных расходов энергоресурсов.

Существует два основных направления повышения эффективности использования энергоресурсов: снижение затрат энергии (главным образом за счёт исключения непроизводительных потерь, связанных с перетоками реактивной мощности, несимметрией, высшими гармониками и т.д.) и интенсификация технологических процессов, направленная на опережение роста производительности по сравнению с ростом общего расхода электроэнергии. В обоих случаях достигается снижение удельных расходов электроэнергии на технологический процесс. Непроизводи-

тельные потери, как правило, очевидны, и если для их устранения не требуется значительных капитальных вложений, проводят организационно-технические мероприятия по экономии электроэнергии. Однако достичь существенного снижения энергозатрат при этом не удаётся, хотя принципиально возможно, в первую очередь за счёт приведения технического состояния и условий эксплуатации потребителей в соответствии с ПТЭ. Кроме того, особенности технологии подземных горных работ ограничивают возможности снижения удельных расходов электроэнергии путём интенсификации технологических процессов.

Анализ показывает, что значительное снижение удельного расхода электроэнергии наблюдается при создании энергосберегающих технологий путём установления такого уровня некоторых параметров технологического процесса, связанных с режимом электропотребления, которые обеспечивают минимум электроэнергии при сохранении объёма выпускаемой продукции.

Рациональное использование электроэнергии не обязательно должно обуславливаться уменьшением её абсолютного расхода, прежде всего этот расход должен быть эффективным. Увеличение абсолютного расхода электроэнергии при уменьшении удельного расхода может быть вызвано ростом объёма выпуска продукции, поэтому такой расход также считается рациональным и эффективным.

В последнее время вопросы экономии электроэнергии рассматривают не только во взаимосвязи с режимами электропотребления, нормативного контроля, расширения новых ресурсосберегающих технологий, но и с учётом повышения уровня методического и информационного обеспечения административных и диспетчерских служб управления энергоёмкими технологическими агрегатами и др. [2, 3,].

Однако использование перспективных принципиально новых технологий, хотя и связано с существенным эффектом снижения энергоёмкости технологических процессов и экономии электроэнергии в це-



лом, но требует при этом значительных капитальных вложений и не приводит к быстрой окупаемости. Настроенный нормативный контроль путём непрерывного учёта удельной энергоёмкости позволяет выполнить постепенный ввод технологического объекта в заданные границы электропотребления, но из-за своей инерционности в условиях быстрой смены экономической и производственной ситуации не обеспечивает оперативного обслуживания текущего состояния энергоёмких процессов. Для технической реализации методического и информационного обеспечения задач управления требуются специальные вычислительные комплексы, устройства связи с объектом, дополнительные контрольно-измерительные средства.

Поэтому для условий угледобывающих предприятий предлагаются следующий подход при формировании энергосберегающих технологий:

- исследование технологических параметров, в значительной мере определяющих режим электропотребления и допускающих целенаправленное изменение в ограниченных пределах;
- построение математических оптимизационных моделей энергоэффективности исследуемого объекта;
- нахождение оптимальных значений при ограничениях, накладываемых на технологические параметры.

Такой подход к указанной проблеме не требует значительных капиталовложений и его можно считать как эффективный путь совершенствования технологии с точки зрения энергосбережения. При этом с учетом результатов предыдущих исследований однотипных по технологии и однородных по электропотреблению групп угольных шахт для реализации приведенных этапов требуется установление ряда критериев оптимальности электроиспользования, т.е. необходимо решать многокритериальную задачу [4, 5]:

$$Q(X) = (q_1(X), \dots, q_k(X)) \rightarrow \max, \quad (1)$$

$$D: h_j(X) \geq 0 \quad (j=1, \dots, m)$$

Здесь  $X$  – искомое решение;  $q_i(X)$  ( $i=1, \dots, k$ ) – функция (критерии) качества решения  $X$ ;  $h_j(X)$  ( $j=1, \dots, m$ ) – ограничения, устанавливающие допустимую область  $D$  возможных изменений решения  $X$ . Поскольку наблюдается значительная мощность множества допустимых решений  $D$  задачу (1) можно отнести к векторной или многокритериальной оптимизации. В этом случае главное внимание уделяется алгоритмам поиска наиболее предпочтительных решений. И если решение  $X$  определяется  $n$  параметрами  $x_1, \dots, x_n$ , измеряемыми в метрических шкалах, то решение  $X = (x_1, \dots, x_n)$  является вектором и область  $D$  чаще всего имеет континуальную мощность, т.е. рассматривается задача многокритериальной оптимизации. При этом, следуя принципу жесткого приоритета, критерии строго ранжируют по степени их важности так, что следует добиваться приращения более значимого критерия за счёт любых потерь по всем ос-

тальным менее важным, т.е. соблюдается лексикографический подход к многокритериальным задачам [6].

Если  $q_1(X) > q_2(X) > \dots > q_k(X)$ , где “>” – знак предпочтения, то формально оно задается следующим образом:  $X_1 \overset{Lex}{>} X_2$  при выполнении одного из  $k$  условий:

$$1) q_i(X_1) > q_i(X_2);$$

$$2) q_i(X_1) = q_i(X_2), q_2(X_1) > q_2(X_2);$$

$$\dots \dots \dots$$

$$k) q_i(X_1) = q_i(X_2) \quad (i=1, \dots, k-1), q_k(X_1) > q_k(X_2).$$

Анализ показывает, что для решения задачи оптимизации параметров добычных участков критериями энергоэффективности угольных шахт могут быть: удельное электропотребление  $\mathcal{E}_y$ , производительность  $\Pi$ , себестоимость  $C$ , надежность электроснабжения  $H$ , момент добывающей машины  $M$  и др. [5].

**Цель статьи.** Установление основных критериев и построение на их основе оптимизационных моделей энергоэффективности горнодобывающего предприятия.

**Основная часть.** Установление влияния параметров технологического процесса на электропотребление угледобывающих предприятий возможно построением простых и надёжных оптимизационных моделей энергоэффективности. При этом в первую очередь важен выбор наиболее существенных управляемых факторов, формирующих многокритериальную математическую модель. Она должна не только иметь реальный смысл, обладать компактностью, наиболее полно отражать некоторую математическую конструкцию, адекватную исследуемому объекту по принятым критериям, ориентированной на использование определенных методов, но и быть удобным инструментом для управления процессом – моделью принятия эффективных решений.

Анализ информативного факторного поля, влияющего на режим электропотребления угольных шахт, показывает целесообразность включения в математические модели следующего набора важнейших управляемых в определенном диапазоне факторов: годовой добычи угля  $x_1$ , длины лавы  $x_2$ , суточной нагрузки на очистной забой  $x_3$  и численности персонала  $x_4$  [7].

Тогда с учетом принятых критериев и управляемых факторов многокритериальную задачу можно представить в общем виде:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_y &= f(x_1, x_2, \dots, x_n) \rightarrow \min, \\ \Pi &= f(x_1, x_2, \dots, x_n) \rightarrow \max, \\ C &= f(x_1, x_2, \dots, x_n) \rightarrow \min, \end{aligned} \quad (2)$$

при ограничениях

$$x_{in} \leq x_i \leq x_{iv}, \quad i = 1, \dots, n,$$

где  $\mathcal{E}_y$ ,  $\Pi$  и  $C$  – удельное электропотребление, производительность труда рабочего (за месяц) и себестоимость 1 т угля;  $x_1, \dots, x_n$  – искомые технологические параметры с нижним  $x_{in}$  и верхним  $x_{iv}$  допустимыми уровнями.

Используя статистические данные за определенную ретроспективу, строятся необходимые целевые функции, оптимизируемые при определенных огра-

ниченнях, накладываемых на регулируемые (управляемые) переменные. Пределы, в которых изменяются принятые управляемые факторы, представляют собой ограничения первого рода и определяются на основе статистических данных за рассматриваемый период.

В основу построения оптимизационной модели положен множественный регрессионный анализ, позволяющий качественно и количественно определить влияние на принятые критерии энергоэффективности (удельное электропотребление, себестоимость, производительность) угольных шахт всего набора одновременно действующих и в свою очередь взаимозависимых факторов. При этом, как правило, учитывают статистические связи между несколькими величинами одновременно. Однако для практических целей достаточно рассмотрения трёх видов уравнений:

$$x_i = a_1 + a_2 x_2 + \dots + a_p x_p; \quad (3)$$

$$x_i = b_1 \cdot x_2^{b_2} \cdot x_3^{b_3} \cdot \dots \cdot x_p^{b_p}; \quad (4)$$

$$x_i = b_1 \cdot b_2^{x_2} \cdot b_3^{x_3} \cdot \dots \cdot b_p^{x_p}. \quad (5)$$

Анализ показывает, что с помощью обычных математических приёмов уравнения множественной степенной и показательной регрессий преобразуются в уравнение линейной множественной регрессии, что позволяет пользоваться методикой, приведенной для уравнения этой регрессии (3).

Тогда для поставленной многокритериальной задачи регрессионные модели имеют вид:

$$\mathcal{E}_y = b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_3 x_3 + b_4 x_4 + a_3; \quad (6)$$

$$\Pi = c_1 x_1 + c_2 x_2 + c_3 x_3 + c_4 x_4 + a_n; \quad (7)$$

$$C = s_1 x_1 + s_2 x_2 + s_3 x_3 + s_4 x_4 + a_c, \quad (8)$$

где  $b_1, b_2, b_3, b_4$  – неизвестные постоянные коэффициенты регрессии, модели  $\mathcal{E}_y$ ;

$c_1, c_2, c_3, c_4$  – то же, но модели  $\Pi$ ;

$s_1, s_2, s_3, s_4$  – то же, но модели  $C$ ;

$x_1, x_2, x_3, x_4$  – наблюдаемые значения регулируемых переменных;

$a$  – неизвестная случайная ошибка для регулируемых переменных.

Ниже приведены расчётные значения коэффициентов моделей  $\mathcal{E}_y, \Pi$  и  $C$  для угольных шахт Западного Донбасса (табл. 1).

Таблица 1

Расчётные значения коэффициентов регрессионных моделей  $\mathcal{E}_y, \Pi$  и  $C$

Мо- дель	$\mathcal{E}_y$				$\Pi$				$C$			
	$b_1$	$b_2$	$b_3$	$b_4$	$c_1$	$c_2$	$c_3$	$c_4$	$s_1$	$s_2$	$s_3$	$s_4$
Знач. коэф.	$0,8 \times 10^{-2}$	-0,121	$-0,3 \times 10^{-1}$	$0,11 \times 10^{-1}$	$0,4 \times 10^{-1}$	$-0,2 \times 10^{-1}$	$0,24 \times 10^{-1}$	$-0,13 \times 10^{-1}$	$-0,3 \times 10^{-1}$	-0,154	$-0,5 \times 10^{-1}$	$0,31 \times 10^{-1}$

Для установления адекватности оптимизационных моделей  $\mathcal{E}_y, \Pi$  и  $C$  реальным условиям шахтной производственной системы, т.е. обоснования правильности выбора их вида и степени полезности параметров  $b_i, c_i, s_i$  принят совокупный (множественный) коэффициент корреляции  $R$ . Он позволяет производить измерения тесноты связи результативного признака более чем с двумя факторными признаками. При этом предполагается наличие линейных связей как между результативным признаком и всеми факторами в отдельности, так и между самими факторными признаками. Совокупный коэффициент корреляции  $R$  всегда положителен и изменяется от 0 до 1. Чем больше  $R$ , тем выше значимость (качество предсказания) данной моделью опытных данных [8].

Коэффициент множественной корреляции определяют по формулам или изображают с помощью матриц, в которых подстрочные индексы – цифры означают номер матрицы, так что 1 отображает результативный признак, последующие цифры – факторные признаки по их последовательности.

Например,  $R_{1,2,3}$  обозначает совокупный коэффициент корреляции между результативным признаком и 2-м и 3-м факторными,  $r_{12}$  – парный коэффициент между результативным признаком и 1-м факторным и т.д.

Совокупный коэффициент корреляции между результативным (1) и 2, 3, ...,  $n$  признаками через парные коэффициенты выразится формулой

$$R_{1,2,3,\dots,n} = \sqrt{\frac{\Delta^*}{\Delta}}, \quad (9)$$

где  $\Delta^*$  и  $\Delta$  – квадратные матрицы.

$$\Delta^* = \begin{vmatrix} r_{12} & r_{13} & \dots & r_{1n} & 0 \\ 1 & r_{23} & \dots & r_{2n} & r_{21} \\ r_{32} & 1 & \dots & r_{3n} & r_{31} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ r_{n2} & r_{n3} & \dots & 1 & r_{n1} \end{vmatrix}, \quad (10)$$

$$\Delta = \begin{vmatrix} 1 & r_{23} & \dots & r_{2n} \\ r_{32} & 1 & \dots & r_{3n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ r_{n2} & r_{n3} & \dots & 1 \end{vmatrix}, \quad (11)$$

Матрица – числитель отличается от матрицы – знаменателя лишь тем, что во второй матрице отсутствует первая строка и последний столбец.

Ниже выполнен расчёт совокупного коэффициента корреляции, выражающего зависимость удельных расходов электроэнергии  $1(\mathcal{E}_y)$  от четырёх факторов:

2 (x<sub>1</sub>); 3 (x<sub>2</sub>); 4(x<sub>3</sub>); 5 (x<sub>4</sub>). Парные коэффициенты для модели Э<sub>y</sub> представлены в табл. 2.

Таблица 2

Парные коэффициенты корреляции по данным 10 шахт ПО “Павлоградуголь”

Признаки	1(Э <sub>y</sub> )	2 (x <sub>1</sub> )	3 (x <sub>2</sub> )	4(x <sub>3</sub> )	5 (x <sub>4</sub> )
1(Э <sub>y</sub> )	1	-0,865	0,725	-0,486	0,326
2 (x <sub>1</sub> )		1	0,667	0,465	-0,438
3 (x <sub>2</sub> )			1	0,621	0,311
4(x <sub>3</sub> )				1	0,231
5 (x <sub>4</sub> )					1

Тогда получим соответствующие матрицы:

$$\Delta^* = \begin{bmatrix} -0,865 & 0,725 & -0,486 & 0,326 & 0 \\ 1 & 0,667 & 0,465 & -0,438 & -0,865 \\ 0,667 & 1 & 0,621 & 0,311 & 0,725 \\ 0,465 & -0,438 & 1 & 0,621 & -0,456 \\ -0,438 & 0,311 & 0,231 & 1 & 0,326 \end{bmatrix}$$

$$\Delta = \begin{bmatrix} 1 & 0,667 & 0,465 & -0,438 \\ 0,667 & 1 & 0,621 & 0,311 \\ 0,465 & -0,438 & 1 & 0,621 \\ -0,438 & 0,311 & 0,231 & 1 \end{bmatrix}$$

Произведя вычисления соответствующих матриц, определив их отношение и корень квадратный из него, получим численное значение совокупного коэффициента корреляции R<sub>с</sub> = 0,863.

Аналогичные вычисления произведены для моделей П и С, для которых R<sub>п</sub> = 0,791 и R<sub>с</sub> = 0,784.

Квадратическая ошибка совокупного коэффициента корреляции R исчисляется по соотношению:

$$\sigma_R = \frac{1 - RR^2}{\sqrt{n - p - 1}} \tag{12}$$

Аналогично определяются и пределы “истинного” коэффициента корреляции R<sub>0</sub>, который находится в определённых границах с некоторой вероятностью, зависящей от t – доверительного числа:

$$R + t \sigma'_R \leq R_0 \leq R + t \sigma_R, \tag{13}$$

Достоверность вывода определяется по отношению t = R : σ<sub>R</sub> с теми же условиями, что и при линейном коэффициенте парной корреляции.

Ошибка совокупного коэффициента корреляции связи с результативного признака с четырьмя факторными признаками составляет:

$$\sigma_R = \frac{(1 - 0,863)^2}{\sqrt{20 - 4 - 1}} = 0,067;$$

$$t = \frac{0,863}{0,067} = 11,8 > 3.$$

Это позволяет заключить, что совокупный коэффициент корреляции отражает характер изучаемых связей на шахтах ОАО “Павлоградуголь”.

Существенность совокупного коэффициента корреляции можно проверить по F-критерию Фишера, который представляет собой соотношение факторной и случайной дисперсий. При этом величина F рассчитывается по формуле:

$$F_R = \frac{R^2(n - p - 1)}{(1 - R^2)p}, \tag{14}$$

где R<sup>2</sup> – множественный коэффициент детерминации.

Затем полученное значение F<sub>R</sub> сравнивают с табличным F<sub>табi</sub> при выбранном уровне значимости и числа степеней свободы ν<sub>1</sub> = n - p - 1 и ν<sub>2</sub> = p. Если расчётное значение превышает табличное, достоверность вывода по совокупному коэффициенту корреляции R о наличии существенной связи подтверждается.

В табл. 3 приведены результаты оценки меры эффективности коэффициентов R оптимизируемых моделей Э<sub>y</sub>, П и С и существенности F рассчитанных совокупных коэффициентов корреляции R<sub>с</sub>, R<sub>п</sub> и R<sub>с</sub>.

Таблица 3

Результаты расчёта значений R и F оптимизационных моделей Э<sub>y</sub>, П и С

Совокупный коэффициент корреляции			Значение F-критерия			
R <sub>с</sub>	R <sub>п</sub>	R <sub>с</sub>	F <sub>расч.э</sub>	F <sub>расч.п</sub>	F <sub>расч.с</sub>	F <sub>таб. 15;4;5%</sub>
0,863	0,791	0,784	10,84	6,25	5,97	5,86

Принято считать, что при R < 0,3 связь между функцией и аргументом слабая, при R = 0,3 . . 0,7 – средняя, при R > 0,7 – сильная [9]. Из табл. 3 видно, что получены относительно высокие значения совокупных коэффициентов корреляции, что свидетельствует о достаточно тесной связи между признаками. Кроме того, можно заключить, что при исследовании и решении задачи проектного аудита шахтной производственной системы учтены основные доминирующие факторы, влияющие на расход электроэнергии и объективно характеризующие взаимосвязь показателей эффективности работы Э<sub>y</sub>, П и С угольных шахт с базовыми параметрами производства.

Надёжность коэффициента корреляции μ определяется по формуле:

$$\mu = \frac{R\sqrt{n}}{1 - R^2}, \tag{15}$$

При μ ≥ 2,6, согласно теореме Ляпунова, можно утверждать, что связь между показателями (признаками) надёжная и зависимость считается объективной, обоснованной, систематической, а не случайной.

Подставляя данные, взятые из табл. 3, в уравнение (15), получим значения μ<sub>с</sub> = 14,99, μ<sub>п</sub> = 9,46, μ<sub>с</sub> = 9,11 соответственно для моделей Э<sub>y</sub>, П и С, т.е. связь между анализируемыми показателями надёжная.

Кроме того, из табл. 3 видно, что при 5%-м уровне значимости и числе степеней свободы  $\nu_1 = 15$  и  $\nu_2 = 4$  расчётные значения критериев Фишера  $F_{расч.э} = 10,84$ ,  $F_{расч.п} = 6,25$ ,  $F_{расч.с} = 5,97$  больше табличного  $F_{таб. 15;4;5\%} = 5,86$ . Следовательно, предложенные уравнения регрессионных моделей Э, П и С адекватно отражают статистическую связь между принятыми показателями факторного пространства групп однородных по электропотреблению угольных предприятий.

### Выводы

Для формирования энергосберегающих технологий угледобывающих предприятий первоначально необходимо исследование технологических факторов, которые в значительной мере определяют электропотребление, и на этой основе построение оптимизационных моделей энергоэффективности объекта управления.

Реализация такого подхода требует не одного, а нескольких критериев, влияющих на эффективность работы угольной шахты. Выделены наиболее существенные из них – удельное электропотребление, производительность и себестоимость, а в качестве управляемых в определенном диапазоне факторов – годовая добыча угля, длина лавы, суточная нагрузка на очистной забой и численность персонала.

С помощью множественного коэффициента корреляции установлено и по  $F$ -критерию Фишера выполнена адекватность оптимизационных моделей реальным условиям функционирования предприятия.

### Список литературы

1. Энергобережения – досвід, проблеми, перспективи / Ковалко М.П.; Відпов. ред. Шидловський А.К.; Держкоменергозбереження України. – К.: Ін-т електродинаміки НАНУ, 1997. – 152 с.
2. Демирчян К.С. Развитие ТЭК страны. Проблемы принятия решений // Изв. академии наук. Энергетика. – 1992. – № 1. – С. 3-14.
3. Проховник А.В., Розен В.П., Дегтярёв В.В. Энергосберегающие режимы электроснабжения горнодобывающих предприятий. – М.: Недра, 1985. – 232 с.
4. Определение однородности однотипных угольных шахт по электроиспользованию / Слесарев В.В., Трифонов В.Д., Трифонов Д.В. и др. // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 3. – С. 67-70.
5. Розен В.П., Соловей А.И., Трифонов Д.В. Определение технологической длины лавы в многокритериальном аспекте // Тез. 1-й междунар. научн.-техн. конф. «Математическое моделирование в электротехнике и электроэнергетике». – Львов, 1995. – С. 28.
6. Подиновский В.В., Гаврилов В.М. Оптимизация по последовательно применяемым критериям. – М.: Соврадио, 1975. – 192 с.
7. Розен В.П., Трифонов Д.В. Определение признакового пространства, формирующего электропотребление горнодобывающих предприятий // Уголь Украины. – 1995. – № 6. – С. 29-30.
8. Львовский Е.Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высш. шк., 1982. – 224 с.
9. Сивый В.Б. Метод множественной корреляции в анализе и планировании. – К.: Техніка, 1964. – 224 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Слесаревим 03.03.09*

## РАДИОНУКЛИДНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ АНТИТОКСИЧЕСКОЙ ФУНКЦИИ ГЕПАТОЦИТОВ, СТРАДАЮЩИХ ОТ АНТРОПОГЕННЫХ ЗАГРЯЗНИТЕЛЕЙ

Проведено вивчення взаємозалежності патологічного процесу на шкірі, функційного стану гепатобіліарної системи і екологічного стану середовища у 34-х хворих методом гепатосцинтиграфії з використанням препарату тетраїодфлуорисцин, міченого йодом 131. Результати досліджень є передумовою до розробки методу лікування, який би передбачав корекцію порушень функції гепатобіліарної системи у хворих.

Проведено изучение взаимозависимости патологического процесса на коже, функционального состояния гепатобилиарной системы и экологического состояния среды у 34-х больных методом гепатосцинтиграфии с использованием препарата тетраидфлуорисцин, меченого йодом 131. Результаты исследований являются предпосылкой для разработки метода лечения, который бы предусматривал коррекцию нарушений функции гепатобилиарной системы у больных.

The study of interdependence of pathological process is conducted on a skin, functional state of the hepatobiliary system and ecological state of environment for 34th patients by the method of hepatoscintigraphy with the use of preparation of tetraiodfluoroscene, marked an iodum 131. Results of researches are pre-condition for development of method of treatment, which would foresee the correction of parafunctions hepatobiliary system for patients.

Человек вносит в биосферу антропогенные токсины как спонтанно, т.е. ненарочно (вследствие техногенных аварий, катастроф, пожаров и т.д.), так и осознанно (используя пестициды, химическое оружие и т.п.).

Масштабы и спектр загрязнителей окружающей среды возрастают. Количество наименований веществ, попадающих в биосферу (а значит, и в организм человека) от разных антропогенных источников, за всю историю техногенеза превысило 100 тыс., в том числе 1,5 тыс. – особенно опасных для человека.

Механизмы детоксикации вредных для человека веществ составляют основу гомеостатической реакции организма, направленной на восстановление его внутреннего равновесия. Процессы детоксикации организма осуществляются гепатобилиарной системой. Поэтому физиологическое состояние печени как детоксикационного органа и возможность определять функциональное состояние гепатоцитов давно интересовало как врачей, так и ученых-экологов.

Многоуровневая система защиты организма от токсинов состоит из внешнего (кожа, слизистые глаз, желудочно-кишечного тракта, дыхательной системы, экскретирующих органов); промежуточного (гистогематический барьер) и мембранно-клеточного (клетками организма и прежде всего – гепатоцитами) уровней. Поэтому сочетание поражения кожи и печени (гепатоцитов) все чаще встречается у жителей техногенно-нагруженных регионов.

Проблема заболеваемости псориазом, неразрешенность вопросов этиологии и патогенеза, а также отсутствие радикальных методов лечения обуславливают поиски неведомых патогенетических звеньев этого дерматоза.

Дискутабельность проблемы ассоциации печёночной и кожной патологии [1-3] и возможность

интерпретации этих патологических процессов как проявлений единой болезни обязывает нас выяснить зависимость возникновения дерматоза от функции печеночных клеток, а также дать обоснованное научное объяснение клинически подтвержденным фактам.

Нарушения в отдельных звеньях цепи «окружающая среда – кожа – печень» иногда так тесно переплетены между собой, что нелегко установить изолированную первичность поражения кожи или печени [3-5]. Этим фактом и обуславливается важность определения функции печени у больных с кожной патологией, вызванной техногенно измененными экологическими факторами.

В этой связи мы можем предвидеть большую патогенетическую значимость в развитии псориаза функциональных изменений в печени, что и заставило нас обратиться к современным информативным методам исследований [6].

В последнее время в клинической практике для оценки функционального состояния гепатобилиарной системы наибольшее распространение получили радионуклидные методы, которые характеризуются физиологичностью и информативностью при оценке степени поражения исследуемого органа, а также при оценке глубины функциональных и морфологических изменений в печени [7-10].

Исследование функционального состояния печени методом гепатосцинтиграфии мы провели у 34-х больных с хроническим дерматозом – псориазом, в анамнезе которых определена патология печени и желудочно-кишечного тракта. Жалобы этих больных и объективные данные свидетельствовали о нарушениях функции печени у обследуемых больных псориазом. 30 из них до появления первых псориазических проявлений на коже проживали всю жизнь в техногенно напряженном и экологически загрязнен-

ном Придніпровському регіоні. У них були діагностовані: холецистит (у 6-ти), ангиохолит (у 8-ми), гепатит (у 16-ти). Все вони жалувалися на горіч і сухість во рту, періодичні болю в правому подребер'ї і лічилися дієтою (стол № 5), слепими зондуваннями і відповідною медикаментозною терапією.

Радионуклідну оцінку функціонального стану гепатоцитів у хворих псоріазом ми здійснювали методом гаммасцинтиграфії при допомозі гепатотропного препарату бенгальського рожевого (тетрайодфлуорисцину, мечений йодом 131). Бенгальський рожевий при внутривенному введенні зв'язується з білками крові, альбумінами і глобулінами, і виборочно захоплюється полігональними клітками печінки. Швидкість і кількість поглинання бенгальського рожевого гепатоцитами залежить, як встановлено, від функціонального стану паренхіми печінки (стану кровотоку і стану мембран гепатоцитів до проникнення через неї, інтенсивності обмінних процесів в клітці, наявності і ступеня розподілу зв'язуючої тканини). З гепатоцитів радіофармацевтичний препарат (РФП) виділяється з жовчю без зміни хімічної структури і без розщеплення радіонукліда. В жовчних протоках препарат повільно концентрується і в залежності від фази травлення проходить кишечник, а натощак – в жовчний бульбашку.

Оцінка швидкості проходження бенгальського рожевого, меченого йодом 131, проводилася зовнішнім вимірюванням гамма-випромінювання з допомогою сцинтиляційного детектора гамма-камери, який встановлюється над областю печінки, серця і тонкого кишечника.

Дослідження проводилися на гамма-камері ZFOV фірми Searls, укомплектованій комп'ютером РДР 11\34.

Хворі обстежувалися натощак в положенні лежачи на спині після попередньої блокади щитовидної залози розчином Люголя. Після установки детектора гамма-камери над областю серця, печінки, кишечника, бенгальський рожевий вводився пацієнтам внутривенно з розрахунку 74 кілобеккерель на 1 кг ваги. Час обстеження – 120 хвилин. Інформація про динаміку радіонуклідів записувалася на магнітний диск в режимі 1 кадр за 1 хвилину електронно-чисельної машини з високороздільними чутливими особливостями.

Після закінчення отримання інформації обробку даних динамічного дослідження починали з визначення «зон зацікавленості» на суммарному зображенні. «Зона зацікавленості» – це область серця, печінки (верхня половина правої частини і ліва частини), жовчного бульбашки і кишечника. Гістограма з «зон зацікавленості» (створена з допомогою комп'ютера) відтворювала динаміку проходження бенгальського рожевого в печінку і характеризувала поглинальну і видільну функцію гепатоцитів, проходимость жовчних шляхів,

концентраційну і скоротильну здатність жовчного бульбашки.

Аналізуючи літературні дані радіологічних досліджень гепатобіліарної системи, ми вибрали наступні показники, що характеризують функціональний стан гепатобіліарної системи:

- індекс печінкового захоплення (відношення коефіцієнта ретенції над областю печінки і серця) – ИПЗ;
- час максимального накоплення препарату в печінку (в хвилині) –  $В_{\text{пmax}}$ ;
- час напіввиведення препарату з печінки (в хвилині) –  $В_{1/2\text{п}}$ ;
- % виведення препарату з печінки до 120-ї хвилини;
- час появи препарату в кишечнику (в хвилині) –  $В_{\text{к}}$ ;
- початок надходження препарату в жовчний бульбашку (в хвилині) –  $В_{\text{ж}}$ ;
- максимальне накоплення препарату в жовчному бульбашку (в хвилині) –  $В_{\text{жmax}}$ ;
- латентний період – від моменту подачі жовчогонного до початку скорочення жовчного бульбашки (в хвилині) –  $В_{\text{лат}}$ ;
- % виведення препарату з жовчного бульбашки до 60-ї хвилини – %.

По суммарному зображенню динаміки проходження в печінку бенгальського рожевого, меченого йодом 131, збільшення печінки виявлено у 30-ти хворих (зображення печінки збільшені по відношенню до реберної дуги і дійсними розмірами по Курлову).

Зображення жовчного бульбашки в типовому місці у 32-х обстежуваних. З них – у однієї пацієнтки – функціонально бездіяльний жовчний бульбашку.

З всіх 34-х обстежуваних хворих виявлені порушення функції гепатобіліарної системи (табл. 1).

Поглиняльна і видільна функція гепатоцитів характеризувалася відхиленнями як в кількісному, так і в часовому аспектах. Об цьому свідчать достовірні зниження індексу печінкового захоплення ( $P < 0,1\%$ ) у 34-х обстежуваних. Зниження індексу печінкового захоплення є наслідком порушень поглиняльної здатності гепатоцитів і збільшення часу максимального накоплення бенгальського рожевого в печінку, що вказує на незадовільний стан здатності мембран полігональних кліток.

Збільшення часу виведення радіонуклідів з гепатоцитів свідчить про суттєві порушення екскреторних процесів в печінку у хворих псоріазом. Цей показник у 34-х обстежуваних методом сцинтиграфії зменшений майже в 2 рази (виведення РФП до 120-ї хвилини  $37,4 \pm 3,65\%$  при нормі  $70,1 \pm 1,93\%$ ).

У всіх обстежуваних виявлено статистично достовірне скорочення часу проходження поступле-

ния радиофармпрепарата в кишечник. Данный показатель подтверждает наличие нарушений экскреторной функции гепатоцитов и свидетельствует о замедлении

пассажа желчи по внутрипеченочным протокам, а также о спазме сфинктера Одди, что может указывать на дисфункцию холедоходуodenальной системы.

Таблица 1

Показатели гепатосцинтиграфии у 34-х больных псориазом

	Стат. показатели	ИПЗ	ВП <sub>max</sub>	V <sub>1/2п</sub>	% выведения до 120-й минуты	V <sub>к</sub>
У больных псориазом	M ± m	2,51±0,07	32,4±1,91	–	37,4±3,65	62,9±6,09
P < 0,1 для всех показателей						
Норма	M ± m	2,93±0,13	28,0±2,01	98,0±2,01	70,1±1,93	30,5±3,56

Холестикограммы 34-х больных псориазом выявили у 16-ти из них спазм сфинктера Люткенса в желчном пузыре, что подтверждается данными сцинтиграфии: время начала прохождения бенгальского розового, меченого J<sup>131</sup>, в желчный пузырь длительнее более чем в 2 раза в сравнении с нормой (P < 0,1%). Средняя концентрационная способность желчного пузыря:

$$V_{ж\max} = 74,6 \pm 7,56 \text{ минут (снижена).}$$

Удлинение времени латентного периода после приёма желчегонных и уменьшение выведения РФП до 60-й минуты зарегистрированы нами у 28-ми обследуемых. Средняя двигательная способность желчного пузыря снижена (41,4 ± 7,62%).

Состояние гепатобилиарной системы у больных псориазом определялось на основании анамнеза, объективных исследований с использованием данных лабораторных и инструментальных методов в сравнении с данными гепатосцинтиграфии.

Сравнительный анализ показателей гепатосцинтиграфии и клинического течения псориаза у 34-х обследуемых могут свидетельствовать о патологической зависимости функции печени и динамики клинического течения изучаемого дерматоза. Это подтверждается тем, что показатели функции гепатоцитов демонстрировали более существенные нарушения при распространённых, протекающих более 10 лет формах псориаза, в отличие от ограниченных форм дерматоза с незначительной продолжительностью (2-5 лет) заболевания.

Органическая связь данных гепатосцинтиграфии с динамикой псориазического процесса на коже позволяет нам сделать вывод о возможном значении тех нарушений, которые возникают под воздействием ассоциированной патологии печени в развитии дерматоза.

Взаимное влияние функционального состояния печени на клинические проявления чешуйчатого лишая обуславливает прогрессирование его клинического течения. Этот вывод подтверждает выявленное разнообразие клинических проявлений псориаза и зависимость частоты его обострений от функционального состояния печени.

Вышеуказанные исследования являются предпосылкой к разработке метода лечения псориаза, кото-

рый бы предусматривал коррекцию нарушений функции гепатобилиарной системы.

### Список литературы

1. Аковбян В.А., Аширметов А.Х., Краковский М.Е. Взаимосвязь микросомальной окислительной системы печени и свободнорадикального окисления липидов у больных псориазом // Мед. журн. Узбекистана. – 2000. – № 2. – С. 43-45.
2. Ваисов А.М. Функциональное состояние печени у больных псориазом и витилиго, перенесших вирусный гепатит // Современные проблемы научной и практической дерматовенерологии. – Д., 1990. – 30 с.
3. Дюрдь П.И. Поражение печени при псориазической эритродермии // Вестн. дерматологии и венерологии. – 1983. – № 2. – С. 66-67.
4. Довжанский С.И., Нарцисов Р.П. Прогнозирование течения псориаза // Вестн. дерматологии и венерологии. – 1990. – № 2. – С. 28-32.
5. Корсун В.Ф. Анализ журнальной информации по проблеме «Псориаз» // Информатика и науковедение в медицине. – Минск, 1995. – С. 35-37.
6. Милевская С.Г., Бородулин И.Г. Функциональное состояние гепатобилиарной системы по данным радионуклидного исследования у больных псориазическим артритом // Вестн. дерматологии и венерологии. – 1990. – № 1. – С. 12.
7. Зубовский Г.А. Гаммасцинтиграфия. – М.: Медицина, 2008. – 315 с.
8. Ишмухаметов А.И. Радионуклидная диагностика заболеваний органов пищеварения. – М.: Медицина, 1999. – 180 с.
9. Каперко Ф.Ф. Радионуклидные исследования в клинике // Тез. научн.-практ. конф. по применению радионуклидной диагностики в клинической практике. – М., 2007. – 145 с.
10. Дашук А.М., Пытенько Н.Н. Псориаз как коллагеновая болезнь // Изд-во Украинского НИИ дерматологии и венерологии. – Харьков: Основа, 1992. – 166 с.

Рекомендовано до публікації д.б.н. А.І. Горовою 20.03.09

УДК 622.235.4

П.В. Швыдько

## ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДОГО РАКЕТНОГО ТОПЛИВА

Доведена неможливість утилізації сумішного твердого ракетного палива (СТРП) міжконтинентальних балістичних ракет РС-22 у вибухових роботах на кар'єрах. Запропоновано захоронення продуктів гідророзмиву СТРП у геологічних формаціях при розробці родовищ системами з твердіючою закладкою відпрацьованого простору.

Доказана неможливість утилізації смесового твердого ракетного топлива (СТРТ) межконтинентальных баллистических ракет РС-22 во взрывных работах на карьерах. Предложено захоронение продуктов гидроразмыва СТРТ в геологических формациях при разработке месторождений системами с твердеющей закладкой выработанного пространства.

The impossibility of recycling of mix firm rockets fuel of intercontinental ballistic rockets RS-22 in explosive works on open-cast mines is proved. The burial place of products of hydro washout in geological deformations by working out of deposits by systems with a hardening stowing of the developed space is offered.

Получив независимость, руководство независимой Украины, а фактически советской социалистической республики, конфиденциально избавилось, в первую очередь, от ядерных боеголовок тактических ракет, передав их России. Убедившись, что эта тихая “конверсия” не вызвала “майдана”, началось общенародное обсуждение судьбы боеголовок стратегических межконтинентальных баллистических ракет (МБР) РС-20 («Сатана») и РС-22 («Скальпель»). Убедившись, что у электората врагов за океаном нет – боеголовки межконтинентальных расстояний были также переданы России. Боеголовки Россия разобрала и несколько тысяч тонн высокообогащенного урана переработала в топливо для АЭС, а часть продала в США.

Ракеты последнего, четвертого поколения, без головных частей в виде технических проблем массой 211 и 104 тонн каждая соответственно и в количестве 170 шт, в т.ч. 54 твердотопливных как неликвидные в обороне России были оставлены в Украине для дальнейшей конверсии...

Подписанты договора “Кучма-Гор” о снижении взаимной угрозы выделили с американской стороны необходимое количество денег на реализацию “снижения”, а украинская сторона эти выделенные ресурсы утилизировала. Были взорваны все шахтные пусковые установки (ШПУ), были отремонтированы цехи и дороги на заводах, участвующих в конверсии, и были разобраны ракеты вплоть до двигателей. Была смонтирована американская технология гидроразмыва смесового твердого ракетного топлива [1] (СТРТ) на ГП «НПО «Павлоградский химический завод», а всё руководство ПХЗ прошло обучение в Америке. Автор также прослушал курс утилизации СТРТ РС-22 в нескольких американских фирмах и университетах...

Известны [2] два вида твердого ракетного топлива – смесовое (СТРТ) и баллистичное. СТРТ – это высоконаполненный полимер, содержащий в качестве на-

полнителя энергетические компоненты. Утилизации подлежат два вида СТРТ – БК и ОПАЛ. БК представляет собой смесь маслонаполненного разбавленного раствора бутилкаучука с перхлоратом аммония (ПХА) и мелкодисперсным алюминием (АСД). ОПАЛ – смесь маслонаполненного дивинильного каучука, ПХА, АСД и взрывчатого вещества (октоген, гексоген). В обоих случаях вулканизатором для отверждения полимеров служил хиноловый эфир ЭХ-1, содержащий фенольные группы [3].

Планировалось, что взаимная угроза между Америкой и второй линией обороны Москвы ликвидирована с момента ликвидации украинских ШПУ и разбора ракет. А возникшая взаимная угроза внутри Украины между “утилизаторщиками – конверсионщиками” и просто гражданами Украины будет ликвидирована с момента деструкции топлива водяной струей, пропуском полученной массы через безшнековую мясорубку и складирование топливной чипсы фракцией менее 10 мм, частично, с водой гидроразмыва в 200-литровых пластмассовых бочках. В таком состоянии СТРТ абсолютно безопасно и не чувствительно ни к детонатору № 8, ни к шашке тротила, ни к прострелу пуль.

Более 10 фирм США, Испании, Канады, ЮАР и др. предложили полученный продукт утилизировать (а не захоронять!) в бестротильных эмульсионных водногелевых промышленных взрывчатых веществах (ЭВВ). Для неспециалиста заманчиво ввести в состав ВВ энергетическую добавку первыми процентами в виде СТРТ и получить несколько дополнительных трещин, например, в гранитном массиве при производстве щебня. ГП «НПО «ПХЗ», принадлежащий Национальному космическому агентству Украины, пошел именно путем утилизации конверсионной энергии СТРТ в водоземulsionной промышленной взрывчатке попутно и успешно освоив буровзрывные работы. Энергия и чувствительность к детонации гидроразмытого и дробленного в воде СТРТ незначи-



тельно. Вводимая до 10% крошка СТРТ от любой ступени РС-22 ухудшает работоспособность ЭВВ, дефлагрируя его.

Оказалось [4], что при взрыве от всех трех ступеней СТРТ МБР всех 163-х двигателей РС-22 образуются токсичные вещества в продуктах детонации, которые количественно представлены в табл. 1.

Промышленность цивилизованных стран в 2000 г. выбрасывала диоксины в атмосферу: в США – 2744 г/год в год на всю территорию, в Германии – 334 г, а в Швеции – 22 грамма.

Никто из специалистов не сомневается, что сжигание твердотопливных ракет в Бийске, Перми, Воткинске, крупнотоннажные огневые испытания и уничтожения двигателей в Павлограде и в Днепропетровске, как при социализме, так и сегодня, уже отгенерировали первые центнеры, а не граммы, диоксинов, распределенных по просторам Украины и России строго в соответствии с табл. 2.

Характеристики рассеивания токсичных веществ продуктов сгорания СТРТ [4] представлены в табл. 2.

Таблица 1\*

Наименование вредного вещества	Удельный выброс вредных веществ при взрывании СТРТ вместе со снаряженным и корпусным двигателями (СКД), кг			Выброс от всех 163-х СКД, кг
	1-я ступень	2-я ступень	3-я ступень	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19975,7	11512,5	5622,8	2023970,0
HCl	6855,8	1351,3	678,5	486680,0
CO	9121,7	5290,9	1849,8	887300,0
NO <sub>x</sub> (в пересчете на NO <sub>2</sub> )	1808,0	3974,4	3532,8	504828,8
Диоксины и циклические гетероароматические вещества	458,4	238,3	84,4	42640,0
Сажистые полициклические вещества	781,6	453,4	158,6	76040,0
Итого	39001,2	22820,8	11926,9	4021441,8

\* Итоговая колонка табл. 1, возможно, фальсифицирована, т.к. эти же цифры приведены в газете «Зеркало недели» № 7 от 21-27 февраля 2004 года в статье “... А мусор убирайте сами”, где автор Татьяна Силина утверждает, что это же количество загрязняющих веществ выделяется от сжигания 3-х ступеней одной ракеты, а не всего Павлоградского арсенала ГП «НПО «ПХЗ».

Таблица 2

Наименование загрязняющего вещества	Концентрация в приземном слое атмосферы		Радиус зоны влияния объекта, м
	в долях ПДК	концентрация, мг/м <sup>3</sup>	
Хлористый водород (пары соляной кислоты)	699	1404	1000(С33)
	50	10	7500
	10	2	10000
	3	0,6	52500
	1	0,2	>90000
Диоксины (по фурану)	583	5,83	1000(С33)
	20	0,2	15000
	5	0,05	46250
	1	0,01	>90000
Окислы азота (по NO <sub>2</sub> )	435	37	1000(С33)
	100	8,5	5000
	10	0,85	13750
	5	0,43	25000
	1	0,085	>67500
Сажа и полициклические вещества	28	42,2	1000(С33)
	10	1,5	10000
	5	0,75	15000
	2	0,3	32500
	1	0,15	>50000

Автор [4] приведенных таблиц – учёный с мировым именем в конверсии СТРТ, он же – технический директор ПО «ПХЗ», пишет: “... изучив территорию Украины ...” оказалось, что ни взрывать, ни

сжигать СТРТ нельзя, т.к. нет “свободных” территорий в Украине, а на западе мешают границы сопредельных государств, на севере и востоке и того более...

Из табл. 1 и 2 – количество диоксинов выбрасываемых аэрозолью от “конверсии” обезглавленных ракет РС-22 равно 42640 кг, а радиус загрязнения от 583 ПДК в километре до 1 ПДК более 90 км!

Зона поражения всего живого, а украинцев в первую очередь, т.к. их больше всех, в 9 раз превышает чернобыльскую, где расчетный радиус 30 км!

Высокие давления в детонационной волне и высокая температура – до 3000° С не дают возможность молекулам диоксинов разложиться. Для этого необходимо время воздействия более 4 с, а детонационная волна воздействует 0,005 с.

В годы войны с коммунистическим режимом Вьетнама США применили гербицид «оранжевый агент», распыленный летчиками в количестве 91 тыс. тонн на площади 16 тысяч квадратных километров. Тропический лес превратился в пустыню. При этом в половину массы гербицида было сознательно введено всего от 70 до 160 кг диоксина (у разных источников разные данные, встречаются 70, 150 и 160 кг). От концентрации смеси 0,5 мг/кг с диоксином пострадало 2 млн. человек! Смертельная доза по диоксину для человека 70 мкг/кг (1мкг = 1РРТ=1:1000000 г) при однократном поступлении в организм. Самое интересное, что от диоксинов никто не умер, так же как никто не умер и от СПИДа! И то и другое уничтожает иммунитет, а дальше пострадавший умирает от любой инфекции, лекарств, витаминов, депрессии и т.д.

При пожаре в г. Шелехов (Иркутская область) в 1992 году при возгорании пятисот тонн ПВХ образовалось несколько первых граммов диоксинов. У пожарных, тогда еще молодых парней, поглощение “допустимого” количества диоксинов привело к тому, что все 600 пожарных болеют, умирают от потери иммунитета и у всех болеют дети [5].

Даже при проживании на ранее зараженной земле с “диоксинсодержащим экотоксикологическим фактором” растут потери детей и растет число детей покалеченных этим “фактором” [6].

Гарантирован (см. табл. 1) также выброс аэрозолем 2023970 кг оксида алюминия, который является мутагеном и способствует наследственному слабумию.

Автор понимает различие процессов горения СТРТ (табл. 2) и взрывания СКД (табл. 1). Но так как ни в том, ни в другом случае не работает правило 4 секунд воздействия температуры более 850° С, то диоксины образуются гарантировано при наличии хлора и органики.

В работе [7] показано, что выбросы 15 токсических веществ, в т.ч. диоксинов, не снижаются при повышении температуры от 700 до 1500° С и при увеличении времени пребывания газов с 2 до 6 с, и при изменении кислорода от 2 до 15%. Наиболее благоприятная температура образования диоксинов 300...400° С. При охлаждении продуктов горения или детонации из зоны, где “все сгорело”, обратно до этой температуры вторичные диоксины образуются вновь. Это утверждает, что зоны “дожиг” бесполез-

ны для снижения концентрации диоксинов в отходящих газах [7].

Особенно важным является то, что критерий гигиенического стандарта (ПДК или ОБУВ) для диоксинов неприемлем [8]. Так допустимая суточная доза в России составляет 10 пг/кг веса в день (1 пг = 1000 фемтограмм (фг) = 10<sup>-12</sup> г), а американская норма – 6 фемтограмм/кг веса в день (1 фг = 10<sup>-15</sup>, т.е. в тысячу триллионов раз меньше грамма, ррр). Эти нормы установлены от бессилия, т.к. уже имеющееся загрязнение территорий легко перекрывает их.

Принципиальным, вроде бы, является экологическая оценка “сжигания СТРТ или взрывание СКД” и, соответственно, финансирование украинским бюджетом уничтожения украинцев в Украине... “... Основной принцип экологии – сохранение дома, в котором мы живем. Мы безвозвратно уничтожаем вещества, которые были изъяты у природы, что недопустимо...” [2].

Фундаментальная статья российского специалиста Белоконь С.Л. [2] предлагает химические способы утилизации, разрушая полимер топлива, получения и повторного использования всех компонентов. В качестве растворителя был выбран нитробензол в среде толуола. Самая тяжелая ступень с топливом ОПАЛ растворялась за 10 суток, топливо БК растворялось дольше, но соизмеримо со скоростью разрушения ОПАЛ.

«Отечественно павлоградские» специалисты [4] предлагают взрывать по 1 СКД через 5-7 дней, чтобы ветер разносил вредные вещества табл. 1 на всех украинцев поровну. Белоконь С.Л. из Бийского отделения МСоЭС предлагает явно более экологичное и патриотичное решение ликвидации СТРТ для России, где после химической отмычки и сушки извлечение твердых компонентов достигает 99,6%.

Правда, и оно нам уже не подходит по статье расходов “стоимость ликвидации”. Стоимость завода по утилизации ракет ВВС США в г. Индиана Хэт составила 20 млн. долларов. Помещение оборудовано улавливанием пыли и азотных соединений. Стоимость уничтожения составила для баллистического топлива – 5 тыс. марок/т, для смесового – 16 тыс. марок/т, для ВВ-10 – тыс. марок/т. Слишком много уже потрачено средств американских и своих бюджетных на гидроразрыв, импортные буровые станки, зарядные машины, перевод под управление Национальным космическим агентством 5-ти государственных взрывпромов и т.д. Американцы из Агентства снижения взаимной угрозы утверждают, что и они уже потратили 24 млн. долларов на павлоградскую конверсию. Специалисты ПХЗ в 1999 г в ТЭО на объект ликвидации топлива (ОЛТ) обосновывали потребность в 44 млн. долларов. Так как «ПХЗ» уже гидроразмыло и утилизировало в ВВ «Эра» за четыре года всего до 4-х различных ступеней РС-22 из 163-х двигателей, то вклад бюджета Украины на ОЛТ уже превысил миллиард гривен, не считая затрат на буровзрывные работы.

Регенерация компонентов окупает себя, когда речь идет о большом количестве СТРТ. Так, стоимость компонентов, регенерируемых из системы “Спейс-Шатл”, составила \$ 1,5 млн. и сэкономила 100 млн. кВт электроэнергии (10 млн. долларов).

Возможно, это путь и для Украины, и для завода, подчиненного Национальному космическому агентству, если мы собираемся сохранить свое участие в освоении космического пространства, а не превратиться в щебеночную подотрасль при космическом агентстве...

Хотя логикой понять сегодняшний период переживаемый Украиной невозможно.

Несколько лет назад отечественные ракетчики совместно с “Морисен Кнутсен” праздновали окончание сжигания гептила по американской технологии, разработанной на фирме “Тиокол”, Юта. В середине 90-х Россия отказалась от уже готовых, прошедших огневые испытания на полигоне “Tiokol” установок (три установки: одна должна была быть смонтирована в Загорске, а две на “Красмаше” в Красноярске). Украинские “патриоты отечества” подобрали готовую технологию американского уничтожения российского гептила и, смонтировав ее в центре Днепропетровска, сожгли несливаемый остаток со 118 ракет “РС-20” по 300 кг с каждой. На территории ЮМЗ. Российские же специалисты, отказавшись от сжигания гептила, заказали американскому сенату технологию переработки гептила в исходные продукты...

Особую опасность представляют химические превращения органических веществ СТРТ (каучуки, взрывчатые вещества, различные добавки с топливом) в присутствии хлор- и азотсодержащих веществ (таких как окислитель – перхлорат аммония), где в результате сжигания или взрыва образуются супертоксичные диоксины и диоксиноподобные соединения, а также цианистые соединения, окислы азота, оксиды алюминия и аэрозоль неразложившегося топлива исходного СТРТ. Предельно допустимая концентрация (ПДК) диоксинов в воздухе – 0,5 пикограммов на 1 м<sup>3</sup> воздуха – это триллионная доля грамма. Диоксины относятся к группе самых опасных веществ – 1-му классу опасности. Диоксин является канцерогеном – вызывает онкозаболевания. Диоксины вызывают иммунодефицит, как и при ВИЧ-инфицировании. Диоксины вызывают рождение детей-уродцев, вызывают поражение печени, пищевого тракта. Люди, пораженные диоксинами, передают по наследству разрушенные эндокринные гормональные системы, особенно те, что связаны с половым развитием.

Известен также ликвидаторский опыт Павлоградского механического завода, прежнее руководство которого решило поджечь ступень СКД с СТРТ. Горение перешло в детонацию, а продукты детонации накрыли аэрозолем Павлоград и близлежащие села в соответствии с табл. 1 и 2.

Констатируя обзор экологической проблемы ликвидации обезголовленных МБР, напрашивается вы-

вод, что России с ее мощным научным потенциалом мы не нужны, т.к. порезанные головные части с крупнотоннажным высокообогащенным ураном решили российскую энергетическую независимость. США – снизили взаимную угрозу до “0”, ликвидировав и рекультивировав все ШПУ на территории Украины, оплатив разборку ракет и передав технологию и установку гидроразмыва смесового твердого ракетного топлива.

Национальное космическое агентство Украины Постановлением Кабинета Министров в 2006 г. ввело в состав своего Павлоградского химического завода 5 государственных взрывпромов, распределенных по Донецкой, Ивано-Франковской, Луганской, Одесской областям и Крымскому полуострову. Почти все взрывные работы в карьерах ведутся с помощью взрывчатых веществ, изготовленных ПХЗ, который обязан, отвечая за бюджетные средства, утилизировать СТРТ и воду гидроразмыва в любом из составов вододисперсионной взрывчатки “Эра”, выпускаемой ПХЗ. Таким образом, производя щебень в этих областях, так называемой утилизацией СТРТ, Национальным космическим агентством достигается равномерное распределение диоксинов по территории Украины....

Остается вне внимания научной общественности проблема утилизации (уничтожения?) гептила МБР РС-22. Известно [9], что существует и четвертая, гептиловая ступень, двигатель которой разводит боеголовки после выхода на орбиту и отсоединения третьей твердотопливной ступени.

Где он хранится, как он хранится и куда его добавить, чтобы «советские» ученые получили бюджетное финансирование на снижение взаимной угрозы?

Категорически отказываясь причислиться к категории знающих людей, позволяю себе сделать выводы:

– Абсолютное снижение опасности хранения в Павлограде 160 двигателей возможно только путем гидроразмыва топлива.

– Растворяемые водой гидроразмыва компоненты СТРТ целесообразно извлечь и только их утилизировать. В первую очередь это касается перхлоратов, т.к. они чрезвычайно вредны для человека и природы и, вместе с тем, чрезвычайно ликвидны. Перхлораты запрещены в США – из-за возможного загрязнения грунтовых вод в контакте с колонкой заряда.

– Полученную крошку СТРТ, частично с водой гидроразмыва, необходимо захоронить, а не утилизировать, в пластмассовых 200-литровых бочках в геологических формациях, где ведется добыча полезных ископаемых с твердеющей закладкой выработанного пространства.

– Бюджетное финансирование использовать только на реализацию выводов 1, 2 и 3.

– Современный и развитый комплекс буровзрывных работ на Павлоградском химическом заводе эксплуатировать отдельным внебюджетным предприятием, т.к. бизнес на торговле щебнем – совсем непрофильный для Национального космического агент-

ства України, а сьогоднішнє бюджетне содержание буровзрывного комплексу должно быть в поле зрения антимонопольного комитета.

– Прекратити «научные» дискусии о соотязательности между «сжиганием или взрыванием» как неприемлемые на густонаселенной территории Украины.

– Прекратити бюджетное финансирование и запретить «утилизацию» остатков гидроразмыва СТРТ и воды гидроразмыва на взрывных работах всем взрывпромам и хозяйствующим субъектам на территории Украины как решение, не прошедшее публичного обсуждения и не имеющее ОВОС в применении на взрывном дроблении гранитных массивов.

### Список литературы

1. К вопросу безопасности процесса ликвидации ступеней МБР SS-24 методами извлечения СТРТ / Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Дудко В.С., Швыдько П.В. // Тр. междунар. конф. “Взрывное дело – 99”. – М.: МГУ, 1999. – С. 174-176.
2. Белоконь С.Л. Ликвидация твердотопливных ракет и химическая безопасность / Бийское отделение МСоЭС (Алтайский край), [serb@biysk.nsu.ru](mailto:serb@biysk.nsu.ru)

3. Хиноловые эфиры – новые вулканизирующие агенты бутилкаучука / Зорик В.В., Комаров В.Ф., Зорик С.Ф., Королев Г.В. // Каучук и резина. – 1978. – № 6. – С. 15-19.

4. Устименко Е.Б. К вопросу об экологических последствиях утилизации ракетных двигателей твердого топлива методом взрывания // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 5. – С. 78-82.

5. Шилов С.А. Отдаленные биологические последствия войны в Южном Вьетнаме. – М., 1996.

6. Уммова Н.В., Туэг Х.Т., Румак В.С. Эколого-генетические факторы воздействия Оранжевого Агента // “Тропоцентр 98”. – М.

7. Trenholm A., Thurnau R. Proceedings of the Thirteenth Annual Researcherch Symposium // OH: U.S. EPA Hazardous Waste Engineering Research Laboratory. – EPA/600/987/015, July, 1987.

8. Юфит С.С. Типичные ошибки авторов проектов мусоросжигательных заводов // Методический центр Эколайн. – М.: ИОХ РАН, 1998.

9. Оружие России: Каталог. – М., 1997. – Т. IV. – С. 160-177.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Голінком 20.05.09*

УДК 504.064.45+66.047+602.1:519.673

А.В. Пасенко

## РОЗРОБКА СТАТИСТИЧНОЇ МОДЕЛІ ДИНАМІКИ ПРОЦЕСУ СУШІННЯ ШЛАМУ ПЕРЕДОЧИЩЕННЯ ВОДИ ТЕС

Проведено аналіз експериментальних даних технологічних параметрів процесу сушіння шламу передочищення води у запропонованій схемі утилізації відходів ТЕС. Розроблена адекватна статистична матмодель динаміки зміни вологовмісту шламу в процесі сушіння. Отримана модель може бути використана для подальших технологічних розрахунків при організації виробничого процесу.

Проведен анализ экспериментальных данных технологических параметров процесса сушки шлама предочистки воды в предложенной схеме утилизации отходов ТЭС. Разработана адекватная статистическая матмодель динамики изменения влажности шлама в процессе сушки. Полученная модель может быть использована для дальнейших технологических расчетов при организации производственного процесса.

The article deals with the analysis of experimental parameters of slime drying process in water pre-treatment in suggested scheme of offcuts utilization at thermal water power station (TWPS). The adequate statistical mathematical model of changing dynamics in slime humidity in the process of drying is worked out. The received model can be used for further technological calculations in production process organisation.

**Постановка проблеми.** На сьогоднішній день шлам, що утворюється при експлуатації водопідготовчих установок (ВПУ) на теплоелектростанціях (ТЕС), теплоелектроцентралях (ТЕЦ), – це серйозна екологічна проблема. Шламові відходи заходяться у поверхневих сховищах, необладнаних засобами захисту навколишнього середовища від фільтраційних вод, випаровувань і пилових викидів, до того ж немає засобів вивантаження пульпи або злежаного осаду. В Україні відсутня екологічно безпечна та

економічно прийнятна схема поводження з вказаними промисловими відходами IV класу небезпеки об'єктів теплоенергетики. Для зменшення обсягів накопичення шламів та полегшення подальшої їх переробки передбачають зневоднення шламів на підприємствах-виробниках відходів. Для підвищення ефективності процесу видалення вологи зі шламових відходів освітлювачів ВПУ використовують термічні методи: упарювання у випарниках, сушіння у розпилюючій сушарці шахтно-циклонного типу (конструк-

ції НДІБМВ), сушіння у печі шахтно-циклонного типу (конструкції КПП), сушіння у печі циклонного типу (конструкції КПП), сушіння у циклонній печі з камерою киплячого шару. Взагалі переважна більшість високотемпературних термічних методів є надто енерговитратними й потребують використання невідновлюваних природних енергоносіїв, або більш цінного продукту їх переробки – електроенергії. Цей фактор стримує процес широкого впровадження у виробництво розроблених технологій і створює умови для пошуку більш економічно рентабельних шляхів утилізації шламових відходів.

За технологією, що запропонована в [1], витрати на переробку шламу, що буде здійснюватися у межах технологічного процесу на ТЕЦ, стануть складовою частиною вартості продукції станції – кВт-години електроенергії, що виробляють ТЕЦ; не будуть застосовуватися високотемпературні процеси з використанням палива, що дозволить уникнути утворення додаткових викидів електростанцій; максимально будуть використані усі ресурсоцінні складові відходи; буде відсутній кінцевий продукт-залишок процесу переробки за рахунок збереження й використання повного складу відходів, що повністю ліквідує проблему накопичення шламових відходів водопідготовки.

Важливою ланкою технологічного ланцюга утилізації шламу передочищення води ВПУ є процес сушіння відходів.

За результатами експериментальних досліджень встановлено, що у перший період часу сушіння відбувається видалення вільної вологи. У цей період швидкість сушіння, віднесена до одиниці висушеної поверхні, залежить від щільності шламу та різниці парціального тиску. Отже, у перший період сушіння визначальними чинниками є параметри висушеного шламу. Швидкість дифузії вологи усередині шламу не визначає інтенсивності випаровування вологи.

Коли вільна волога повністю видалена, настає другий період сушіння – видалення зв'язаної вологи. У цей період процес сушіння залежить від характеру зв'язку вологи з матеріалом шламу, від структури матеріалу шламу, що характеризує механізм переміщення вологи. Для другого періоду сушіння початковий вологовміст матеріалу шламу відповідає критичній вологості, тобто залишковій вологості, яку можна отримати після закінчення процесу сушіння, залежно від технологічних параметрів. Припустимо, що у другий період сушіння рушійною силою процесу висушування є різниця між початковим вологовмістом шламу  $W$  і рівноважним вологовмістом  $W_p$  матеріалу. Величина рівноважного вологовмісту  $W_p$  шламу залежить від початкової вологості висушеного шламу, температури сушіння, часу сушіння шламу та маси висушеного матеріалу.

**Метою роботи** була розробка статистичної математичної моделі залежності величини вологовмісту шламу від технологічних параметрів процесу сушіння матеріалу.

**Виклад основного матеріалу.** Експериментальні дослідження процесу сушіння шламу передочищення води ТЕЦ показали, що основними параметрами (факторами), які впливають на величину рівноважного вологовмісту  $W_p$  матеріалу шламу, є початкова вологість висушеного шламу  $W$ , температура сушіння  $T$ , час сушіння шламу  $\tau$  та маса висушеного матеріалу  $m$ . З метою встановлення більш точної залежності між рівноважним вологовмістом  $W_p$  шламу і досліджуваними параметрами розглянуто питання синтезу статистичної моделі цієї залежності. Для цього використовували найбільш застосовуваний вид статистичної моделі класу регресійних моделей – модель багатофакторної лінійної регресії [2, 3]. Статистичний аналіз даних пасивних експериментальних спостережень за залежною і незалежними змінними проводили із застосуванням програмного продукту – статистичного графічного пакету програм STATGRAPHICS Plus for Windows 2.1, розробленого американською корпорацією Manugistics [4, 5]. Повна вибірка даних містить 1874 спостережень визначення вологості шламу з інтервалом через 0,5 хв. Предметом множинного регресійного аналізу було встановлення статистичної залежності значення величини рівноважного вологовмісту  $W_p$  шламу від вищевказаних факторів, вибраних як незалежні змінні: початкової вологості висушеного шламу  $W$ , температури сушіння  $T$ , часу сушіння шламу  $\tau$  та маси висушеного матеріалу  $m$  ( $W_p = f(W, T, \tau, m)$ ). Ця статистична залежність узагальненої багатофакторної лінійної регресійної моделі може бути записана у вигляді рівняння:

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + \dots + a_nX_n + \varepsilon, \quad (1)$$

де  $Y$  – залежна змінна;  $X_1, X_2, \dots, X_n$  – незалежні змінні (або фактори);  $a_0, a_1, a_2, \dots, a_n$  – невідомі параметри, які потрібно оцінити;  $\varepsilon$  – випадкова величина.

У табл. 1 наведено кодове позначення змінних моделі та рівні їх варіювання.

Згідно з даними табл. 1 маємо справу з факторами, які сильно відрізняються за діапазоном значень. Тому при складанні матриці даних були пронормовані усі незалежні змінні для приведення їх до однієї шкали за формулою:

$$X_i = \frac{X_i - X_{\min}}{X_{\max} - X_{\min}}. \quad (2)$$

Було синтезовано дві моделі залежності рівноважного вологовмісту  $W_p$  від незалежних змінних та їх взаємодій – лінійна та повна квадратична моделі з метою наступного вибору з них найкращої. Нижче наведені структури цих моделей:

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + a_3X_3 + a_4X_4 + \varepsilon; \quad (3)$$

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + a_3X_3 + a_4X_4 + a_{11}X_1X_1 + a_{12}X_1X_2 + a_{13}X_1X_3 + a_{14}X_1X_4 + a_{22}X_2X_2 + a_{23}X_2X_3 + a_{24}X_2X_4 + a_{33}X_3X_3 + a_{34}X_3X_4 + a_{44}X_4X_4 + \varepsilon. \quad (4)$$

Таблиця 1

Змінні статистичної моделі

Змінні моделі	Фізичне позначення	Кодове позначення ( $X_i$ )	Нижній рівень ( $X_{\min}$ )	Верхній рівень ( $X_{\max}$ )
Початкова вологість висушеного шламу, %	$W$	$X_1$	30	45
Температура сушіння, $^{\circ}\text{C}$	$T$	$X_2$	60	100
Час сушіння шламу, хв	$\tau$	$X_3$	00,0	81,5
Маса висушеного шламу, г	$m$	$X_4$	8,90	9,74
Рівноважний вологовміст шламу, %	$W_p$	$Y$	2,80	45,0

Результати пошуку невідомих параметрів  $a_0, a_1, a_2, a_3, a_4, a_{11}, a_{12}, a_{13}, a_{14}, a_{22}, a_{23}, a_{24}, a_{33}, a_{33}, a_{34}$  та оцінювання моделей з використанням пакету програм STATGRAPHICS після перевірки на

значимість впливу змінних і включення в математичну модель факторів та їх взаємодій, що значимо впливають, наведені у виразах (5), (6) та у табл. 2.

Таблиця 2

Результати регресійного аналізу

Модель	Коефіцієнт детермінації ( $R^2$ )	Стандартна помилка	Середня абсолютна помилка	Статистика Дарбіна-Уотсона
Лінійна	91,756	0,0338385	0,0256937	0,0699533
Квадратична	97,9411	0,0169111	0,0134155	0,0747366

$$Y = 0,338764 + 0,183434 \cdot X_1 - 0,139458 \cdot X_2 - 0,540193 \cdot X_3 - 0,0191127 \cdot X_4 ; \quad (5)$$

$$Y = 0,373271 + 0,0753223 \cdot X_1 + 0,052304 \cdot X_2 - 0,539175 \cdot X_3 - 0,233785 \cdot X_4 + 0,0452198 \cdot X_1 X_1 + 0,138468 \cdot X_1 X_4 - 0,0853452 \cdot X_2 X_2 - 0,42256 \cdot X_2 X_3 + 0,137216 \cdot X_3 X_3 + 0,152578 \cdot X_4 X_4 \quad (6)$$

За результатами аналізу встановлено, що модель другого порядку має кращі статистичні властивості, ніж модель першого порядку. Про це свідчать значення коефіцієнта детермінації (97,9% проти 91,7%), стандартної помилки (0,017 проти 0,034), середньої абсолютної помилки (0,013 проти 0,026) та інші статистичні показники. Відмічено, що взаємодія майже усіх змінних, зафіксованих у моделі, є статистично значущими на 99% довірчому рівні. Значення статистики Дарбіна-Уотсона свідчить про можливу наявність серійної кореляції залишків.

Динаміка фактичного рівноважного вологовмісту  $W_p$  шламу й прогнозованого згідно з моделлю (6) на прикладі варіанта сушіння при  $60^{\circ}\text{C}$  шламу з початковою вологістю 30% зображена на рис. 1.

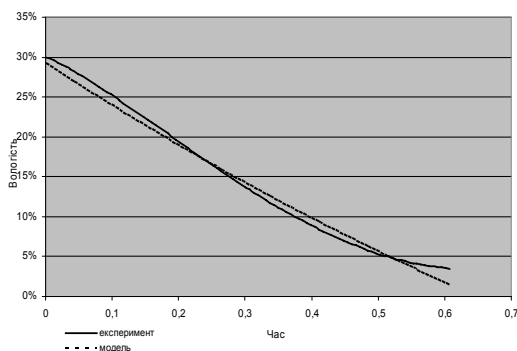


Рис. 1. Динаміка фактичного рівноважного вологовмісту шламу й прогнозованого згідно з моделлю (6)

Відомо, що якщо модель адекватна, то залишки повинні бути некорельовані і нормально розподілені біля нульового рівня. На рис. 2 подана гістограма залишків для моделі другого порядку, а на рис. 3 – автокореляція залишків.

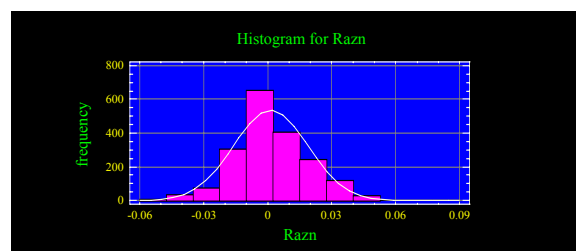


Рис. 2. Гістограма залишків моделі (6)

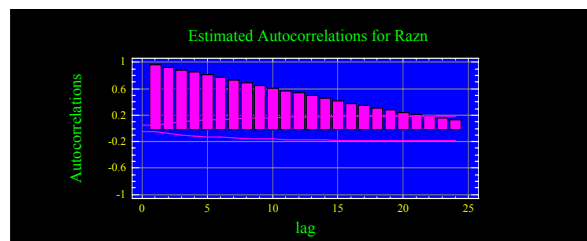


Рис. 3. Автокореляція залишків моделі (6)

На графіку видно, що розподіл залишків далекий від нормального закону, значення автокореляційної функції залишків виходять за межі інтервалу – 95%

довірчих границь коефіцієнтів автокореляції (пунктирні лінії).

З метою підвищення адекватності моделі було прийнято рішення підігнати до вибірки залишків деяку ARIMA-модель (авторегресію проінтегрованого ковзного середнього) [6]. Виходячи з наведених графіків, обираємо модель ARIMA (1, 0, 0) – ряд залишків описується автономною авторегресією першого порядку, тобто послідовність залишків подано у вигляді:

$$\varepsilon(t) = \delta^{-1}(B)\omega(B)a(t), \quad (7)$$

де  $B$  – оператор зсуву назад на 1 такт, тобто  $B\varepsilon(t) = \varepsilon(t-1)$ ;  $\delta(B) = 1 - \delta_1 B - \delta_2 B^2 - \dots - \delta_r B^r$ ;  $\omega(B) = 1 - \omega_1 B - \omega_2 B^2 - \dots - \omega_s B^s$ ;  $r$  – порядок оператора авторегресії;  $s$  – порядок оператора ковзного середнього;  $a(t)$  – білий шум з нульовим математичним очікуванням і з обмеженою дисперсією.

Визначення структурних параметрів ( $r$  і  $s$ ) моделі (7) здійснювалося шляхом аналізу автокореляцій (рис. 3) та окремих автокореляцій залишків (рис. 4) з використанням методики, що викладена у [6].

$$\begin{aligned} Y(t) = & 0,96Y(t-1) + (0,373271 + 0,0753223 \cdot X_1(t) + 0,052304 \cdot X_2(t) - 0,539175 \cdot X_3(t) - \\ & - 0,233785 \cdot X_4(t) + 0,0452198 \cdot X_1 X_1(t) + 0,138468 \cdot X_1 X_4(t) - 0,0853452 \cdot X_2 X_2(t) - \\ & - 0,42256 \cdot X_2 X_3(t) + 0,137216 \cdot X_3 X_3(t) + 0,152578 \cdot X_4 X_4(t)) - 0,96 \cdot (0,373271 + \\ & + 0,0753223 \cdot X_1(t-1) + 0,052304 \cdot X_2(t-1) - 0,539175 \cdot X_3(t-1) - 0,233785 \cdot X_4(t-1) + \\ & + 0,0452198 \cdot X_1 X_1(t-1) + 0,138468 \cdot X_1 X_4(t-1) - 0,0853452 \cdot X_2 X_2(t-1) - \\ & - 0,42256 \cdot X_2 X_3(t-1) + 0,137216 \cdot X_3 X_3(t-1) + 0,152578 \cdot X_4 X_4(t-1)). \end{aligned}$$

Після перетворення модель набуває такого вигляду:

$$\begin{aligned} Y(t) = & 0,96Y(t-1) + 0,373271 + 0,0753223 \cdot X_1(t) + 0,052304 \cdot X_2(t) - 0,539175 \cdot X_3(t) - \\ & - 0,233785 \cdot X_4(t) + 0,0452198 \cdot X_1 X_1(t) + 0,138468 \cdot X_1 X_4(t) - 0,0853452 \cdot X_2 X_2(t) - \\ & - 0,42256 \cdot X_2 X_3(t) + 0,137216 \cdot X_3 X_3(t) + 0,152578 \cdot X_4 X_4(t) - 0,35834 - \\ & - 0,0723094 \cdot X_1(t-1) - 0,050212 \cdot X_2(t-1) + 0,517608 \cdot X_3(t-1) + 0,2244336 \cdot X_4(t-1) - \\ & - 0,043411 \cdot X_1 X_1(t-1) - 0,132929 \cdot X_1 X_4(t-1) + 0,08193 \cdot X_2 X_2(t-1) + \\ & + 0,40566 \cdot X_2 X_3(t-1) - 0,131727 \cdot X_3 X_3(t-1) - 0,146475 \cdot X_4 X_4(t-1). \end{aligned} \quad (9)$$

Результати діагностування комбінованої моделі (9) зображені на рис. 5.

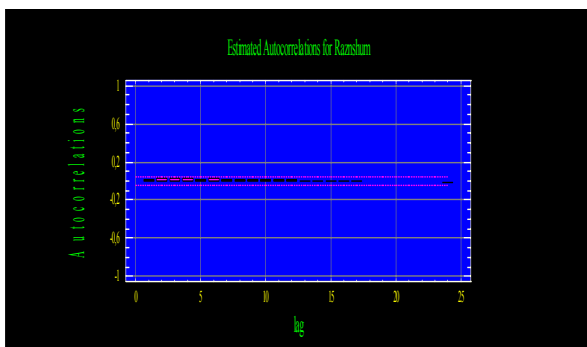


Рис. 5. Автокореляція залишків моделі (9)

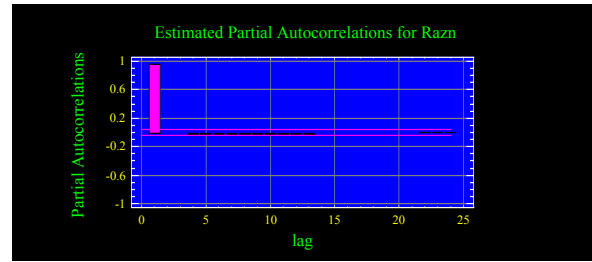


Рис. 4. Окремі автокореляції залишків моделі (6)

У нашому випадку найбільш прийнятними значеннями структурних параметрів є:  $r = 1$  і  $s = 0$ . Модель (7) при цьому набуває вигляду:

$$(1 - \delta_1 B)\varepsilon(t) = a(t); \quad (8)$$

$$\varepsilon(t) = \frac{a(t)}{1 - \delta_1 B}.$$

Для оцінювання моделі використовували пакет STATGRAPHICS. Були отримані наступні оцінки параметрів моделі:  $\delta_1 = 0,96$ ;  $\sigma_a = 0,0062$ .

При цьому отримана комбінована модель, яка враховує модель нелінійної регресії (6) і авторегресії першого порядку для залишків (8), може бути подана у такому вигляді:

За даними графіка (рис. 5) можна констатувати, що автокореляції залишків моделі (9) випадковим образом розподілені в інтервалі кордонів коефіцієнтів автокореляції, тобто залишки некорельовані і нормально розподілені біля нульового рівня. Таким чином, застосування моделі (9) можна вважати успішним для прогнозування залежності між рівноважним вологовмістом  $W_p$  шламу і досліджуваними технологічними параметрами сушіння.

Динаміка фактичного рівноважного вологовмісту  $W_p$  шламу й прогнозованого згідно з моделлю (9) на прикладі варіанта сушіння при  $60^\circ\text{C}$  шламу з початковою вологістю 30% зображена на рис. 6.

Аналізуючи результати діагностики розробленої моделі, можна відмітити прийнятну якість отриманих за її допомогою прогнозів. Таким чином, отримана

статистична математична модель – адекватна і може бути використана для подальших технологічних розрахунків.

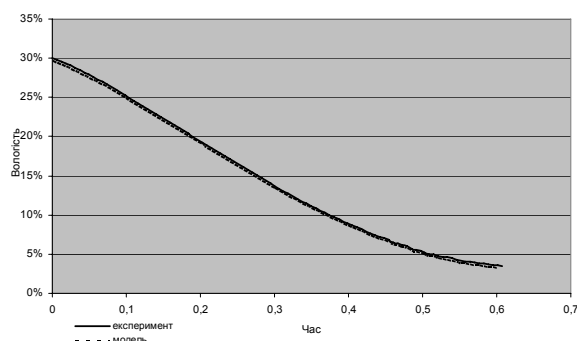


Рис. 6. Динаміка фактичного рівноважного вологовмісту шламу й прогнозованого згідно моделі (9)

**Висновки.** Проведено аналіз отриманих експериментальних даних дослідження процесу сушіння шламу передочищення води ТЕС із застосуванням програмного продукту – статистичного графічного пакету STATGRAPHICS Plus for Windows 2.1. Методом множинного регресійного аналізу побудовано модель залежності значення величини рівноважного вологовмісту шламу від початкової вологості висушуваного шламу, температури сушіння, часу сушіння матеріалу та маси шламу. Розроблена комбінована статистична модель (регресія + авторегресія залишків) дозволяє значно підвищити якість прогнозів во-

логовмісту шламу за різних умов та режимів ведення технологічного процесу сушіння. Отримана модель може бути використана для подальших технологічних розрахунків при організації виробничого процесу.

### Список літератури

1. Пасенко А.В., Коробочка А.Н. Обезвреживание шламовых отходов систем водоподготовки электростанций // Зб. наук. праць Дніпродзержинського державного техн. ун-ту: (техн. науки) / Дніпродзержинськ: ДДТУ. – 2008. – Вип. 1(9). – С. 240-243.
2. Пальчевський Б.О. Дослідження технологічних систем (моделювання, проектування, оптимізація): Навч. посібник. – Львів: Світ, 2001. – 232 с.
3. Гліненко Л.К. Сухоносів О.Г. Основи моделювання технічних систем: Навч. посібник. – Львів: Видавництво «Бескид Біт», 2003. – 176 с.
4. STATGRAPHICS на персональному комп'ютері / Григор'єв С.Г., Левандовський В.В., Перфілов А.М., Юнкеров А.И. – СПб: Питер, 1992.
5. Дюк В. Обработка данных на ПК в примерах – СПб: Питер, 1997. – 240 с.
6. Бокс Дж., Дженкинс Г. Анализ временных рядов. Прогноз и управление. – М.: Мир, 1974. – Вып. 1. – 197 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.Р. Петренко  
10.07.09



## ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ВІД ЗАПОБІГАННЯ НЕСВОЄЧАСНОМУ БУДІВНИЦТВУ НОВИХ ГОРИЗОНТІВ ПРИ РЕКОНСТРУКЦІЇ ШАХТ КРИВБАСУ

Розроблена методика оцінки економічного ефекту від запобігання несвоєчасному будівництву і введенню в дію нових горизонтів при реконструкції діючих шахт і досліджені зміни його розмірів для різних умов.

Разработана методика оценки экономического эффекта от предотвращения несвоевременного строительства и ввода в действие новых горизонтов при реконструкции действующих шахт и исследованы изменения его размеров для различных условий.

The method of estimation of economic effect is developed from prevention of ill-timed building and starting-up of new horizons at the reconstruction of operating mines and the changes of his sizes are investigational for different terms.

Залізородна промисловість Криворізького басейну, що функціонує в умовах кризи світової економіки, займає видне місце в господарстві країни. У той же час її положення характеризується складною динамікою, що визначається як технічними, так і економічними чинниками, і в даний час проблема ефективності є вирішальною умовою самого існування залізородного виробництва.

Значний вплив на ефективність діяльності підземних гірничих підприємств роблять шахтобудівні роботи, їх темпи, своєчасність здачі об'єктів, раціональна організація реконструкції шахт.

Ефективність функціонування гірничодобувного підприємства, що здійснює реконструкцію з метою підтримки виробничих потужностей замість тих, що вибувають, може бути забезпечена при дотриманні умови: час підготовки нижніх горизонтів шахти не повинний перевищувати часу відпрацювання діючих.

Існуюча практика гірничого будівництва на шахтах Криворізького басейну свідчить про невирішеність проблеми зв'язку відробки родовища і будівництва нових горизонтів, що пролягають нижче, що призводить до виникнення значного економічного збитку. Величина такого збитку в загальному вигляді наводиться в [1]. Становить інтерес конкретизація цього параметра в умовах розвитку ринкової економіки, а запобігання збитку від невчасного завершення будівництва горизонту при реконструкції шахт може розглядатися як отримання економічного ефекту за рахунок оптимізації будівництва.

При запізнюванні будівництва горизонту і початку видобутку спостерігатиметься недовироблення руди, в цьому випадку має місце збиток, з одного боку від недоотримання прибутку від реалізації продукції, з іншого – від збільшення питомої ваги умовно-постійних витрат в загальному обсязі собівартості продукції.

Збиток від недоотримання прибутку від реалізації продукції у разі, коли фактичний рівень виробництва був нижчий планового, визначиться з виразу

$$\dot{I}_i = (\ddot{O}_{\dot{a}\dot{a}} - \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}})(Q_{i\dot{e}} - Q_{\dot{o}}), \quad (1)$$

де  $\Pi_i$  – збиток від недоотримання прибутку від реалізації продукції, грн;  $\Pi_{ed}$  – ціна одиниці продукції, грн;  $C_{ed}$  – собівартість одиниці продукції, грн;  $Q_{pl}$ ,  $Q_f$  – відповідно плановий і фактичний рівні виробництва, т.

Збиток від збільшення питомої ваги умовно-постійних витрат в загальному обсязі собівартості продукції можна визначити з наступного. Відомо, що собівартість продукції складається з умовно-постійних і змінних витрат. Загальна величина перших залишається постійною незалежно від обсягу продукції, що випускається. У той же час частка таких витрат на одиницю продукції прямо пов'язана з її кількістю.

Величина умовно-постійних витрат на одиницю продукції визначиться з формули

$$\tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}} = \frac{\tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}}}{Q},$$

де  $C_{un.ed}$ ,  $C_{un.obit}$  – відповідно величина умовно-постійних витрат на одиницю продукції і загальна їх величина.

Збиток від збільшення питомої ваги умовно-постійних витрат залежить від фактичного рівня видобутку руди у поєднанні з різницею у величині умовно-постійних витрат на одиницю продукції

$$\begin{aligned} \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{e}} &= Q_{\dot{o}} \left( \frac{\tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}}}{Q_{\dot{o}}} - \frac{\tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}}}{Q_{i\dot{e}}} \right) = \\ &= \left( \frac{Q_{\dot{o}} \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}}}{Q_{\dot{o}}} - \frac{Q_{\dot{o}} \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}}}{Q_{i\dot{e}}} \right) = \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}} - \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}} \left( \frac{Q_{\dot{o}}}{Q_{i\dot{e}}} \right), \end{aligned}$$

тобто

$$\tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{e}} = \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}\dot{a}} \left( 1 - \frac{Q_{\dot{o}}}{Q_{i\dot{e}}} \right), \quad (2)$$

де  $C_{un.un}$  – збиток від збільшення питомої ваги умовно-постійних витрат в собівартості руди, грн.

При запізнюванні закінчення будівництва і введення в дію горизонту спостерігається також економічний зби-

ток від неефективного обігу капіталу, розрахунок величини якого можна зробити за формулою

$$\dot{O}_{i\epsilon} = \dot{A}_i \dot{E} \dot{O}, \quad (3)$$

де  $E_{ii}$  – нормативний коефіцієнт економічної ефективності капітальних вкладень;  $K$  – розмір капітальних вкладень, грн.

З урахуванням сукупності різних чинників (1)–(3), сумарний економічний збиток від запізнювання закінчення будівництва і введення в дію горизонту, що пролягає нижче, при реконструкції діючих шахт ( $E_{zn}$ ) визначається наступним виразом

$$E_{zn} = \Pi_{ii} + C_{уц,уп} + Y_{ок}$$

або

$$\dot{A}_{\dot{c}} = (\ddot{O}_{\dot{a}\dot{a}} - \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}})(Q_{i\epsilon} - Q_{\dot{o}}) + \tilde{N}_{\dot{a}\dot{a}} \left(1 - \frac{Q_{\dot{o}}}{Q_{i\epsilon}}\right) + \dot{A}_i \dot{E} \dot{O}. \quad (4)$$

Розглянемо дослідження розмірів запобігання економічному збитку та відповідно отримання ефекту на прикладі шахт Криворізького залізорудного комбінату (КЗРК). КЗРК є найбільшим підприємством України з виробництва руд підземним способом, і забезпечує річний видобуток понад 6 млн. т залізорудної сировини. Його частка на вітчизняному ринку аглоруди складає понад 40%.

У структуру ВАТ “КЗРК” входить чотири шахти: “Батьківщина” (здана в експлуатацію в 1972 р.), “Жовтнева” (1958), “Гвардійська” (1964), ім. Леніна (1963), які здійснюють видобуток руди з підземних горизонтів, розташованих на глибинах 1190-1315 м, і подальшу її переробку на дробильно-сортувальних фабриках.

З огляду на тривалий вік експлуатації шахт проблема їх реконструкції дуже актуальна.

Сировинна база комбінату (запаси багаті руди до глибини 1500 м) на сьогоднішній день складає понад 250 млн. т з середньою якістю в масиві 58,6%. Ці запаси можуть забезпечити безперерйну роботу комбінату ще на 30-35 років. Разом з тим, для підтримання виробничих потужностей потрібно постійно проводити будівництво нижніх горизонтів.

Аналіз виробництва товарної залізної руди на шахтах комбінату згідно з [2-4] в останні роки наведено на рис. 1.

У період 2003-2007 рр. на всіх шахтах комбінату спостерігалась позитивна динаміка виробництва, особливо високими обсягами видобутку руди характеризувався ш. Батьківщина.

У другій половині 2008 р. і у теперішній час виробництво суттєво скоротилося під впливом світової економічної кризи. Це надає проблемі ефективного управління підприємством особливого значення: потреба у інноваційній складовій такого управління, зниженні всіх видів витрат повинна домінувати.

Аналіз динаміки цін на товарну руду за різними видами поставок в період 2005-2007 рр. свідчить про дуже великий діапазон їх змін, закономірність яких встановити

складно. Ціни руди на експорт в більшості випадків перевищували внутрішні, але спостерігалось і інше.

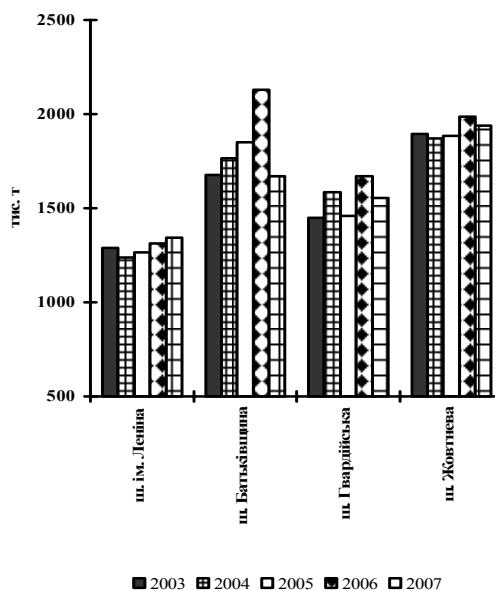


Рис. 1. Виробництво товарної залізної руди на шахтах КЗРК

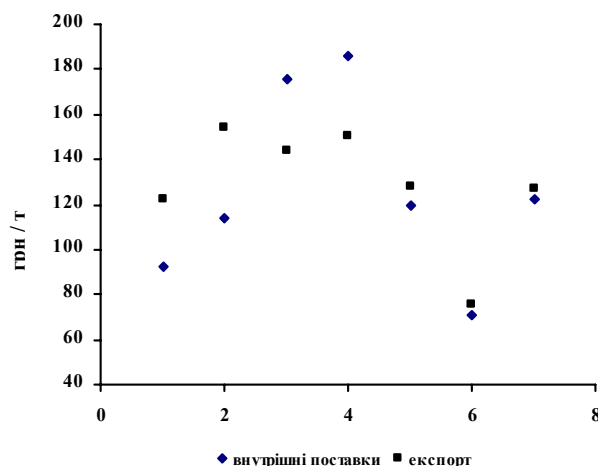


Рис. 2. Динаміка цін на товарну руду за різними поставками в період 2005-2007 рр.

На основі розробленої вище методики оцінки економічного ефекту від запобігання несвоєчасному будівництву і введенню в дію нових горизонтів при реконструкції діючих шахт виконаємо дослідження зміни його розмірів для різних умов, використовуючи формулу (4).

Розрахункові результати наведено на рис. 3. Розміри економічного ефекту від запобігання несвоєчасному введенню нових горизонтів є значними і суттєво зростають при збільшенні фактору часу.

Для шахти ім. Леніна у загальному вигляді величина ефекту може бути описана виразом:

$$E_{zn} = 2781,6 T + 517,78 \text{ при коефіцієнті детермінації } R^2 = 0,9671.$$

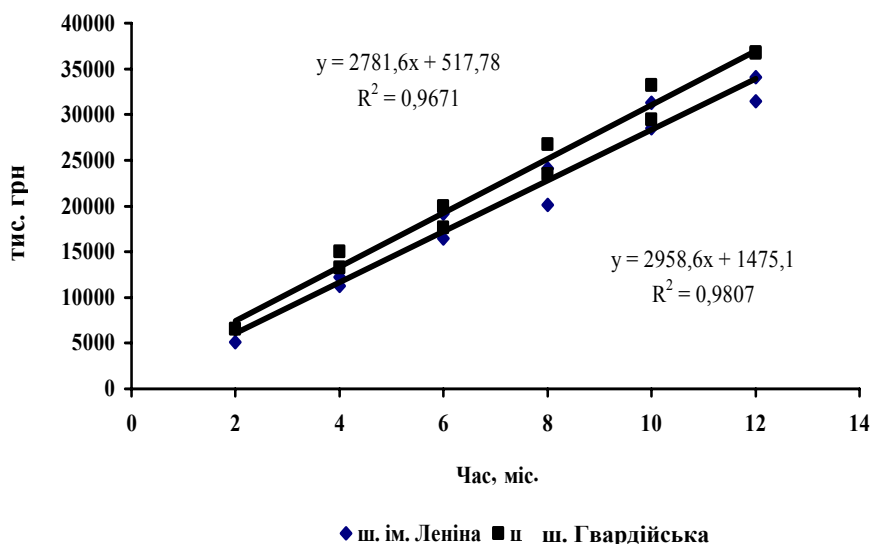


Рис. 3. Економічний ефект від запобігання несвоєчасному введенню нових горизонтів шахт

Для шахти «Гвардійська» ця залежність при відповідних умовах буде такою:

$$E_{zn} = 2958,6 T + 1475,1$$

при  $R^2 = 0,9807$ .

Слід зазначити дуже значне зростання величини ефекту з часом і лінійний характер залежності при достатньо високому значенні  $R^2$ . На розмір ефекту впливають також і ціна та собівартість одиниці продукції залізородних підприємств, обсяг виробництва та інші фактори, проте їх вплив слід оцінити як менш значний.

#### Список літератури

1. Федюкин В.А., Федунец Б.И. Реконструкция горных предприятий. – М.: Недра, 1988. – 304 с.
2. Техніко-економічні показники гірничодобувних підприємств України в 2004-2005 рр. – Кривий Ріг: ГНІГРІ, 2006. – 134 с.
3. Техніко-економічні показники гірничодобувних підприємств України в 2005-2006 рр. – Кривий Ріг: НТО ГНІГРІ, 2007. – 164 с.
4. Техніко-економічні показники гірничодобувних підприємств України в 2006-2007 рр. – Кривий Ріг: ГНІГРІ, 2008. – 178 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. П.П. Мазурком 17.06.09

Анфьоров Дмитро Вадимович	провідний економіст Євпаторійського ВРЕМ ВАТ “Крименерго”
Балафін Ігор Євгенович	здобувач кафедри маркшейдерії НГУ
Баранов Петро Миколайович	професор кафедри загальної та структурної геології НГУ, д.г.-м.н.
Богданов Володимир Костянтинович	лікар
Бондаренко Микола Олександрович	завідувач науково-технологічного центру бурового інструмента ІНМ ім. В.М. Бакуля, д.т.н.
Ванжа Геннадій Купріянович	викладач кафедри основ конструювання механізмів і машин НГУ, доцент, к.т.н.
Ворохов Леонід Петрович	доцент кафедри систем електропостачання НГУ
Вунда Тинта Мануель	аспірант кафедри загальної та структурної геології НГУ
Гаранжа Дмитро Миколайович	аспірант НГУ
Гірін В’ячеслав Станіславович	завідувач кафедри КТУ, професор, д.т.н.
Гірін Ігор В’ячеславович	асистент кафедри автомобілів і автомобільного господарства КТУ
Гребьонкін Сергій Семенович	головний науковий співробітник Донбаського науково-дослідного та проектно-конструкторського вугільного інституту, професор, д.т.н.
Демченко Юрій Іванович	доцент кафедри ПРР НГУ, к.т.н.
Желдак Тімур Анатолійович	доцент кафедри системного аналізу та управління НГУ, к.т.н.
Жуков Сергій Олександрович	завідувач кафедри будівельних конструкцій КТУ, професор, д.т.н.
Зіборов Кирило Альбертович	завідувач кафедри основ конструювання механізмів і машин НГУ, доцент, к.т.н.
Іваненко Тетяна Ярославівна	провідний петрограф КП “Південукргеологія”
Іванов Валерій Анатолійович	старший науковий співробітник Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАНУ, к.т.н.
Іванова Ганна Павлівна	доцент кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, к.т.н.
Івашин Віктор Матвійович	гірничий інженер, к.т.н.
Івашин Юрій Вікторович	юрист-правознавець
Іконнікова Наталія Анатоліївна	аспірант кафедри метрології та інформаційно-вимірювальних технологій НГУ
Качан Юрій Григорович	завідувач кафедри енергетичного менеджменту ЗДІА, професор, д.т.н.
Коваленко Владислав Вікторович	доцент кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, к.т.н.
Коровіна Олена Володимирівна	старший викладач КНЕУ
Кровяк Анджей	інженер Головного інституту гірничої справи (Катовіце, Польща), д.е.н.
Кузнецова Тетяна Анатоліївна	доцент кафедри основ конструювання машин та механізмів НГУ, к.т.н.
Кучин Олександр Сергійович	доцент кафедри маркшейдерії НГУ, к.т.н.
Максименко Катерина Володимирівна	студентка НГУ
Максимов Олександр Володимирович	доцент кафедри вищої математики КТУ, к.т.н.
Матюшкіна Оксана Петрівна	молодший науковий співробітник кафедри загальної та структурної геології НГУ
Махов Григорій Григорович	аспірант ДонНДІ
Мечник Володимир Аркадійович	старший науковий співробітник ІНМ ім. В.М. Бакуля, к.т.н.
Міненко Павло Олександрович	доцент Криворізької філії Європейського університету, к.г.-м.н.
Ніколенко Анатолій Васильович	завідувач кафедри електротехніки та електроприводу НМетАУ, к.т.н.
Павлиш Володимир Миколайович	завідувач кафедри ДонНТУ, професор, д.т.н.
Пасенко Альона Вікторівна	старший викладач кафедри екології Кременчуцького університету економіки, інформаційних технологій і управління
Пігулевський Петро Гнатович	доцент кафедри геофізичних методів розвідки НГУ, к.г.н.
Поповський Віталій Миколайович	завідувач відділу Луганського експертно-технічного центру Держгірпромнагляду України
Раздорожний Віталій Федорович	провідний геолог КП “Південукргеологія”, к.г.-м.н.
Стьопкін Василь Володимирович	аспірант НМетАУ
Супрун Михайло Вікторович	молодший науковий співробітник ІНМ ім. В.М. Бакуля
Ткаченко Галина Іванівна	доцент кафедри фізики КТУ, к.т.н.
Трифонов Володимир Данилович	професор кафедри систем електропостачання НГУ, к.т.н.
Трифонов Дмитро Володимирович	доцент кафедри систем електропостачання НГУ, к.т.н.
Тяпкін Олег Костянтинович	доцент кафедри геофізичних методів розвідки НГУ, к.г.-м.н.
Федоряченко Сергій Олександрович	студент НГУ
Халимендіков Євген Миколайович	головний інженер ВАТ «Вугільна компанія “Шахта “Червоноармійська-Західна № 1”»
Харін Сергій Анатолійович	доцент кафедри менеджменту КЕІ КНЕУ, к.т.н.
Чернуха Леонід Іванович	завідувач лабораторії НГУ
Черних Олександр Дмитрович	провідний вчений-гірник Інституту геологічних наук НАН України
Швидько Петро Васильович	гірничий інженер, к.т.н.
Шпатаук Галина Павлівна	інженер-економіст МАУП
Яланський Олексій Анатолійович	доцент кафедри електропривода НГУ, к.т.н.

## З М І С Т

<b>Харин С.А., Коваленко В.В.</b> Оценка влияния контурного взрывания на скорость проходки горизонтальных выработок .....	3
<b>Кучин А.С., Балафин И.Е.</b> Развитие вертикальных деформаций и горизонтальных сдвижений над движущимся очистным забоем .....	7
<b>Максимов О.В., Ткаченко Г.І., Жуков С.О.</b> Дослідження впливу неоднорідності фізико-механічних властивостей ґрунтів слабкої основи на стійкість зовнішніх відвалів .....	10
<b>Черных А.Д., Гирич В.С., Жуков С.А., Гирич И.В.</b> Развитие метода определения углов устойчивых откосов открыто-подземного яруса .....	15
<b>Krowiak A.</b> Appointing key variables, regulating and outside beloved describing objects on the example of mines of the hard coal .....	20
<b>Гребьонкін С.С., Павлиш В.М., Махов Г.Г., Поповський В.М., Демченко Ю.І.</b> Експериментальні дослідження кінематичних систем механізованого кріплення для тонких крутих вугільних пластів .....	26
<b>Халимендиків Е.Н.</b> Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на состояние призабойной зоны по результатам ретроспективного геомеханического анализа .....	29
<b>Ивашин В.М., Ивашин Ю.В., Штапаук Г.П.</b> Как предотвратить аварийность на угольных шахтах Украины .....	32
<b>Раздорожный В.Ф., Иваненко Т.Я., Пигулевский П.И.</b> О находках эклогитов и эклогитоподобных пород в пределах Приазовского мегаблока Украинского щита .....	37
<b>Баранов П.Н., Вунда Т.М., Матюшкина О.П.</b> Особенности минералого-петрографического состава кимберлитов трубки Лорелей (Ангола) .....	41
<b>Тяпкич О.К.</b> Роль тектонического фактора при решении геоэкологических задач .....	45
<b>Миненко П.А.</b> Обратная линейная задача гравиметрии и магнитометрии с аппроксимацией итерационных поправок фильтрующими функциями моментов невязок поля .....	50
<b>Бондаренко М.О., Мечник В.А., Супрун М.В.</b> Дослідження усадки та її швидкості при спіканні системи алмаз-Fe-Cu-Ni-Sn з добавкою CrB <sub>2</sub> .....	54
<b>Зіборов К.А., Ванжа Г.К., Максименко Е.В.</b> Зносостійкість чавуну після електроімпульсного нанесення бронзового шару на поверхню тертя .....	58
<b>Иванова А.П.</b> Структурный анализ двухступенчатого редуктора механизма подъема мостового крана .....	61
<b>Кузнецова Т.А., Чернуха Л.И., Иванов В.А., Федоряченко С.А.</b> Исследование прочности цельносварных шкивов .....	64
<b>Іконнікова Н.А., Яланський О.А.</b> Універсальний мікропроцесорний пристрій автоматизованого контролю та керування станом локальної системи “електрична мережа – споживачі електричної енергії” на основі аналізу детермінованих та ймовірнісних хаотичних процесів .....	68
<b>Желдак Т.А., Гаранжа Д.М.</b> Системний аналіз факторів, що визначають мірність сортового прокату та шляхи мінімізації немірної продукції .....	73
<b>Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкич В.В.</b> Исследование возможности повышения управляемости методической печью .....	77
<b>Трифонов В.Д., Трифонов Д.В., Ворохов Л.П., Анферов Д.В.</b> Установление критериев и построение оптимизационной модели энергоэффективности угледобывающих предприятий .....	79
<b>Богданов В.К.</b> Радионуклидные исследования антитоксической функции гепатоцитов, страдающих от антропогенных загрязнителей .....	84
<b>Швядько П.В.</b> Экологические последствия утилизации твердого ракетного топлива .....	87
<b>Пасенко А.В.</b> Розробка статистичної моделі динаміки процесу сушіння шламу передочищення води ТЕС .....	91
<b>Коровіна О.В.</b> Дослідження економічного ефекту від запобігання несвоєчасному будівництву нових горизонтів при реконструкції шахт Кривбасу .....	96
Відомості про авторів .....	99