

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЖИТОМИРСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

ТЕЗИ

**III ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ
«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



**27–28 квітня 2016 року
м. Житомир**

ТЕЗИ

ІІІ ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ «ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»

Оргкомітет:

О.В. Олійник - д.е.н., проф., перший проректор Житомирського державного технологічного університету;

В.В. Котенко - к.т.н., доц., декан гірничо-екологічного факультету, ЖДТУ;

В.Т. Підвисоцький - д. геол. н., проф., завідувач кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

В.О. Назаренко - д.т.н., проф. ДВНЗ «Національний гірничий університет» (м. Дніпропетровськ);

С.О. Жуков - д.т.н., проф., завідувач кафедри будівельних конструкцій ДВНЗ «Криворізький національний університет»;

В.Г. Кравець - д.т.н., проф., завідувач кафедри геобудівництва та гірничих технологій НТУУ «КПІ»;

О.О. Фролов - д.т.н., доц., доц. кафедри геобудівництва та гірничих технологій НТУУ «КПІ»;

В.А. Стріха - к.т.н., доц., в.о. завідувача кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин, ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування»;

С.В. Кальчук - к.т.н., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

С.С. Іськов - к.т.н., доц., заступник завідувача кафедри маркшейдерії, ЖДТУ;

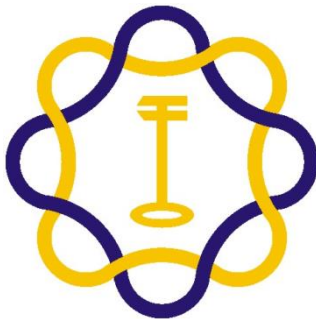
О.М. Толкач - к.т.н., заступник завідувача кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ.

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЖИТОМИРСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ»
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ВОДНОГО ГОСПОДАРСТВА ТА
ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

ТЕЗИ

**ІІІ ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ**

**«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



м. Житомир, 27–28 квітня 2016 року

УДК 504
ББК 20.1
Т11

*Друкується за рішенням науково-технічної ради Житомирського
державного технологічного університету
(протокол № 3 від 28.04.2016 р.)*

**Тези III Всеукраїнської науково-практичної конференції
Т11 студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку
гірничої справи та раціонального використання природних
ресурсів», 27–28 квітня 2016 року. – Житомир : ЖДТУ, 2016. –
194 с.
ISBN 978-966-683-446-4**

Представлено доповіді учасників III Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених “Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів”. Наведено аналіз та результати досліджень сучасних проблем геотехнологій, маркшейдерської справи та раціонального надрокористування.

Конференція проводилася у Житомирському державному технологічному університеті 27–28 квітня 2016 року.

**УДК 504
ББК 20.1**

ISBN 978-966-683-446-4

© ЖДТУ, 2016

Наукове видання

**Тези III Всеукраїнської науково-практичної конференції
студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку
гірничої справи та раціонального використання природних
ресурсів»**

Редактор *О.М. Толкач*
Верстка та макетування *В.І. Шамрай*

Свідцтво про внесення до Державного реєстру суб'єктів видавничої справи
ЖТ № 08 від 26.03.2004 р.

Формат 60х84/16. Ум. друк. арк. 11,27.

Видавець і виготівник
Житомирський державний технологічний університет,
вул. Черняхівського, 103, м. Житомир, 10005

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ УТВОРЕННЯ ВТРАТ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО КАМЕНЮ КАНАТОПИЛЬНИМ СПОСОБОМ

За обсягами запасів декоративного каменю Україна посідає провідне місце в світі, на її території нараховується близько трьохсот родовищ та проявів декоративного каменю, з яких половина розроблюється. Річний видобуток блоків становить 150–160 тис. м³. Аналіз сучасного стану каменевидобування засвідчує, що основними причинами низької конкурентоспроможності блоків вітчизняних підприємств є їх низька якість та невідповідність світовим стандартам, що зумовлено недосконалістю технології видобування блоків та її негативним впливом на технологічні, фізико-технічні та декоративні властивості сировини.

На даний час все більшої популярності набуває алмазно-канатне видобування блоків. Це все завдяки своїй простоті, високій продуктивності, можливість їх використання при видобувних роботах у складних умовах. В свою чергу існує ряд недоліків. До них відносять: утруднення різання при наявності в породі тріщин, наявність більш твердих включень також велику роль відіграє кваліфікація оператора. Варто відзначити, що процес відокремлення моноліту канатопильним способом супроводжується кількісними та якісними втратами. Якісні втрати при застосуванні алмазно-канатної пили майже відсутні, ними можна знехтувати. Кількісні втрати обумовлюються такими факторами: гірничо-геологічні умови родовища; розміри моноліту, що розробляється; товщина алмазного канату. Головним чинником поява кількісних втрат обумовлюється необхідністю попереднього буріння для запуску каната. Для цього використовується буровий верстат.

На рис. 1 показано утворення кількісних втрат, які в першу чергу утворюються внаслідок утворення трапецевидної форми моноліту, що забезпечує безперешкодне завалення моноліту. Також втрати виникають внаслідок розміщення бурових станків, для їх розміщення та маневрування потрібно 3,5 м довжини робочої площадки буріння шпурів для заведення алмазного канату. Передусім на втрати впливає довжина моноліту, оскільки при однаковій довжині фронту гірничих робіт, кількість монолітів може бути різною, а втрати при випилюванні

одного моноліту однакові. Крім того, чим більша кількість монолітів, що розробляється по довжині, тим менша к-ть може бути випиляна по ширині, оскільки з випилюванням одного моноліту по довжині, ширина робочої площадки зменшується на 0,2 м.

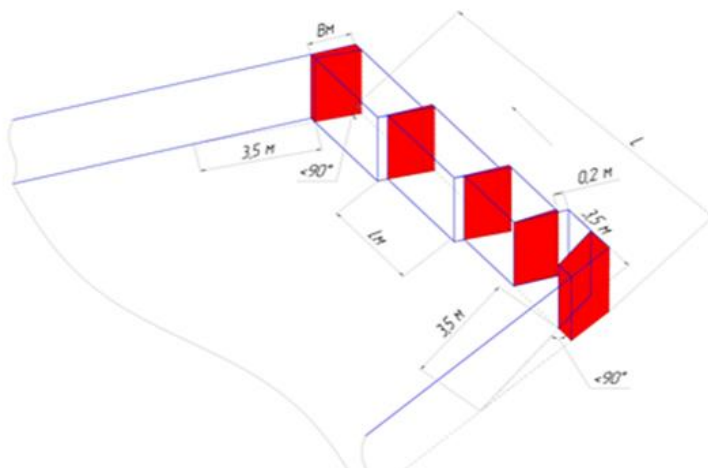


Рис. 1. Загальна схема утворення кількісних втрат при алмазно-канатному випилюванні монолітів

Для зменшення втрат та збільшення виходу блоків, підвищення їх якості необхідно першочергове дослідження характеру виникнення кількісних втрат каменю при видобуванні алмазно-канатними машинами та встановлення оптимальної довжини моноліту. При алмазно-канатному видобуванні збільшується вихід блоків, підвищується якість також зменшуються втрати облицювального каменю. Також варто відмітити, що на втрати при використанні алмазно-канатних машин головним чином впливають технологічні особливості установки бурових верстатів. Подальше вивчення цього питання дозволить зменшити втрати та більш раціонально використовувати сировину.

АНАЛИЗ ОПЫТА ВИДЕОГРАНУЛОМЕТРИИ РЕГУЛЯРНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД

При видеогранулометрическом анализе состава взорванной горной массы, практикуемом во Франции (AFNOR, 1994, XP P 18-566 – Granulats: analyse granulometrique aplatissement et allongement; AFNOR, 1987, NF ISO 5725 – Application de la statistique – Fidelite des methods d'essai: determination de la repetabilite et de la reproductibilite d'une methode d'essai normalisee par essais interlaboratoires; Y. Descantes, J-B. Ducassou, G. Blot. Le videogranulometre: synthese des recherches passees et perspectives. Etudes et Recherches des LPC), кривые, ограничивающие зоны VDG-регулярности рассчитываются по средним значениям десяти VDG-анализов отобранных образцов после исключения из составляющей влияния износа гранулята и получаемые VDG-области регулярности являются средними. Чтобы судить с необходимой степенью доверия о том, находится или нет результат VDG-анализа внутри области VDG-регулярности, обобщают кривые, включающие средние погрешности оценок, учитывая погрешности результатов анализа нового состава образцов V_{si} и V_{ss} и их видеогранулометрии. Эти две величины – независимы, поэтому результаты суммируются.

Для более точной оценки погрешностей результатов анализов, предельно допустимые уровни которых определены в нормах ситового анализа и экстраполированы в видеогранулометрию (Y. Descantes, G. Delalande, A. Mishellany, 2000, Use of the VDG-40 videograder as a grading control device for french highway construction, 8th annual ICAR Symposium, Denver (USA, CO); M. Lizée, G. Delalande, 1994, Compte-rendu – A 83 – Section Les Essarts – Sainte Hermine – Granulats pour chaussées; G. Terme, A. Mishellany, 1991, Controle des livraisons de granulats sur chantier autoroutier A75 a l'aide du videogranulometre), результаты повторных испытаний образцов V_{si} и V_{ss} с помощью видеогранулометрии и просеивания исследовались статистическими методами. Оценка погрешности результатов анализа, осуществленного одним оператором, одним оборудованием по единой методике, подтвердила, что первый метод – более дешев и более точен в сравнении с ситовым.

Для каждой партии гранулята из трех идентичных серий образцов выполнялись по два видеогранулометрических анализа и один – контрольным просеиванием. Для каждой партии, указанной в первой

колонке и в каждом размере сит – во второй (табл. 1), в последней колонке – оценки возможных отклонений результатов просеивания. Промежуточные колонки табл. 1 показывают типовые отклонения W , начиная с максимальных, так, что доверительные интервалы – достаточно широки. Составляющая интервала, связанная с VDG-анализом, проверялась тестом Shapiro-Wilk нормальности распределений 9-10 повторений, затем – умножались типовые отклонения, оцененные по совокупностям параметром Стьюдента для 8-9 степеней свободы, разделенные соответственно порогу риска 5%.

Таблица 1

Партия	Размер (мм)	Откл. $W_{\max}$ (%)	Оцен. $S=W/m_q$	Доверит. интервал		Погрешн. 1,96s
				$S_{\min}=W/q_{1-\alpha/2}$	$S_{\min}=W/q_{\alpha/2}$	
3,15/12,5	3,15	0,2	0,1	0,1	0,7	0,2
	8	0,9	0,5	0,2	3,0	1,0
	12,5	0,4	0,2	0,1	1,3	0,5
8/20	8	0,2	0,1	0,1	0,7	0,2
	14	1,1	0,6	0,3	3,7	1,3
	20	0,5	0,3	0,1	1,7	0,6

Выполненный расчет (табл. 2) объединяет оценки различных составляющих погрешностей. Таблица 3 – составляющие погрешностей VDG-анализа, относительно завышенные для V_{si} в D (3,6 и 4,2). Те же испытания LCPC дали соответствующие оценки в 2,9 и 2,6. Табл. 3 содержит верхние и нижние пределы d , $(d+D)/2$ и D областей VDG-регулярности каждой из партий 3,15/12,5 и 8/20. Погрешность 1 в первой колонке – сумма составляющих ситового анализа и VDG, соответствующих пределу расчета погрешности (табл. 2). По данным таблиц строятся графики, которые представляют соответственно кривые рассева и VDG, характеризующие 30 образцов партий 8/20, где первые области регулярности представляют сплошной линией, области регулярности VDG – пунктирной, представляя границы доверительных интервалов.

Таблица 2

Фракция	8-20	3-12				
Размер (мм)	d	$(d+D)/2$	D	d	$(d+D)/2$	D
$I_{\text{сит.}}$ (%)	0,2	1,3	0,6	0,2	1,0	0,5
$I_{\text{VDG VSS}}$ (%)	1,2	2,7	1,1	0,3	1,2	1,6
$I_{\text{VDG Vsi}}$ (%)	0,5	1,8	3,6	0,3	1,8	4,2

Таблица 3

Фракция	8-20			3-12		
Размер (мм)	8	16	25	3,15	10	14
Vss –1(%)	7,6	64,1	97,2	11,7	76,4	94,1
Vss (%)	9,0	68,1	98,9	12,2	78,7	96,1
Vss +l (%)	10,5	72,1	100,0	12,7	80,9	98,1
Vsi –1(%)	1,0	31,8	85,6	1,1	46,6	79,4
Vsi (%)	1,7	34,9	89,8	1,6	49,5	84,1
Vsi +l(%)	2,4	37,9	93,9	2,1	52,3	88,7

Все кривые VDG должны иметь соответствующие кривые рассева вне области регулярности с риском ошибки в 5%, как и кривые VDG внутри. Все результаты между пунктирными кривыми, расположенными с той и с другой стороны кривой, ограничивающей VDG-интервал, не могут быть фиксированы по отношению к области регулярности рассева с доверительным уровнем 95%, так, что может оказаться необходимым ситовый контроль. Рассмотрение графиков показывает, что кривые фиксируются в одинаковом порядке: от результатов рассева до VDG. Распределение кривых VDG – подобно распределению кривых рассева в соответствующей области регулярности.

Соответствие определения классификации по результатам рассева и VDG в соответствующих поясах было рассмотрено для каждого образца. Результаты представлены синтетическим способом в табл. 4 и детализированы в табл. 5. Для каждой партии гранулята и в каждом из размеров d , $(d+D)/2$ и D вторая строка указывает количество усредненных оценок рассева, выходящих из области регулярности ситового анализа, третья – процент образцов, кривые рассева и VDG которых расположены с одной и той же стороны соответствующей области в оцениваемых пределах. Четвертая строка – эквивалентна третьей, учитывая возможную погрешность, выделяющуюся кривыми, ограничивающими область VDG-регулярности.

Таблица 4

Тип области	Balloy			Nançay		
	d	$(D+d)/2$	d	$(D+d)/2$	d	$(D+d)/2$
Количество оценок вне области рассева	1	10	4	0	1	0
Рассев/VDG без погреш.	80%	87%	87%	90%	97%	97%
Рассев /VDG с погреш.	90%	100%	100%	100%	100%	100%

Табл. 4 показывает высокое соответствие между областями регулярности по рассеву и VDG вне погрешностей, оно превышает 80% и доходит до 97% для сырья Nançau.

Соответствие, естественно, оказывается тем более точным, чем материалы лучше обработаны. Учет и анализ возможных погрешностей показывает, что соответствие классификации образцов областям регулярности рассева и VDG является превосходным, составляя повсюду 100%, за исключением отклонения по 8/20 Balloy, где оно равно 90%. Тем не менее, рассмотрение оценок относительного несоответствия по Balloy в d показывает ошибку классификации ниже 0,5%.

Методика гранулометрического контроля с помощью видеогранулометра – аппарата, позволяющего определять с высокой скоростью и уточнением с помощью анализа кумулятивных VDG-гранулометрических графиков, характеризующих образец гранулята, подтверждается контрольным анализом остатков на ситах вплоть до 1мм. Этот метод требует не больше затрат времени, чем нормативный метод построения областей регулярности ситовым анализом, он добавляет лишь несколько анализов в видеогранулометрии. Метод тестировался на двух партиях, происходящих из двух различных карьеров, принадлежащих Группе Lafarge: аллювиальные галечники 8/20 из карьера Balloy, а также аллювиальные обкатано-дробленые щебни 3,15/12,5 из карьера Nançau. Область регулярности VDG была построена для каждой партии, учитывая возможную погрешность ограничивающих кривых. Изучение результатов классификации 30 образцов каждой партии относительно областей ситовой регулярности и VDG, показало превосходное соответствие, достигающее 100% за исключением одного случая (90%).

Таблица 5

Размер	Проходящий сита (%)	Относит. области рассева (%)	Данные VDG (%)	Относит. области VDG (%)		
				$\frac{V_{si}-l}{V_{ss}+l}$	V_{si}/V_{ss}	$\frac{V_{si}+l}{V_{ss}-l}$
$(d+D)/2$	85,2	вне 5,2	72,9	вне 0,8	вне 4,8	вне 8,8
	99,1	вне 0,1	98,7	в 1,3	в 0,1	вне 1,5
$(d+D)/2$	93,8	вне 13,8	84,9	вне 12,7	вне 16,7	вне 21
	99,2	вне 0,2	100,0	в 0	вне 1,1	вне 2,8
$(d+D)/2$	80,8	вне 0,8	69,9	в 2,2	вне 1,8	вне 5,8
	97,9	в 1,1	99,3	в 0,7	вне 0,4	вне 2,1
	1,1	в 0,1	0,6	вне 0,4	вне 1,1	вне 1,8
$(d+D)/2$	80,5	вне 0,5	68,8	в 3,3	вне 0,7	вне 4,7
$(d+D)/2$	79,3	в 0,7	68,2	в 3,9	вне 0,1	вне 4,1

$(d+D)/2$	85,5	вне 5,5	73,4	вне 1,3	вне 5,3	вне 9,3
	99,1	вне 0,1	98,9	в 1,1	вне 0	вне 1,6
$(d+D)/2$	86,6	вне 6,6	78,1	вне 5,9	вне 9,9	вне 14
	98,3	в 0,7	99,7	в 0,3	вне 0,8	вне 2,4
	19,8	вне 3,8	7,3	в 3,1	в 1,7	в 0,3
$(d+D)/2$	86,3	вне 6,3	77,0	вне 4,9	вне 8,9	вне 13
$(d+D)/2$	82,7	вне 2,7	67,7	в 4,5	в 0,5	вне 3,5
$(d+D)/2$	81,6	вне 1,6	65,1	в 7	в 3	вне 1
	3	в 2	1,3	в 0,3	вне 0,4	вне 1,1
	99,1	вне 0,1	97,7	в 2,3	в 1,1	вне 0,5
	3,9	в 2,9	1,4	в 0,5	вне 0,2	вне 0,9
	2,9	в 1,9	1,0	в 0	вне 0,7	вне 1,4
$(d+D)/2$	77,7	в 2,3	68,3	в 3,8	вне 0,2	вне 4,2
	1,7	в 0,7	0,8	вне 0,1	вне 0,8	вне 1,5
$(d+D)/2$	80,3	вне 5,8	81,6	вне 0,7	вне 2,9	вне 5,2
D	99	в 0	97,0	в 1,1	вне 0,9	вне 3
d	1,9	в 0,9	1,5	в 0,4	вне 0,1	вне 0,5
$(d+D)/2$	40,3	в 0,8	47,7	в 1,1	вне 1,8	вне 4,6
D	1,4	в 0,4	1,2	в 0,1	вне 0,4	вне 0,9
d	3,6	в 2,6	1,2	в 0,1	вне 0,4	вне 0,8

Все это подтверждает высокую эффективность применения метода, тем более, что выбор аллювиальных гранулятов, не проработанных, представленных большим разнообразием форм кусков, вынуждает создавать особенно строгие условия при испытаниях. В настоящее время производственный контроль указанных двух видов сырья осуществляется исключительно при помощи видеогранулометра. Всего 15 гранулометрических анализов были выполнены рассеиванием за шесть месяцев, чтобы придерживаться регламентации, действующей во Франции. Кроме того, следует уточнить, что фаза рассмотрения результатов этапа 5, также как этап 6, – находится в ходе автоматизации в новой версии ПО видеогранулометрии, разрабатываемой Центром исследований и строительства прототипов Руана.

Видеогранулометр – простое, но надежное средство производственного контроля. Пробы должны быть сухими, если нет – следует приступить к сушке, промывке для дезинтеграции зерен. ПО управления аппаратом позволяет регулировать и редактировать процесс испытания без вмешательства техника.

Интегрирование видеогранулометра может быть реализовано двумя способами: либо включением в технологический процесс на

месте, либо в замену колонны сит в лаборатории. Во втором случае, он остается формализованным, так как измерения, выданные видеогранулометром, рассматриваются на том же основании, что и полученные просеиванием.

Центральная лаборатория мостов и дорог Франции изучает в настоящее время другие области возможного применения этого аппарата, относительно определения им таких характеристик гранулятов, как угловатость, лещадность, шершавость и др.

УДК 622.254 (477.62)

Каменець В.І., к.т.н., доц.,

Григорєць М.О., студент

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

НАПРЯМКИ УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЙ ПРОВЕДЕННЯ ТА КРІПЛЕННЯ ВИРОБОК ШАХТ ДТЕК «ДОБРОПІЛЛЯВУГІЛЛЯ» В КРИЗОВИХ УМОВАХ

План з видобутку вугілля на 2016 рік для шахт ДТЕК Добропіллявугілля (включаючи шахту Білозерська) знижений до 3,1 млн тон. Причини перегляду планів - надлишок видобутку газового вугілля в країні внаслідок зниження вироблення електроенергії українськими ТЕС на 28%.

Збут енергетичного вугілля завжди сильно залежав від економіки і промисловості в країні. А стан справ на сьогодні такий: промислове виробництво впало на 18%, а значить, впали і обсяги споживання електрики. Скоротити вироблення електроенергії довелося, головним чином, теплоелектростанціям - на 28%. У підсумку – ДТЕК «Добропіллявугілля» не може реалізувати все вугілля, яке можливо було б добути. Зберігати його на складах не можна, бо воно втрачає в ціні внаслідок зниження якості, також є великий ризик загоряння. У минулому році незатребуваним залишилося півмільйона тон. Прогноз на поточний рік - не менше 1,5 млн тон по марці "Г" (тому що зростання промислового виробництва в Україні не прогнозується). Вихід один - скорочувати видобуток, щоб не примножувати і без того великі грошові втрати: збитки Добропіллявугілля в 2015 році склали понад 1 млрд грн. Скорочувати видобуток найрозумніше на тих шахтах, які працюють найменш ефективно.

Отже, най актуальнішою стає задача підвищення ефективності виробництва, скорочення витрат, зокрема, на проведення та підтримання гірничих виробок.

Об'єднання «ДТЕК Добропіллявугілля» складається з двох шахтоуправлінь «Добропільське» і «Білозерське» по три шахти: «Білицька», «Добропільська» і «Алмазна» та «Білозерська», «Новодонецька» і «Піонер». Поля розташовані в північно-західній частині Красноармійського геолого-промислового району Донбасу з загальною площею 1900 км².

Вугленосні відкладення містять більше 50 вугільних пластів робочої потужності. Основна промислова вугленосність пов'язана з відкладеннями свит C_2^5 , C_2^6 , C_2^7 , де більше 30 вугільних пластів, з яких більше 10 розташовані на значній площі і мають потужність 0,7 ... 2,6 м. Кут падіння пластів коливається в межах 9 ... 13°.

Балансові запаси кам'яного вугілля в надрах на території району становлять близько 4,5 млрд. тонн. Одна третина запасів представлена дефіцитним коксівним вугіллям. Вугілля малометаморфізованих марок Д, Г постачається на ТЕС. Промислові запаси станом на 01.01.2016 р. перевищують 450 млн. тон. Усі шахти забезпечені достатньою кількістю розвіданих запасів. Практично на кожній з них є резервні пласти або блоки, які можуть бути прирізані до шахт. Середня глибина розробки складає 750 м. Максимальна глибина очисних робіт сягає 1000 м. Всі шахти небезпечні по пилу. Всі пласти безпечні за раптовими викидами. Чотири шахти є надкатегорними по газу і дві – третьої категорії.

Розкриття шахтних полів здійснено, як правило, двома центрально-здвоєними вертикальними стволами і капітальними квершлагами. Схема підготовки шахтних полів – панельна. Порядок відпрацювання запасів - від ствола до кордонів полів. Загальний напрямок виїмки ярусів в межах панелі - спадний. Відпрацювання ярусів проводиться, зазвичай, зворотним ходом. Підготовка панелей здійснюється трьома похилими виробками, які проводять по пласту з металевим рамним піддатливим кріпленням.

Підготовка ярусів здійснюється ярусними штреками (конвеєрним і вентиляційним), проведеними по простяганню. Система розробки на всіх шахтах прийнята довгими стовпами по простяганню з довжиною виїмкового стовпа від 700 м до 2000 м.

Число робочих горизонтів коливається від 1 до 3. Інтенсифікація гірничих робіт призвела до суттєвого ускладнення умов розробки на шахтах. Так, за період з 2001 по 2015 рр. протяжність підтримуваних виробок в ДТЕК «Добропіллявугілля» скоротилася на 15%.

У зв'язку з наявністю великих геологічних порушень, значно розвинута мережа дрібних тектонічних порушень і слабких зон, що негативно позначається на стійкості порід покрівлі при веденні очисних і підготовчих робіт.

Для оцінки стану гірничих виробок і впливу гірничо-геологічних і технологічних факторів на їх стійкість нами в 2015-2016 роках було виконано обстеження виробок, які проводяться і підтримуються на шахтах району. В даний час частка виробок, що не відповідають паспорту і вимагають ремонту становить 17%, на роботах з підривання підосви, ремонту та підтримання виробок зайнято близько 10% підземного персоналу.

З'ясовано, що ускладнюючими факторами під час проведення та підтримання виробок є: збільшення глибини робіт, наявність зон впливу численних диз'юнктивних порушень, слабкі бічні породи, схильні до розмокання з втратою міцності та здимання в підосві, табл.1, 2.

Таблиця 1

Властивості бічних порід основних пластів при водонасиченні

Пласт	Безпосередня покрівля	Безпосередня підосва
	Ступінь зниження міцності при водонасиченні	
$m_5^{I_6}$	Аргіліти, алевроліти 1,0-3,0	Аргіліти, алевроліти 1,5-2,0
m_4^0	Аргіліти, алевроліти 1,3-2,0	Аргіліти, алевроліти 1,4-2,0
l_3	Аргіліти, алевроліти 1,1-2,1	Аргіліти, алевроліти 1,4-1,8
l_1	Аргіліти, алевроліти 1,7-2,2	Аргіліти, алевроліти 1,3-2,1
	Пісковик 1,7-2,2	-
k_8^H	Аргіліти, алевроліти 1,2-2,5	Аргіліти, алевроліти 1,1-2,0

Таблиця 2

Умови підтримання и стан гірничих виробок шахт ДТЕК

«Добропіллявугілля»

Показник	Один. вимір.	Значення
Виробки в зонах впливу геологічних порушень	%	41
Виробки в зонах ПГД від сусідніх пластів свити		36
Виробки в слабких породах з $\sigma_{ст} \leq 40$ МПа		67
Породи підосви з вмістом глини, схильні до здимання		26
Доля підземного персоналу на ремонті виробок		15
Не відповідають паспорту кріплення и потребують ремонту		17

Протяжні виробки, як пластові, так і польові, проводяться виключно за комбайновою технологією. Проте частка використовуваних комбайнів нового технічного рівня практично не зростає, темпи прохідницьких робіт далекі від вимог нормативних

документів. Слід зазначити, щоправда, вимоги нормативів доволі відірвані від реальної виробничої ситуації. Отже, в травні 2015 року досягнуті наступні результати з відповідними параметрами, табл. 3.

Таблиця 3

Показники комбайнового проведення за травень 2015 року

№	Шахта	Вибій	Темпи, м/доб	Ком- байн	f, од.	Кп, од.	Кріплен- ня/ крок, м	Перегин начорно, м ²	Анке- ри, шт	Продук- тивність прохідни- ка, м/міс
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Добро- пільська	9 півд КШ пл. m_5^1	6,43	КСП32	3	0,69	КШПУ- 15,0/0,8	17,8		3,6
2	Алмазна	1 півд ВШ ППУ пл. ℓ_1	5,48	КСП32	5	0,68	КШПУ- 15,0/0,5	17,8		3,9
3	Добро- пільська	3 півд ВШ похилу пл. ℓ_3	5,00	КСП32	5	0,75	КШПУ- 17,7/0,5	20,4		3,5
4	Алмазна	2 півд ВШ ППУ пл. ℓ_1	4,44	КСП32	5	0,62	КШПУ- 20,2/0,8	22,7		2,5
5	Піонер	ВШ 4 півн лави пл. m_4^0	4,41	КСП32	1,5-8	0,86	КШПУ- 15,0/1,0	17,7	3	3,7
6	Новодо- нецька	5 півн КШ похилу №7 пл. k_7	4,32	КСП32	2-3	0,79	КШПУ- 15,0/1,0	17,7	8	4,1
7	Білозерсь- ка	3 півд КШ бр. №3 пл. ℓ_8	4,31	КСП32	3	0,63	КШПУ- 15,0/1,0	17,7	5	3,4
8	Алмазна	1 півд КШ ППУ пл. ℓ_1	3,33	КСП32	4	0,67	КМП А4- 18,0/0,5	19,8	7	2
9	Добро- пільська	3 півд КШ похилу пл. ℓ_3	3,33	КСП32	5	0,77	КШПУ- 17,7/0,5	21,0	7	5
10	Білозер- ська	3 півд ВШ бр. №3 пл. ℓ_8	2,75	КСП32	3	0,56	КШПУ- 13,6/0,8	15,0		2
11	Білозер- ська	Вантажн хідник бр. №3 пл. ℓ_8	2,19	КСП32	3,5	0,47	КШПУ- 15,0/1,0	17,7	5	2
12	Алмазна	Конв квер. 3 півд лави ЮПУ пл. I_1 г	2,18	КСП32	5	1	КШПУ- 20,2/0,5	22,7		3
13	Добропіль- ська	Вент. квершлаг 9 півд лави пл. ℓ_3	2,00	КСП32	3	1	КШПУ- 15,0/0,5	17,7		4
14	Новодо-	3 півн ВШ	1,67	EBZ160	2-3	0,74	КШПУ-	17,7	8	3,5

	нецька	похилу №1 пл. ℓ_3					15,0/0,8			
15	Білозер- ська	Вантажн хідник похилу №3 пл. ℓ_8	1,67	ІГПКС	3	0,75	КШПУ- 15,0/0,8	17,7		3
	Середнє значення		3,77					2,65		

В зазначених умовах підтримання виробок тільки за рахунок рамного кріплення у більшості випадків проблематично. Тому з 2006 року на шахтах впроваджується комбіноване рамно-анкерне кріплення. Обґрунтуванням схем та параметрів анкерів займалися ДонВУГІ, ІГТМ, НГУ, ДонНТУ. Породний масив, зміцнений анкерами, дозволяє експлуатувати рамне кріплення в більш сприятливому режимі. До того ж вага одного анкера в комплекті складає близько 20 кг, а рами з СВП в зборі – близько 300 кг. Нагальна проблема – встановлення анкерів безпосередньо у вибої, після виймання чергової заходки, та механізація цього процесу. Зараз на шахтах ДТЕК «Добропіллявугілля» використовуються анкероустановники MQT-120 (Китай) та SUPER TURBO BOLTER (Велика Британія).

Останнім часом розширюється використання анкерів глибокого закладання в дільничних виробках, що дозволяє виключити застосування громіздких та не цілком безпечних гідрофікованих кріплень сполучень. Анкерне кріплення, виходячи з досвіду, також сприяє зменшенню здимання підосви. Схеми анкерування враховують особливості підтримання виробок в масиві слабких порушених порід за умов стовпкової системи розробки.

Приклади технологічних схем комбайнового проведення з рамно-анкерним кріпленням наведені на рис. 1, 2.

Аналіз наведених даних дозволяє визначити шляхи вдосконалення технологій комбайнового проведення та підтримання гірничих виробок на шахтах ДТЕК «Добропіллявугілля»:

- перехід від комплектів обладнання до комплексів для комбайнового проведення типу КПК1, КПК2, КПК3, розроблених разом з технологічними схемами ДонВУГІ – в разі виникнення потреби у збільшенні видобутку вугілля;
- використання комбайнів нового технічного рівня, обладнаних змінними виконавчими органами, підйомниками рам, навісними майданчиками обслуговування, навісними та ручними анкероустановниками вітчизняного та закордонного виробництва, що дозволить скоротити парк комбайнів, але підвищити його якість та коефіцієнт машинного часу;

- перехід до використання гвинтової арматури класу міцності 600 МПа діаметром 20 мм. Це дозволить знизити металоємність анкерного кріплення ще на 17%;

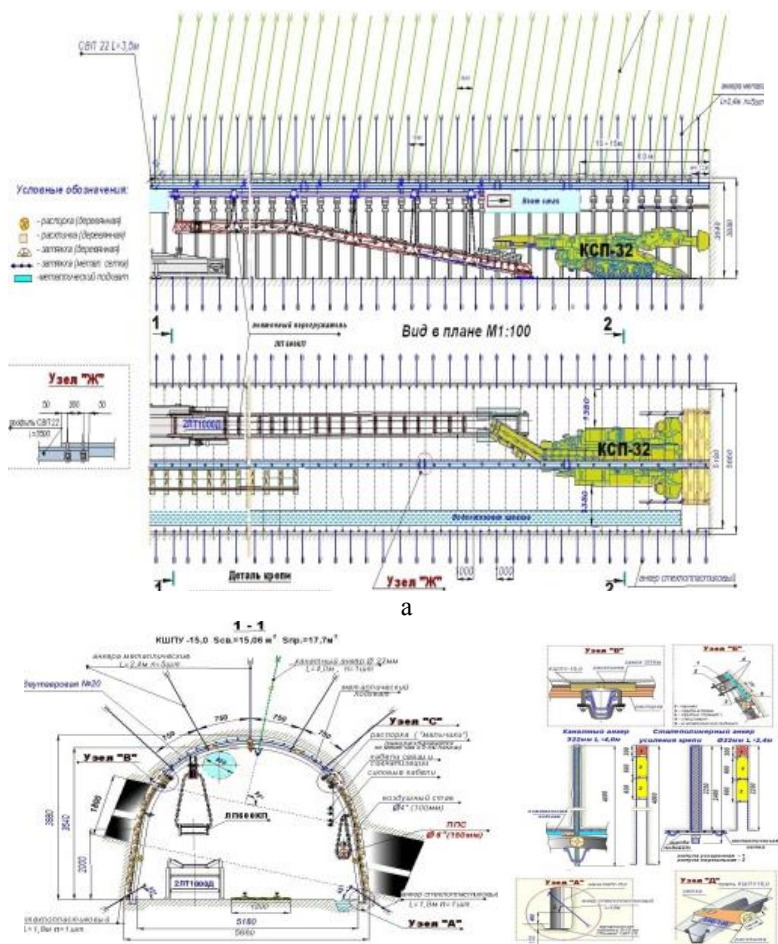


Рис. 1. Технологічна схема проведення (а), перетин та параметри кріплення (б) штреку з комбайном КСП-32

Булітко К.О., аспірант,
Пасько О.З., магістр
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»

ВПЛИВ ПІДВИЩЕНИХ ТЕМПЕРАТУР КОМУНІКАЦІЙНИХ МЕРЕЖ, ПОБУДОВАНИХ ГОРИЗОНТАЛЬНО НАПРАВЛЕНИМ БУРІННЯМ НА ГРУНТОВИЙ МАСИВ

У міському підземному будівництві останнім часом широко використовують в будівництві комунікацій і мереж метод горизонтально направлено буріння (ГНБ). Переваги цього методу полягають в тому, що:

- не потрібні вибухові роботи з розпушування щільних ґрунтів для подальшого риття підводної траншеї;
- будівництво можливо в будь-який час року.
- проведення будівництва в обмеженому просторі в коридорі, де прокладено кілька трубопроводів і неможливо виконати вимогу ВСН В.2.2-45-1-2004 про мінімальну відстань проєктованого трубопроводу до існуючих;
- коли техніко-економічними розрахунками встановлено скорочення коштів і часу.

З усього обсягу виконання ГНБ в Києві 60% проведених робіт доводиться на будівництво підземних комунікацій для проведення електромереж і 40% припадає на проведення робіт для каналізаційних мереж і дощових стоків. Найбільш поширена глибина проведення ГНБ в міських умовах до 2 м.



Рис. 1. Схема проведення горизонтально направлено буріння

З огляду на всі переваги, які вказані для використання горизонтально направлено буріння, на жаль існують випадки, коли проведення ГНБ в міських умовах не завжди був вдалим. Найбільш поширеною є проблема надмірного просідання ґрунтів безпосередньо

над самою траєкторією проведення ГНБ, що призводить до руйнівних процесів на поверхні.



Рис. 2. Деформації поверхні при проведенні ГНБ в міських умовах.

Основними причинами цих невдало проведених робіт ГНБ - це виконання інженерно-геологічної розвідки в недостатньому обсязі або неврахування певних особливостей ґрунтів і їх взаємодія з температурним фактором, який часто зустрічається в комунікаційних мережах. Хоча по ДБН ((Каналізаційні мережі та споруди) В.1.2-6-2008 «Основні вимоги до будівель і споруд механічний опір та стійкість») температура в каналізаційних мережах не повинна досягати 60°C та це не завжди дотримується, але і при температурі 60°C ґрунту над поверхнею комунікацій прогріваються на значну відстань.

Межі коливань компонентів хімічного складу лесового ґрунту для України досить значні. Їх приблизний склад представлені на діаграмі рис. 3. У лесових породах України спостерігається зональність складу легкорозчинних солей: на півночі, на території лісостепу в їхньому складі переважає двовуглекисла сода, в центральних і південних частинах лісостепу - сода, хлориди і сульфати, в зоні степів - сульфати і хлориди.

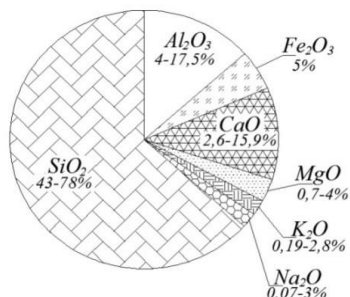


Рис. 3. Приблизний хімічний склад лесових ґрунтів України

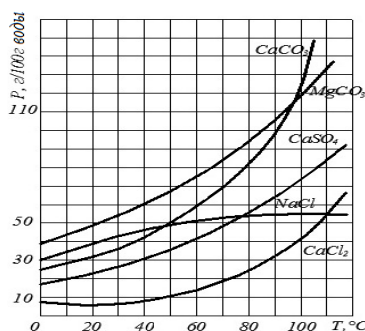


Рис.4. Розчинність Про деякі складових лесового ґрунту з підвищенням температури води T

Зв'язки між твердими частинками лесових гірських порід при зволоженні руйнуються за рахунок розчинення вищезазначених водорозчинних мінералів, що містяться в складі лесових порід. Оскільки більшість твердих речовин розчиняється з поглинанням теплоти, то їх розчинність зростає з підвищенням температури

Розчинення солей, що знаходяться в складі цементують речовин лесових порід, найбільш характерно для карбонатних, сульфатних, хлоридних і калієвих з'єднань. Основними умовами розчинення цих з'єднань є зволоження водою, особливо водою з високою температурою і концентрацією водних розчинів з швидкорозчинні солями, які виступають в ролі каталізатора для прискорення розчинення.

Проведено експерименти з прогнозування розчинності сірчаної породи (ангідриду) в лабораторних умовах шляхом прискорення розчинення за допомогою сильного кислотного каталізатора H_2SO_4 при температурі водного розчину $200^{\circ}C$ і з підігрівом до температури $500^{\circ}C$ розчину в різних концентраціях H_2SO_4 (рис.5,6).

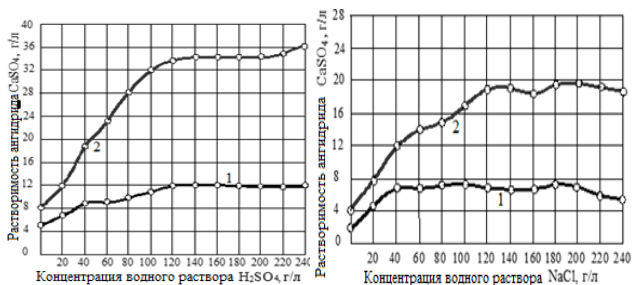


Рис.5. Залежність розчинності ангідриду від концентрації розчину H_2SO_4 і NaCl при температурах 20 ° C (1) і 50 ° C (2)

З рис.3,4 бачимо, що збільшення температури до 50 °C в 2,8 ... 4 рази збільшує розчинність сульфатних гірських порід, є характерною ознакою розчинення цементують речовин з гіпсу, які присутні в складі лесових ґрунтів.

З цього варто підкреслити, що температура, яка поширюється в ґрунтовому масиві, впливає на просідання ґрунту. У них зазначено, що за рахунок проникнення температури в середу ґрунту і підігріву ґрунтових вод і відбувається більш інтенсивне розчинення солей, що містяться в ґрунтовому масиві і з паралельним вимиванням частинок ґрунту, що призводить до підвищених деформацій.

Процес теплообміну в ґрунтовому масиві, можна умовно уявити на рис.7.



Рис. 7. Процес теплообміну в ґрунтовому масиві з комунікаційними мережами

Висновки:

Згідно з наведеними досліджень можна зробити висновок, що облік впливу підвищеної температури ґрунтової вологи на структурні зв'язки в лесових ґрунтах будь-якого ступеня просідання призводить

до значних помилок у визначенні несучої здатності масиву. Основними причинами збільшення проявів просідання лесового ґрунту при замочуванні його водою з підвищеною температурою є прискорення розчинності солей і цементують речовин в складі лесових ґрунтів і поглиблення замочування і проникнення води в ті шари ґрунту, не були ущільнені.

УДК 679.8.02

Момотюк О.Ю., студент 3-го курсу,
Шамрай В.І., аспірант

Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПОЛІРУВАННЯ ПОВЕРХОНЬ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ РІЗНИМИ СПОСОБАМИ НА БЛИСК

Експлуатаційні параметри виробів з природного каменю визначаються станом оброблених поверхонь, їх шорсткістю, відбиваючою здатністю (блиском), глибиною дефектного шару. Блиск каменю, в значній мірі визначається технологією його полірування, а саме параметрами процесів тонкого та надтонкого шліфування-полірування.

Застосування оксидів хрому та алюмінію, вирішено вперше дослідити на прикладі Покостівського гранодіориту, оскільки укрупнені норми часу не дають ефективно використовувати таку технологію для даного виду каменю. В залежності від часу полірування поверхні каменю, був сформований графік залежності набуття блиску від часу полірування оксидом хрому та оксидом алюмінію (рис. 1).

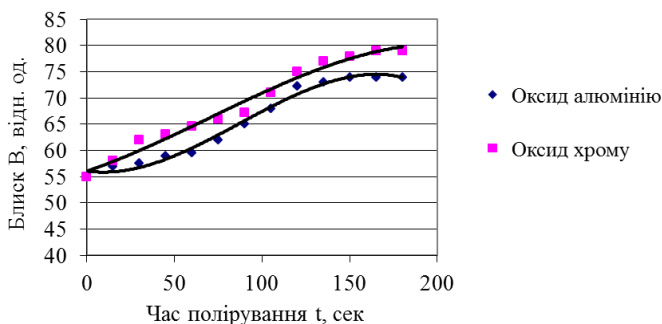


Рис. 1. Графік залежності набуття блиску Покостівського гранодіориту від часу полірування оксидами хрому та алюмінію

З графіку видно, що Покостівський гранодіориту краще полірується оксидом хрому. При цьому досягається граничний блиск каменю всього за 165 сек. Поверхня каменю, що полірується оксидом алюмінію має менший блиск і не змінюється після 150 сек полірування. В залежності від часу полірування оксидами хрому (1) та алюмінію (2), набуття блиску B можна описати такими залежностями:

$$B = -3 \cdot 10^{-6} \cdot t^3 + 0.0007t^2 + 0.114t + 56.071 \quad (1);$$

$$B = -10^{-5} \cdot t^3 + 0.0026t^2 - 0.0466t + 56.075 \quad (2),$$

де B – блиск, відн. од.;

t – час полірування, с.

На даний час, в Україні користуються застарілими нормами, щодо регулювання режимними параметрами процесів шліфування-полірування природного каменю, які описані в праці. Крім того, такі норми є досить укрупненими, оскільки різноманітність природного каменю є досить великою. Кожен вид каменю, має свій граничний блиск, що залежить від його петрографічних особливостей, і не залежить від технології полірування. Навіть в межах одного родовища, спостерігаються різні за кольором види каменю. Наприклад, Покостівський гранодіорит під торговою маркою «Grey Ukraine», що видобувається на 5 кар'єрах має відмінності у хімічному, мінералогічному складі, а також мають вміст різних домішок, які впливають на його забарвлення. Блакитні відтінки утворюються завдяки наявності наддрібних мінеральних (рутил, ільменіт) і газорідних включень. Калієві польові шпати (мікроклін і плагіоклаз) надають гранітоїдам червоні і рожеві кольори, рідше кремові, білі і світло-сірі. Плагіоклази надають гранітоїдам білі, світло-сірі і сірі до чорного кольори, іноді зеленуватий, жовтувато - і сірувато-зелений відтінок (через мікрровключення зелених залізовміщуючих силікатів), це пов'язано з вторинними змінами плагіоклазів – утворенням хлориту, епідоту. Темноколірні мінерали – біотит, рогова обманка, піроксен – практично не впливають на загальне сприйняття забарвлення гранітоїдів і лише при їх вмісті 15–20 % породи отримують сірий або темно-сірий колір. відповідно до цього, вперше була розроблена його класифікація, яка дає можливість більш детально вивчити його якісні показники (рис. 2).

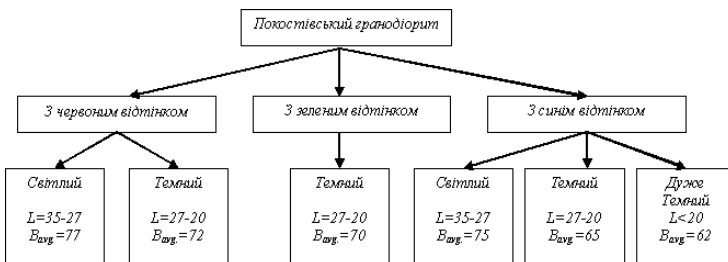


Рис. 2. Характеристика основних типів Покостівського гранодіориту при механічному поліруванні: де L – світлота каменю, од.; Bavg - середній блиск зразків каменю, відн. од.

Як видно з рис. 2, різні типи Покостівського гранодіориту мають різні показники блиску та світлоти. Найбільше значення блиску мають світлі типи каменів, а менше – темні. Хімічні просочувальні засоби, що широко розповсюджені на ринку України є малодослідженими для українського природного каменю, відповідно до цього слід дослідити їх вплив на показники блиску та відтінки світлоти різних типів Покостівського гранодіориту.

УДК 622.271.33:622.12

**В.Г. Близнюков, д.т.н., проф.,
С.А. Луценко, докторант,
И.В. Баранов, к.т.н., доц.**

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АДАПТИВНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА ПОЛТАВСКОГО ГОКА

Современные условия разработки месторождений характеризуются развитием горных работ только в глубину по причине того, что на большинстве карьеров, разрабатывающих крутопадающие железорудные месторождения, их рабочие контуры по поверхности достигли проектных отметок.

Нормативные документы, регламентирующие работу горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки, указывают, что расчетный граничный коэффициент вскрыши принимается величиной постоянной. Однако подобные горно-обогатительные комбинаты продолжают свою работу, и с течением времени будут изменяться их экономические показатели. Т.е. при

определении границ проектируемого карьера граничный коэффициент вскрыши необходимо определять с учетом возможного изменения объемов выемки вскрышных пород и добычи руды на предприятиях-конкурентах.

Для выполнения исследований за основу был взят карьер Полтавского ГОКа. Месторождение, разрабатываемое этим карьером, было разделено на 18 участков. Для исследования были приняты три варианта конечной глубины карьера (H_k). В работе приняты показатели работы Северного, Центрального и Ингулецкого ГОКов. В исследованиях была поставлена цель – определить такие перспективные границы карьера Полтавского ГОКа, которые обеспечат экономические показатели добычи руды и производства концентрата на уровне, не ниже подобных экономических показателей по ПАТ «СевГОК».

Выполнив замеры и расчеты по каждому участку месторождения, построили графики изменения наибольших текущих коэффициентов вскрыши в зависимости от изменения глубины горных работ $n_{т.мах} = f(h_{г.р.})$ и от увеличения конечной глубины карьера $n_{т.мах} = f(H_k)$. Для определения граничных коэффициентов вскрыши для различных участков месторождения на графиках $n_{т.мах} = f(h_{г.р.})$ нанесли кривую изменения текущих коэффициентов вскрыши СевГОКа. Затем определяли точки пересечения кривых, отражающих изменение наибольших текущих коэффициентов вскрыши на различных участках месторождения с линией граничного коэффициента вскрыши.

Установив значения граничного коэффициента вскрыши по каждому участку разрабатываемого месторождения, определили перспективную глубину карьера Полтавского ГОКа. Для этого за основу были взяты графики изменения наибольших текущих коэффициентов вскрыши в зависимости от увеличения конечной глубины карьера $n_{т.мах} = f(H_k)$.

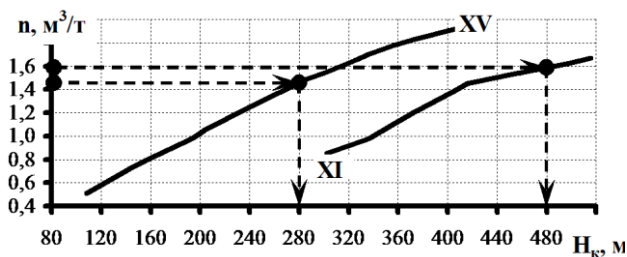


Рис. 1. Графическое определение перспективной глубины карьера на различных участках месторождения

После определения перспективной глубины карьера на каждом исследуемом участке месторождения отстроили рациональные контуры отработки карьера. Было установлено, что перспективная глубина карьера Полтавского ГОКа на участке с наибольшей горизонтальной мощностью рудной залежи составит около 880 м.

По результатам проведенных исследований установлено, что прирост запасов руды при отработке карьера в перспективном контуре составляет 1363,2 млн. т. При этом объем вскрышных пород будет увеличен на 1625,3 млн. м³. Средний коэффициент вскрыши в перспективном контуре карьера составит 0,91 м³/т (при разработке месторождения в утвержденном проектном контуре – 0,43 м³/т).

При производительности карьера по руде на уровне 29,872 млн. т в год срок его работы в утвержденном проектном контуре составит 28 лет. При отработке карьера в расширенном контуре с той же годовой производительностью, срок работы будет составлять 74 года.

УДК 625.42:624.13

Каменец В.І., к.т.н., доц.,

Лугінін В.О., студент,

Пастух А.О., студент

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

м. Красноармійськ

ПРО ІННОВАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ СПОРУДЖЕННЯ ЕСКАЛАТОРНИХ І ПЕРЕГІННИХ ТУНЕЛІВ КИЇВСЬКОГО МЕТРО

Сталий та динамічний розвиток підземної транспортної інфраструктури для мегаполісів, зокрема, Києва – це один з найважливіших пріоритетів. Три роки проектування і будівництво Київського метро не ведеться. У жовтні 2015 року Міністерство регіонального розвитку України оголосило про інтерес японських і польських компаній до фінансування будівництва метрополітену в Києві, а саме до продовження проектування та будівництва Подільсько-Вигурівської лінії. Передбачається, що її почнуть будувати у вересні 2016 року, а відновлять проектування вже в квітні. Назріла необхідність застосування інноваційних технологій спорудження таких складних і масштабних об'єктів, як ескалаторні і перегінні тунелі.

Добудова станції глибокого закладення «Львівська брама», поряд з другими виходами зі станцій «Вокзальна» та «Університет», є

першочерговим об'єктом. Отже, «Львівська брама» – станція на Сирецько-Печерській лінії, побудована транзитної в 1996 році, але до цих пір не відкрита, будівництво комплексу ескалаторних тунелів заморожене. Розташована вона між станціями «Лук'янівська» та «Золоті ворота» (рис. 1). Після введення в експлуатацію здатна розвантажити центр міста від наземного транспорту і сприяти збереженню історичного середовища Львівської площі.

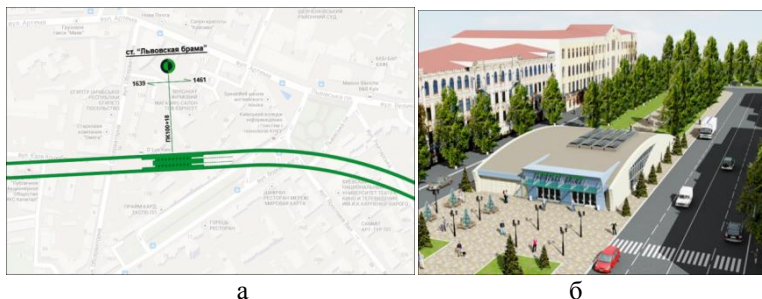


Рис. 1. Розташування станції (а) та проект вхідного вестибюлю (б)

Причин довгобуду декілька: відсутність затвердженого проекту реконструкції Львівської площі і розташування виходів з метро, фінансові проблеми, велика глибина закладення станції - 90 м, що вимагає спорудження двох ескалаторних тунелів з проміжним вестибюлем в нестійких обводнених ґрунтах у верхній частині. Сучасний стан центрального залу та проект оздоблення наведені на рис.2.

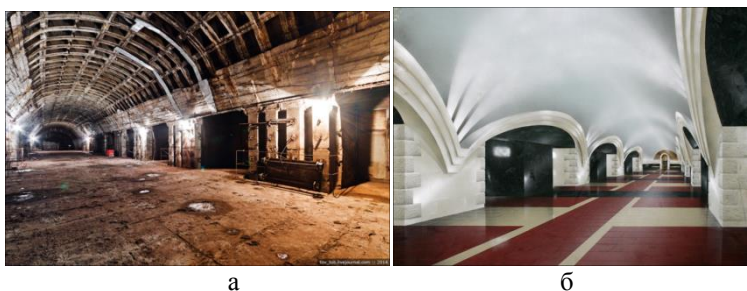


Рис. 2. Сучасний стан (а) та затверджений проект (б) станції «Львівська брама»

Станції та перегінні тунелі Київського метрополітену на правому березі Дніпра закладаються в щільних, переважно сухих спонділових

(мергелистих) палеогенових глинах міцністю на стискання приблизно 10 МПа. Потужність шару глин досягає 18-25 м і більше. Однак на ділянках розмивів глини мають підвищену вологість, пористість, тріщинуватість і знижену міцність. Такий розмив знаходиться на глибині 45 м на ділянці будівництва і буде перетинатися ескалаторним тунелем. Гірський тиск в зоні розмивів проявляється більш інтенсивно і тривало. Вище глин залягають нестійкі обводнені четвертинні наноси - суглинки, піски, пливуні потужністю близько 20 м (табл. 1).

Таблиця 1

Параметри ґрунтового масиву на ділянці будівництва

Потужність, м	Тип ґрунту	Щільність, кН/м ²	Модуль деформації, МПа	Коефіцієнт Пуассона, од	Кут внутрішнього тертя, град	Зчеплення, кПа
4,5	Техногенний шар	18,4	15	0,30	24	2
15,6	Суглинки	20,7	11	0,36	20	34
20,2	Спондилові глини	21,5	100	0,35	21	80
10,3	Спондилові глини (зона розмиву)	22,2	8	0,20	16	12
24,6	Спондилові глини	21,5	100	0,35	21	80
32,0	Спондилові глини	23,0	180	0,36	23	145

З відкритих джерел, а також в проектних інститутах «Укрметротунельпроект» і «Харківметропроект» нами отримано і систематизовано інформацію щодо значимості факторів, які ускладняють будівництво, дані зведені в табл. 2.

Таблиця 2

Оцінка ускладнюючих будівництво факторів

Фактори	Вага факторів, %
Дуже глибоке закладення - 90 м, двомаршовий похилий хід	27
Зона розмиву в спондилових глинах на глибині 45 м	33
Нестійкі обводнені ґрунти четвертинних відкладень у верхній частині	12
Щільна історична забудова району Львівської площі	28

У нормативах будівництво ескалаторних тунелів з використанням найсучасніших технологій не розглядається. Основним і практично єдиним способом проведення ескалаторних тунелів до недавнього часу була безщитова еректорна проходка в заморожених породах з оправою з чавунних тьюбінгів темпами 10-12 м на місяць. Після розморожування відбувалася значна просадка поверхні, що неприпустимо в районах історичної забудови.

Один з новітніх напрямів прискорення будівництва та зниження зсувів денної поверхні при спорудженні ескалаторних тунелів пов'язаний із застосуванням тунелепрохідницьких механізованих комплексів (ТПМК) з системою ґрунтпривантаження, здатною підтримувати забій, врівноважуючи тиск ґрунту і води, а також впливати на властивості ґрунтів за допомогою нагнітання хімічних реагентів. ТПМК провідних виробників - німецької фірми «Herrenknecht AG» та канадської «Lovat» для будівництва ескалаторних тунелів в Києві поки не застосовувалися. Вартість такого ТПМК складає 15 млн євро.

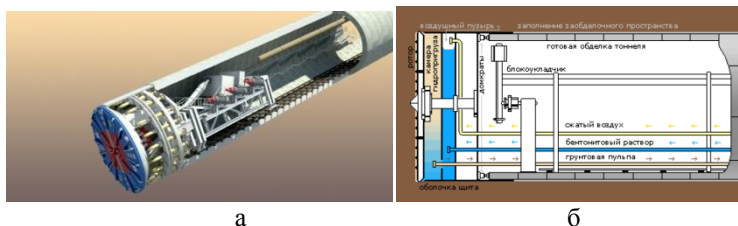


Рис. 3. ТПМК для похилих ходів (а) та функціональна схема ТПМК (б)

Оскільки досвіду застосування цієї технології в Україні немає, для обґрунтування проектних рішень нами застосований метод експертних оцінок, частина з яких отримані безпосередньо від фахівців галузі, інші - шляхом аналізу наукових публікацій відібраних фахівців. Сім з дев'яти експертів визнали оптимальною технологію спорудження похилих ходів з використанням ТПМК з ґрунтпривантаженням і струминну цементацію з КДСЦ (комплексною добавкою для струминної цементації) для забезпечення стійкості ґрунтів і усунення припливу води. Технологія вперше була застосована при будівництві станцій метро в Санкт-Петербурзі в подібних умовах. Ґрунь зміцненню методом струминної цементації підлягає не тільки ділянка поблизу гирла тунелю, але і в глибині масиву. У нашому випадку другою зоною ґрунтзміцнення буде зона розмиву спонділових глин на глибині 45 м, де закріплення порід буде здійснюватися із задалегідь спорудженого проміжного вестибюля, з позначки «- 30 м».

Нами запропонована оригінальна технологічна будівництва: після спорудження першого маршруту похилого ходу щитовий комплекс вийде на горизонтальну ділянку довжиною 40-50 м з радіусом 100 м переходу від нахилу в 30° на позначці проміжного вестибюля, тобто підлоги першого поверху торгово-розважального центру (ТРЦ) , а після цього знову увійде на похилу ділянку ескалаторного тунелю другого маршруту. Це зробить можливим спорудження двомаршового похилого ходу без перемонтажу ТПМК. Аналогічно комплекс здійснить вихід на горизонт існуючої станції, рис. 4.



29

На рівні проміжного вестибюля розміщується нижній поверх заглибленої будівлі торгово-розважального центру (рис. 5), що дозволить залучити в проект добудови станції кошти інвесторів.



Рис. 5. Поздовжній розріз проміжного вестибюля з ТРЦ

Використання ТПМК з ґрунтопривантаженням для будівництва похилих ходів дозволить вирішити низку проблем:

- Швидко добудувати і здати в експлуатацію станцію «Львівська брама» в центрі з пропускною спроможністю 10 000 пасажирів на годину;
- Використовувати в подальшому цей ТПМК для реконструкції (зокрема, «Вокзальна» та «Університет») і будівництва нових станцій глибокого закладення, наприклад «Солом'янської» та «Глибочицької» тощо;
- Перейти до спорудження перегінних тунелів нових ліній метро двоколійними (рис. 6), діаметри ескалаторних і перегінних тунелів будуть практично збігатися (10,3 – 10,5 м), тобто стане можливим вийти ТПМК після спорудження похилого ходу на горизонт станції та спорудити монтажну камеру щитового комплексу для перегінного тунелю довжиною 100-200 м.



а



б

Рис. 6. Будівництво двоколійного тунелю (а) та його макет (б)

Нова для України так звана іспанська технологія – з двоколійними перегінними тунелями – та відповідний прохідницький щит, виготовлений в Німеччині, дозволить значно прискорити будівництво метро, підвищити якість робіт, скоротити терміни спорудження тунелів, зробити їх більш надійними і довговічними. І хоча ціна комплексу висока – 23 млн євро, а разом з іншим обладнанням – 32 млн євро – перспектива розвитку столиці того вартує.

УДК 622.1:622.834

В.А. Назаренко, д.т.н., професор,

А.А. Яшенко, студент

ГВУЗ «Национальный горный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАНИЧНЫХ УГЛОВЫХ ПАРАМЕТРОВ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА ШАХТАХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Актуальность. Извлечение запасов угля из недр вызывает сдвигение горных пород и деформирование земной поверхности, что может отрицательно сказаться на состоянии поверхностных объектов в зоне влияния горных разработок. Обеспечение безопасной подработки зданий, сооружений и природных объектов – одна из приоритетных задач маркшейдерии.

Объект земной поверхности считается подрабатываемым очистными работами в том случае, если он находится в пределах зоны влияния очистной выработки. Ошибка определения границ зоны влияния и зоны опасного влияния зависит от точности установления угловых параметров процесса сдвижения. С увеличением глубины разработки величина ошибки положения указанных границ возрастает и задача уточнения угловых параметров процесса сдвижения становится весьма актуальной.

Целью данной работы является уточнение значений граничных углов, которые обозначают на земной поверхности положение и размеры полумульд.

Основная часть. За время эксплуатации месторождения Западного Донбасса сотрудниками кафедры маркшейдерии НГУ выполнен большой объем натурных маркшейдерских наблюдений за сдвижением земной поверхности над очистными горными выработками. Всего было выполнено 498 серий наблюдений на 34 наблюдательных станциях, состоящих из 70 профильных линий и 3934 грунтовых реперов. Наблюдательные станции подработаны

очистными горными работами по пластам мощностью от 0,60 до 1,20 м. Глубина разработки пластов по станциям изменяется от 100 до 550 м, мощность наносов – 50-200 м, угол падения пластов – 2-5°. Управление горным давлением – полное обрушение. Скорость подвигания очистных забоев составляла 30-80 м/мес.

Априори в основу исследований положим общепринятые представления о граничных углах, отраженные в действующем нормативном документе [1], а именно: граничные углы на зависят от глубины ведения горных работ и принимают фиксированные раздельные значения в породах наносов и коренных породах. Для условий Западного Донбасса граничные углы в наносах $\varphi_0 = 45^\circ$, в коренных породах $\delta_0 = 65^\circ$.

По значениям глубины разработки и мощности наносов для условий каждой из анализируемых наблюдательной станции были построены вертикальные разрезы (рис. 1), на которых от верхнего конца линии проведенной под экспериментально установленным углом ω_0 , проведена линия под углом $\varphi_0 = 45^\circ$ до пересечения с контактом наносов и карбона. Нижний конец этой линии соединялся отрезком с границей очистной выработки на разрезе. Графически определенный угол между отрезком и горизонтальной линией представляет граничный угол δ_0 в коренных породах (карбоне).

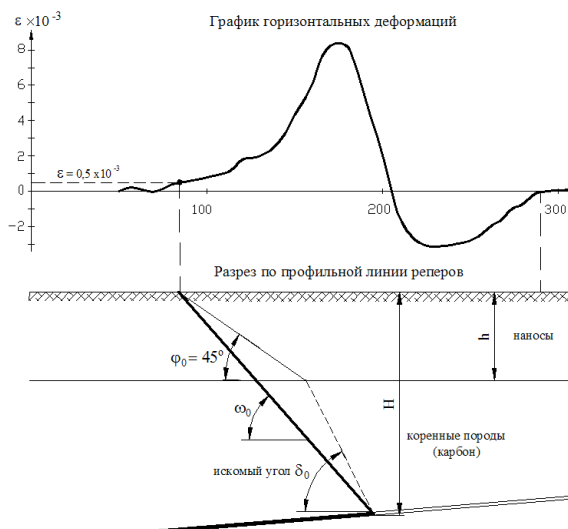


Рис. 1. Схема определения на разрезе значения граничного угла δ_0 по известным углам ω_0 и φ_0

В результате анализа определенных графическим способом углов δ_{0i} , δ_{0e} , соответствующих критериям $i = 0,5 \cdot 10^{-3}$ и $\varepsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$, установлено, что величины граничных углов изменяются в широких пределах: значения углов δ_{0i} принимают значения в диапазоне $58-83^\circ$; δ_{0e} – $55-85^\circ$. Следует отметить, что практически во всех случаях граничные углы, определяемые по критерию наклона больше углов, соответствующих критерию горизонтальных деформаций. В среднем их разность составляет 6° .

Как было показано в работе [2], угловые параметры сдвижения земной поверхности имеют тенденцию изменяться в зависимости от глубины разработки угольного пласта.

Нами выполнен анализ зависимости общих граничных углов ω_0 , определенных по критериям наклонов и горизонтальных деформаций, от глубины разработки. Графики распределений ω_{0i} , ω_{0e} , ω_{0cp} и их зависимостей от H представлены на рис. 2.

Исследованиями [3] установлено, что значения угловых параметров сдвижения земной поверхности в определенной мере зависят от того, в каком сечении мулды сдвижения они определяются. В частности показано, что над разрезной печью, со стороны выемочных штреков и в районе остановки очистных работ одни и те же угловые параметры принимают различные значения.

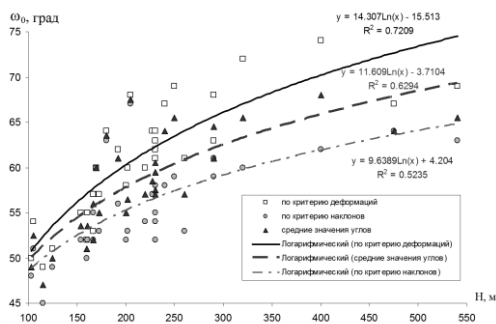


Рис. 2. Зависимость общих граничных углов ω_0 , определенных по критериям наклонов, горизонтальных деформаций, и средних углов от глубины H

Анализируемые угловые параметры систематизированы в зависимости от расположения профильных линий реперов относительно границ очистной выработки: над выемочными штреками, над разрезной печью, над линией остановки очистного забоя. В соответствии с этой классификацией построен график

зависимости общих граничных углов ω_{0i} в названных зонах от глубины H (рис. 3).

Из приведенного графика видно, что в общей совокупности углов ω_{0i} выделяются три отдельные зоны, соответствующие названным выше направлениям. По этой причине выполнен анализ углов в каждой из зон.

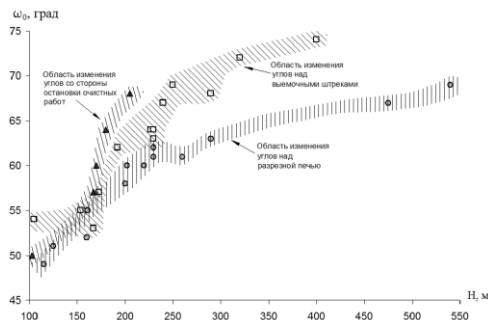


Рис. 3. Зависимость общих граничных углов ω_{0i} над штреками, разрезной печью и линией остановки очистного забоя от глубины H

Результаты исследований. Аналитические зависимости общих граничных углов от глубины подработки имеют в следующий вид:

– над выемочными штреками

$$\omega_{0i} = 18,50 \ln(H) - 36,3;$$

– над разрезной печью

$$\omega_{0i} = 12,72 \ln(H) - 9,68;$$

– над линией остановки очистных работ

$$\omega_{0i} = 24,53 \ln(H) - 64,8;$$

На основании исследования зависимости общих для всей толщи пород граничных углов можно сделать следующие обобщающие **выводы**:

– использование общих граничных углов в условиях Западного Донбасса позволяет определять границы зоны влияния на земной поверхности с большей точностью и однозначностью в сравнении с раздельными фиксированными граничными углами в породах наносов и карбона;

– общие граничные углы имеют выраженную тенденцию к увеличению с возрастанием глубины разработки угольных пластов; зависимость величин углов от глубины с высокой степенью вероятности описывается логарифмическими уравнениями;

– граничные углы, установленные по критерию наклонов положе углов, определенных по критерию горизонтальных деформаций, а,

слідовательно, и размеры зоны влияния, построенные по критериям наклонов меньше размеров зоны, построенной по критериям деформаций;

– граничные углы в мульде сдвижения следует разделять на углы над выемочными штреками, над разрезной печью и над линией остановки очистного забоя.

Литература

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом / Отраслевой стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.

2. Кучин А.С. Анализ параметров процесса сдвижения в зонах отхода и остановки очистного забоя на шахтах Западного Донбасса / Кучин А.С. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва. – 2003. – №2. – С.105-107.

3. Балафин И.Е. Анализ угловых параметров сдвижения земной поверхности на шахтах Западного Донбасса / И.Е. Балафин // Науковий вісник НГУ. –2010. – № 5. – С 18-20.

УДК 624.1

Булiтко К.О., аспiрант,

Зусвська Н.В., д. т. н., проф.,

Пасько О.З., магістр

*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»*

РОЗРАХУНОК МIЦНОСТI I СТIЙКОСТI ВИРОБКИ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНО НАПРАВЛЕНОМУ БУРIННI

З швидким розвитком будiвельних технологiй з'являються новi методи та методики будiвництва будинкiв та споруд. Незважаючи на такий швидкий прогрес будiвельних технологiй, нiхто не зупиняється на вирiшеннi недолiкiв уже iснуючих методiв та методик будiвництва, а знову беруться до розробки нових методiв та технологiй будiвництва. Звичайно це лише великий «плюс» для будiвельної сфери, але необхiдне i доцiльне рiшення було б що до вдосконалення уже iснуючих методiв та методик.

Розглянемо метод горизонтально направленого бурiння.

Бурiння пiлотної свердловини здiйснюється за допомогою породоруйнуючого iнструменту - бурової головки з скосом в переднiй частинi i вбудованим випромiнювачем. Бурова головка має отвори для подачi бурового розчину, який пiд тиском подається в свердловину для

поліпшення тертя бурової головки. Точність бурової головки при направленому бурінні становить 1% по горизонталі та глибині.

При проведенні робіт з направлено буріння розширення свердловини здійснюється після завершення пілотного буріння. При цьому бурова головка від'єднується від бурових штанг і замість неї приєднується риммер - розширювач зворотної дії. Операції по розширенню при горизонтальному бурінні можуть повторюватися неодноразово, з наростаючим збільшенням діаметра розширювача. Буровий розчин очищає вибій свердловини від розбуреної породи і виносить її на поверхню, запобігає від обвалів і осипів стовбур свердловини, зменшує коливання штанг при направленому бурінні. Для забезпечення безперешкодного протягування трубопроводу методом горизонтально-направленого буріння, через розширену свердловину її діаметр повинен перевищувати на 25-30% ніж проектний діаметр закладаючої труби.

Процес протягування трубопроводів є завершальним етапом при будівництві підземних комунікацій із застосуванням методу горизонтально-направленого буріння (ГНБ). Суть процесу полягає в тому, що на протилежному боці від бурової установки біля свердловини розташовується готовий трубопровід.

Міжтрубний простір між трубопроводом і ґрунтової свердловиною залишається заповненим буровим розчином, що зменшує силу тертя труби об стінки свердловини.

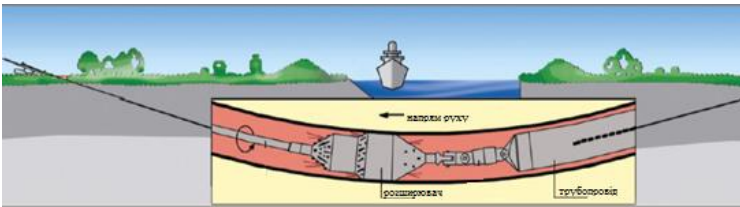


Рис. 1. Процес протягування трубопроводу

Переваги ГНБ:

- при будівництві та експлуатації зберігається природний режим водної перешкоди, що відповідає підвищеним екологічним вимогам і має особливе значення при перетинанні трубопроводами річок з розвиненим рибальством;
- не потрібні вибухові роботи з розпушування щільних ґрунтів для подальшого риття підводної траншеї;
- - будівництво можливо в будь-який час року.

- - обмежене вільний простір у коридорі, де прокладено кілька трубопроводів і неможливо виконати вимогу СНиП про мінімальну відстань проєктованого трубопроводу до існуючих;

- -у випадках, коли техніко-економічними розрахунками встановлено скорочення коштів і часу.

Недолік технології полягає в тому, що при 2-му етапі утворюється пустоти між виробкою та трубопроводом, що можуть в подальшій експлуатації деформуватись. Нажаль простір, який потім залишається між трубою та ґрунтовим масивом нічим не закладається, а отже є необхідність перевірити умови стійкості виробки та визначити можливі деформації (осідання) над траєкторією проведення виробки.

Для проведення розрахунків, необхідною умовою яких є наявність вихідних даних, необхідно було розглянути об'єкт, що будується методом ГНБ і безпосередньо на прикладі даного об'єкта провести розрахунки. Було обрано об'єкт, що будується в м. Київ, Печерський р-н, вул. Кутузова. Діаметр прокладаючого трубопроводу сягав $d=315\text{мм}$, глибина закладання $h=2000\text{мм}$. Для подальшого дослідження було взято зразки ґрунтового масиву і в лабораторії «Основ та фундаментів» на базі ДП Науково-дослідного інституту були визначені їх властивості (Таблиця 1).

Таблиця 1

Фізичні характеристики ґрунтів				
Параметри	Позначення	Найменування ґрунту		
		супісок	суглинок	глина
Природна вологість	$w, \%$	17,5	23,2	24,9
Щільність ґрунту	$\rho, \text{г/см}^3$	1,72	1,94	2,05
Вологість на межі текучості	w_L	25	34	50
Вологість на межі пластичності	w_P	17	23	24
Кут внутрішнього тертя	φ^0	17	15	13
Коефіцієнт зчеплення	$c, \text{МПа}$	0.016	0.046	0.059
Модуль деформації	$E, \text{МПа}$	15	22	41

Розрахунок на просідання ґрунтового масиву над поверхнею виробки

Розрахунок проводиться згідно із ДБН В.1.1-2000 Будинки і споруди на підроблюваних територіях і просідаючих ґрунтах.

Повне осідання основи з використанням її розрахункової схеми у виді лінійно-деформівного напівпростору за розрахунковою вертикаллю слід визначати методом пошарового підсумовування за формулою

$$s = \beta \sum_{i=1}^n \frac{\sigma_{zp,i} h_i}{E_i} \quad (1)$$

де β - безрозмірний коефіцієнт, що дорівнює 0,8;

$\sigma_{zp,i}$ - значення додаткової вертикальної нормальної напруги від сумарних навантажень,;

h_i - товщина i шару ґрунту;

E_i - модуль повних деформацій i шару ґрунту;

n - число шарів, на які розбита стислива товща основи.

Розрахуємо вертикальне напруження від власної ваги ґрунту,

$$\sigma_{zp,1} = h_1 \cdot \gamma_{s1} \quad (2)$$

$$\sigma_{zp2} = \sigma_{zp1} + \gamma_{s2} \cdot h_2 \quad (3)$$

де h_i - товщина шару ґрунту; γ_s - питома вага ґрунту.

$$\sigma_{zp,1} = 0,9 \cdot 17,2 = 15,48 \text{ кН/м}^2$$

Розрахунок пошарового осідання від власної ваги ґрунту :

$$S_1 = \beta \cdot \frac{\sigma_{zp1} \cdot h_1}{E_1} = 0,8 \cdot \frac{15,48 \cdot 0,9}{15 \cdot 10^3} = 0,0007 \text{ м}$$

Отримані дані внесемо до таблиці 2

Таблиця 2

№	$\sigma_{zp,icp}$	h_i	E, МПа	S_i
1	15,48	0,9	15	0,0007
2	28,18	0,5	22	0,0005
3	37,48	0,6	41	0,00044
ΣS				0,00164

Деформація ґрунту від власної ваги знаходиться в допустимих нормах.

Розрахунок на міцність виробки від додаткового навантаження

Слід провести розрахунок на міцність виробки від додаткового навантаження, а саме – навантаження від асфальтного покриття і від автомобілів, що рухаються по дорожньому покриттю.

Розрахунковий граничний опір ґрунту визначається:

$$R = \frac{\gamma_{c1} \cdot \gamma_{c2}}{k} [M_\gamma \cdot k_z \cdot b \cdot \gamma_{II} + M_q \cdot b \cdot \gamma'_{II} + M_c \cdot c] \quad (4)$$

де: $k=1.1$ (коли ґрунт не перевірений в лабораторних умовах);
 $k_z=1.0$;

γ_{II} – середнє значення питомої ваги ґрунтів, розміщених нижче підшоши закладання споруди;

γ_{II}' – те саме для ґрунтів, які залягають вище від підшоши;

Тверда глина (третій шар) має наступні характеристики:

$$\varphi = 13^{\circ}; \quad c = 0.059 \text{ МПа}$$

Коефіцієнти прийняті з СНіП 2.02.01-83 мають величини:

$$M_{\gamma} = 0.21 \quad M_g = 1.83 \quad M_c = 4.29$$

$$\gamma_{II} = 20,5 \text{ кН/м}^3$$

$$\gamma'_{II} = \frac{h_1 \gamma_1 + h_2 \gamma_2}{h_1 + h_2} = \frac{0.9 \cdot 17.2 + 0.6 \cdot 19.4}{0.9 + 0.6} = 18.08 \text{ кН/м}^3 \quad (5)$$

$$R_g = 263.76 \text{ кН/м}^3$$

Визначення розрахункової міцності дорожнього покриття

Для отримання остаточної міцності виробки необхідно врахувати міцність дорожнього покриття, під який прокладена виробка.

Розрахунковий граничний опір дорожнього покриття розраховується відповідно ДБН В.2.3-4-2000 «Споруди транспорту. Автомобільні дороги.»

Міцність матеріалу монолітного при багаторазовому розтягу при згині визначають за формулою:

$$R_p = R_{\text{лаб}} k_m k_{\text{кп}} k_T \quad (6)$$

де $R_{\text{лаб}}$ – лабораторне значення границі міцності на розтяг при згині за одноразового прикладання навантаження ($R_{\text{лаб}} = 5,8 \text{ МПа}$);

k_m – коефіцієнт, що враховує зниження міцності в часі від дії погодно-кліматичних умов ($k_m = 0,75$);

k_T – коефіцієнт, що враховує зниження міцності матеріалу в конструкції в результаті температуро-усадкових впливів ($k_T = 0,8$);

$k_{\text{кп}}$ – коефіцієнт, що враховує короткочасність та повторність навантажень на дорозі ($k_{\text{кп}} = 0.125$):

$$R_p = 5.8 \cdot 0.75 \cdot 0.125 = 0.544 \text{ МПа}$$

Сумарна міцність ґрунтового масиву і дорожнього покриття становитиме:

$$\sum R = R_p + R_g = 0.544 + 0.263 = 0.807 \text{ Мпа}$$

Враховуючи вимоги ДБН В.2.3-4-2000 «Споруди транспорту. Автомобільні дороги.» – дорожнє полотно повинно витримувати 0.89 МПа. Виходячи із цієї вимоги перевіряємо умову на міцність:

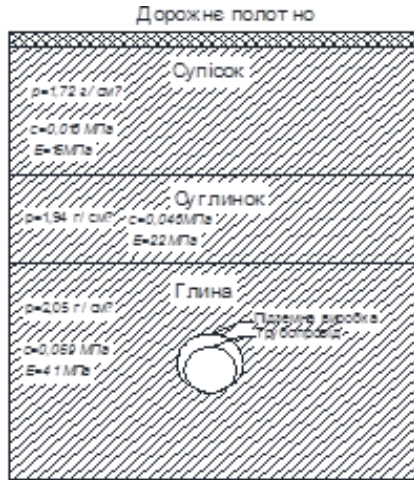


Рис.2. Схема розташування трубопроводу в ґрунтовому масиві

$$\sum R > \sigma_{\text{доп}}$$

$$\sum R (0,807) > \sigma_{\text{доп}} (0,89)$$

Дана умова не виконується, тому над виробкою відбуватимуться поступові деформації, що призведе до утворення мulyди просідання у розмірі 25-30% від діаметру проектної труби, тобто при $d=315$ мм мulyда просідання матиме висоту від 78,75 до 94,5 мм що є критичними показниками.

УДК 622.272

Р.М. Березюк, студент III курсу,
Науковий керівник- О.В. Хоменчук, к.т.н., доц.
Житомирський державний технологічний університет

ЗАСТОСУВАННЯ ПОЛЕГШЕНИХ ТИПІВ КРІПЛЕННЯ ДЛЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

На сьогоднішній день процес зведення металевого аркового кріплення залишається найбільш трудомістким і найменш механізованим. Окрім того, огорожуючи типи кріплення мають низку недоліків, які призводять до збільшення собівартості проведення виробки і цим самим до збільшення собівартості корисної копалини, що видобувається. Найбільший недолік цього кріплення пов'язаний з технологією його зведення, а саме з незадовільним закладанням

закріпного простору, що виключає використання несучої здатності приконтурного масиву і є так званим «людським фактором». З ростом глибини це призводить до деформування кріплення і зростання питомого об'єму переукріплення. Так останній сягає 50 % від об'єму виробок, що проводяться. Разом з цим трудомісткість утримання виробок зростає до 55 люд.-змін на 1000 т видобутку.

В сьогодишніх умовах актуальним є питання вдосконалення кріплення і технології його зведення для зниження собівартості, енергоємності та трудомісткості проведення виробок.

Перспективними в цьому напрямку є полегшені типи кріплення – анкерне, набризкбетонне армоване сталевими фібрами, які дозволяють застосовувати несучу здатність приконтурного масиву.

Для виявлення характеру залежності трудомісткості і вартості проведення виробки за традиційною технологією від розміру поперечного перерізу зробимо розрахунки основних параметрів технології для чотирьох типових перерізів (див. табл. 1) за стандартною методикою для наступних умов. Двоколійна виробка буде проводитися по пустих породах з коефіцієнтом міцності $f = 6$ за проф. М.М. Протодяконовим, породи покрівлі середньої стійкості, переважно шаруваті, мало тріщинуваті глинисті та піщанисті сланці, які зберігають стійкість при оголенні покрівлі на відстані 1...3 м від вибою. Механізація прохідницьких робіт буде здійснюватися за допомогою комбайна КСП-32, перенавантажувача ППЛ, маневрової лебідки.

Таблиця 1

Типові перерізи виробок, що розраховуються

Переріз виробки в світлі після осадження, м ²	Площа перерізу в світлі до осадження, м ²	Ширина арки до осадження, м	Висота арки до осадження, м	Периметр арки до осадження, м	Вага комплекту арки, кг
8,8	10,0	3,83	3,028	8,40	260
11,1	12,5	4,33	3,402	9,40	287
12,5	14,0	4,78	3,502	9,90	301
13,5	15,0	4,88	3,685	10,30	311

Основні техніко-економічні показники, отримані при розрахунках наведені у табл. 2.

Таблиця 2

Техніко-економічні показники проведення виробок

Переріз виробки в світлі після осадження, м ²	Площа перерізу начорно, м ²	Максимальний згинаючий момент, Нм	Змінна швидкість проведення, м/зміну	Трудомісткість циклу, люд.-змін	Комплексна норма виробки, м/люд.-змін	Місячна швидкість проведення, м/місяць	Вартість метра готової виробки, грн
8,8	11,4	5260	10,5	26,58	0,395	788	32476
11,1	14,0	4689	9,5	25,42	0,373	713	35210
12,5	15,6	5511	9	27,06	0,333	675	36840
13,5	16,7	4795	9	33,6	0,268	675	38198

В якості альтернативного кріплення приймаємо набризкбетон, армований сталевими фібрами. Вирішальні характеристики, які значно поліпшуються за рахунок додавання сталевих фібр, включають в себе: збільшення пластичності при розтягненні та стисканні, покращена ударна міцність, покращена втомна міцність, низька схильність до відколювання, підвищена міцність, менш значна ширина тріщин в робочому стані, межа міцності на згин в усіх трьох просторових напрямках.

Згідно досліджень [1], найбільш поширена конструкція кріплення для порід середньої стійкості і нестійких є анкерне кріплення з нанесенням набризкбетону на сітчасту затяжку. В останній час сітчасту затяжку замінюють набризкбетоном, армованим сталевими фібрами, який завдяки своїм перевагам досить позитивно себе зарекомендував.

Однак особливості технології проведення підземних гірничих виробок невеликих перерізів не дають можливості застосовувати фібро-набрикбетонне кріплення безпосередньо у вибої. Отже процес кріплення покрівлі у часі і просторі необхідно розділити на декілька етапів. У вибої необхідно зводити мінімально необхідну частину кріплення – тимчасове анкерне, для забезпечення необхідної стійкості, з наступним доведенням її до паспортної на деякій відстані від вибою.

Тимчасове анкерне кріплення може встановлюватися за допомогою пневматичних бурових станків типу «Vombat», які встановлюються на комбайні. Через кожні 0,5...1,0 м комбайн робить коротку перерву для встановлення тимчасового анкерного кріплення.

Згідно [2] для заданих гірничо-геологічних умов мінімальна щільність встановлення анкерів складає 0,7 анк./м². Кількість анкерів у ряді в покрівлі при ширині виробки в проходці від 4 до 5 м повинна складати 4...5 анкерів. Довжина анкерів коливається від 1,7 до 2,0 м для заданих умов. Остаточню приймаємо схему з чотирьох анкерів у

покрівлі і чотирьох у боках виробки з шагом 1 м. Довжину приймаємо рівною 1,8/1,8/2,0/2,0 м для перерізів 11,4/14,0/15,6/16,7 м² відповідно.

Товщина шару набризкбетонного кріплення армованого сталевими фібрами залежить від співвідношення довжини та діаметру фібри, форми та об'ємного вмісту фібри.

Згідно [3] максимальний згинаючий момент, який може витримати шар набризкбетону загальною товщиною d , дорівнює

$$M = f_e \frac{b \cdot d}{6}, \quad (1)$$

де M – згинаючий момент, Нм/м; f_e – еквівалентна міцність на згин, Н/мм²; b – ширина зони, що навантажується, мм;

d – загальна товщина шару, мм.

Еквівалентна міцність на згин суміші з анкерною фіброю Dramix ZR 30/.50 складає 2,6 Н/мм² при об'ємному вмісті 40 кг/м³.

Виходячи з формули (1) і приймаючи ширину зони $b = 1$ м, загальна товщина шару фібро-набризкбетонного кріплення, що витримає згинаючий момент M , буде дорівнювати:

$$d = \sqrt{\frac{6 \cdot M}{f_e}}. \quad (2)$$

Для заданих умов і отриманих згинаючих моментів товщина шару набризкбетонного кріплення армованого сталевими фібрами складатиме 55, 52, 56, 52 мм. Тому приймаємо за остаточне значення – 60 мм.

Розраховані техніко-економічні показники проведення виробок з поперечними перерізами зазначеними у табл. 1 та з застосуванням комбінованого кріплення наведені у табл. 3.

Таблиця 3

Техніко-економічні показники проведення виробок з комбінованим кріпленням

Переріз виробки в світлі після осадження, м ²	Трудомісткість циклу, люд.-змін	Комплексна норма виробки, м/люд.-змін	Місячна швидкість проведення, м/місяць	Вартість метра готової виробки, грн
8,8	21,93	0,479	788	22160
11,1	22,87	0,415	713	22092
12,5	23,15	0,389	675	24329
13,5	23,97	0,375	675	24540

Як видно з рис. 1 і 2 комплексна норма виробки збільшується, а вартість 1 м готової виробки при застосуванні комбінованого кріплення полегшеного типу на 30...40 % зменшується у порівнянні з традиційною технологією. Згідно отриманих даних запропоноване

комбіноване кріплення полегшеного типу ефективно застосовувати у всьому спектрі поперечних перерізів. Особливо при перерізах більших 15 м^2 , внаслідок різкого зростання загальної трудомісткості циклу та падіння комплексної норми виробки. Слід зауважити, що в порівнянні з традиційною технологією залежність трудомісткості прохідницького циклу від перерізу виробки для нової технології носить лінійний характер і при збільшенні перерізу понад 15 м^2 . Нерівномірність значень складає 10...70 %.

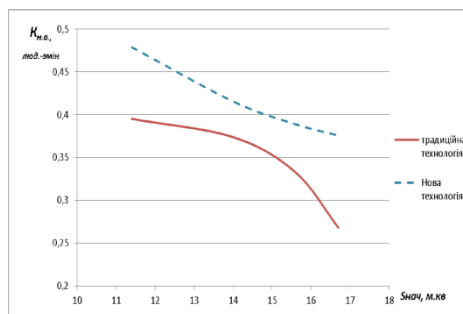


Рис. 1. Графік залежності комплексної норми виробки від площі перерізу начорно

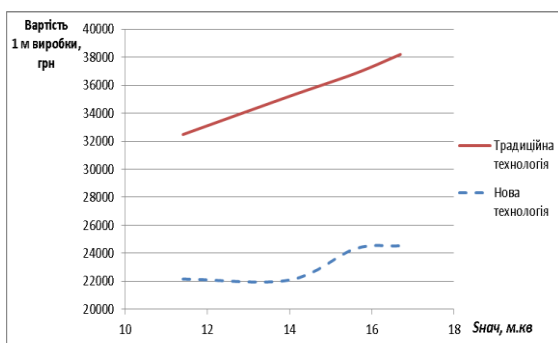


Рис. 2. Вартість 1 м виробки залежно від технології

Проведений в даній роботі аналіз дозволяє стверджувати про перспективність набризкбетону армованого сталевими фібрами. Це підтверджується техніко-економічними показниками технологій, що порівнювалися, а саме трудомісткістю прохідницького циклу, комплексною нормою виробки та вартістю проведення 1 м виробки. Однією з вагових переваг запропонованої технології на основі полегшених типів кріплення є також поетапне кріплення, тобто віднесення основного процесу кріплення від вибою, що сприяє

підвищенню техніко-економічних показників проведення виробки. Цей організаційний фактор має дуже велике значення при не великих перерізах виробки

Бібліографічний список

1. Hejazi S. M. , Sheikhzadeh M. et al. An analysis of flexural strength and crack width for fiber-reinforced shotcrete used in weak rock mines. Source Trans Soc Min Metal Explor, 2011 Jan; 328:542-549.
2. Дополнения к «Инструкции по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах Российской Федерации». - М., Ростехнадзор, 2013 г.
3. T. Franzen Shotcrete for Underground Support: a State-of-the-art Report with Focus on Steel-fibre Reinforcement / Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 7, No. 4, pp. 383 - 391, 1992.

УДК 622.235:622.271

**Титов Д.А., студент,
Жуков С.О., д.т.н., проф.,
Тищенко С.В., д.т.н., проф.**

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ФОРМИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКОЙ ЗАЩИТНОЙ ЗОНЫ В РАЗРУШАЕМОМ МАССИВЕ

Как показывает анализ теории взрывного разрушения кристаллических массивов и практики БВР, значительно снизить отрицательное воздействие от ранее произведенных взрывов на разрабатываемый горный массив возможно при целенаправленном использовании для взрывной отбойки горной массы эффектов развития динамической зоны разрушения, создаваемой силовыми полями взаимодействующих зарядов ВВ, расположенных на границе разрушаемого уступа горных пород. В связи с этим, в исследования, направление которых непосредственно было нацелено на решение данной проблемы, закладывалась идея возможности целевого использования динамических эффектов, проявляющихся при взаимодействии скважинных зарядов, для решения которой задачи исследований формулировались сообразно с нею, а именно: основные скважинные заряды дробления инициируются после взрывания зарядов ВВ, образующих защитную динамическую зону, через интервал времени, сопоставимый с короткозамедленным взрыванием и в соответствии с конкретными условиями ведения взрывных работ.

Исследуем механизм образования предварительной защитной

динамической зоны разрушения. Для этого рассмотрим процесс взаимодействия смежных скважинных зарядов ВВ, расположенных на линии образования динамической зоны разрушения, и непосредственно поведение горного массива, заключенного между ними.

Прохождение по породе волны напряжений после взрыва первого заряда вызывает вынужденные продольные колебания горного массива. Скорость распространения этих колебаний совпадает со скоростью волн напряжений. Этот факт имеет важное значение для определения полной картины процесса разрушения при взаимодействии смежных зарядов ВВ. Так, например, наличие вынужденных продольных колебаний горного массива во многом объясняет интенсивный процесс трещинообразования по линии расположения контурных скважин зарядов ВВ при их последовательной работе.

От взрыва первого заряда ВВ в горном массиве его энергия трансформируется в волну напряжений, которая, в свою очередь, вызывает вынужденные продольные колебания массива, заключенного между двумя скважинами. Зародыши радиальных трещин в большом количестве возникают в направлении распространения вынужденных колебаний под давлением взрывных газов. При детонации смежного заряда ВВ волна напряжений распространяется в массиве, имеющем ориентированную напряженность с радиальными и тангенциальными нарушениями. Горный массив, заключенный между взаимодействующими зарядами, концентрирует напряжения, значения которых намного превышают напряжения во вне. По линии, соединяющей заряды ВВ, горный массив значительно ослабляется, а поскольку он находится в волновом поле напряжений, то процесс развития трещин интенсивно распространяется в направлении взорвавшегося второго заряда ВВ. Взрыв следующего заряда проявляется как начальный импульс дальнейшего наиболее благоприятного направления роста трещин. В развитии направленной системы разрушений, играют важную роль вынужденные продольные колебания в массиве, максимальная интенсивность которых проявляется на границе динамической защитной зоны.

Продольные вынужденные колебания возникают в массиве пород под действием внешней импульсной силы. При взрыве зарядов ВВ, образующих динамическую зону, последняя реализуется как предельное положение поверхности разрушения.

В каждой точке поверхности разрушения выполняется уравнение сохранения массы $\rho_0(V_n - v_{n0}) = \rho(V_n - v_n)$, уравнение сохранения импульса

$\sigma_{n0} - \sigma_n = \rho_0 (v_{n0} - V_n)(v_{n0} - v_n)$, $\tau_{i0} - \tau_i = \rho_0 (v_{n0} - V_n)(v_{i0} - v_i)$
 ($i = 1, 2$), а поверхность разрушения определяется как

$$\theta = \frac{1}{2}(V_n - v_{n0})^2 + v_0 - \frac{\sigma_{n0}}{\rho} - \frac{1}{2}(V_n - v_n)^2 - v + \frac{\sigma_n}{\rho}.$$

Здесь индекс 0 относится к неразрушенному состоянию; n – внешняя нормаль к поверхности; σ_n , τ_i , – компоненты вектора напряжения; v_n – скорость распространения поверхности разрушения; v – упругий потенциал единицы массы; ρ , V – плотность и скорость материальных частиц.

В заключение рассмотрим вопрос о расположении системы скважинных зарядов, образующих динамическую защитную зону, чтобы после их инициирования между ними не оставалось неразрушенных участков массива.

Пусть h – расстояние от свободной поверхности; l – расстояние между скважинными зарядами. Согласно [3] потенциал поля скоростей определяется как

$$W = \frac{m}{2\pi} \ln \frac{\sin \frac{\pi}{l}(z + h_i)}{\sin \frac{\pi}{l}(z - h_i)}, \text{ где } m = \left(\frac{E_k \cdot r_0}{2\pi\rho} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (1)$$

Дважды дифференцируя выражение (1) по z , получим:

$$\frac{d^2 W}{dz^2} = \left(\frac{\pi m}{2l^2} \right) \left(\frac{\sin^2 \pi(z - h_i)}{l} - \frac{\sin^2 \pi(z + h_i)}{l} \right).$$

Максимальная скорость сдвига на середине расстояния между зарядами равна $C_{\max} = \left(\frac{d^2 W}{dz^2} \right)$ при $z = \frac{l}{2} - ih$.

$$C_{\max} = \left(\frac{\pi m}{8l^2} \right) th \left(\frac{2\pi h_i}{l} \right). \quad (2)$$

Если одиночный скважинный заряд создает сплошную проработку «траншею», то величина $C_{\max}$ вычисляется по формуле

$$C_{\max} = \frac{2mhx}{\pi(x^2 + h^2)^2}. \quad (3)$$

Приняв $x=h$, получим

$$C_{\max} = \frac{2m}{\pi h^2} \quad (4)$$

Если между зарядами скорость сдвига такая же, как и скорость, согласно (3), то очевидно, что «целиков» не будет. Приравнявая

выражение (2) к (4), получим

$$\frac{4l}{\pi h} = \left(\frac{th2\pi h}{l} \right)^{\frac{1}{2}}.$$

Решение последнего уравнения: $h/l=1,2$.

Полученное значение хорошо согласуется с принятыми на практике характеристиками буровзрывных работ.

Процесс взрывного разрушения горных пород определенно включает элементы разгрузочного разрушения от быстрого снятия нагрузки. Использование динамической зоны разрушений обеспечит почти одновременный переход из состояния сжатия в растяжение отделившейся части массива после взрыва в нем зарядов дробления. Этот эффект обеспечит интенсивное дробление разрушаемого массива. Эффективность данного разрушения во многом зависит от рационального выбора способов формирования скважинных зарядов ВВ с привязкой к горно-геологическим свойствам взрывааемых горных пород. Использование динамической зоны разрушений, образованной перед взрывом зарядов дробления, позволяет снизить разрушение смежного уступа горных пород, особенно в верхней его части.

Поверхность разрушения при взрыве скважинных зарядов ВВ, образующих динамическую защитную зону, в геометрическом смысле есть граница между целиком и разрушаемым горным массивом.

УДК 622.24.051.551+622.143

С.В. Кононыхин, к.т.н. доц.,

Т.С. Бильмак, студентка

*Красноармейский индустриальный институт
ГВУЗ "Донецкий национальный технический университет"*

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ШАРОШЕЧНЫМИ ДОЛОТАМИ С РАЗЛИЧНОЙ ЖЕСТКОСТЬЮ ЦАПФ

Постановка проблемы, её связь с научными и практическими задачами. Разрушение горных пород при бурении является одним из факторов, влияющих на производительность проходки скважины. Разработка нового породоразрушающего инструмента является важной задачей, так как бурение скважин трехшарошечными долотами довольно часто сопровождается возникновением большого уровня вибраций бурового станка, приводит к снижению частоты вращения

бурового става и снижению усилия подачи [1], [2], что в свою очередь снижает производительность бурения.

В шарошечном долоте происходят сложные процессы, связанные с генерацией ударных импульсов при перекатывании шарошек по забою скважины и формированию под каждым твердосплавным зубком ядра уплотнения из породы забоя, которое, затем сдвигаясь в стороны, производит боковые сколы вокруг твёрдосплавного зубка. От направления и энергии воздействия породоразрушающего твердосплавного зубка зависит результат единичного скола породы на поверхности забоя, и, следовательно, производительность бурения скважины.

Анализ исследований и публикаций. Одношарошечные долота с вертикальной цапфой были испытаны при проходке технической скважины большого диаметра снизу вверх для спуска угля с верхнего на нижний горизонт установкой «Стрела-77» [5]. Однако наличие между горизонтами пород разной крепости усложняло получение достоверной оценки технологических параметров бурения долот с вертикальной цапфой.

Постановка задач исследования. *Целью настоящей работы* является разработка одношарошечного долота с вертикальной цапфой такой конструкции, которое позволило бы передавать осевое усилие через его корпус непосредственно на шарошку [3]. *Задачами исследований* являются проведение испытания разработанной конструкции долота. Условием выбора места бурения является наличие большого массива однородной по свойствам горной породы (таким массивом может быть, например, Центральный карьер Докучаевского флюсо-доломитного комбината). **Изложение основного материала и результаты.** Предлагаемое одношарошечное долото с вертикальной цапфой (рис.1) состоит из шарошки 1, корпуса 2, цапфы 3, сферического подшипника 4, гайки 5, радиально - упорного подшипника 6, гаек 7 - 9, твердосплавных зубков 10.

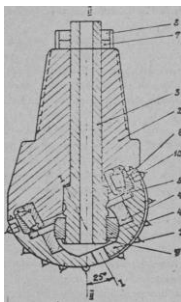


Рис. 1. Одношарошечное долото с вертикальной цапфой

При воздействии долота на забой твердосплавные зубки 10 внедряются в породу; шарошка 1 удерживается от вращения. При вращении корпуса долота 2 он своей наклонной торцевой поверхностью через радиально-упорный подшипник 6 воздействует на шарошку 1, которая изменяет свое положение относительно забоя, наклоняясь в разные стороны по мере вращения корпуса. На шарошку действуют силы со стороны торцевой поверхности корпуса и со стороны сферического подшипника, установленного на вертикальной цапфе, которые удерживают буровую головку от смещения [4].

Испытания долота были проведены в производственных условиях Докучаевского флюсо - доломитного комбината на горизонте +141 м Центрального карьера при бурении по известняку (крепость $f = 8$ по шкале проф. М.М. Протодяконова) с целью изучения влияния режимных параметров бурения на его производительность и выявление наиболее эффективной конструкции долота. Испытания проводились для разработанных одношарошечных долот с вертикальной цапфой [1] ОДВ-215,9-30. Выходными регистрируемыми факторами были время бурения одного метра скважины, ток и напряжение электродвигателя ротора, уровень вибраций бурового става. Уровень вибрации измеряли прибором ИШВ-1, датчик ускорений которого установлен на патроне ротора бурового станка. По результатам замеров были рассчитаны скорость бурения и мощность, потребляемая при бурении электродвигателем ротора бурового става. Энергоемкость бурения вычисляли путем деления затрачиваемой мощности на скорость бурения одного метра скважины.

Оптимальные параметры процесса бурения определяли как оптимальные области допустимых значений факторов X_1 , X_2 (табл.1).

Таблица 1

Значения варьируемых факторов

Показатели	Физический смысл фактора	
	Усилие подачи бурового долота на забой, Р, кН	Частота вращения бурового става, W, рад./с
Уровни фактора	X_1	X_2
-1	90	5
0	135	10
+1	180	15

Оптимальные области ограничены поверхностями уровня функций отклика по каждому параметру оптимизации. Параметры оптимизации режима бурения представлены в таблице 2.

Таблица 2

Параметры оптимизации режима бурения

№ п.п.	Код параметра оптимизации	Физический смысл параметра оптимизации	Граничные значения функции отклика
1	Y_1	Скорость бурения, м/мин.	Не менее 0,25
2	Y_2	Энергоемкость бурения, мДж/м	Не более 7
3	Y_3	Уровень вибраций станка, дБ	Не более 75

Результаты экспериментальных исследований долота представлены в таблице 3, а матрица плана эксперимента – в таблице 4.

Таблица 3

Результаты экспериментальных исследований долота

№ п/п	Р, кН	W, рад/с	ОДВ-215,9-30		
			Y_1, V , м/мин	Y_2, E , мДж/м	Y_3, U , дБ
1	90	5,0	0,223	7,1	34
2	90	10,0	0,343	6,6	35
3	90	15,0	0,457	6,0	36
4	135	5,0	0,278	5,7	34
5	135	10,0	0,425	5,2	35
6	135	15,0	0,500	4,8	36
7	180	5,0	0,336	4,7	33
8	180	10,0	0,497	4,2	34
9	180	15,0	0,539	4,0	36
Среднее значение относительно трехшарошечного долота			0,459	5,37	34,78
			1,466	1,157	-1,92
Стойкость долота			140		

Таблица 4

Матрица плана эксперимента

№ п/п	X_0	X_1	X_2	$X_1 X_2$	X_1^2	X_2^2
1	1	-1	-1	1	1	1
2	1	-1	0	0	1	0
3	1	-1	1	-1	1	1
4	1	0	-1	0	0	1
5	1	0	0	0	0	0
6	1	0	1	0	0	1
7	1	1	-1	-1	1	1
8	1	1	0	0	1	0
9	1	1	1	1	1	1

В качестве критерия оптимальности плана принят критерий D -оптимальности, связанный с оптимизацией объема эллипсоида рассеивания оценок параметров уравнений регрессии. С учетом критерия оптимальности был построен план, который приведен в таблице 4.

Для построенного плана (табл. 4) по методу наименьших квадратов определены коэффициенты уравнений регрессии из выражения (1):

$$b_i = (X^* \cdot X)^{-1} \cdot X^* \cdot Y, \quad (1)$$

где b_i - коэффициент уравнения регрессии;

X - матрица плана эксперимента;

X^* - транспонированная матрица плана эксперимента;

$(X^* \cdot X)^{-1}$ - матрица, обратная произведению транспонированной матрицы на матрицу плана эксперимента;

Y - вектор - столбец результатов эксперимента.

Коэффициенты уравнения регрессии подставлены в полиномиальную форму вида

$$Y_1 = b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_{12} X_1 X_2 + b_{11} X_1^2 + b_{22} X_2^2; \quad (2)$$

Для каждого параметра оптимизации по формуле (1) вычисленные коэффициенты регрессии подставлены в уравнение (2). Уравнения регрессии для каждого параметра оптимизации имеют следующий вид.

$$Y_7 = 0,423 + 0,058 X_1 + 0,109 X_2 - 0,008 X_1 X_2 - 0,002 X_1^2 - 0,033 X_2^2; \quad (3)$$

$$Y_8 = 5,2 - 1,133 X_1 - 0,45 X_2 + 0,1 X_1 X_2 + 0,2 X_1^2 + 0,05 X_2^2; \quad (4)$$

$$Y_9 = 34,889 - 0,333 X_1 + 1,166 X_2 + 0,25 X_1 X_2 - 0,333 X_1^2 + 0,167 X_2^2; \quad (5)$$

В соответствии с полученными уравнениями регрессии в трехмерном пространстве построены диаграммы поверхностей функций отклика, которые показывают зависимость каждого параметра оптимизации от усилия подачи P , кН и частоты вращения бурового става W , рад./с. Для одношарошечного долота с вертикальной цапфой ОДВ-215,9-30 в заданном диапазоне режимных параметров с увеличением усилия подачи скорость бурения возрастает от $V=0,32$ м/мин. до $V=0,48$ м/мин. по почти пропорциональной зависимости (рис. 2, а). Снижение скорости бурения при дальнейшем повышении частоты вращения долота можно объяснить снижением глубины внедрения зубков долота и эффективности скола породы в забое скважины. Энергоемкость бурения снижается с увеличением усилия подачи с $E=6,7$ мДж/м до $E=4,2$ мДж/м по линейной зависимости (рис. 2, б). При максимальном усилии подачи $P=180$ кН изменение

частоты вращения бурового става не влияет на энергоемкость бурения (она остается постоянной $E=4,2$ мДж/м).

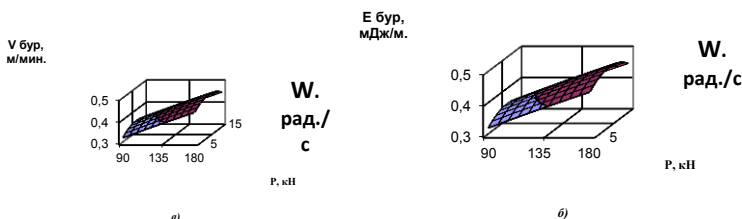


Рис. 2. Зависимость: скорости бурения $V_{\text{бур.}}$ м/мин. (а) и энергоемкости бурения $E_{\text{бур.}}$ мДж/м (б) одношарошечным долотом ОДВ-215,9-30 от режимных параметров.

Выводы и направление дальнейших исследований. Значения технологических параметров бурения долота показывает, что разработанное одношарошечное долото с вертикальной цапфой является наиболее эффективным. Предлагаемое одношарошечное долото позволяет шарошке перекапывать по забою попеременно различными зубчатыми венцами, изменяя свою скорость в зависимости от отношения диаметра зубчатого венца к диаметру окружности забоя, по которой этот венец перекапывается. Отсутствие колебаний цапфы в направлении осевой нагрузки увеличивает время контакта зубков с породой, повышает эффективность разрушения породы забоя, что в целом повышает эффективность бурения и снижает вибрацию буровой машины.

УДК 681.2.621

Добровольська А.О. аспірант
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»

ВИЗНАЧЕННЯ СТИСЛИВОСТІ ТЕХНОГЕННО ПОРУШЕНОГО ГРУНТУ МЕТОДОМ СТАТИСТИЧНОЇ ОБРОБКИ

Техногенні ґрунти на відміну від природного ґрунтоутворення формуються безпосередньо сама людина після порушення земної поверхні відкритими розробками корисних копалин, добування будівельних матеріалів та під час промислового, цивільного, підземного будівництва та ін. Тому не випадково, що нині є актуальним питання, щодо розширення досліджень техногенних ґрунтів.

На даному етапі просадковість техногенних ґрунтів в Україні, які б могли використовуватись як майданчики для проведення будівельних робіт вивчена не на достатньому рівні, так як не до кінця описанні зміни властивості ґрунту при частковому замочуванні гарячою водою. Для якісного оцінювання придатності інженерно-геологічних умов таких будівельних майданчиків потрібно додатково проводити дослідження фізико-механічних та деформаційних характеристик ґрунтів.

Однією із суттєвих деформаційних характеристик для визначення придатності техногенних ґрунтів є стисливість, за якою класифікуються будівельні майданчики за групою складності умов будівництва.

Для вивчення стисливості техногенно порушеного ґрунту використовувались два варіанта замочування ґрунту, а саме замочування в холодній воді, та в гарячій воді (60 °C). Зразки техногенних ґрунтів в природному стані відбиралися безпосередньо на будівельному майданчику м. Києва Солом'янського району, та в лабораторії НДІБК визначалися їх фізико-механічних властивостей та проводились компресійні випробування. Також дані зразки були замочені і їх дослідження проводились аналогічно ґрунта в природному стані. Для випробувань використовувалися компресійні прилади (Wikeham Farran, В. Великобританія)

Для аналізу та обробки результатів експериментальних досліджень застосовуємо метод статистичної обробки. Статистика дає стислу та чітку характеристику просадковості техногенних ґрунтів і водночас можливість виявити та пояснити тенденцію її розвитку. Метою статистичної обробки експериментальних даних є представлення їх у формі, зручній для аналізу та проведення такого аналізу, з метою виявлення певних закономірностей у процесах, стан яких відображає експериментальні дані. Для дослідження стисливості ґрунтів в різних станах порівнювались значення відносної вертикальної деформації. Дані досліджень заносились до таблиці 1.

Таблиця 1

Дані компресійних випробувань

Ґрунт в природному стані		Ґрунт замочений в холодній воді		Ґрунт замочений в гарячій воді	
К-ть зразків	Відносна вертикальна деформація	К-ть зразків	Відносна вертикальна деформація	К-ть зразків	Відносна вертикальна деформація
2	0,057	1	0,029	2	0,065
2	0,083	2	0,033	3	0,068
5	0,068	3	0,042	5	0,08
3	0,081	4	0,045	3	0,085

4	0,062	3	0,048	1	0,1
3	0,058	2	0,052	2	0,094
1	0,084	1	0,055	4	0,075

За результатами досліджень побудуємо графік залежності відносної частоти від відносної вертикальної деформації. Відклавши по осі абсцис значення відносної вертикальної деформації $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \dots, \varepsilon_k$, а по осі ординат — відповідні числа випадків $n_1, n_2, \dots, n_k$, отримаємо криву розподілу, відповідно до трьох варіантів дослідження техногенного ґрунту (рис. 1,2,3).

Крива розподілу виходить симетричною, тому що ймовірність відхилення відносної вертикальної деформації як у меншу, так і в більшу сторони приблизно однакова. Вона близька до симетричної кривої нормального закону розподілу Гаусса-Лапласа

$$n_x = \frac{n \Delta \varepsilon_x}{S \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\varepsilon_x - \varepsilon_m)^2}{2S^2}},$$

де n_x — число зразків, що показали відносну вертикальну деформацію ε_x , n — загальне число зразків, $\Delta \varepsilon_x$ — інтервал між значеннями ε_x .

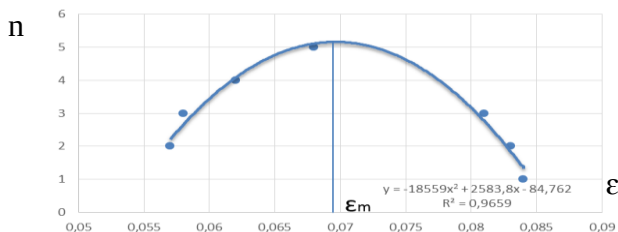


Рис. 1 Крива розподілу значень відносної вертикальної деформації техногенного ґрунту.

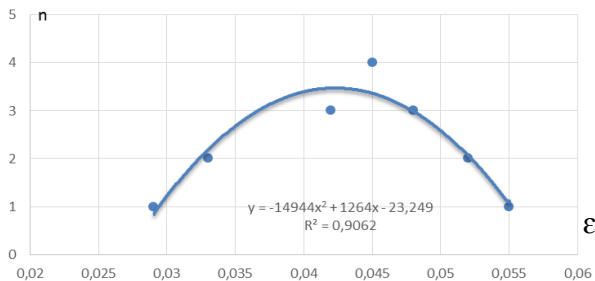


Рис. 2 Крива розподілу значень відносної вертикальної деформації техногенного ґрунту у замоченого в холодній воді

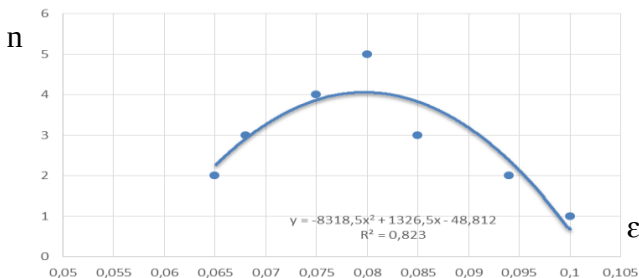


Рис 3. Крива розподілу значень відносної вертикальної деформації техногенного ґрунту замоченого в гарячій воді

Середня відносна вертикальна деформація всіх зразків ґрунту у в природньому стані буде становити

$$\begin{aligned}\varepsilon_m &= \frac{n_1\varepsilon_1 + n_2\varepsilon_2 + \dots + n_k\varepsilon_k}{n_1 + n_2 + \dots + n_k} = \\ &= \frac{0,057 \cdot 2 + 0,083 \cdot 2 + 0,068 \cdot 5 + 0,081 \cdot 3 + 0,062 \cdot 4 + 0,058 \cdot 3 + 0,084 \cdot 1}{2 + 2 + 5 + 3 + 4 + 3 + 1} = \\ &= \frac{1,369}{20} = 0,07\end{aligned}$$

Позначивши відхилення відносної вертикальної деформації окремих зразків від середнього значення через $\Delta_1 = \varepsilon_1 - \varepsilon_m$,

$\Delta_2 = \varepsilon_2 - \varepsilon_m$, $\Delta_k = \varepsilon_k - \varepsilon_m$ визначаємо середньоквадратичне відхилення для кривої розподілу техногенного ґрунту у :

$$S = \sqrt{\frac{n_1\Delta_1^2 + n_2\Delta_2^2 + \dots + n_k\Delta_k^2}{n_1 + n_2 + \dots + n_k}} = \sqrt{\frac{0,001943}{20}} = 0,0098$$

Аналогічно розраховуємо середню відносно вертикальну деформації та середньо квадратичне відхилення для кривої розподілу техногенного ґрунту у який був замочений в холодній воді.

$$\begin{aligned}\varepsilon_m &= \frac{n_1 \varepsilon_1 + n_2 \varepsilon_2 + \dots + n_k \varepsilon_k}{n_1 + n_2 + \dots + n_k} = \\ &= \frac{0,029 \cdot 1 + 0,033 \cdot 2 + 0,042 \cdot 3 + 0,045 \cdot 4 + 0,048 \cdot 3 + 0,052 \cdot 2 + 0,055 \cdot 1}{1 + 2 + 3 + 4 + 3 + 2 + 1} = \\ &= \frac{0,704}{16} = 0,04 \\ S &= \sqrt{\frac{n_1 \Delta_1^2 + n_2 \Delta_2^2 + \dots + n_k \Delta_k^2}{n_1 + n_2 + \dots + n_k}} = \sqrt{\frac{0,001036}{16}} = 0,008\end{aligned}$$

Відповідно середня відновна вертикальна деформація та середньо квадратичне відхилення всіх зразків техногенно порушеного ґрунту, який був замочений у гарячій воді буде становити:

$$\begin{aligned}\varepsilon_m &= \frac{n_1 \varepsilon_1 + n_2 \varepsilon_2 + \dots + n_k \varepsilon_k}{n_1 + n_2 + \dots + n_k} = \\ &= \frac{0,065 \cdot 2 + 0,068 \cdot 3 + 0,08 \cdot 5 + 0,085 \cdot 3 + 0,01 \cdot 1 + 0,094 \cdot 2 + 0,075 \cdot 4}{2 + 3 + 5 + 3 + 1 + 2 + 4} = \\ &= \frac{1,577}{20} = 0,08 \\ S &= \sqrt{\frac{n_1 \Delta_1^2 + n_2 \Delta_2^2 + \dots + n_k \Delta_k^2}{n_1 + n_2 + \dots + n_k}} = \sqrt{\frac{0,001846}{20}} = 0,0096\end{aligned}$$

Якісний результат розрахунків може бути пояснено таким чином, що нормальний розподіл є добрим наближенням кожного разу, коли розглянута випадкова величина, яка являє собою суму великого числа незалежних випадкових величин, максимальна з яких мала в порівнянні із всією сумою. В свою чергу середньоквадратичне відхилення є іменованою величиною, яка виражається в тих одиницях вимірювання, що й індивідуальна відзнака, тобто відносна вертикальна деформація. Розрахунок середнього квадратичного відхилення дозволяє визначити, наскільки в середньому коливається величина ознаки одиниць статичної сукупності. Отже, статистична обробка свідчить, про достатність дослідження 3-4х зразків ґрунту при порівняльному аналізі їх деформаційних характеристик та достовірність отриманих результатів лабораторних вимірювань.

АНАЛІЗ ЗАПАСІВ ТА ОЦІНКА МАСШТАБІВ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ ТОРФУ РІВНЕНСЬКОЇ ОБЛАСТІ

Загалом за кількістю родовищ і запасів торфу Рівненська область посідає друге місце серед усіх областей України.

При загальній площі області 20,1 тис. кв. км, площа торфових родовищ в межі промислової глибини покладів складає 1,33 тис. кв. км або 6,5% від загальної.

Торфовий фонд області складається з 332 торфових родовищ загальною площею в межі промислової глибини 133,6 тис. га і геологічними запасами торфу 376,9 млн. тонн або 17 % від загальних по Україні, з них: балансові запаси складають 188,7 млн. т, забалансові – 173,2 млн.т.

За адміністративними районами розподіл запасів торфу і заторфованість території – нерівномірні. В Рокитнівському районі ресурси торфу складають 67,3 тис. т, площа їх розповсюдження – 28470 га, заторфованість території – 12,5%; в Дубровицькому районі геологічні запаси складають 63066 тис. т, площа – 25046 га, заторфованість території – 13,5%. В південних районах, як наприклад, в Радивилівському, загальна площа торфових родовищ – 544га, запаси – 2467 тис.т, заторфованість – 0,6%; у Корецькому загальна площа торфових родовищ – 141 га, запаси торфу – 198 тис. т, заторфованість території – 0,1 %.

Понад 50% виявленого і розвіданого торфового фонду складають родовища площею, менше 100 га, але основні запаси зосереджені на 49 торфових родовищах, які мають площу понад 500 га.

Понад 80% розвіданого торфового фонду складають запаси торфу низинного типу. Але поряд з цим, значну частку складають поклади торфу верхового і перехідного типів, які зустрічаються на 25 родовищах торфу і займають площу, близько 15,0 тис. га, і запасами торфу верхового типу – понад 50 млн. т. Ці торфові родовища згруповані в північно-західній частині області. Найбільш значними з них є родовища: Морочно І, яке має площу в межі промислової глибини 5,1 тис. га і геологічні запаси – 15,86 млн. тонн; Морочно ІІ – площею 4,7 тис. га і геологічними запасами 12,6 млн. тонн.

Запаси торфу області за типами покладу розподіляються наступним чином: низинний – 80%, верховий – 9,7%, перехідний – 6,2 %, змішаний – 4,1 %.

За ступенем вивченості запаси торфу поділяються на розвідані категорій А, В, С₁ і попередньо розвідані – категорії С₂.

Ступінь розвіданості торфового фонду області – низький. З усього торфового фонду області 25% родовищ – розвідані детально і запаси є затверджені за категорією А. Решта 75% родовищ – розвідані попередньою і маршрутною розвідками, а також – обстежені; запаси – затверджені за категоріями С₁, С₂.

Найбільші за площею торфові родовища розвідано детально, вони мають 168,3 млн. т запасів торфу, що становить 44,8% від загальних запасів області.

Торфові родовища розповсюджуються по всій території області. Найбільша їх концентрація спостерігається в північній частині області, в долинах річок Стир, Горинь, Случ, Свига, а інші – в правих притоках річки Прип'ять, які являють собою західну частину Українського Полісся. Для подальшої розробки найбільш перспективними є три перші групи родовищ: експлуатаційні, резервні та перспективні для розвідки, що зосереджуються в 80 покладах (табл. 1).

В країнах Євросоюзу видобування торфу здійснюється не більше, ніж на 1% від загальної площі торфових родовищ в межах їх промислової глибини. Застосувавши цю норму для покладів Рівненської області, одержимо наступні значення екологічно допустимого масштабу видобування торфу (табл. 2).

Таблиця 1

Зведена таблиця запасів торфу Рівненської області по торфовим родовищам площею понад 10 га

Ступінь промислового освоєння	Кількість родовищ	Площа в межах промис-лової глибини, га	Запаси торфу, тис. т.	
			А+В+С ₁ +С ₂	Забалан-сові
1. Експлуатаційні	46	21410	61527	5588
2. Резервні	21	16324	48059	3304
3. Перспективні для розвідки	13	16682	30900	13189
4. Решта	252	73469	47261	151315
4.1. Охоронні	15	29892	-	77933
4.2. Осушені	127	19027	-	65154
4.3. Зазолені	16	1898	-	5761
4.4. Мілкопокладові	94	22652	47261	2467
Разом	332	127885	187747	173396

Таблиця 2

Екологічно допустимі (за стандартом країн Євросоюзу) масштаби розробки торфових родовищ в Рівненській області

Категорія запасів	Площа родовищ в межах промислової глибини, га	Екологічно допустима площа родовищ під розробку, га	Екологічно допустимий масштаб видобутку торфу, тис. т
1. Експлуатаційні	21410	214	112
2. Резервні	16324	163	81,5
3. Перспективні для розвідки	16682	166	88
4. Решта	73469	734,7	368,7
Разом	127885	1278,9	650,2

Таким чином (за стандартом країн Євросоюзу), в області можна одночасно проводити видобувні роботи на площах до 1280 га і видобувати в рік 650 тис. тонн фрезерного торфу.

УДК 622.271

Ю.І. Літвінов, асистент
ДВНЗ «Національний Гірничий Університет»
м. Дніпропетровськ

ПРИЙНЯТТЯ ЕКОЛОГО-ОРІЄНТОВАНИХ РІШЕНЬ В АСПЕКТІ РОЗВИТКУ ЗЕМЛЕЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПРИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОЗРОБКАХ

Технологія відкритих гірничих розробок, як сукупність способів зміни природного стану гірських порід у надрах Землі, спрямована на витяг мінеральних продуктів або використання підземного простору. Технологія відображає спосіб поєднання людини та засобів виробництва, що характеризує рівень його використання. Способи впливу засобів виробництва на масив гірських порід визначаються прийнятою організацією технологічного процесу для досягнення кінцевої мети.

Глобальні масштаби сучасного впливу людини на надра Землі сформували завдання оптимізації технології гірничих робіт, яке необхідно вирішити шляхом комплексного освоєння надр і пріоритетного розвитку еколого-орієнтованих технологій природокористування. Причому, відкриті гірничі розробки виявляють

досить різноманітний та специфічний вплив на літосферу, що пов'язано, насамперед, із проникненням у земну кору, вилученням з надр більших масивів гірських порід, руйнуванням земної поверхні тощо.

Сучасні взаємовідносини суспільства та природи характеризуються наявністю екологічних обмежень, необхідністю технологічного вирішення питань щодо охорони природи, зокрема, запобіганню виникненню еколого-економічних проблем. Актуалізація цих проблем потребує підвищення уваги до їх вирішення при використанні методів прийняття еколого-орієнтованих рішень. За даними [1], витрати на запобігання можливих негативних впливів на навколишнє середовище, екологізацію виробництва окупаються в середньому за 5–7 років. Включення екологічних факторів у процедуру прийняття рішень на стадії проектування обходиться в 3–4 рази дешевше наступного впровадження додаткового очисного устаткування.

Наведені лише деякі приклади наслідків експлуатації родовищ корисних копалин та для того щоб уникнути їх суспільство має враховувати також обмеженість мінеральних запасів, які лише частково відтворюються. Тому прийняття еколого-орієнтованих рішень щодо прийняття технології видобування корисних копалин, їх раціональне використання для виробництва продукції має бути головним напрямом розвитку гірничодобувних підприємств, зокрема при диверсифікації виробництва [2].

Що стосується природоохоронних заходів за досліджуваною темою, то можна виділити наступні види рішень, що приймаються гірничодобувним підприємством:

- технологічні рішення приймаються підприємством, яке відпрацьовує родовище та використовує для цього природні ресурси;
- технологічні рішення приймається з урахуванням результатів аналізу проблемної ситуації та стану об'єкту, що розглядається;
- технологічні рішення приймається шляхом вибору одного з можливих варіантів, який визнається кращим за критерієм екологічної ефективності у даних умовах.

Екологічна ефективність технологічних рішень відпрацювання родовища, врешті-решт, обумовлена підвищенням якості життя людей на території гірничопромислового регіону. Тобто, якість життя перебуває в сфері впливу цих рішень за умови їх впровадження й повної реалізації. Отже, вирішення еколого-технологічних проблем мають також чітко виражену соціальну спрямованість, а на їх прийняття чинить вплив просторовий та часовий чинники.

Література

1. Научные основы рационального природопользования при открытой разработке месторождений: монография / Г.Г. Пивняк, И.Л. Гуменик, К. Дребенштедт, А.И. Панасенко. – Днепропетровск: НГУ, 2011. – 568с.
2. Шаповал В.А. Підвищення ефективності використання основних фондів гірничо-збагачувальних комбінатів шляхом диверсифікації виробництва: Автореф. дис... канд. екон. наук: 08.06.01 / В.А. Шаповал; Нац. гірн. ун-т. – Д., 2003. – 18 с.

УДК 622.271.4

Р.В. Слободянюк, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ ІЗ КІЛЬЦЕВОЮ СХЕМОЮ РУХУ КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ

Постановка проблеми та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Екскаваторно-автомобільний комплекс на кар'єрах являє собою складну технологічну систему. З поглибленням кар'єрів зростає складність топології кар'єрних автодоріг. Велика частка технологічних доріг є тимчасовою та має критичну ширину. Це ускладнює рух транспорту та спричиняє значні складнощі при переході на більші типорозміри автосамоскидів.

З іншого боку, намітилися складнощі з розвитком та реконструкцією комплексів циклічно-потокової технології (ЦПТ) зі стаціонарними дробильно-перевантажувальними пунктами. Це пов'язано з необхідністю випереджувального проведення розкривних робіт, суттєвими капітальними вкладеннями в конвеєрне та дробарне обладнання, консервацією значних обсягів руди. Альтернативним варіантом є технологія, що передбачає зростання дальності транспортування кар'єрним автотранспортом, однак це також призводить до зростання кількості автосамоскидів у комплексі.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. У 90-х роках минулого сторіччя для використання в кар'єрах була запропонована технологічна схема з кільцевим рухом і попутним навантаженням автосамоскидів. Її ефективність забезпечується за рахунок зменшення у загальній тривалості рейсу частки руху порожнього автосамоскиду. Але у відомому варіанті ця схема має дуже обмежену область використання і на практиці не застосовується. Для ефективного застосування цієї схеми потрібні особливі гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови, в

яких сума відстані, яку проїжджає автосамоскид з гірничою масою, більше або дорівнює сумі відстані, яку проїжджає порожній автосамоскид. Наприклад, такі умови створюються при внутрішньому відвалоутворенні в глибинній зоні кар'єру, коли пункти розвантаження розкриву розташовані поблизу видобувних вибоїв. Проте, у загальному випадку розкриття вибоїв знаходяться вище видобувних, а пункти вивантаження розкриття розташовані вище пунктів розвантаження руди і умови для ефективного використання способу не створюються.

Постановка завдань дослідження. Мета дослідження – вдосконалення технології відкритих гірничих робіт в глибоких залізрудних кар'єрах за рахунок комплексного управління структурою і параметрами кар'єрних вантажопотоків.

Виклад основного матеріалу і результати. Основною ідеєю розробленої технології є використання принципу кільцевого руху автосамоскидів. Для застосування даної організації руху кар'єрних автосамоскидів пропонується використати пристрій для спуску порожніх автосамоскидів в кар'єр. На неробочому борті кар'єру споруджується пристрій для спуску з денної поверхні в кар'єр порожніх автосамоскидів, які після спуску переміщуються за наступною схемою: рудний вибій – пункт розвантажування руди – розкриттєвий вибій – відвал розкриттєвих порід - пристрій для спуску з денної поверхні в кар'єр порожніх автосамоскидів.

На рис.1 показаний умовний переріз кар'єру з відображенням стадій роботи автотранспорту згідно кільцевої схеми руху, транспортні комунікації включають в себе дороги на поверхні та всередині кар'єру, відвальні автошляхи та спусковий пристрій, що розташований на неробочому борті кар'єру; на рис.2 - умовний переріз кар'єру з відображенням стадій роботи автотранспорту згідно кільцевої схеми руху, транспортні комунікації включають в себе дороги на поверхні та всередині кар'єру, відвальні автошляхи та спусковий пристрій, що розташований у шахтному стволі під бортом кар'єру. На схемі стрілками показано порядок переміщення автосамоскидів протягом циклу їх роботи.

Спосіб розкриття крутоспадних родовищ при відкритій розробці корисних копалин реалізується наступним чином. Почергово відпрацьовуються горизонти кар'єру з утворенням розкриттєвих та видобувних уступів, здійснюється поглиблення кар'єру з формуванням між поверхнею (1) та нижнім (2) горизонтом кар'єру (3) транспортних комунікацій. Для організації в кар'єрі кільцевого руху транспортних засобів на його неробочому борті у похилій траншеї (4), або у вертикальному стволі (5), що з'єднаний з кар'єром автомобільною

штольнею (6), споруджується пристрій (7) для спуску автосамоскидів, з верхнього положення (8) у нижнє (9). Внаслідок цього, після навантаження автосамоскиду у видобувному вибої (10), руху до місця розвантаження (дробарка циклічно-потокової технології або перевантажувальний майданчик), розвантаження (11), переміщення до найближчого доступного розкривного вибою (12), навантаження розкривними породами, транспортування порід до відвалу (13), розвантаження на відвалі, руху до спускової установки на поверхні кар'єру (8), відбувається переміщення автосамоскиду спусковим пристроєм (7) на нижній горизонт (9) кар'єру і рух до вільного видобувного вибою (10).

Існують два варіанти розташування спускового пристрою: на неробочому борті кар'єру у похилій траншеї, та під неробочим бортом кар'єру у шахтному стволі, вибір яких здійснюється на підставі порівняння техніко-економічних показників.

Переваги даного способу розкриття при відкритій розробці крутоспадних родовищ корисних копалин над існуючим полягають у зменшенні необхідної кількості транспортних засобів для забезпечення гірничотранспортних потреб кар'єру (підвищення продуктивності роботи внаслідок зменшення частки порожнього руху у загальній тривалості рейсу), зменшенні витрат на експлуатацію автотранспорту (частина переміщення автосамоскиду у порожньому стані відбувається при вимкненому двигуні), падінні вірогідності виникнення аварійних ситуацій (зменшується кількість маневрів зустрічного транспорту, найбільш аварійна ділянка руху автосамоскидів власним ходом - на спуск, майже відсутня у межах кар'єру).

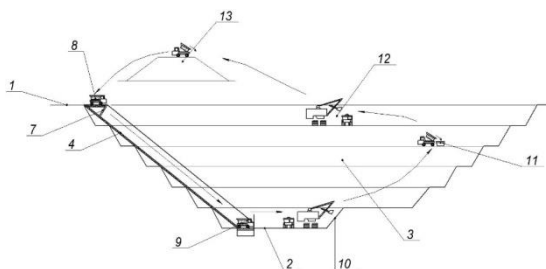


Рис. 1. Технологічна схема з використанням пристрою для спуску в кар'єр порожніх автосамоскидів, який розташований у похилій траншеї

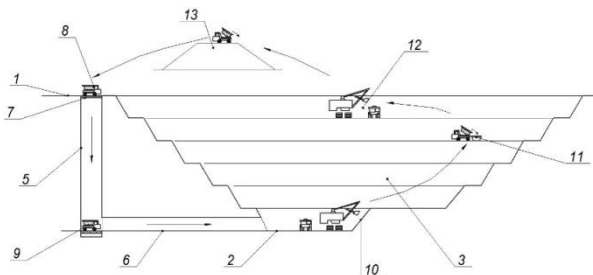


Рис. 2. Технологічна схема з використанням пристрою для спуску в кар'єр порожніх автосамоскидів, який розташований у шахтному стволі

Конкурентні переваги і відмінності розробленої технології:

1. Комбінована транспортна система, що складається з кар'єрних автосамоскидів і пристрою для спуску в кар'єр порожніх автосамоскидів, що забезпечує створення умов, необхідних для організації руху кар'єрних автосамоскидів по кільцевій схемі з мінімальним плечем холостого пробігу і характеризується відсутністю в кар'єрі протилежно спрямованих потоків порожніх і навантажених автосамоскидів.

2. Комбінована транспортна система, що складається з кар'єрних автосамоскидів і пристрою для спуску в кар'єр порожніх автосамоскидів, що забезпечує створення умов для обслуговування одним автосамоскидом упродовж одного транспортного циклу двох екскаваторних вибоїв, за наступною схемою: рудний вибій – пункт розвантажування руди – розкривний вибій – відвал розкривних порід – пристрій для спуску з денної поверхні в кар'єр порожніх автосамоскидів.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Технічний результат запропонованої технології полягає у зменшенні необхідної кількості кар'єрних автосамоскидів за рахунок підвищення їх експлуатаційної продуктивності внаслідок зменшення частки порожнього руху у загальній тривалості рейсу, зменшенні витрат на експлуатацію автотранспорту (переважна частина переміщення автосамоскиду у порожньому стані відбувається при вимкненому двигуні), зменшенні вірогідності виникнення аварійних ситуацій (зменшується кількість маневрів зустрічного транспорту, найбільш аварійний вид руху автосамоскидів власним ходом - на спуск - майже відсутній у межах кар'єру). Застосування пристрою для спуску автосамоскидів дозволяє перейти на більшості ділянок технологічних доріг в кар'єрі на використання одностороннього руху автосамоскидів.

Використання пристрою для спуску з денної поверхні в кар'єр порожніх автосамоскидів створює умови, в яких відстань руху кар'єрного автосамоскиду з вантажем перевищує відстань, що проїжджає порожній автосамоскид за рахунок того, що більшу частину потенційної відстані руху порожнього автосамоскиду він долає за допомогою пристрою для спуску кар'єрних автосамоскидів. За результатами дослідження подана заявка на отримання патенту на винахід.

УДК 624.1

Григоренко О.В., студент,

Зайченко С. В., д.т.н., доц.,

Кравець В. Г., д.т.н., проф.

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут»

ФОРМУВАННЯ ГЕОТЕХНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ПРИКОНТУРНИХ ГРУНТОВИХ ШАРІВ ТУНЕЛЮ ЕЛЕКТРОХІМІЧНИМ МЕТОДОМ

Будівництво підземних споруд і тунелів є пріоритетним напрямком розвитку великих міст, поверхня яких щільно забудована будівлями та об'єктами міської інфраструктури. При аналізі процесів зведення тунелів закритим способом можна зазначити, що технології проходження тунелів мають ряд недоліків (підвищені витрати на матеріали, висока енергоємність і трудомісткість, низька якість ущільнення обробки і т. д.), які істотно знижують техніко-економічні показники та експлуатаційні властивості споруд. У той же час у світі розвиток підземного будівництва йде шляхом застосування технологій, заснованих на використанні потенційної несучої здатності гірського масиву, що дозволяють підвищити якісні показники споруд за рахунок формування нових геотехнічних властивостей прилеглих ґрунтових шарів.

Процес перетворення ґрунтів поширеними методами (струменевою цементацією, трамбуванням, вибухом, термічною обробкою) супроводжується значними витратами дорогих матеріалів і енергії з малою часткою корисної дії. Причина великих витрат енергії і ресурсів полягає в сутності хімічних та фізичних процесів, які покладені в основу зазначених методів обробки ґрунтових масивів. Напрямки розвитку будівництва підземних об'єктів повинні базуватися на сучасних енергоефективних і ресурсозберігаючих технологіях, а також

процесах формування фізико-механічних властивостей ґрунтових масивів. Використовувати позитивні досягнення наявних методів формування геотехнічних властивостей гірських масивів можливо за рахунок застосування більш технологічних способів впливу на ґрунти, зокрема - технології електрохімічної обробки. Сутність такої технології полягає в пропущенні через ґрунт постійного електричного струму, а також введення електроліту, використання якого призводить до цілого ряду фізико-хімічних процесів, що ведуть до осушення і зміцнення ґрунту. Застосування електрохімічної обробки для зміни міцнісних і деформаційних характеристик глинистих ґрунтів знайшло своє застосування при зведенні наземних споруд. Враховуючи ту обставину, що електрохімічна обробка є ефективним способом зміцнення глинистих ґрунтів, не вимагає при цьому застосування складного обладнання, її застосування представляє собою інтерес в умовах зведення підземних споруд, зокрема, для стабілізації властивостей прилеглих до тунелю ґрунтових масивів. При дослідженні електрохімічних процесів у ґрунтах, прикладами яких є електрохімічна обробка ґрунтів або катодний захист підземних споруд, необхідно встановити взаємозв'язок основних технологічних параметрів геотехнічної системи, а саме, розподіл напружень вздовж електродів і в займаному ними обсязі. Відмінною особливістю застосування електрохімічної обробки є формування нових геотехнічних властивостей ґрунтових масивів для максимально можливого обсягу, що дозволить максимально перерозподілити напруги від дії навантажень. Для умов підземного будівництва це можливо за рахунок подачі одного з полюсів на щит і розташування одного з електродів вздовж осі тунелю (рис.1). З метою досягнення максимальної щільності ґрунту по контуру обробки тунелю для анода використовується корпус щита, а для катода (дренажу) використовується перфорована металева труба. З метою поліпшення триботехнічних характеристик системи щит-ґрунт можлива комутація полярностей, однак при цьому потрібні додаткові заходи щодо гідроізоляції та відведення води.

Для визначення параметрів розподілу електричного поля застосуємо відоме рішення для двох металевих циліндрів, з різними радіусами r_1, r_2 , осі яких розташовані на відстані. Циліндри знаходяться під дією постійної напруги U (рис. 2).

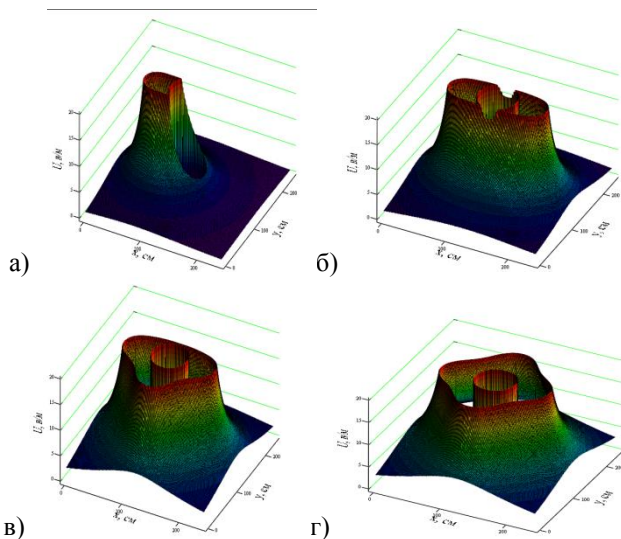


Рис.3. Розподіл напруги $U_{\min}$ при різній кількості електродів: одному (а), двох (б), трьох (в) і чотирьох (г).

З аналізу графіків випливає, що більш повна і рівномірна обробка прилеглого контуру в просторі досягається при використанні трьох і більше катодів.

У перспективі в поєднанні з фізико-хімічними методами обробки ґрунтів технологія може забезпечити істотне кероване підвищення міцнісних властивостей оточуючого тунель масиву і, як наслідок, зменшення осідань і деформацій як навколишнього масиву, так і самої підземного споруди.

УДК 622.271.32: 005.61

О.Ю. Блинюкова, аспірант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ НА ОБЪЕМЫ ВСКРЫШИ

Вскрышные работы на карьерах являются вынужденной необходимостью: они удорожают добычу полезных ископаемых и увеличивают вредное влияние открытой разработки месторождений на окружающую среду. Поэтому для проектировщиков одной из

приоритетных и проблемных задач является определение минимальных объемов вскрышных работ, обеспечивающих достижение заданной производительности карьера по полезному ископаемому.

Совершенствованием методов планирования горных работ и проектирования карьеров постоянно занимались многие ученые: Анистратов Ю.И.; Арсентьев А.И.; Близнюков В.Г.; Дриженко А.Ю.; Ковальчук В.А.; Новожилов М.Г.; Ржевский В.В.; Четверик М.С. и др.

Цель настоящей работы: показать влияние производительности карьера по полезному ископаемому на объемы вскрышных работ и их основной показатель – коэффициент вскрыши.

На примере условного карьера, представленного разрезом на рис. 1 линией 1 показано положение горных работ при проектной производительности карьера по руде (A_p).

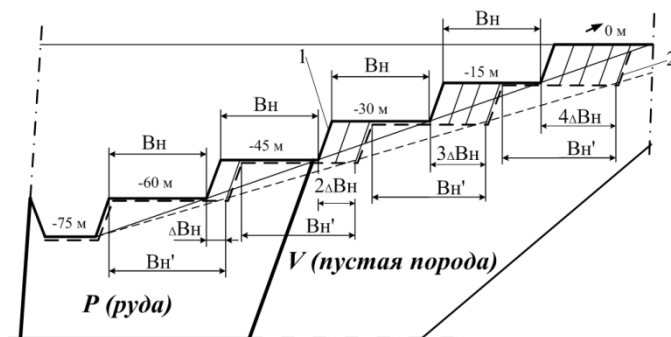


Рис. 1. Схема для определения взаимосвязи вскрышных работ и производительности карьера: 1 (—) и 2 (---) – положение рабочего борта карьера при работе с производительностью по руде A_p и $A_p + \Delta A_p$; ΔB_n – увеличение нормативной ширины рабочей площадки при увеличении производительности карьера по руде на ΔA_p ; B'_n – нормальная ширина рабочей площадки при работе карьера с производительностью по руде $A_p + \Delta A_p$

При увеличении годовой производительности карьера по руде на ΔA_p нормальная ширина рабочей площадки на каждом горизонте увеличится на ΔB_n . Для случая, показанного на рис. 1, результаты расчета изменений текущего коэффициента вскрыши (n_t) и объемов вскрышных работ (A_v) в зависимости от изменения производительности карьера по руде (A_p) представлены графически на рис. 2.

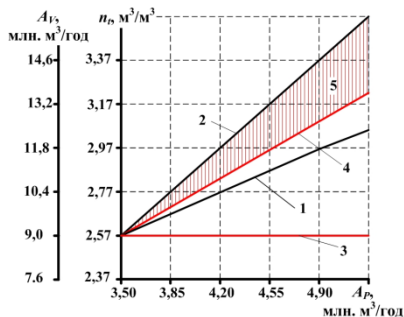


Рис. 2. Зависимость текущего коэффициента вскрыши (1) и объемов вскрышных работ (2) от производительности карьера по руде: 3 – постоянный коэффициент вскрыши; 4 – объем вскрышных работ при постоянном коэффициенте вскрыши; 5 – отставание вскрышных работ

По графикам видно, что увеличение производительности карьера по руде сопровождается увеличением текущего коэффициента вскрыши (линия 1). При увеличении производительности карьера по руде, планирование объемов вскрышных работ (линия 4) по постоянному коэффициенту вскрыши (линия 3) приведет к несоблюдению Норм технологического проектирования по готовым к выемке запасам руды и объемов пустых пород.

Несоблюдение выявленных закономерностей при планировании горных работ часто приводит к отставанию вскрышных работ. Разработана методика определения размера отставания вскрышных работ от необходимых объемов. По этой методике были определены объемы отставания вскрышных работ от необходимых на некоторых железорудных карьерах Украины по состоянию горных работ на 01.01.2013 года. Так отставание вскрышных работ составило: в карьере Ингулецкого ГОКа – 8,5 млн. м³ (35 %); на Анновском и Первомайском карьерах Северного ГОКа – 2,44 млн. м³ (13 %) и 15,3 млн. м³ (47 %) соответственно; на карьере Полтавского ГОКа – 10,2 млн. м³ (27 %).

ОЦІНКА ПЕРСПЕКТИВ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ ТОРФУ РІВНЕНСЬКОЇ ОБЛАСТІ

При видобуванні торфу розрізняють наступні способи проведення відкритих гірничих робіт: пошарово-поверхневий, пошарово-щілинний та кар'єрний. На даний час в області домінуючим є пошарово-поверхневий, або фрезерний спосіб видобування. При цьому способі кінцевою продукцією є фрезерна крихта, що характеризується наступними показниками: тип покладу; ступінь розкладання шару покладу; вміст вологи; зольність; питома теплота згоряння; засміченість деревиною, шматками очісу і іншими сторонніми включеннями; насипна щільність; вміст дрібної фракції до 1 мм; середній діаметр частинок.

Фрезерний торф використовують як сировину для виробництва наступної продукції: паливо; добриво; підстилка; горщики та пакувальний матеріал; активоване вугілля; дріжджі; гірничий віск.

При виборі виду продукції враховують наступні показники: тип покладу, ступінь розкладу (R) та зольність (A^c). В залежності від виду продукції вони змінюються.

При виборі виду продукції потрібно враховувати, що характеристика покладу змінюється як по площі так і по потужності.

На даний час в області з фрезерного торфу в основному виробляють паливо та добрива.

Видобуток торфу проводить Державне підприємство "Рівнеторф" Державного концерну "Укрторф" Міністерства палива та енергетики України.

Таблиця 1

Вимоги до торфу як сировини для різних видів продукції

№ п/п	Вид продукції	Низинний торф	Верховий і перехідний торф
1.	Паливо	R – 10% і вище A ^c – до 23%	R – від 20% A ^c – до 23%
2.	Добриво	R – від 15% A ^c – до 35% CaO – від 10% P ₂ O ₅ – від 1%	R – від 15% A ^c – від 35%

4.	Дріжджі	-	R – від 35% A ^c – до 6%
5.	Активоване вугілля	-	R – від 35% A ^c – до 6%
3.	Гірничий віск	Всі типи торфу A ^c – до 10%, R – від 30%, основні критерії- вміст бензинових бітумів – 5%	
6.	Підстилка	Всі типи торфу R – від 15% - 20%, A ^c – до 15%	
7.	Горщики та пакувальний матеріал	Всі типи торфу R – від 10% до 25%, A ^c – до 15%	

До складу ДП «Рівнеторф» в різні роки входили структурні підрозділи, які працювали на наступних сировинних базах: «Володимирецьторф» - Гряда; «Моквинторф» - Піскове; «Березнеторф» - Дике Гало; "Чемернеторф" - Корабельське; "Смигаторф" – Старники; "Клесівторф" - Кременіне, "Вербаторф" - Верб І.

Станом на 01.01.2016 р. в структурі ДП «Рівнеторф» залишився лише підрозділ "Смигаторф", що проводить видобувні роботи на торфовому родовищі Старники. Всі інші підрозділи в силу різних причин ліквідовані, або знаходяться в процесі ліквідації, але в перспективі на перерахованих покладах видобувні роботи можуть бути поновлені.

На ДП «Рівнеторф» видобувають два види фрезерного торфу: паливний та для сільського господарства. З паливного фрезерного торфу виробляють напівбрикети, які використовують в якості комунально-побутового палива.

Фактичні об'єми видобувних робіт на підприємстві наступні:

Таблиця 2

Об'єми видобувних робіт на ДП «Рівнеторф»
(фрезерний торф), тис. т.

Рік	План	Факт	% до плану
2012	173	143,496	82,9
2013	175	106,352	60,8
2014	127	142,200	112,0
2015	125	162,767	130,1
2016	125		

Перевиконання планових завдань ДП «Рівнеторф» у 2014 та 2015 роках на 12-30 % пояснюється наступним:

- зростанням цін на енергоносії в Україні;
- переведення опалювальних приладів з природного газу на тверде паливо;
- підвищення попиту на торфові напівбрикети.

Тобто, щорічне зменшення ресурсів торфуги (без урахування того, що вони за цей час частково відновилися за рахунок торфоутворення на неосушених родовищах) становить приблизно 0,085 % від балансових запасів торфуги в області.

Існуючі запаси торфуги дозволяють значно розширити видобуток торфуги в області.

УДК 622.271.333:621.86.06

**С.А. Федоренко, магістр,
С.А. Жуков, д.т.н., проф.**

ГВУЗ «Криворозжський національний університет»

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ЗОНИРОВАНИЕ В КАРЬЕРЕ ПРИ МНОГОКАНАЛЬНО-ИНТЕГРИРОВАННОМ ГРУЗОПОТОКЕ

Вовлечение главного конвейера циклично-поточной технологии (ЦПТ) в транспортирование попутных ископаемых при конверсии рудника (переходе на целевую добычу нерудного сырья) требует согласования и установления определенного ритма чередования выдачи из карьера разнородного сырья (диверсифицированной минеральной продукции). Целесообразно обеспеченным это может быть за счет оптимизации размещения на концентрационном горизонте (горизонтах) накопительно-буферных складов и «пульсаций» их объемов. Устройство таких дополнительных складов и обслуживающего их оборудования требует соответствующих площадок, что при существующих стесненных условиях большинства железорудных карьеров является наиболее сложной проблемой, затрудняющей повышение степени комплексного освоения недр при рассматриваемом направлении конверсии ГОКов.

Решение рассматриваемой проблемы существенно облегчается методом построения элементов обнажений и определения их параметров при формировании борта карьера с размещением на нём перегрузочных пунктов, связанным с разносом борта или оставлением целиков. Но при рассматриваемой эволюции освоения месторождения возникает ряд специфических особенностей, которые требуют отдельного рассмотрения.

В целом горно-геометрические параметры необходимого пространственного комплекса при разносе борта и формировании

целиков определяются площадями, необходимыми для размещения соответствующего нормам проектирования элементов вводимого объекта, которые детерминируются следующими факторами: максимальными (пиковыми) объёмами внутрикарьерных складов сырья – приходящего из забоев и прошедшего первичную переработку (дробленного, усредненного, пассированного и т.д.); габаритами дробильно-перегрузочного узла, главного и вспомогательных комплексов перегрузки и сортировки продукции или полуфабрикатов по их видам, которые в свою очередь и главным образом зависят от типов и габаритов применяемого оборудования (дробилок, подъёмных и транспортирующих конвейеров, экскаваторов, погрузчиков, бульдозеров, отвалообразователей или штабелеукладчиков, грейферных, кабель-кранов, деррик-кранов и т.д.). К перечисленному добавляются размеры дорог (ж.-д. и автомобильных), а также регламентированных зон (проездов, тупиков, площадок, берм и т.д.).

Однако всем этим еще не исчерпывается вопрос определения окончательных границ необходимого пространства. С учетом типа (рыхлые, скальные), структуры и состояния горных пород – субстрата, на котором располагается комплекс, – претерпевших многократные многолетние воздействия массовых взрывов, а также наличия в комплексе генератора динамических воздействий на массив – одной дробилки или нескольких, совместная работа которых может сопровождаться гиперчастотным резонансом, недопустимым является игнорирование геомеханического фактора, так как в рассматриваемых условиях проявление виброреологических процессов в массиве уступа может обусловить критические его состояния при повышении угла откоса обнажения при сдвигании и страивании уступов, почти неизбежных при устройстве рассматриваемых технологических комплексов в действующих железорудных карьерах. Именно этим объясняется стремление авторов к таким пространственным решениям аккумулирующих складов, когда они помимо основной функции служат еще и подпорной насыпью для откоса вышележащего уступа.

В свою очередь габариты площадок для внутрикарьерного размещения комплексов перегрузки (КП) в основном зависят от следующего:

- типа аккумулирующих складов и их вместимости;
- типа перегрузочного пункта и его конкретного конструктивного исполнения;
- типа и расположения магистрального конвейера на горизонте расположения перегрузки;
- конструктивных решений узлов перегрузки с питающих конвейеров на магистральный;

- организационно-пространственного решения данного технологического комплекса;
- интенсивности функционирования и частоты переключения конвейеров;
- предусмотренной возможности применения других видов транспорта (автомобильного, ж.-д.) и средств погрузки (экскаваторы, погрузчики), что является вполне закономерным, если учитывать, что значительная часть нерудной горной массы (продукции) аккумулирующих складов представлена строительными щебнями, которые используются для устройства и поддержания внутрикарьерных дорог.

В настоящее время используются следующие основные типы КП: устройства бункерного типа; склады хребтового типа линейной формы; комбинация корпусов погрузки и складов (комбинированные КП). Однако анализ практики ГОКов показывает крайние трудности в обеспечении возможностей устройства объектов подобного класса в силу стесненности существующих условий. Авторами данной статьи в свое время было предложено решение устройства аккумулирующих внутрикарьерных складов в виде подпорных насыпей. Но если речь идет о высококачественном нерудном сырье попутной добычи, то на наш взгляд целесообразнее создавать скатно-секторные аккумулирующие пространства, концепция которых представлена на рис. 1.

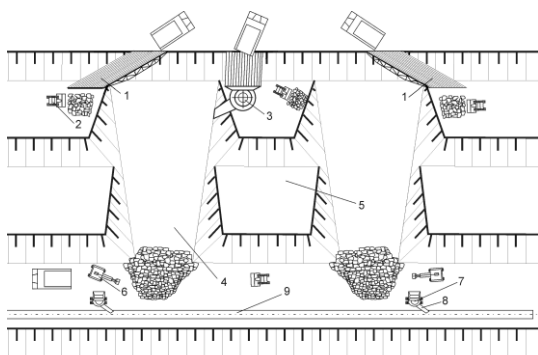


Рис. 1. Участок карьера со скатно-секторными аккумулирующими внутрикарьерными складами: 1 – разгрузка на грохот или вибросито; 2 – бульдозер; 3 – дробильный комплекс; 4 – скат; 5 – разделительный целик; 6 – экскаватор (погрузчик); 7 – передвижной дробильно-перезагрузочный узел; 8 – питатель; 9 – магистральные конвейеры

Что касается устройств бункерного типа, которые по конструктивным признакам, определяющим геометрические параметры, могут быть с поперечной или продольной загрузкой думпкаров, полузаглубленного (тоннельного) типа, с механизмами распределения горной массы по ячейкам, то они реально могут быть использованы лишь при наличии в общей структуре диверсифицированной продукции карьера незначительной по объему, не совсем ритмично добываемой, но достаточно ценной разновидности, когда рациональнее для ее выдачи из карьера организовать отдельную транспортную линию, чем включать в ЦПТ, которая требует высокой производительности и ритмичности для обеспечения своей эффективности и рентабельности.

Хребтовые склады линейного типа в данных условиях могут быть одно- и многосекционными, но по числу погрузочных путей – одно-, а не двусторонними.

По типу применяемого погрузочного оборудования склады могут быть оборудованы колесными погрузчиками или экскаваторами; с погрузкой питателями из штабелей; с конвейером-перегрузателем и точечной погрузкой.

В отношении способа формирования штабеля в предлагаемом решении, кроме существующих типов складов – эстакадных и безэстакадных с применением отвалообразователя или штабелеукладчика, становится возможным и наиболее целесообразным организованный по принципу отвального, с разгрузкой самосвалов или думпкаров на откос – стенку склада.

В зависимости от конкретного решения, наличия или отсутствия дополнительных к конвейерному видов транспорта габариты перегрузочных площадок определяются шириной, совокупной длиной штабелей и углами, обусловленными нормами вписывания железнодорожных путей, если таковые присутствуют. Учитывая наличие нескольких видов транспорта как неизбежное (хотя бы на переходном этапе), целесообразнее всего не игнорировать это и в соответствующих расчетах.

ВСКРЫТИЕ НИЖНЕГО ГОРИЗОНТА, ИСКЛЮЧАЮЩЕЕ ЗАТОПЛЕНИЕ ДНИЩА КАРЬЕРА

Поддержание заданной производительности карьера по руде обеспечивается своевременным восполнением и наращиванием рудного фронта за счёт вскрытия новых горизонтов. На железорудных карьерах наибольшие отклонения от плановых объемов добычи связаны с производством работ на нижних горизонтах. Именно эта зона карьеру характеризуется наиболее богатой рудой, но, вместе с тем, в условиях глубоких горизонтов наиболее ярко выражена зависимость горных работ от климатических условий. Данная зависимость проявляется в виде периодического затопления дна карьера стоком ливневых вод. С учетом постоянного притока в пространство карьера подземных вод на глубоких горизонтах создаются горнотехнические условия, которые затрудняют реализацию проектных решений из-за невозможности эксплуатации прямых электрических лопат в обводненных условиях.

В результате уже на стадии принятия предпроектных и проектных решений по разработке месторождения могут быть допущены ошибки в определении скорости углубки карьера и его возможной производительности по руде.

При выполнении представленного исследования решались следующие задачи:

- анализ современного состояния и особенностей горных работ на глубоких горизонтах железорудных карьеров, существующих технологических схем вскрытия и подготовки глубоких горизонтов в условиях их подтопления ливневыми и подземными водами;

- определение рациональной зоны применения существующих технологических схем проходки траншей в зависимости от геометрических размеров карьера и величины прогнозируемого стока ливневых вод.

- сравнительный анализ выемочно-погрузочного оборудования с точки зрения эффективности его применения для ведения работ на глубоких обводненных горизонтах;

- разработка и обоснование технологических схем проходки въездных траншей при вскрытии и подготовке новых уступов

глубоких железорудных карьеров в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях;

- определение зависимости технико-экономических показателей проходки траншеи от гидрогеологических условий вскрываемого горизонта и структуры комплекса выемочно-погрузочного оборудования.

- исследование зависимости скорости углубки карьера и его производительности от организации работ по вскрытию нового горизонта.

В результате анализа современного состояния открытых горных работ на глубоких железорудных карьерах Кривбасса было установлено, что оптимальная скорость вскрытия горизонтов обеспечивается применением технологических схем, предполагающих проходку вьездных траншей канатной мехлопаты на полную высоту уступа. На практике, при вскрытии обводнённых горизонтов с применением прямой механической лопаты используется послонная схема, предполагающая сооружение на каждом слое нескольких временных зумпфов. В этом случае прямая мехлопата работает по неэффективной и небезопасной технологии.

В теории проектирования карьеров аналитические принципы определения возможной скорости углубки не учитывают взаимосвязь вопросов организации работ по вскрытию горизонта и его осушения. В то же время, анализ показал, что эффективной и обоснованной технологии ведения горных работ по вскрытию новых горизонтов в сложных гидрогеологических условиях глубоких железорудных карьеров не было.

Установлено, что с достижением горными работами глубин более 350-400 м, дальнейшая углубка карьера с применением существующих технологических схем проходки траншей прямой мехлопаты будет не рациональной.

Установлено, что наиболее подходят для вскрытия обводненных горизонтов гидравлические экскаваторы типа обратная лопата. Но область их максимально эффективного применения ограничена уступами, имеющих высоту, меньше их максимальной глубины черпания. В условиях карьеров Кривбасса, отрабатывающих крепкие скальные породы, для сооружения вскрышных выработок, которые должны обеспечить перемещение автосамосвалов грузоподъемностью более 110 тонн, использование только обратных гидравлических лопат приведет к увеличению эксплуатационных затрат на вскрытие уступа. Это позволило обосновать технологический комплекс для вскрытия новых горизонтов в составе обратных гидравлических и прямых механических лопат. Были разработаны комбинированные

технологические схемы с использованием разнотипного выемочно-погрузочного оборудования – прямых механических и обратных гидравлических лопат.

В зависимости от порядка выполнения горных работ и последовательности использования разнотипного выемочно-погрузочного оборудования комбинированные схемы проходки траншей в сложных гидрогеологических условиях можно разделить на схемы с параллельным (одновременным) и последовательным использованием разнотипного оборудования.

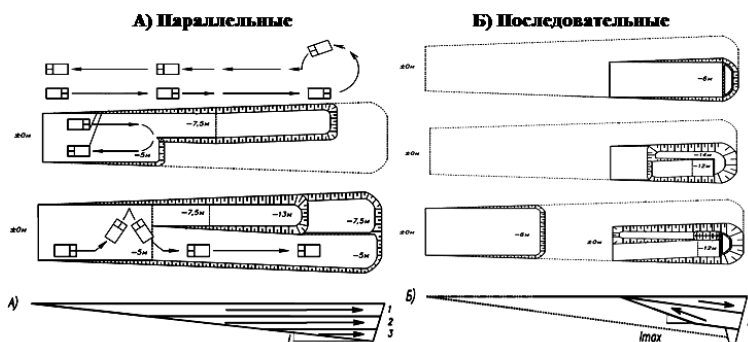


Рис. 1. Разработанные технологические схемы проходки траншеи

Параллельные схемы предполагают одновременную работу разнотипного выемочно-погрузочного оборудования. Работы по строительству траншеи организованы таким образом, что вдоль проектного контура сооружаемой выработки обратная гидравлическая лопата сооружает опережающую водопонижающую траншею. Далее прямая мехлопата начинает отработку первого слоя, при этом после формирования на подошве слоя площадки с параметрами, допускающими эксплуатацию второго экскаватора, гидравлическая лопата производит углубку водопонижающей траншеи.

При последовательных технологических схемах сначала свой объем работ выполняет гидравлический экскаватор, после чего к работе приступает мехлопата. Строительство опережающей водопонижающей траншеи осуществляется послойно наклонными слоями. Оработка первого слоя выполняется с перемещением забоя экскаватора в направлении понижения дна строящейся въездной траншеи, а отработку второго и последующих слоёв производят с подрезкой вышележащих слоёв в обратном направлении. Для уменьшения длины и объема опережающей водопонижающей траншеи

последний слой отрабатывают с повышенным уклоном, допускающим перемещение гусеничной техники.

Для характеристики разработанных схем строительства траншей используется коэффициент технологической схемы, численно равный отношению объема горных пород, экскавируемых обратной гидравлической лопатой, к общему объему горных работ по строительству траншей.

Были выполнены технико-экономические расчеты для разработанных комбинированных схем строительства въездных траншей. С учетом организации работ по вскрытию уступа, было определено время проходки въездной траншеи. Полученные результаты позволили определить эксплуатационные затраты на вскрытие уступа и дать экономическое обоснование предложенным технологическим схемам.

Была разработана методика определения скорости углубки карьеров в зависимости от организации работ по вскрытию горизонта и структуры комплекса выемочно-погрузочного оборудования. Согласно методике, скорость углубки необходимо определять с учётом времени, необходимого для понижения воронки депрессии подземных вод, и времени выполнения объёма работ по разгону вышележащего уступа и проходке наклонной траншеи на нижележащий.

Необходимый объём горных работ на вышележащем горизонте заключается в расширении котлована и разгонке уступа на расстояние, обеспечивающее возможность строительства наклонной траншеи на нижележащий горизонт и создание котлована в её торцевой части, с учётом необходимости сохранения рабочей площадки.

Время понижения депрессионной воронки определяется решением уравнения Тейса-Джейкоба. Было выполнено моделирование влияния на время понижения воронки депрессии фильтрационных свойств пород водоносного горизонта.

По предложенной методике была определена возможная скорость углубки при применении разработанных технологических схем. Результаты моделирования в сопоставлении с показателями, достигаются по существующим технологиям вскрытия уступов в сухих и обводненных условиях. Анализ результатов моделирования показывает, что наибольшая скорость углубки достигается при применении последовательных технологических схем проходки въездных траншей. При $K_{m.c.}=0,21$ скорость углубки приближается к скорости углубки, характерной для мехлопаты, работающей в сухих условиях. Применение существующих послойных схем строительства траншеи мехлопатой приводит к снижению скорости углубки на 30-50%. При параллельных схемах скорость углубки будет тем выше, чем

большой объём работ по строительству траншеи выполняет гидравлический экскаватор. Это свидетельствует о том, что эффективность их применения определяется объёмом работ, выполняемых обратной лопатой, и не зависит от степени адаптации организации работ по строительству траншеи к сложным гидрогеологическим условиям.

В конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях определяющим параметром расчёта возможной производительности карьера является показатель интенсивности разработки крутопадающих месторождений – скорость понижения горных работ. На примере условного месторождения с определённой скоростью углубки карьера была рассчитана его возможная производительность по руде при применении комбинированных технологических схем вскрытия горизонтов.

Анализ результатов моделирования показывает, что дальнейшее применение существующих технологических схем вскрытия уступа может привести к снижению производительности карьера по руде на 20- 40%. На глубоких карьерах наиболее целесообразным будет применение последовательных комбинированных схем вскрытия уступа, которые гарантируют выполнение 95-98% плановых объёмов добычи. Применение же параллельных схем вскрытия гарантирует выполнение плановой производственной мощности только на 70-80%.

УДК 622.271:658.5

**Ю.І. Григор'єв, аспірант,
І.Є. Григор'єв, к.т.н., доц.**

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ З УРАХУВАННЯМ СУМІСНОГО ВІДПРАЦЮВАННЯ ГЕОГЕННИХ І ТЕХНОГЕННИХ РОДОВИЩ

Гірничорудна промисловість, зокрема відкрита розробка родовищ корисних копалин, є однією з основних галузей України. Однак, досягаючи значних масштабів виробництва товарної продукції, вона одночасно являє собою одного з найбільших продуцентів мінеральних відходів.

В умовах складної конкурентної позиції України на світовому ринку мінеральної сировини особливої актуальності набуває проблема підвищення конкурентоспроможності вітчизняних гірничих підприємств. Розв'язання її є можливим шляхом зниження собівартості продукції та підвищення рентабельності підприємств за рахунок

комплексного освоєння родовищ корисних копалин, що одночасно зменшить обсяги складування відходів виробництва та підвищить вихід товарної продукції.

Для гірничодобувних підприємств такі заходи означають не лише перегляд економічних підходів щодо планування виробничої діяльності, але й, відповідно, низки технологічних концепцій. Зокрема, це стосується й питання вибору режиму гірничих робіт, що раніше базувалося на необхідності задоволення стабільного попиту на мінеральну сировину, рівень якого диктувався державою. На противагу плановій, ринкова економіка характеризується постійними змінами цін і попиту на продукцію гірничих підприємств. Як наслідок такої динаміки, може змінюватися мінімальний промисловий вміст корисного компонента, що впливає на кількість розкривних порід і корисних копалин у контурах кар'єру в окремі періоди. Проте кар'єр є досить інерційною системою, яка не може достатньо оперативно реагувати на всі потреби ринку. Тому тимчасово некондиційні породи мають складуватися в техногенні родовища з метою їх подальшого відпрацювання. Наявні ж методики визначення режиму гірничих робіт не враховують перелічених факторів.

Саме тому дослідження, спрямовані на оптимізацію режиму гірничих робіт при комплексному освоєнні залізрудних родовищ з урахуванням сумісного відпрацювання техногенних і геогенних родовищ у ринкових умовах є актуальними і дозволяють підвищити ефективність відкритої розробки родовищ у цілому.

Основне завдання дослідження полягало в підвищенні ефективності експлуатації родовищ за рахунок оптимізації режиму гірничих робіт при комплексному їх освоєнні з урахуванням динаміки видобутку сировини та динаміки попиту на неї, а саме:

- аналіз теорії та практики регулювання режиму гірничих робіт глибоких кар'єрів;
- визначення технологічних принципів цілеспрямованого формування техногенного родовища сухої мінеральної сировини, на їх основі розробити його конструкцію, а також технологію його формування та відпрацювання;
- дослідження й обґрунтування раціональних параметрів техногенних родовищ сухої мінеральної сировини;
- дослідження особливостей режиму гірничих робіт глибоких кар'єрів при комплексному освоєнні надр та розробка критерію оцінки його ефективності;
- розробка на основі обґрунтованого критерію оцінки ефективності методики визначення оптимального режиму гірничих

робіт при комплексному освоєнні родовища з урахуванням сумісного відпрацювання техногенних і геогенного родовищ у ринкових умовах;

– дослідження практичних рекомендацій з реалізації результатів досліджень оптимальних параметрів техногенного родовища й оцінка економічної ефективності впровадження технології його формування для гірничовидобувних підприємств Кривбасу.

За цих умов було прийнято ідею, яка полягає в оптимізації режиму гірничих робіт в умовах комплексного освоєння надр відповідно до динаміки попиту на корисні копалини шляхом урахування закономірностей цілеспрямованого формування техногенних родовищ з одночасним створенням в останніх комплексу порожнин для їх розкриття і відпрацювання сумісно з геогенними.

В даній науково-дослідній роботі дано рішення регулювання режиму гірничих робіт при комплексному освоєнні надр з урахуванням попиту на ринку мінеральної сировини за рахунок сумісного відпрацювання геогенного й техногенних родовищ, що дозволяє підвищити ефективність розробки родовищ корисних копалин відкритим способом та установити наведені нижче особливості розглянутих об'єктів і процесів та взаємозв'язок їх параметрів зі значимими для них факторами.

Аналіз теорії та практики регулювання режиму гірничих робіт глибоких кар'єрів показав, що наявні критерії та методи оцінки не враховують його залежність від взаємного впливу сумісного відпрацювання геогенного й техногенного родовищ при комплексному освоєнні надр в ринкових умовах.

Дослідження наявних способів цілеспрямованого формування техногенного родовища й виробничих умов господарювання дозволили виділити основні технологічні принципи цілеспрямованого формування техногенного родовища. На підставі встановлених принципів було визначено, що цілеспрямоване формування техногенних родовищ необхідно здійснювати за технологією закладання в його товщі системи вертикальних і горизонтальних кріплень виробок з метою зменшення витрат на подальше відпрацювання техногенного родовища (рис. 1, 2).

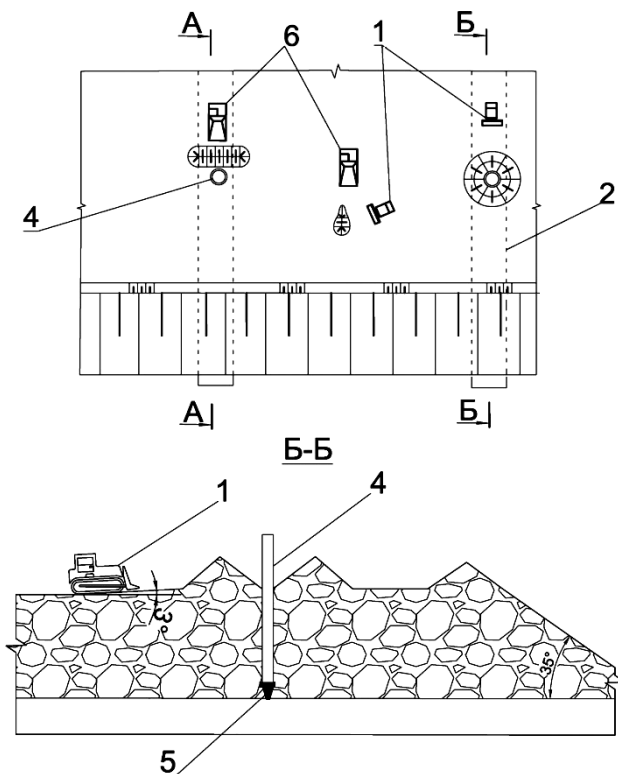


Рис. 1. Схема технології відсіпання техногенного родовища: зверху – план ділянки техногенного родовища; нижче – схема нарощування висоти ярусу: 1 – бульдозер; 2, 4 – горизонтальна і вертикальна виробка; 5 – вібраційний люк; 6 – автосамоскид

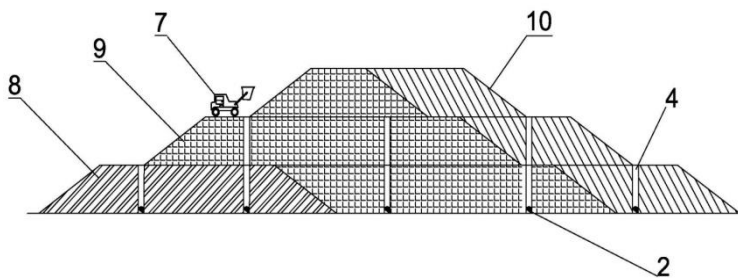


Рис. 2. Розріз техногенного родовища у відсіпаному вигляді: 4 – вертикальні виробки; 7 – виймально-транспортне обладнання; 8, 9, 10 – види корисних копалин

Найбільш раціональною технологією відпрацювання техногенного родовища є виймання копалини з техногенного родовища колісним навантажувачем, транспортування ним копалини до устя закладеної вертикальної виробки, розвантаження, доставка корисної копалини гравітаційним транспортом до вібраційних люків із подальшим перепуском її до транспортних засобів, які доставляють її до місць споживання чи переробки. Застосування даної технології дозволяє зменшити витрати на відпрацювання техногенного родовища за рахунок скорочення відстані транспортування корисної копалини.

Оптимальна кількість ярусів техногенного родовища визначається за критерієм мінімуму питомих витрат на його формування, менша за технологічно можливу їх кількість і перебуває в прямій залежності від обсягів техногенного родовища.

Квадратна форма основи техногенного родовища сприяє максимізації земельності, однак витрати на закладання кріплень виробок у структурі витрат на формування техногенного родовища – більші за витрати на землевідведення. Тому пропонується застосовувати прямокутну форму основи із закладанням виробки вздовж короткої сторони, що забезпечує скорочення довжини горизонтальних виробок і зниження питомих витрат на формування техногенного родовища.

Режим гірничих робіт необхідно обирати за вдосконалим критерієм чистої приведеної вартості, в основу якого покладено ідею його регулювання в системі «кар'єр-техногенні родовища» шляхом складування надлишкових об'ємів корисних копалин у періоди падіння попиту та їх відпрацювання в періоди підвищення.

При застосуванні техногенного родовища й підвищенні його виробничої потужності до 7% від потужності кар'єру по гірничій масі коефіцієнт комплексності освоєння надр зростає на 17% за рахунок своєчасного покриття попиту, який характеризується високою динамікою в умовах ринкової економіки.

Застосування вдосконаленої методики регулювання режиму гірничих робіт системи «кар'єр-техногенні родовища», заснованої на пропонованому критерії, дозволяє підвищити прибуток від комплексного освоєння надр на 12 % за рахунок своєчасного покриття ринкового попиту. Використання даної методики підвищує рівень комплексності освоєння родовища за рахунок того, що профіцитні обсяги корисних копалин складаються в техногенне родовище з можливістю майбутнього виймання в період підвищення попиту на них.

Очікуваний економічний ефект від використання результатів дослідження оптимальних параметрів техногенних родовищ,

сформованих за розробленою технологією, при проектуванні складування бідних руд кар'єру «Південний» шахтоуправління з підземного видобутку руди ПАТ «АРСЕЛОРМІТТАЛ Кривий Ріг» становить 1,977 млн грн.

УДК 622.281.4

Д.Б. Томашевский, студент,

С.А. Жуков, д.т.н., проф.

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

Н.Н. Поддубный, инженер

ООО «Ротис Плюс»

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПЕРСПЕКТИВЫ НОВЫХ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ НАБРЫЗГ-БЕТОННЫХ СМЕСЕЙ

Применение торкретирования в современном горном строительстве является наиболее эффективным, а нередко – единственно возможным способом крепления горных выработок. Оно целесообразно, когда необходимо бетонировать поверхности сложной конфигурации, когда возникают трудности, связанные с уплотнением бетонных смесей вибраторами и требуются значительные затраты на изготовление опалубки, а также в тех случаях, когда к бетону предъявляются повышенные требования по водонепроницаемости, адгезионной эффективности, тиксотропности, динамике схватывания и набора прочности.

С момента появления первого патента на метод торкретирования в 1911 г., выданного в США К.Э. Эйкли, этот метод и оборудование для его осуществления претерпели значительную эволюцию. Анализ исследований и публикаций свидетельствует о высоком уровне изучения и использования набрызг-бетона. Но в то же время для украинских потребителей большинство наиболее эффективных смесей зарубежных производителей являются экономически недоступными. На украинском рынке предложение отечественных сухих набрызг-бетонных смесей – крайне ограничено. Наибольший интерес, с нашей точки зрения, здесь представляет ряд смесей BUDMIX KR – и по их заявленным характеристикам, и с учетом потенциала производственной базы их производителя – ООО «РОТИС ПЛЮС».

Смеси для торкретирования марки BUDMIX KR применяются: для нанесения на стенки горных выработок конструктивного набрызг-бетона; крепления и герметизации изоляционных перемычек; изоляции стенок горных выработок от притока в них воды и др. Выпускающее эти сухие смеси для набрызг-бетона сухого и мокрого нанесения ООО

«РОТИС ПЛЮС» устойчиво работает на рынке строительных материалов более 7 лет. Особое внимание следует обратить на то, что предприятие создано на базе Криворожского завода строительных конструкций – производства, изначально структурно и функционально специализированного для схожих технологий, которое имеет более 3000 м² производственных площадей, что позволяет в кратчайшие сроки развернуть широкомасштабное производство разработанных торкрет-смесей, способное покрыть потребности горняков и строителей всей Украины, что обосновано серьезно аргументированными расчётами. Кроме того, ООО «РОТИС ПЛЮС» имеет собственную научно-исследовательскую и лабораторную базу, а также активно сотрудничает с ведущими учеными и специалистами в данной области.

Рассматриваемый набрызг-бетон является инновационным и не имеет аналогов. На сегодняшний день технология его производства имеет статус ноу-хау. Что же касается общей характеристики, то для изготовления смесей используются следующие материалы: вяжущее – портландцемент; заполнители – песок, гравий; добавки к смеси – сополимер винилацетата и этилена, а также метилгидроксипропилцеллюлоза.

Главными преимуществами BUDMIX KR являются:

1. Возможность нанесения за один проход слоя, толщиной более 300 мм, что обеспечивает: подтвержденное в промышленных условиях сокращение сроков производства работ по сравнению с «традиционными» смесями в 2-5 раз; экономию затрат на заработную плату в 3-7 раз и материала – до 30%; увеличение сроков эксплуатации оборудования на 30%. Набрызг-бетон, нанесённый за один проход, создаёт монолитную конструкцию, работающую в полной мере как одно целое, а не слоистую, неизбежную даже при самых динамичных методах послойного торкретирования, что даёт возможность при проектировании уменьшать площадь сечения выработки «в проходке» при сохранении «в свету» при равных прочих условиях.

2. Набрызг-бетон имеет ускоренный набор прочности в течение первых семи часов после нанесения, что позволяет производить циклические взрывные работы в более ранние сроки.

3. Рассматриваемый материал обладает пониженным процентом отскока – до 3%, что в свою очередь обеспечивает снижение стоимости самой крепи; загрязнения выработки и оборудования, а также затрат, связанных с утилизацией отходов.

4. Исследуемый материал в настоящее время уже выпускается как продукция ООО «РОТИС ПЛЮС» согласно государственного стандарта Украины «Смеси строительные сухие модифицированные»

ДСТУ Б В.2.7.-126:2011 и межгосударственного «Смеси бетонные ДСТУ Б В.2.7.-96-2000 (ГОСТ 7473-94)».

5. Рассматриваемые набрызг-бетонные смеси хорошо себя зарекомендовали при работе, как на импортном, так и отечественном оборудовании в: «Кривбассжелезрудком», «Евраз Сухая Балка», «Миттал Стил Кривой Рог».

6. Набрызг-бетонные смеси могут выпускаться по согласованию с заказчиками (согласно проектной документации или с изменившимися условиями) с разными характеристиками.

7. В настоящее время предприятие приступило к выпуску торкрет-смесей BUDMIX KR, позволяющих производить безопалубочное бетонирование по вертикальным и потолочным поверхностям толщиной 200-400 мм за один проход.

Исследование смесей BUDMIX KR осуществлялось в лабораториях ООО "РОТИС ПЛЮС", КНУ, ДП "Кривбассстандартметрология", УкрНИИпроммедицины МОЗУ, НИИБТГ и др. Испытывались образцы размером 100×100×100 мм по ДСТУ Б В.2.7-214:2009. Испытания проведены в соответствии ДСТУ Б В.2.7-96-2000 "Смеси бетонные. Технические условия"; ДСТУ Б В.2.7-214: 2009 "Строительные материалы. Бетоны. Методы определения прочности по контрольным образцам"; ДСТУ Б В.2.7-114-2002 "Смеси бетонные. Методы испытаний" (табл. 1).

Таблица 1

Результаты прочностных испытаний				
Номера серий образцов	1	2	3	4
Предел прочности на сжатие после 7 часов				
Средняя масса образца, гр.; плотность кг/м ³	2068	2082	2014	2001
Разрушающая нагрузка, кН	56,47	59,56	37,82	38,35
Прочность бетона, приведенная к базовому размеру образца, МПа	5,4	5,7	3,6	3,6
Прочность бетона серии образцов, МПа	5,6		3,6	
Предел прочности на сжатие после 24 часов				
Средняя масса образцов, г	2070	2076	1998	1989
Разрушающая нагрузка, кН	154,4	164,2	105,35	90,65
Прочность бетона, приведенная к базовому размеру образца, МПа	14,7	15,6	10,0	8,6
Прочность бетона серии образцов, МПа	15,2		9,3	
Номера серий образцов	5	6	7	8
Предел прочности на сжатие после 28 суток				
Средняя масса образцов, г	2076	2080	2027	2032
Разрушающая нагрузка, кН	455,70	471,63	343,00	379,75
Прочность бетона, приведенная к базовому размеру образца, МПа	43,3	44,8	32,6	36,1
Прочность бетона серии образцов, МПа	44,1		34,4	

Комиссия ПАО «ЕВРАЗ СУХАЯ БАЛКА» провела испытания смесей № 2, № 4, № 6 ООО «РОТИС ПЛЮС», в условиях действующей шахты. Смесей тремя составами по 500 кг были нанесены по 2 м² на стены главного квершлага гор. -1420, пройденного по амфиболитам крепостью $f=16-18$. Укладка смесей производилась при помощи установки СБ-67: смесь № 2 – за один проход был нанесён слой, толщиной $\delta_{cp}=140$ мм; смесь № 4 – $\delta_{cp}=110$ мм; смесь № 6 – $\delta_{cp}=300$ мм. При торкретировании смесями № 2, № 4, № 6 отскок не превышал 2%. Испытание смесей показало, что толщину нанесения при необходимости можно увеличивать: материал не плывёт. Начало схватывания испытываемых смесей: № 2 – 7 мин., № 4 – 14 мин., № 6 – 45 мин. Прочность на сжатие (кгс/см²) через 7 часов: № 2 – 50, № 4 – 30; через 24 часа: № 2 – 200, № 4 – 120, № 6 – 20; через 28 суток: № 2 – 500, № 4 – 350, № 6 – 150.

Выводы комиссии: торкрет-смеси № 2, № 4, № 6 – пригодны для использования в ПАО «ЕВРАЗ СУХАЯ БАЛКА»

Специальная комиссия ПАО «Кривбассжелезрудком» провела испытание торкрет-смеси, поставленной ООО «РОТИС ПЛЮС», на «сбойке» между стволами шахт «Новая» и «Гвардейская» гор. -1430 м. Смесь в количестве 300 кг была нанесена на стены и свод установкой СБ-67 слоем 30-50 мм. Быстрота схватывания испытываемой смеси – 10 мин., «текхарда» – 15 мин. Потери за счет отскока испытываемой смеси по сравнению с «текхардом» – на 30% меньше.

Выводы комиссии: Цементно-песчаная смесь – пригодна для использования в выработках ПАО «Кривбассжелезрудком». Результаты испытаний смеси приведены в табл. 2.

Таблица 2

Сравнительная таблица испытаний торкретсмеси в ИСП «ЦэнЛ»

	Прочность образцов (кгс/см ²) через часов							
	1 ч	2 ч	3 ч	4 ч	5 ч	6 ч	7 ч	24 ч
«Ротис ПЛЮС» смесь № 4	1.4	4.16	9.0	15.3	21.4	34.3	31.0	122
«Ротис ПЛЮС» смесь № 5		3.9	10.3	22.9	29.5	33.3		126

Заключение государственной санэпидемиологической экспертизы: смеси BUDMIX KR соответствуют требованиям действующего санитарного законодательства Украины и могут быть использованы в заявленной сфере применения.

Вывод экспертизы НИИБТГ: сухая смесь для торкретирования производства ООО «РОТИС ПЛЮС» отвечает требованиям ДСТУ Б В.2.7-96 2000 и пригодна к применению в подземных выработках шахт ОАО «Кривбассжелезрудком».

Таким образом, на основании экспериментальных исследований установлена возможность и целесообразность использования смесей BUDMIX KR производства ООО «Ротис ПЛЮС» для торкретирования выработок.

Результаты экспериментальных исследований и промышленных испытаний указывают на снижение отскока при торкретировании смесью BUDMIX KR до 2%, при средних показателях традиционных смесей на уровне до 25%, и самых «продвинутых» – до 7% (при расходе цемента 500 кг/м³).

Экспериментально установлено, что смеси BUDMIX KR обеспечивают необходимые прочностные и эксплуатационные свойства крепи при снижении водопоглощения на 15-20% и увеличении водонепроницаемости в 1,5-2,0 раза.

Разработаны и оптимизированы составы смеси BUDMIX KR набрызг-бетона. Разработана технологическая схема нанесения набрызг-бетона на основе BUDMIX KR и выполнено опытно-промышленное применение ее и составов данной смеси в ПАО «Кривбассжелезрудком».

УДК 622.2

**Барышников А.С., ассистент,
Халимендик Ю.М., д.т.н., профессор
ГВУЗ «Национальный горный университет»**

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ КОНВЕРГЕНЦИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ АНАЛИТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ

При выемке пласта угля неизбежен процесс деформирования подготовительных выработок, оконтуривающих лаву. Величина смещений породного контура в них определяется совокупностью влияющих горнотехнических факторов, которые формируют характер развития деформаций во времени и пространстве в зависимости от расстояния до очистного забоя. Между характером смещений и значениями горнотехнических факторов существуют зависимости, которые используются при прогнозировании развития процесса смещений пород в подготовительных выработках.

На основании прогнозных смещений и их распределения по длине выработки рассчитывают:

- податливость крепи;
- оптимальное место установки усиливающей крепи;

- оптимальное сечение выработки;
- необходимый отпор крепи для уменьшения величины смещений;
- время проведения ремонтных работ и их объем.

С учетом этих данных, актуальным является прогнозирование величины смещений выработки, которую планируется использовать повторно, для оценки экономической эффективности ее поддержания и обоснования мероприятий по снижению ее деформаций.

Распространенным подходом к анализу характера развития смещений является их математическое описание при помощи функциональных зависимостей, параметры которых отражают влияние учитываемых горнотехнических факторов [1-3]. Такие функции-модели являются аналитической интерпретацией пространственно-временного развития смещений в породном массиве и используются при прогнозировании смещений пород вокруг выработки. Очевидно, что от выбора модели и входящих в нее параметров зависит качество прогноза ожидаемых смещений.

Учитывая вышесказанное, для прогнозирования смещений пород в подготовительной выработке необходимо решить две задачи:

- разработать функцию-модель для описания смещений пород в подготовительных выработках при влиянии очистных работ;
- установить зависимости между значениями параметров модели и влияющими горнотехническими факторами. Так как в нормативном документе [3] при расчете смещений пород в подготовительной выработке не учитывается скорость подвигания очистного забоя, а закономерности деформирования штрека при различной скорости подвигания в условиях слабых боковых пород недостаточно изучены [4], то актуальной задачей является прогнозирование конвергенции при различных значениях данного фактора.

Для описания смещений пород, учитывая пространственно-временной характер их развития, имеет смысл применение логистических моделей [3] проведен широкий обзор логистических моделей (рассмотрено 18 функций), анализ которого показал, что наиболее соответствующей характеру развития смещений пород является модель Ричардса, обладающая произвольной асимметрией. Проведенные нами исследования позволили адаптировать её для описания смещений пород, и записать в следующем виде:

$$U = U_{\max} - U_{\max} \left(1 - \frac{e^{d \cdot x_p}}{m} \cdot e^{-d \cdot L} \right)^m \quad (1)$$

где: U – смещение пород, м; L – расстояние до очистного забоя, м (впереди лавы знак «+», за лавой – «-»); U_{max} , d , m , x_p – параметры функции.

В модели (1) параметры U_{max} и x_p непосредственно являются максимумом смещений за лавой и абсциссой точки перегиба, параметр d отражает скорость смещений пород, параметр m влияет на асимметрию кривой (см. рис. 1).

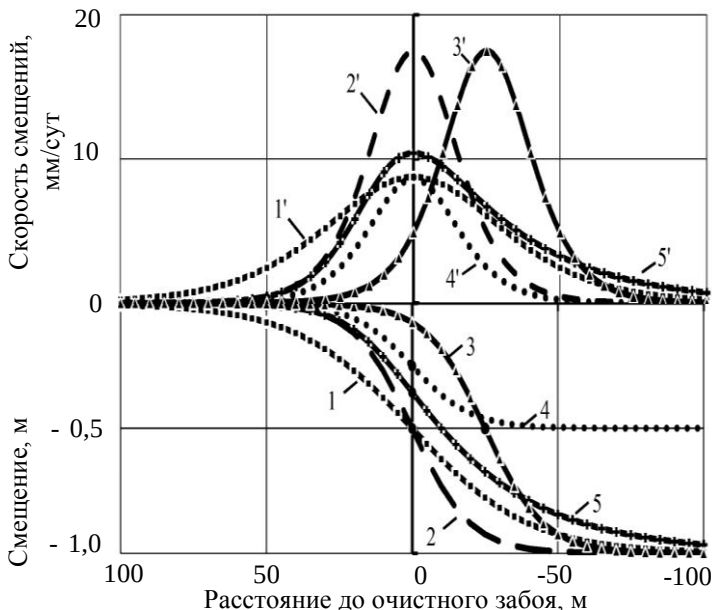


Рис. 1. Вид графиков смещений и скоростей смещений, задаваемых логистической моделью (1) при различных значениях параметров.

Исходные параметры: 1,1' – $U_{max}=1$, $d=0.05$, $m=-0.1$, $x_p=0$.

Измененные значения параметров: 2,2' – $d=0.1$; 3,3' – $x_p=-25$; 4,4' – $U_{max}=0.5$; 5,5' – $m=-0.3$.

Приведенная модель смещений пород позволяет прогнозировать развитие вертикальной конвергенции с учетом изменения горнотехнических условий ведения горных работ путем установления их влияния на параметры U_{max} , x_p , d и m . Для этого необходимо:

- набрать исходный объем информации, т.е. выполнить замеры смещений пород при различных значениях влияющего горнотехнического фактора.
- выполнить аппроксимацию измеренных данных моделью (1);

- установить зависимости между значением влияющего фактора и параметрами модели;
- по полученным зависимостям выполнить расчет параметров, задавая значением влияющего фактора;
- выполнить построение прогнозной модели по рассчитанным параметрам..

Такой способ прогнозирования является статистико-аналитическим. Для учета одновременного изменения нескольких влияющих горнотехнических факторов можно применять множественную регрессию либо нейросетевое моделирование [1]. Для аппроксимации измеренных данных функцией (1) рекомендуется использовать метод последовательных приближений [5], который, например, реализован в программном продукте [6]. Поскольку входящие в модель параметры влияют на значение скорости смещений, то для оптимального соответствия как смещениям, так и скоростям смещений предлагается её предварительная калибровка. Этот процесс заключается в аппроксимации смещений моделью (1), а затем скоростей смещений производной от (1) с дальнейшим усреднением полученных параметров m и d .

Рассмотрим применение данной методики для прогнозирования конвергенции выработки горнотехнических условий шахты «Степная» при различных скоростях подвигания очистного забоя. Измерения выполнены в 163-м, 159-м и 165-м штреках при различных скоростях подвигания очистного забоя 3, 4 и 7 м/сут, и при эквивалентных по отпору паспортах крепления и поддержания [5]. Полученные данные были описаны моделью (1), параметры которой для каждого случая приведены в табл. 1.

Таблица 1

штрек	Скорость подвигания лавы v , м/сут	значение параметра модели (1)			
		d	m	U_{max}	x_p
163	3	0.0479	-0.4582	-1.87	4.0
159	4	0.0573	-0.2500	-1.72	-
165	7	0.0809	-0.1470	-1.08	-

Между значениями скорости подвигания забоя лавы v и параметров модели d , m , U_{max} и x_p установлены следующие зависимости:

$$\begin{aligned}
 d &= 0.0243v^{0.6184}, R^2 = 0.99; \\
 m &= -1.7177v^{-1.2880}, R^2 = 0.98; \\
 U_{max} &= -4.069v^{-0.67}, R^2 = 0.96; \\
 x_p &= -9.924\ln(v) + 12.7, R^2 = 0.67.
 \end{aligned}$$

По полученным зависимостям были рассчитаны параметры модели для прогнозируемых скоростей подвигания 2, 3, 4, 7 и 10 м/сут (см. табл. 2).

Таблица 2

скорость подвигания лавы, м/сут	прогнозируемое значение параметра			
	d	m	U_{max}	x_p
2	0.0373	-0.7034	-2.56	5.8
3	0.0479	-0.4173	-1.95	1.8
4	0.0573	-0.2881	-1.61	-1.1
7	0.0809	-0.1401	-1.10	-6.6
10	0.1009	-0.0885	-0.87	-10.2

По полученных параметрам построены графики прогнозируемых смещений (рис. 2).

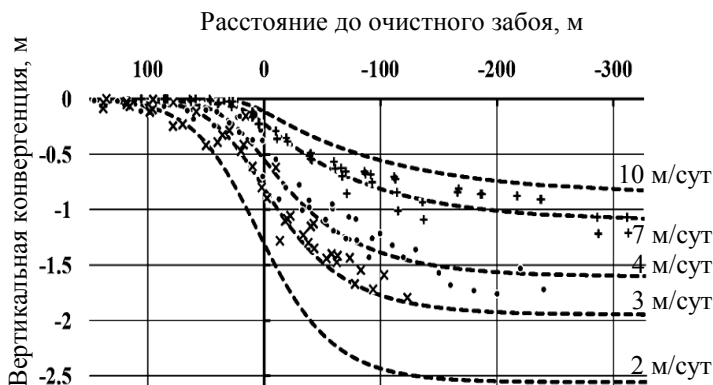


Рис. 2. Прогнозируемые значения вертикальной конвергенции выработки в условиях ш. «Степная» при различных скоростях подвигания забоя и измеренные данные в 159-м (•), 163-м (×) и 165-м (+) штреках

Результаты справедливы для таких условий: слабометаморфизованные породы, показатель $(\gamma H)/\sigma_{сж} = 0,3 \dots 0,4$; отпор крепи впереди лавы и на сопряжении 550–650 кН/м; за лавой установлены две деревянные стойки усиления с шагом 0,7–0,8 м и охранная конструкция из органных рядов и накатных костров; отсутствие мощных слоев песчаника (>15 м) в кровле отрабатываемого пласта.

При другом значении показателя $(\gamma H)/\sigma_{сж}$ и (или) отпоре крепи можно экстраполировать полученные результаты, приняв указанные условия за единичные и использовав относительные изменения

параметров U_{max} , x_p , d и m . Порядок действий в таком случае следующий (далее применяются верхние индексы: «^л» – для обозначения параметров модели, полученных аппроксимацией смещений, измеренных при другом значении показателя $(\gamma H)/\sigma_{сж}$ и (или) отпоре крепи; «^п» – для обозначения параметров прогнозной модели.):

1. провести натурные наблюдения за смещениями пород в новых условиях при скорости подвигания забоя $v^л$;

2. аппроксимировать полученный результат моделью (1) и получить значения параметров $U_{max}^л$, $d^л$, $m^л$ и $x_p^л$;

3. для прогноза значений смещений при скорости подвигания $v^п$, отличной от $v^л$, рассчитать коэффициент увеличения скорости подвигания очистного забоя k_v :

$$k_v = v^п / v^л$$

где $v^п$ – прогнозируемая скорость подвигания очистного забоя, $v^л$ – скорость подвигания забоя;

4. параметры $U_{max}^п$, $d^п$, $m^п$ и $x_p^п$ и для прогнозной модели смещений при скорости подвигания $v^п$ рассчитать по формулам:

$$d^п = d^л \cdot k_v^{0.6184}; m^п = m^л \cdot k_v^{-1.2880}$$

$$U_{max}^п = U_{max}^л \cdot k_v^{-0.67}; x_p^п = x_p^л - 9.924 \cdot \ln(k_v)$$

В целях совершенствования статистико-аналитической модели рекомендуется проводить наблюдения за смещениями пород в условиях, для которых выполнялось прогнозирование. Результаты наблюдений служат для оценки достоверности и пополнения базы данных модели.

Выводы. Для описания смещений пород в подготовительных выработках в зоне влияния лавы разработана нелинейная функция-модель, параметры которой определяются путем аппроксимации измеренных смещений пород в выработках.

На основании функции-модели можно реализовывать статистико-аналитический способ прогнозирования, заключающийся в установлении зависимостей между значениями параметров функции и горнотехническими параметрами, в условиях которых выполнялись замеры смещений пород.

Для условий слабых боковых пород Западного Донбасса выполнено прогнозирование конвергенции выработки с учетом различной скорости подвигания очистного забоя. В дальнейшем при увеличении количества наблюдений прогнозную модель необходимо уточнять.

Литература

1. Prusek S. Metody prognozowania deformacji chodników przyścianowych w strefach wpływu eksploatacji z zawалem stropu. // Prace Naukowe GIG nr 874. Katowice, 2008. 186 s.
2. СОУ 10.1.00185790.011:2007. Підготовчі вироби на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони [Текст]. Мінвуглепром України. – К., 2007. – 113 с.
3. Семёнычев В.К., Семёнычев Е.В. Параметрическая идентификация рядов динамики: модели, эволюция. – Самара: АНО «Изд-во СНЦ РАН» - 2011 г. – 364 с.
4. Халимендик Ю.М. Влияние скорости подвигания очистного забоя на деформирование контура подготовительной выработки в условиях слабометаморфизованных пород. / Ю.М. Халимендик, А.С. Барышников // Международная научно-практическая конференция «Форум горняков – 2015». Т.2. Днепропетровск 2015 с.
5. Алгоритм Левенберга — Марквардта [Электронный ресурс] : Википедия, свободная энциклопедия. — Электрон. дан. — Сан-Франциско: Фонд Викимедиа, 2015. — Режим доступа: <http://ru.wikipedia.org/?oldid=68090591>
6. Программное обеспечение CurveExpert Professional. Режим доступа: www.curveexpert.net

УДК 662.4

Рябіко Б.Ю., студент III курсу,
Вапнічна В.В. к.т.н., доц., науковий керівник
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»

НЕЕЛЕКТРИЧНІ ІНІЦІУЮЧІ СИСТЕМИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВИБУХОВИХ РОБІТ

Вступ. Для вологих, мокрих та обводнених забоїв за неможливості використання електропідричних ініціюючих систем, важливу роль відіграють неелектричні способи й системи підривання. До неелектричних ініціюючих способів підривання відносяться система вогневого ініціювання заряду, а також системи: шведська система «НОНЕЛЬ», «УІНСІ», «ЕДІЛІН», американська - «ДЕТАЛАЙН», «ХЕРКУДЕТ», «ЛВСТ» та російська система «СНІЖИНКА», що використовують пластиковий порожнистий шнур та система «ОПСИН», що використовує світлопроводи. Попри свою економічність, вогневі системи небезпечні для використання на сланцевих та вугільних шахтах та мають певні обмеження,

рекомендовані «Єдиними правилами безпеки при вибухових роботах» ПБ 13-407-01 [1].

Метою даної статті є аналіз неелектричних систем ініціювання, безпечність їх використання в різних гірських умовах.

Вогневе ініціювання відбувається за допомогою вогнепровідного шнура (рис. 1), капсуля-детонатора та запалювального патрону.

Існує декілька видів вогнепровідних шнурів:

ОША – вогнеподібний асфальтовий шнур.

ОШДА – з подвійно асфальтованим обплетенням.

ОШП – гутаперчевий шнур (для застосування у воді).

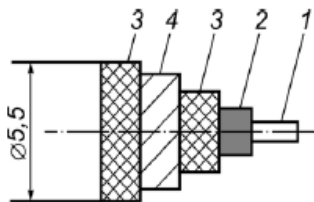


Рис. 1. Склад вогнепровідного шнура: 1 – пряма нитка, 2 – пороховий сердечник, 3 – обплетення, 4 – гідроізоляція.

Капсуль-детонатор є циліндричною гільзою (може бути мідною, алюмінієвою, сталлюю, паперовою або біметалевою) діаметром 6–7 мм і довжиною 48–51 мм, оснащений зарядами первинної вибухової речовини: гримуча ртуть (0,5 г), тринітрорезорцинат свинця ТНРС (0,1 г), азид свинцю (0,2 г) і вторинної ВР – тетрилу (або гексогену) масою 1 г (рис. 2).

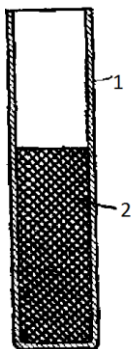


Рис. 2. Капсуль – детонатор: 1 – гільза, 2 – заряд ініціюючої ВР.

Запалювальний патрон – вибухова речовина, оточена оболонкою, що покрита водонепроникним шаром. Зазвичай в гірництві використовують патрони діаметром 32, 36 мм, рідше – 28, 40, 45 мм. Іноді на замовлення виготовляють більші патрони.

Система «НОНЕЛЬ» має за основу порожнистий шнур із пластику, що називають хвилеводом. Його внутрішня поверхня покрита невеликим шаром вибухової суміші. За умови ініціації, ударна повітряна хвиля проходить каналом шнура зі швидкістю 2 км/сек. Хвиля переносить енергію, необхідну для ініціації капсуля – детонатора, закріпленого на одному з кінців шнура. Шнур має зовнішній діаметр 3 мм, і внутрішній – 1,5 мм, він не вибухає від вогню і при дії удару. При передаванні ударної хвилі, шнур не руйнується, виконуючи роль лише провідника сигналу. Шнури серії HD мають підвищену міцність на розрив, а також зносостійкість, та їх працездатність зберігається до температури до +50 °С. Капсуль-детонатор системи «НОНЕЛЬ» - це алюмінієва гільза, всередині якої знаходиться вогнечутлива первинна ВР, що призводить до детонації вторинну ВР.

Переваги «НОНЕЛЬ»: безпечність щодо блукаючих струмів, електростатичних зарядів та електромагнітних полів, економічність (низька вартість робіт), висока продуктивність, надійність (безпечність).

До недоліків системи можна віднести неможливість перевірки цілісності мережі, а також її багатoeлементність.

Система «НОНЕЛЬ» має можливість використання на шахтах, з підвищеним вмістом метану та з високим рівнем вмісту пилу. На рис. 3 наведено приклад використання даної системи на копальні «Залізна» Ковдорського ЗШК [2].

В ініціюючій системі «ОПСИН» головним чином використовують лазер. Передача енергії від лазера до оптичних детонаторів (рис. 4) виконується двома способами:

- За допомогою світлодіодів.

- Безпосередньо через атмосферне повітря.

В гірництві система використовується для здійснення масштабних вибухів шпурових та свердловинних зарядів. За допомогою системи «ОПСИН» можна отримати спеціалізовану детонаційну хвилю, наприклад сферичну, пласку або циліндричну. Такі хвилі неможливо створити за допомогою звичайних способів ініціювання.

Переваги системи: висока точність керування (управління) процесом ініціювання, високий рівень безпеки.

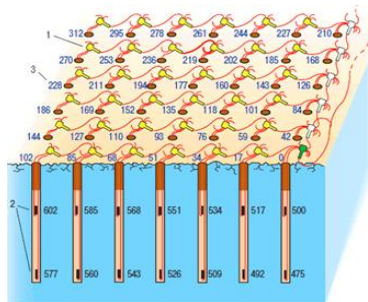


Рис. 3. Схема розташування елементів системи «Нонель»: 1 – з'єднувальні блоки, 2 – проміжні детонатори, 3 – час спрацювання

Підвищена безпека способу обумовлена використанням особливих вибухових сумішей, що чутливі до лазерного випромінювання, але мають дуже низьку чутливість до механічного та теплового контакту.

Висока точність керування процесом зумовлена такими чинниками, як низький час затримки спрацювання вибухової суміші (менше $0,000001$ с), а також програмне управління каналами лазерного пристрою, що забезпечує контакт локальних ділянок ВР (суміші) з лазером.

Перед підриванням є можливість провести перевірку цілісності оптоволоконної вибухової мережі за рахунок вимірювання лазерного випромінювання малої потужності відбитого від поверхні вибухового складу оптичних детонаторів.

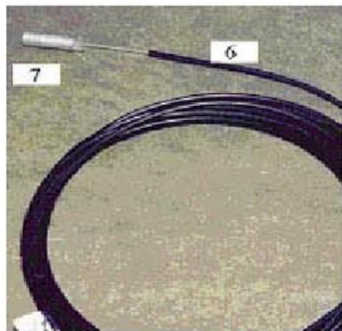
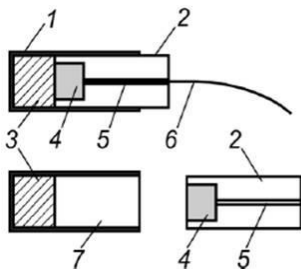


Рис.4 Схема пристрою оптичного детонатора: 1 – алюмінієва трубка; 2 – втулка; 3 – вторинна ініціююча ВР; 4 – склянка з первинною ініціюючою ВР (світлочутлива вибухова суміш); 5 – канал для монтажу світловоду; 6 – світловід; 7 – піропатрон.

Як висновок стає зрозуміло, що з наведених в статті неелектричних ініціюючих систем, в кожній є свої переваги й недоліки. Тому для використання у воді більш підійде вогневе ініціювання ОШП, на шахтах с високим рівнем метану та пилу, доцільніше використати систему «НОНЕЛЬ», а якщо необхідно виконати вибух з високою точністю управління вибуховою хвилею (наприклад в міських умовах), матиме сенс використати більш точну в керуванні хвилею систему «ОПСИН» [3].

Бібліографічний список

1. Единые правила безопасности при взрывных работах ПБ 13-407-01. – [чинні від 30.01.01]. – М. : Ростехнадзор России, 2001.
2. Опыт применения системы НОНЕЛЬ на руднике Железный ОАО Ковдорский ГОК / журнал «Горная промышленность» - 1998. - № 5.
3. Геология и геодезия : [Электронный ресурс]. URL: <http://geologinfo.ru>. (Дата звернення: 10.11.2015). <http://geologinfo.ru/burovzryvnye-raboty/117-sposoby-i-sredstva-vzryvaniya-zaryadov-vv?showall=&start=3>

УДК 622.2

**Паламарчук А.О., студент,
Бруй А.В., д.т.н., доцент**

ГВУЗ «Национальный горный университет»

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЦЕЛИКОВ ПЛАСТА L3 НА ГОРНЫЕ РАБОТЫ ПО ПЛАСТУ L1 ШАХТЫ «АЛМАЗНАЯ»

Шахты ОАО «ДТЕК Добропольеуголь» расположены в одном из наиболее крупных геолого-промышленных районов Донбасса. На территории компании расположены горные отводы 5-ти действующих шахт и 10-ти перспективных участков. Промышленные запасы угля составляют около 450 млн. тонн и рассчитаны более чем на 80 лет отработки. На долю объединения приходится около 6,1% добычи энергетических углей в Украине.

Объектом исследования являются горные работы по пласту L₃ шахты «Алмазная». Общая мощность пл. L₃ от 2,0 до 2,4м. Отработка этого пласта ведется с 1916 года. Глубина разработки колеблется от 100м до 900 м.

В настоящее время на шахтах «Добропольеуголь», основным способом охраны выработок главного направления является оставление целиков, параметры которых рассчитываются в

соответствии с нормативными документами[1,2]. Несмотря на значительные потери полезного ископаемого в целиках, выработки находятся в неудовлетворительном состоянии, то есть оставление целиков не обеспечивает сохранность выработок. Кроме того, целики являются концентраторами напряжения, а их оставление приводит к образованию зон повышенного горного давления на сближенных пластах. С переходом горных работ на глубокие горизонты все большее значение приобретает бесцеликовая охрана горных выработок. Преимущество охраны выработок без оставления целиков очевидно, однако до сих пор не найдены решения, обеспечивающие надежное эксплуатационное состояние выработок.

Таким образом, целью данной работы является поиск возможных вариантов увеличения полноты выемки запасов с улучшением состояния горных выработок на основе аналитических исследований и анализа горнотехнических и геомеханических условий отработки запасов пл. 1₃ ш. «Алмазная».

На отработанной площади пл. 1₃ принятой к анализу, наибольшее количество целиков (70,7%) оставляется для охраны выемочных штреков и магистральных выработок. С целью большей наглядности результаты представлены на рис.1.

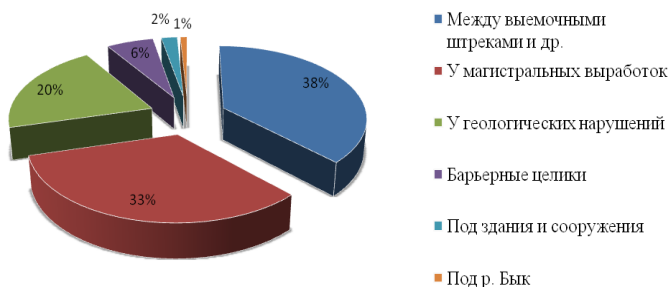


Рис.1. Диаграмма распределения потерь полезного ископаемого в целиках

Оптимальная ширина целика для охраны выемочных штреков определялась до 80-х годов опытным путем. Она колебалась от 57м до 6м. Зависимость ширины целика от глубины ведения горных работ и годов разработки отображена на графике (рис. 2).



Рис. 2. Зависимость ширины целика от глубины ведения горных работ и годов разработки.

На данный момент подготовка лав ведется по бесцеликовой технологии с прохождением вентиляционных штреков вприсечку к выработанному пространству выше отработанной лавы.

Таким образом, проблема больших целиков для охраны выемочных штреков уже решена. Целики, оставляемые у геологических нарушений, для охраны сооружений на поверхности, у технических границ шахтного поля, у затопленных выработок, не могут быть исключены, поэтому необходимо искать решения уменьшения целиков для охраны магистральных выработок, доля которых в общем объеме составляет 33%.

Проанализировав в данной работе фактические параметры целиков для охраны магистральных выработок в условиях ш. «Алмазная» и выполнив соответствующие расчеты, можно сделать такие выводы:

- фактические размеры целиков практически во всех случаях отличны от расчетных значений (отклонение составляет от 0 до 12,1%), причем как в положительную, так и в отрицательную сторону, тем самым можно предположить, что шахта опытным путем искала оптимальную ширину целиков.

- так как существует различие расчетных и фактических величин, определены запасы, которые теоретически образовались за счет отклонения от расчетных значений. Соответственно, запасы, которые были добыты за счет уменьшения целика, составили $Q = 49,5$ тыс. т, а за счет увеличения – потери в целиках составили $Q = 22,9$ тыс. т

- при отработке запасов пл. 1₃ ИТР шахты, в общем, изменила параметры целиков в сторону уменьшения, что позволило извлечь запасов полезного ископаемого в пределах $Q = 26,6$ тыс. т

- охраняемые выработки при этом находятся в неудовлетворительном состоянии (согласно паспортам выработок).

Таким образом, шахтой решена задача незначительного

увеличения полноты выемки запасов, при этом вторая сторона вопроса, а именно состояние горных выработок, оставлена без внимания.

Разработка свит пластов приводит к образованию в толще пород большого количества зон повышенного горного давления (ПГД) от влияния краевых частей надрабатывающих и подрабатывающих пластов и целиков, оставленных на соседних пластах.

После построения зоны ПГД (рис.3.) согласно [2] в зависимости от мощности междупластий $h=40\text{м}$ и дальности зоны ПГД определена категория опасности. Для рассматриваемого разреза зона ПГД по пл. l_1 относится к I категории опасности.

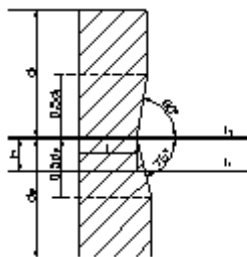


Рис. 3. Построение зоны ПГД от краевой части пласта l_3 на разрезе по простиранию в условиях ш. «Алмазная».

Таким образом, охранные целики у магистральных выработок пл l_3 , являются источниками образования зон повышенного горного давления на выше и ниже лежащих пластах, в том числе и на пл. l_1 , на котором в данный момент ведутся подготовительные работы. Эти зоны являются участками повышенной выбросоопасности и удароопасности пласта. Поэтому, необходимо найти способы разработки пластов с оставлением целиков минимальных размеров.

Исходя из аналитических исследований, существует несколько способов повышения эффективности и безопасности разработки пласта l_3 ш. «Алмазная».

Одним из способов обеспечения устойчивости выработок является проведение их в «региональных» зонах разгрузки. Этот метод существенно снижает возможность случайных выбросов угля и газа. Современные представления о механизме сдвижения массива горных пород в процессе развития очистных работ чаще всего основаны на использовании моделей упругого распределения напряжений в горном массиве и применении принципа суперпозиции действия смежных отработанных лав. Считается, что после отработки одиночной лавы на глубине, которая превышает длину лавы в несколько раз, формируется

региональная зона, которая разгружает породный массив от горного давления и при этом не изменяются ее параметры во времени. Установлено, что бесцеликовая отработка смежных запасов у границ региональной зоны разгрузки, которая расположена в массиве упругих горных пород, приводит к концентрации напряжений симметричного вида.

Другим вариантом отработки запасов по пл.1₃ ш. «Алмазная» является переход от традиционного способа охраны магистральных выработок с помощью целиков к их охране и поддержанию преимущественно с помощью крепей без оставления целиков, что становится возможным благодаря рациональному расположению этих выработок.

К настоящему времени проведенными исследованиями и опытно-промышленными работами доказаны техническая возможность и целесообразность применения бесцеликовых способов охраны выработок.

Вывод: Исходя из проведенных аналитических исследований возможности перехода на бесцеликовую отработку, наиболее приемлемым, на наш взгляд, является проведение выемочных штреков и разрезной печи и формирование по простиранию выемочного столба. Южный панельный уклон и ходки провести под пластом на расстоянии 6-10 м, и произвести выемку запасов без оставления целика [4]. При прохождении зоны повышенного опорного давления над панельным уклоном, его дополнительно укрепляют крепью усиления, которую демонтируют после остановки лавы на расстоянии, большем зоны повышенного опорного давления.

Применение данной схемы позволит обеспечить сохранность панельных уклонов и ходков и существенно уменьшит потери угля в целиках. При этом отработку запасов пл. 1₁ ш. «Алмазная» возможно осуществить без ведения горных работ в зонах ПГД от пл. 1₃

Литература

1. Методические указания. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. КД 12.01.201-98
2. Построение зон защиты и ПГД для условий больших глубин. КД 12.07.301-96. УкрНИМИ. Донецк. – 1997. – 46 с.
3. Халимендик Ю.М., Бегичев С.В. О полной бесцеликовой отработке запасов угля // International Mining Forum 2002, Krakow, 2002, с.333-340..
4. Способ подготовки и отработки шахтного поля. // Халимендик Ю.М., Мартюшев В.С., Лосев Г.Ф. и др. Патент №1970

5. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – Техника, Киев. – 1991

6. Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: Минуглепром СССР 1989. – 192 с.

УДК 622.235

**К.Ю. Вахрушев, студент,
Науковий керівник – О.О. Фролов, д.т.н., проф.**
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»*

ВПЛИВ МІСЦЯ РОЗМІЩЕННЯ ЛІНІЙНИХ ІНІЦІАТОРІВ У ЗАРЯДІ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ДІЇ ВИБУХУ

Дослідженнями встановлено, що застосування лінійного ініціатора змінює дію вибуху в середовищі. А саме, при ініціюванні заряду вибухової речовини (ВР) в шпурі детонуючим шнуром (ДШ) збільшувалася воронка вибуху, ступінь дроблення матеріалу середовища та підвищувався коефіцієнт використання шпуру. Проведені лабораторні, полігонні та виробничі експерименти показують, що із заміною промислового детонатора лінійним ініціатором, розміщеним по всій довжині заряду, ефективність вибуху зростає на 20 ... 30%.

Також науковцями досліджувався вплив напрямку детонації в заряді на механізм руйнування та інтенсивність дроблення середовища. Найбільш інтенсивно руйнуються ті області, в сторону яких спрямована детонація заряду. Встановлено, що при розташуванні ДШ біля стінки зарядної камери максимальний тиск на протилежній стороні в 1,3 рази більше, ніж при розташуванні ДШ в центрі. Отже, змінюючи положення ініціатора, можна регулювати напрямок фронту детонації.

Практичний інтерес представляють дослідження для двох лінійних ініціаторів. Заміри максимальних тисків у стінок зарядної камери показали, що величина їх максимальна в напрямку перпендикулярному лінії з'єднання цих ініціаторів.

За результатами аналізу теоретичних та експериментальних досліджень в галузі управління енергією вибуху подовжених циліндричних зарядів ВР при дробленні масивів скельних порід встановлено, що відсутні достатні теоретичні обґрунтування щодо ефективного застосування лінійних ініціаторів. Тому дослідження

впливу місця розташування лінійних ініціаторів в заряді на ефективність розподілу енергії вибуху є актуальним.

Розглянемо ініціювання зарядів ВР двома нитками лінійного ініціатора. Воно може бути використано при контурному підриванні, коли потрібно створити систему тріщин в площині, що проходить через центри свердловин.

Припустимо, що ініціатори розташовуються в точках A і A' (рис. 1) симетрично відносно центру свердловини на відстані від нього a ($OA=OA'=a$).

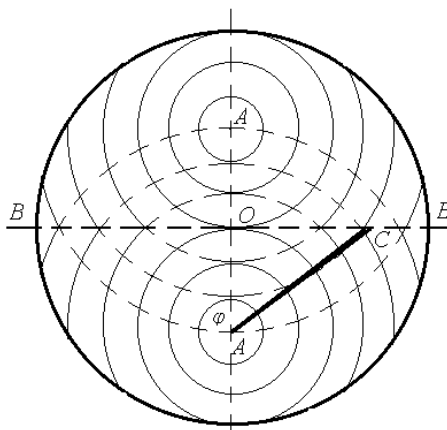


Рис. 1. Схема до визначення ефективності дії вибухової хвилі при розміщенні в заряді двох ниток ініціатора

Розглянемо дві сферичні хвилі, що поширюються від ниток ініціатора, ініційованих одночасно від точок A і A' . Фронти цих хвиль зустрічаються уздовж діаметра свердловини (лінія BB'). Очевидно, що складові імпульсів вибухових хвиль, перпендикулярні BB' , переходять у теплову енергію, у той час, як складові, паралельні BB' , складаються і переносяться в точки B і B' , безперервно посилюючись.

Розглядаючи нескінченно тонкий сектор AC , уздовж якого поширюється хвиля з точки A до діаметру BB' під кутом φ , стає очевидним те, що інтенсивність хвилі пропорційна довжині цього сектора l (тобто масі ВР, охоплюваного даним сектором), а складова, що цікавить нас, паралельна BB' , пропорційна $\sin\varphi$, тоді згідно

$$dJ = l \sin\varphi \, d\varphi. \quad (1)$$

Інтенсивність сумарної хвилі, що прийшла в точку B дорівнює:

$$J = 2 \int_0^{\varphi} l \cdot \sin \varphi d\varphi, \quad (2)$$

де $\varphi = \arctg(R/a)$.

З урахуванням $l=a/\cos\varphi$, вираз (2) набуде вигляду

$$J = 2 \int_0^{\varphi} a \cdot \operatorname{tg} \varphi d\varphi. \quad (3)$$

Інтегруючи (3) від 0 до φ і вводячи безрозмірну величину $x=a/R$, отримаємо

$$J = -2R \cdot x \cdot \ln \cos(\arctg \frac{1}{x}). \quad (4)$$

Для знаходження максимального значення інтенсивності сумарної хвилі, виконаємо диференціювання виразу по x і вирішимо його, прирівнюючи J' до нуля, тоді

$$J' = -2R \cdot \ln(\sqrt{\frac{x^2}{1+x^2}} + \frac{1}{1+x^2}) = 0. \quad (5)$$

На рис. 2. представлений графік залежності інтенсивності вибухової хвилі при ініціюванні двома нитками ініціатора від значення x .

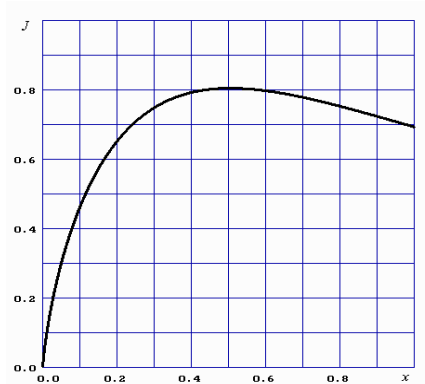


Рис. 2. Зміна інтенсивності детонаційної хвилі від взаємного розташування двох ниток ініціатора щодо центру заряду

Аналіз вищенаведеного рисунка показує, що максимальна ефективність інтенсивності детонаційної хвилі досягається в точках B і B' при $x = 0,5$. При значенні $x = 0$, тобто коли дві нитки ініціатора поєднуються в центрі свердловини, їх сумарна ефективність буде дорівнює нулю, що відповідає випадку розгляду ініціювання однієї нитки ініціатора.

УДК 622.271

**А.М. Костюк-Рой, студент,
Науковий керівник – Є.А. Загоруйко, к.т.н., доц.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»**

ВИКОРИСТАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ JET GROUTING ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ВІДКОСІВ БОРТІВ ПІЩАНИХ КАР'ЕРІВ

Сучасні тенденції розвитку мінерально-сировинної бази свідчать про подальше розширення відкритого способу розробки родовищ корисних копалин. На даний час відкритий спосіб розробки родовищ залишається основним в Україні, їм видобувається близько 80% всіх корисних копалин. Інтенсивний розвиток відкритих гірничих робіт супроводжується зростанням обсягів розкривних порід і глибин розробок. Значна роль у вирішенні завдань щодо раціонального використання ресурсів відводиться управлінню станом уступу. Під управлінням станом природних і техногенних масивів розуміється сукупність заходів з підтримки і переведення уступів, бортів кар'єрів і відвалів в стійкий стан шляхом зміни в процесі розробки форми і параметрів укосів, регулювання тривалості оголення або спрямованого зміни фізико-механічних властивостей порід.

Встановлений борт кар'єру, не залежно від висоти, кута установки і часу експлуатації, з часом руйнується. І, не дивлячись на те, що часом експлуатації можна керувати, вже через 10-15 років експлуатації ширина берм скорочується в результаті обвалення і осипання верхньої бровки. При цьому борт перетворюється на суцільний уступ.

При встановленні кутів нахилу уступів і борта кар'єра враховують фізико-механічні властивості ґрунтів, що складають уступи, природні кути падіння шарів породної товщі. При збільшенні глибини кар'єра і інтенсивності розробки виникає необхідність управління стійкістю борту кар'єру та укосів уступів. Це завдання вирішується спеціальними

заходами: штучне зміцнення нестійких ділянок борту кар'єру і зміцнення ґрунтів, які його складають. Застосовуються в цьому випадку засоби зміцнення укосів: палі, штанги, тросові тяжі, підпирні і захисні стінки, контрфорси та ін. (рис. 1, 2). Штучне зміцнення нестійких ділянок борту кар'єру забезпечує значний економічний ефект, дозволяє збільшити економічно допустиму глибину кар'єрів в середньому на 35-40 метрів.

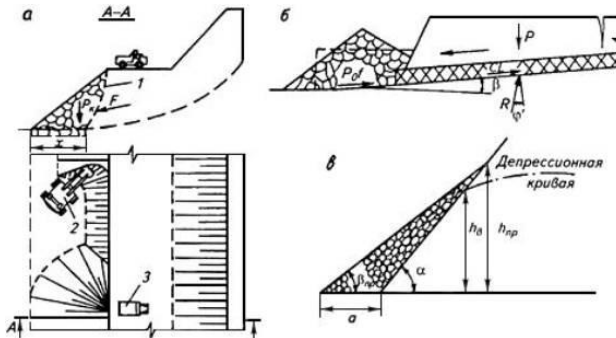


Рис.1. Етапи зміцнення укосів за допомогою підпирних стінок:
а – послідовність відсіпання контрфорсу (1) автосамоскидом (3) в
забої екскаватора (2); б – тимчасове привантаження робочого
борта; в – привантаження обводненого уступу

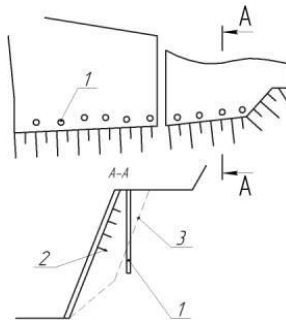


Рис.2. Схема зміцнення ділянки за допомогою залізобетонних паль
набивного типу: 1 – залізобетонні палі; 2 – залізобетонні штанги; 3 –
розрахункова поверхня ковзання

Борт кар'єру вважається стійким в тому випадку, якщо до кінця експлуатації зберігаються його проектні параметри. Однак у багатьох випадках проектні параметри бортів кар'єра порушуються тому що при

розрахунках неможливо передбачити всі, в тому числі кліматичні і сейсмічні чинники. Це викликає обвалення гірських порід на транспортні берми, зсуви і осипи.

Практика застосування штучних способів закріплення нестійких ґрунтів, з яких складений борт кар'єру, показала, що їх використання в рази скорочує витрати підприємства на розкривні роботи, і на роботи, пов'язані з обваленням бортів. В даний час існує ряд способів штучного зміцнення нестійких бортів кар'єра.

Так, наприклад, спосіб засолення використовується для збільшення зв'язності порід з метою підвищення стійкості бортів кар'єру. Сутність даного способу полягає в нагнітанні через свердловину соляного розчину, який в свою чергу вступає в хімічну реакцію з гірськими породами. Експериментальні дослідження укріпленого розкривного комплексу показують, що після засолення бортів їх міцність збільшується до 26%. Але даний метод можна застосовувати тільки при невеликих обсягах гірських порід, що підлягають закріпленню, тому в гірничій справі його застосування обмежене.

Найчастіше на кар'єрах використовується спосіб зміцнення укосів і стабілізації зсувів за допомогою залізобетонних паль набивного типу (рис. 2). Суть методу полягає в бурінні свердловин в масиві гірських порід, установці в них металевої арматури (гнучкої, жорсткої, сталевих канатів та ін.), підготовці до бетонування або цементування, набиванні свердловини цементним розчином або бетоном. Недоліками даної технології є порівняно висока ціна і значні динамічні впливи на масив.

До загальних недоліків описаних способів зміцнення нестійких бортів кар'єра слід віднести значні матеріальні витрати і підвищені вимоги до обслуговуючого персоналу і небезпечними умовами праці.

Альтернативою традиційним методам закріплення є технологія струминної цементації. Технологія струминної цементації (далі по тексту - Jet grouting) ґрунтів з'явилася практично одночасно в трьох країнах - Японії, Італії, Англії. Протягом останніх двох десятиліть технологія Jet grouting миттєво поширилася по всьому світу, дозволяючи не тільки більш ефективно вирішувати традиційні завдання, але і знайти нові рішення інших складних проблем.

На даний час, як в нашій країні, так і в усьому світі струминна цементація є найбільш прогресивною технологією закріплення слабких і нестійких порід для подальшої проходки гірничих виробок, зведення протифільтраційних завіс, зміцнення укосів, стін котлованів та ін.

Сутність технології полягає у використанні енергії високонапірного струменя цементного розчину для руйнування і

одночасного перемішування ґрунту із цементним розчином у режимі «mix-in-place» (перемішування на місці). Після твердіння розчину утворюється новий матеріал – ґрунтобетон, що володіє високими міцнісними і деформаційними характеристиками. У порівнянні із традиційними технологіями ін'єкційного закріплення ґрунтів струминна цементація дозволяє зміцнювати практично весь діапазон ґрунтів – від гравійних відкладень до дрібнодисперсних глин та мулів. Іншою важливою перевагою технології є надзвичайно висока передбачуваність результатів зміцнення ґрунтів.

Технологія закріплення масиву здійснюється в два етапи (рис. 3). На першому етапі спеціальної обладнаної установкою для Jet grouting бурять свердловину на розрахункову глибину з одночасним промиванням свердловини цементним розчином під невеликим тиском (5 МПа). У другому етапі проводять підйом колони з одночасним обертанням (до 25 об/хв) і підвищують тиск при підключенні цементного розчину до 50 МПа створюючи струмין з високою кінетичної енергією. В результаті цементний розчин руйнує навколишній масив, перемішується з ним і утворюється породний масив діаметром до 2,5 м з ґрунтобетону з високими несучими і проти фільтраційного показниками.

До переваг даної технології в порівнянні з іншими способами штучного зміцнення нестійких ґрунтів слід віднести: високу швидкість роботи, економічність, простоту конструкції відсутність негативних динамічних впливів.

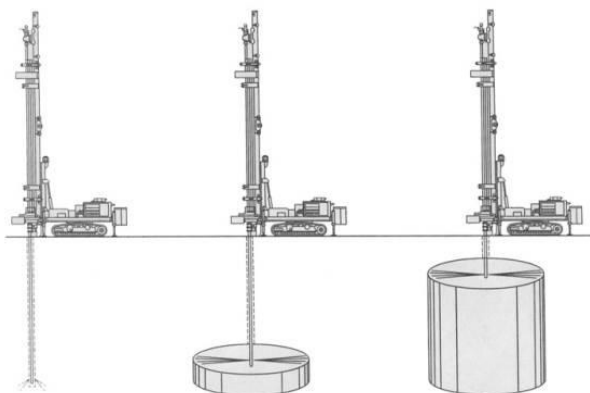


Рис. 3. Технологічна послідовність отримання закріпленого масиву способом Jet grouting: а - буріння пілотної свердловини; б - руйнування і перемішування ґрунту водоцементним струменем; в - підняття бурової колони із закріпленого масиву

Таким чином ми бачимо явні переваги методу Jet grouting перед іншими способами штучного зміцнення ґрунтів кар'єра. Широке застосування цього методу в промисловому, цивільному і дорожньому будівництві, підземних розробках говорить про ефективність його застосування. Однак, відсутність досвіду застосування Jet grouting в відкритих гірських розробках і робить актуальною поставлену наукову задачу – вибір і обґрунтування параметрів способу зміцнення ґрунтів кар'єра за допомогою Jet grouting.

УДК 622.271

**В.Т. Моденко, студент,
Науковий керівник – О.О. Фролов, д.т.н., проф.**
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»*

ОБґРУНТУВАННЯ ВИБОРУ ТЕХНІЧНИХ ЗАСОБІВ ДЛЯ ВІДРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН В НЕРОБОЧИХ БОРТАХ КАР'ЄРІВ

Відкритий спосіб розробки корисних копалин, в порівнянні з підземним, характеризується більшими можливостями в забезпеченні високої продуктивності праці та низької собівартості продукції внаслідок застосування потужного технологічного обладнання, більш повним вилученням корисної копалини з надр, а також кращими санітарно-гігієнічними умовами праці робітників. Однак, головним недоліком відкритого способу розробки є необхідність виймання, переміщення та складування у відвали значних об'ємів пустих порід. Крім того, відкриті розробки обмежуються граничною глибиною, після якої видобуток корисної копалини є неефективним, оскільки збільшується поточний коефіцієнт розкриття та збільшується собівартість видобутку вище граничного значення. Вказані недоліки обмежують сферу застосування відкритого способу розробки корисних копалин. При цьому в надрах залишається значна кількість корисних копалин.

Аналіз родовищ, які відробляють відкритим способом, засвідчує, що в бортах кар'єрів залишаються 20-45% запасів корисних копалин. Запаси в бортах кар'єрів розміщені безпосередньо біля укосів або на відстані не більше 150 м до нього. Глибина залягання прибортових запасів, в основному, складає від 100 до 500 м. Однак досвід розробки родовищ, що відробляють відкритим способом, показує, що тільки 18 % гірничих підприємств проводять видобуток прибортових запасів.

Інші переводять ці запаси в забалансові та списують. Таким чином, розробка прибортових запасів дозволила б збільшити ступінь виймання корисних копалин та підвищити ефективність освоєння родовища.

Для розробки залишених корисних копалин в неробочих бортах кар'єрів, основним методом в минулому було залишення ціликів і проведення гірничих робіт вибуховим способом. В цьому способі розробки є багато недоліків, зокрема: низька ефективність виконання робіт, незначний коефіцієнт вилучення, низька безпека, важке управління, вплив на борти та ін. Зважаючи на вищенаведене, для відробки запасів в бортах кар'єру найбільш доцільним є застосування безлюдної технології виймання пластів з відкритих виробок, в основі якої закладено принципи руйнування корисних копалин агрегатами з буровим або ріжучим виконавчим органом (Highwall). Видобуток комплексами Highwall широко використовується в США, Австралії, Індонезії через їх безпечність і економічність цього способу видобутку.

Зокрема, багато вугільних пластів, що на даний час є не економічні або технічно непридатні для звичайних методів виймання, можуть бути вийняті за допомогою Highwall комплексу. У своїй базовій заявці, видобуток Highwall є метод, що використовується після відкритої розробки, іноді до введення підземного видобутку. У цьому гірничому комплексі, комбайн безперервної дії або шнекова машина в основному використовується для виймання вугілля з неробочих бортів.

На рис. 1 наведена класифікація гірських Highwall систем.

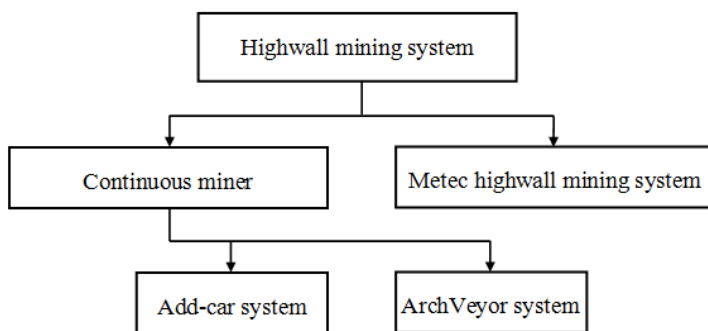


Рис. 1. Класифікація гірських Highwall систем

Система Miner називається безперервною (рис. 2), видобуток системою Highwall (МП) класифікується на два типи: перший являє

собою систему Add-car, а другий представляє собою систему ArchVeyor (скребковий конвеєр). Система Add-car складається з комбайна безперервної дії, нарощувальної машини (конвеєрні автомобілі), укладальника конвеєру і навантажувачів (рис. 3). Система ArchVeyor складається з комбайна безперервної дії, ланцюгового конвеєра, який транспортує вугілля, і спорядженого автомобілю (рис. 4).



Рис. 2. Безперервний робочий орган.

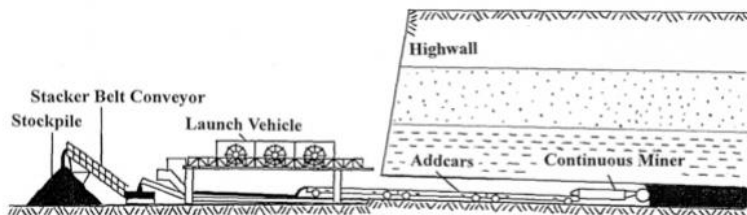


Рис. 3. Система нарощувальної машини



Рис. 4. Скребкова система Archveyor

Система Highwall (МП) може виймати отвори прямокутної форми довжиною до 350 м і більше, а розмір отвору залежить від характеристик комплексу. Міцність гірських порід, які здатен розробляти комплекс становить $f=3,8...7$. При видобутку здійснюється повний автоматизований контроль системи та гірського масиву (покрівлі і підшви) за допомогою передових технологій навігації: пасивного гамма детектора, інклінометрів, лазерного гіроскопа (RLG) і логічного контролера (PLC).

В залежності від розміру ріжучого модулю комплекс Highwall (МП) дозволяє відробляти вугільні пласти потужністю від 1,1 м до 4,8 м з максимальним кутом падіння і повороту пласта до 25° та пласти потужністю від 4,5 м з кутами падіння $50-90^\circ$. Об'єм втрат складає від 20 до 25 %.

Система Highwall зі шнековим виконавчим органом (Metec highwall mining system) в порівнянні з попередніми конструкціями більш проста і може утворювати отвори довжиною понад 100 м і діаметром 0,5 м або більше у вугільних пластах, залежно від способів застосування (рис. 5, 6). Ця система більш маневрена, ніж система МП. Однак, міцність порід, які здатен розробляти комплекс не перевищує $f=3$.

Шнекова система Highwall в загалом покращила видобуток корисних копалин у зв'язку з її безпечністю і продуктивністю. Тим не менш, її застосування обмежене умовами залягання, параметрами та властивостями пластів: кут падіння (не більше $16-25^\circ$), потужність, кривизна, тріщинуватість, наявність розломів і вигинів та ін.



Рис. 5. Шнекова система



Рис. 6. Шнекова гірнична система.

Досвід застосування систем Highwall на кар'єрах світу, лабораторні дослідження та чисельне моделювання закордонних вчених показують, що шнекові гірничовидобувні системи (Metec highwall mining system) забезпечують більшу стабільність гірничих виробок та стійкість відробленого борта кар'єра ніж системи виїмання з безперервним робочим органом.

УДК 622.235

**М.В. Пасько, студент,
Науковий керівник – Т.В. Косенко, ст. викл.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»**

ТЕХНОЛОГІЯ ФОРМУВАННЯ ПОСТІЙНИХ БОРТІВ КАР'ЄРУ ГОРИШНЕ-ПЛАВНИНСЬКОГО РОДОВИЩА ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ

Аналіз геологічних особливостей родовища показує, що основна його частина з позиції забезпечення стійкості є відносно простою. Зокрема, залягання шарів порід круте, пологопадаючих поверхонь в кар'єрі не спостерігається. Вертикальні укоси на уступах чергуються з горизонтальними конструктивними площадками, призначеними для виположування високого уступу і забезпечення безпеки робіт у період його формування. Після закінчення робіт з формування високого неробочого уступу, формується запобіжна берма.

При формуванні неробочих і тимчасово неробочих уступів буропідривної роботи в приконтурних зонах необхідно виконувати таким чином, щоб горизонтальна відстань (b) між контурними рядами

свердловин на суміжних по вертикалі уступах забезпечувало необхідний кут укосу (α_n) високого уступу (рис. 1, 2).

Перед початком виймання гірничої маси з приконтурної зони на вищерозташованому уступі необхідно провести роботи з очищення запобіжної площадки від зворотнього викиду з обов'язковим формуванням уловлювального вала висотою не менш 1 м і шириною не менш 3 м. Ширина смуги залишків осипань, що залишилися після зачищення запобіжної площадки від зворотнього викиду, повинна становити не більше 2 м. Ширина запобіжної площадки повинна бути не менш 5 м.

При відпрацьовуванні розвалу гірської маси після вибуху в приконтурній зоні необхідно робити прибирання уступу від нависань і залишків зруйнованої гірської маси на укосі до оголення монолітного масиву. Зачищення укосу проводять із застосуванням механічних засобів.

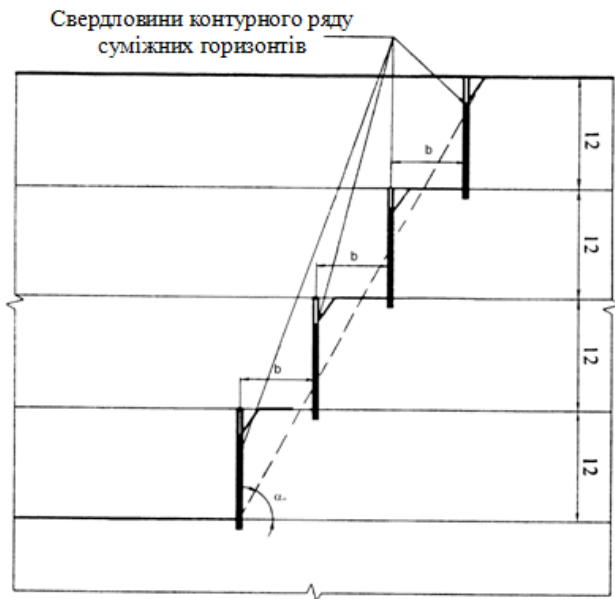


Рис. 1. Схема розміщення контурних рядів свердловин на суміжних горизонтах при формуванні неробочого уступу постійного борта кар'єру

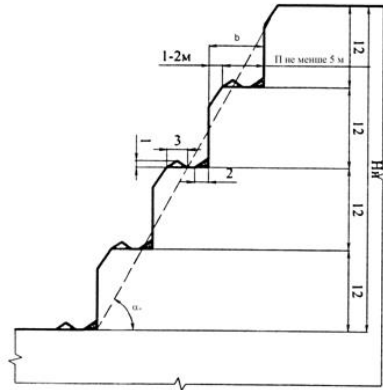


Рис. 2. Конструкція неробочого уступу постійного борта

При веденні гірничих робіт біля граничних або тимчасово неробочих контурах кар'єру необхідно виділити приконтурну зону. Зазвичай, приконтурну зону встановлюють за результатами маркшейдерських інструментальних спостережень як зону залишкових деформацій. Для умов кар'єру Полтавського ГЗК потужність цієї зони орієнтовно можна прийняти 30 м.

При відпрацьовуванні приконтурної зони необхідно застосовувати попереднє цілеутворення. Із цією метою в площині укусу під проектним кутом буриться ряд зближених свердловин. У свердловинах розміщається заряд спеціальної конструкції. Кількість рядів свердловин не повинне перевищувати 5. Відстань між рядами свердловин, відстань між свердловинами в ряду, величина питомої витрати ВР приймається у відповідності до розрахунків. Схема комутації свердловинних зарядів діагональна. Найпоширеніший кут нахилу діагоналі до площини укусу – 45° . Підривання свердловинних зарядів короткосповільнене з інтервалом сповільнення 17-25 мс.

Контурна щілина повинна випереджати по фронту підриваємий блок не менш ніж на 30 м. Підривання свердловинних зарядів приконтурної зони повинне здійснюватися тільки на підібраний вибій.

Перебур свердловин приймається диференційованим. В контурному ряді він зменшений на 50%, в наступному ряді збільшений на 50%, потім знову зменшений і в першому ряді збільшений. У породах малої і середньої міцності при вибухах у приконтурній зоні в надберменій частині нижче розташованого уступу необхідно зменшити на 50 – 60 % перебур свердловин.

[illegible]

а)

сверловини контурного ряду

12

2

3

3

3

4.67

0.5

120

Для забезпечення взаємодії зарядів суміжних свердловин контурного ряду і утворення екранної щілини, відстань між свердловинами повинна становити не більше 2-3 м.

Параметри зарядів, наведені на рис. 3, є орієнтовними і для кожного конкретного типу порід та ділянки борта кар'єру вони підлягають уточненню.

При наближенні підривних робіт до борта кар'єру необхідно обмежувати величину заряду, що підривається. На основі виконаних дослідних вибухів припустима маса заряду в групі не повинна перевищувати 2 т. Конструкція заряду в контурній свердловині показана на рис. 4.

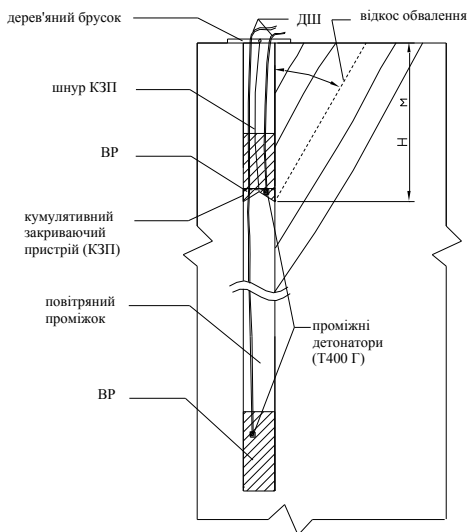


Рис. 4. Конструкція заряду контурної свердловини

При природному заповненні повітряного проміжку водою, підривання верхнього і нижнього зарядів створює гідроудар, що забезпечує утворення в контурному ряді екрануючої щілини. При проведенні вибухових робіт необхідно підбирати величину і глибину розміщення заряду, що забезпечують створення кута укоса обвалення, який рівний куту шаруватості масиву.

ВСТАНОВЛЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН ІЗ РІДКИМ НАПОВНЮВАЧЕМ

Чисельні теоретичні та експериментальні дослідження, досвід відбійки порід на кар'єрах, дозволяють зробити висновок, що об'єм зруйнованої гірничої маси залежить, в основному, від запасу енергії вибухових речовин (ВР) в зарядній порожнині. Тому регулювання концентрації енергії дозволяє встановлювати оптимальні параметри вибухової відбійки та покращити ступінь дроблення гірничої маси.

Суттєвого підвищення об'ємної концентрації енергії можна досягти, заповнивши повітряний міжгранульний простір порошкоподібним наповнювачем. Також об'ємна концентрація енергії вибуху може регулюватися заповненням міжгранульних пустот інертними або активними рідкими наповнювачами. Найчастіше в якості інертного наповнювача ВР застосовуються вода, водні розчини неорганічних солей, наприклад бішофіт, в якості активного наповнювача – водні розчини окиснювача.

Аналіз досліджень по застосуванню рідких добавок з метою регулювання об'ємної щільності заряду ВР свідчить, що при певному позитивному технічному ефекті вони мають певні недоліки, що пов'язані з порушенням кисневого балансу промислових ВР, підвищеною питомою витратою ВР, технологічною складністю їх виготовлення і застосування.

Перспективність ВР з наповнювачем може бути підвищена розробкою невибухових активних рідких водних розчинів, що складаються з окиснювача, пального і технологічних добавок і не володіють властивостями розчинника. Вони можуть надати певний енергетичний внесок і, крім того, підвищують ущільненість ВР. Такий склад був розроблений ЗАТ «Техновибух» і має назву – компонент рідкий ущільнюючий (КРУ), що представляє насичений водний розчин солей азотної кислоти, рідкого пального, згущувача і стабілізатора складу.

Випробування КРУ у складі різних ВР показали істотне підвищення вибухових характеристик і водостійкості найпростіших аміачно-селітревих ВР.

Основною перевагою наповнених розчином вибухових сумішей є можливість регулювання щільності і внаслідок цього концентрації енергії в одиниці об'єму зарядної порожнини. Для визначення оптимального вмісту КРУ, що дає максимальний виграш в об'ємній енергії, були проведені експериментальні дослідження. Експерименти проводили з ВР полімікс ГР 1/8, розробленою також ЗАТ «Техновибух». Суха суміш містила 37,3% щільної, 52,2% пористої селітри аміачної, 2,5% палива дизельного та 8% компоненту пального набухаючого ГНК-1. Щільність компонентів при температурі 20°C складала відповідно 1,6; 1,25; 0,86 і 1,4 г/см³. Щільність загущеного КРУ – 1,37 г/см³.

На рис. 1 представлені результати дослідів зі складами, що показують вплив вмісту КРУ на загальну щільність суміші (крива 1) і середньозважену щільність твердої і рідкої фаз (крива 2). Повному заповненню системи відповідає точка, в якій відбувається торкання експериментальної залежності загальної щільності від вмісту рідкої фази з прямою, що виражає розрахункову середньозважену залежність щільності суміші (2).

З рис. 1 видно, що найбільше заповнення суміші спостерігається при вмісті 35% по масі рідкої фази. Деяке відхилення від величини щільності пояснюється частковим насиченням розчином селітри, яке становить близько 1,6 %.

Таким чином, для суміші типу полімікс ГР1/8 дослідженнями встановлена залежність її щільності від вмісту КРУ. При вмісті КРУ 35% по масі (понад 100%) відбувається повне заповнення пор. Експерименти показують, що при цьому забезпечується водостійкість ВР.

Вибухові характеристики ВР оцінювалися по повноті детонації заряду відповідно до ГОСТ 14839.19-69. Підривали як сухі заряди, так і з підливкою КРУ. Заряди встановлювали на сталеву підкладку-лист розміром 250×250 мм, товщиною 8 мм. Про повноту детонації зарядів судили по наявності і глибині прогину пластини на місці установки зарядів і по відсутності залишків ВР після вибуху (табл. 1).

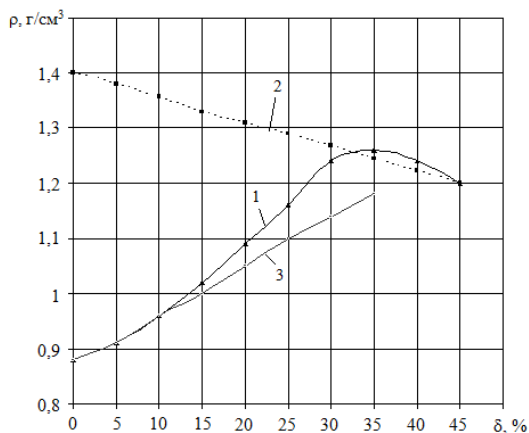


Рис. 1. Залежність щільності ρ поліміксу ГР 1/8 від вмісту δ КРУ: 1 – загальна експериментальна; 2 – питома середньо-зважена твердої і рідкої фази; 3 – загальна розрахункова

Таблиця 1
Вибухові характеристики промислових ВР за результатами випробувань

Назва ВР	Масова частка КРУ, %	Водо-стійкість заряду	Щільність ВР, г/см ³	Прогин пластини, мм
полімікс ГР1/8	0	-	0,88	44
	10	-	0,97	67
	17,5	-	1,04	78
	25	-	1,15	75
	35	водостійкий	1,23	70

За результатами проведених досліджень вибухових властивостей ВР встановлено, що застосування КРУ у складі ВР дає значний енергетичний вигравш в порівнянні з сипучими ВР без КРУ і при повному заповненні пор забезпечує їх водостійкість. Таким чином, проведеними дослідженнями встановлено, що застосування КРУ в складі ВР дозволяє регулювати їх щільність, енергетичні характеристики та підвищити водостійкість.

ВСТАНОВЛЕННЯ КРИТИЧНОГО ЗНАЧЕННЯ НАПРУЖЕННЯ ПРИ РУЙНУВАННІ ТРІЩИНУВАТИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ

Відповідно до механіки руйнування будь-який процес руйнування матеріалу належить до одного з видів порушення міцності, які можуть відбуватися в результаті: 1) пружної або пластичної деформації; 2) втрати стійкості; 3) безпосереднього руйнування. Руйнування гірських порід вибухом належить до безпосереднього руйнування і може бути частковим або повним. При частковому руйнуванні в тілі виникають пошкодження у вигляді окремих тріщин або розподілених по об'єму дефектів, які призводять до зміни механічних властивостей матеріалу. При повному руйнуванні відбувається поділ тіла на частини.

Руйнування скельних гірських порід вибухом зазвичай відносять до квазікрихкого руйнування, що відбувається під дією ударних навантажень. Масив гірських порід, який підлягає такому руйнуванню, є недосконалим з точки зору механіки суцільного середовища, оскільки в ньому існують макро- та мікротріщини і система видимих тріщин, яка характеризується показником «питомої тріщинуватості». Тому при розв'язанні задач про руйнування тріщинуватих гірських порід необхідно враховувати наявність початкових тріщин. А сам процес руйнування повинен описуватися критеріями міцності.

В цілому процес руйнування гірських порід складається з двох стадій – зародження тріщини та її поширення, причому кожна з цих стадій описується своїми законами. Зважаючи на це існують критерії міцності породи, які описують як умови зародження тріщини, так і умови поширення тріщини. Перші критерії описують умови настання небезпечного стану в точці в даний момент. Другі виходять з наявності в тілі тріщини.

Критерії початку поширення тріщини в гірській породі можуть бути отримані як на основі енергетичних критеріїв, так і силових. Спочатку А. А. Гріффітсом був запропонований енергетичний критерій руйнування, а потім Дж. Р. Ірвіном – силовий критерій. Таким чином, маємо два еквівалентні формулювання критерію руйнування скельних гірських порід. Тріщина дістає можливість поширення у тому випадку, коли:

1) інтенсивність енергії G , що звільняється, досягає критичної величини

$$G_c = \delta\Gamma/\delta S = \text{const}; \quad (1)$$

2) коефіцієнт інтенсивності напруження K досягає критичної величини

$$K_c = \text{const}, \quad (2)$$

де G_c – питома (ефективна) робота руйнування; K_c – критичний коефіцієнт інтенсивності напружень.

Отже, енергетичний критерій початку зростання тріщини:

$$G = G_c. \quad (3)$$

Силовий критерій:

$$K = K_c. \quad (4)$$

Відповідно до концепції Гріффітса-Орована-Ірвіна виразимо критичне значення напруження в масиві гірських порід. Припустимо, що існує необмежена площа, яка послаблена одиночною прямолінійною тріщиною з координатами $y = 0$, $|x| \leq l$ (рис. 1). Площина розтягується рівномірним напруженням σ в напрямку осі y перпендикулярно до лінії тріщини.

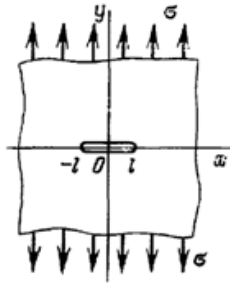


Рис. 1. Схема матеріалу з одиночною тріщиною

Встановимо, при якому значенні зовнішнього напруження σ тріщина даної довжини $2l$ почне поширюватися в масиві при постійному зовнішньому навантаженні. Потенційна енергія деформації гірської породи без тріщини більше за потенційну енергію матеріалу з тріщиною, оскільки навколо тріщини існує зона зменшених напружень, тому що на вільних поверхнях тріщини напруження дорівнюють нулю.

Припустимо, що точки прикладання зовнішніх сил не зміщуються зі зростанням тріщини, тобто робота зовнішніх сил дорівнює нулю. В

результаті появи тріщини потенційна енергія матеріалу зменшується на величину

$$\Delta W = W_0 - W = \frac{\pi \sigma_{\text{кр}}^2 l^2}{E}, \quad (5)$$

де W_0 – потенційна енергія пружної деформації пластини без тріщини; W – потенційна пружна енергія пластини з тріщиною; $\sigma_{\text{кр}}$ – критичне напруження; E – модуль пружності.

Звільнена пружна енергія ΔW надходить до вершини тріщини, де виникла концентрація напружень, і там витрачається на руйнування гірської породи (на утворення нової поверхні тіла). Якщо вважати питому роботу руйнування постійною $\gamma = \text{const}$, то робота, яка витрачається на утворення тріщини довжиною $2l$, дорівнює

$$\Gamma = 4\gamma l. \quad (6)$$

Припустимо, що довжина тріщини збільшується на величину Δl , то енергія, яка вивільнилася буде приблизно дорівнювати

$$\Delta W = \frac{2\pi \sigma_{\text{кр}}^2 l \Delta l}{E}. \quad (7)$$

Водночас на збільшення довжини тріщини в матеріалі повинна бути витрачена енергія $\Delta \Gamma$:

$$\Delta \Gamma = 4\gamma \Delta l. \quad (8)$$

Таким чином, умова настання критичного стану має вигляд:

$$\Delta W = \Delta \Gamma. \quad (9)$$

З урахуванням (7) та (8) умова Гриффітса буде записана як

$$\frac{2\pi \sigma_{\text{кр}}^2 l \Delta l}{E} = 4\gamma \Delta l. \quad (10)$$

З (10) отримаємо формулу Гриффітса для визначення критичного напруження при плоскому напруженому стані для тріщин відриву

$$\sigma_{\text{кр}}^2 = \sqrt{\frac{2E\gamma}{\pi l}} \quad (11)$$

Якщо зважити на те, що інтенсивність пружної енергії G , що звільняється, можна прийняти за подвійне значення інтенсивності поверхневої енергії γ , що витрачається на руйнування масиву гірських порід, а саме $G = 2\gamma$, то критичне значення напруження при плоскому напруженому стані для тріщин відриву, з урахуванням того, що

$$G = \frac{K^2}{E} \quad (12)$$

де K – коефіцієнт інтенсивності напружень для тріщин відриву, та формули (4), можна записати [5]:

$$\sigma_{\text{кр}} = \frac{K_c}{\sqrt{\pi l}} . \quad (13)$$

Таким чином, проведений аналіз досліджень в рамках квазістатичної механіки руйнування гірських порід вибухом дозволили встановити, що критичне значення напруження руйнування тріщинуватих гірських порід залежить від коефіцієнту інтенсивності напружень, а критерії рівноваги, початку, зупинки і розповсюдження тріщин описуються рівняннями енергетичного балансу.

УДК 622.235

**О.С. Прит, студент,
Науковий керівник – О.О. Фролов, д.т.н., проф.**
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»*

РУЙНУВАННЯ СКЛАДНОСТРУКТУРОВАНИХ СКЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ

Особливістю складноструктурних масивів є те, що вони характеризуються неоднорідністю фізико-механічних властивостей порід, інтенсивною тріщинуватістю, блочністю, наявністю міцних пропластків. Ведення вибухових робіт в таких масиву з міцними включеннями характеризується утворенням після вибуху негабаритних шматків породи, які ускладнюють роботу виймально-навантажувальної техніки.

Поява негабаритів при підриванні складноструктурних масивів пов'язано з утворенням в породах високої міцності незруйнованих областей між сусідніми свердловинами, у той час як у міцних породах вони практично відсутні. При вибуху масиву з прошарком більш міцної породи свердловинними зарядами радіуси зон регульованого дроблення відповідно в міцному шарі і в масиві виявляються неоднаковими (рис. 1). В силу цього, при масовому вибуху на кар'єрах в просторі між свердловинами утворюються зони нерегульованого дроблення 4, в яких найбільш ймовірно утворення негабаритів.

Для запобігання утворення негабаритів в зазначених зонах застосовуються наступні способи ведення вибухових робіт:

1. Застосування зарядів вибухових речовин (ВР), що розміщуються в додаткових свердловинах, які пробурюються в центрі між основними свердловинами.

2. Створення в основних свердловинах комбінованих зарядів, складених із зарядів різної потужності.

При реалізації першого способу основні свердловини буряться по всій висоті блоку по квадратній сітці, а додаткові – в перетині діагоналей чотирикутника, що з'єднують чотири основні сусідні свердловини (рис. 2). Тоді, в зонах нерегульованого подрібнення в міцних породах відбувається їх подрібнення, що знижує появу крупних шматків породи.

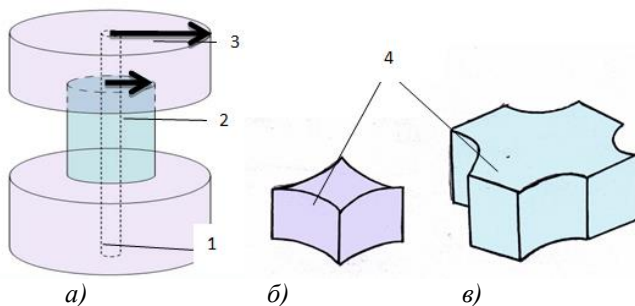


Рис. 1. Характер руйнування масиву з шаром міцної породи.

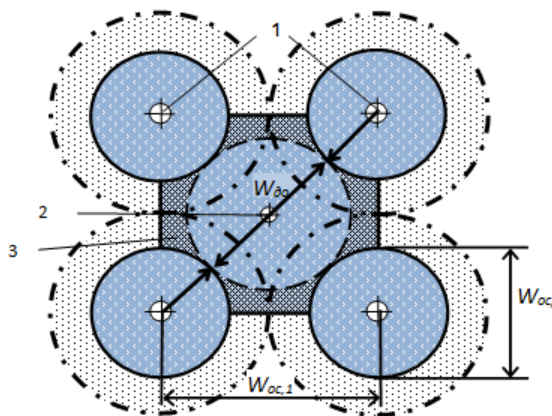


Рис. 2. Схема утворення зон регульованого подрібнення та неподрібненої зони в різноміцних шарах породи при вибуху основних зарядів: 1 – основні свердловини; 2 – розташування додаткової свердловини; 3 – незруйнована зона

Найбільш доцільним є другий спосіб, що виключає додаткові витрати на буропідривні роботи. Конструкція такого комбінованого заряду представлена на рис. 3.

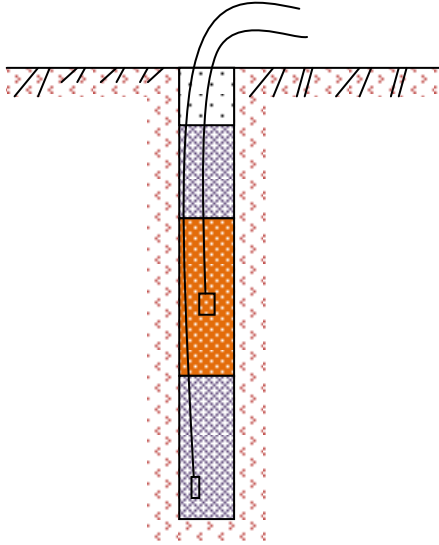


Рис. 3. Схема комбінованого заряду

Комбіновані заряди дозволяють збільшити радіуси зон регульованого подрібнення в твердих породах до радіусів зон регульованого подрібнення вміщуючих порід. Це дозволяє повністю виключити появу негабариту. Відповідно до теорії рівноважної вибухової порожнини, радіус регульованого подрібнення для подовженого заряду визначається формулою:

$$r = r_0 \sqrt{\frac{\left(\frac{\zeta \cdot P_0}{\sigma_p} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} - 1 + \frac{\sigma_p}{K}}{\frac{\sigma_p}{K} + M + \Pi}}, \quad (1)$$

де $M = 2 \left(\frac{p(1+\nu)}{E} \right) + \left[\frac{p(1+\nu)}{E} \right]^2$; ζ – параметр адіабати; P_0 –

початковий тиск газів вибуху; γ_2 – показник адіабати; σ_p – межа міцності породи на розтягнення; K – коефіцієнт всебічного стиснення; Π – пористість породи; E – модуль пружності; ν – коефіцієнт Пуассона.

Основний вплив на радіус регульованого подрібнення чинить тиск газу P_0 на стінки свердловин (тиск продуктів детонації в точці Жуге). Воно визначається наступним виразом

$$P_0 = \frac{\Delta \cdot D^2}{\gamma + 1}, \quad (2)$$

де Δ – щільність заряджання ВР; D – швидкість детонації ВР.

Для збільшення радіуса регульованого подрібнення потрібно збільшити значення P_0 , і відповідно потрібно підібрати ВР з більшою швидкістю детонації.

Таким чином, наведена формула для розрахунку радіусів зон регульованого дроблення при вибуху подовженого заряду ВР дозволяє на практиці застосовувати комбіновані заряди. Вони забезпечують необхідну якість дроблення всіх типів порід і виключають появу негабаритних шматків при вибуху складноструктурованих порід, що має істотне значення для теорії і практики вибухових робіт і дозволяє підвищити продуктивність виїмково-навантажувальної та транспортної техніки на кар'єрах.

УДК 622.271

**В.А. Шевченко, студент,
Науковий керівник – О.О. Фролов, д.т.н., проф.**
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»*

ДОСЛІДЖЕННЯ ДЕФОРМАЦІЇ БОРТІВ КАР'ЄРУ ПІСЛЯ ВІДРОБКИ ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ ВУГІЛЛЯ

Для того, щоб дослідити поведінку борта кар'єру під час та після відробки прибортових запасів корисних копалин шнековою системою Highwall застосовуємо чисельне моделювання методом кінцевих елементів з використанням критерію міцності Мора-Кулона. Для цього гірський масив борта кар'єру розбиваємо на елементарні об'єми, в кожному з яких визначаємо стійкість на руйнування. В якості програмного продукту використовуємо PLAXIS 3D Tunnel. Це пакет програм призначений для розрахунку методом кінцевих елементів деформацій і стійкості при проектуванні гірничих виробок. Процес розрахунку стійкості заснований на стійкому чисельному методі.

Для дослідження обираємо тривимірну модель з наступними розмірами: висота – 16,5 м; ширина – 25 м, глибина – 10 м (рис. 1).

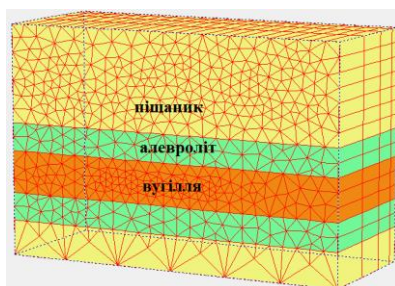


Рис. 1. Тривимірна модель досліджуваного гірського масиву

Товщина вугільного пласта становить 3,0 м. Пласт залягає в товщі алевролітів потужністю по 2,0 м над покрівлею і під підшовою. Зверху та знизу їх знаходяться піщаники: потужність верхнього шару піщаника становить 7,0 м, нижнього – 2,5 м. Фізико-механічні властивості порід, що використовуються в дослідженні наведені в табл. 1.

Моделюємо виймання пласта вугілля системою Highwall зі шнековим виконавчим органом (Metec highwall mining system) діаметром 1,0 м на глибину 10 м. Розміщуємо в один ряд п'ять шнекових отворів (гірничих виробок). Відстань між виробками в неробочому борту кар'єру змінюємо від 4,0 до 0,5 м з кроком 0,5 м.

Таблиця 1

Фізико-механічні властивості досліджуваних гірських порід

Назва породи	Щільність, кН/м^3	Модуль Юнга, кН/м^2	Коефіцієнт Пуасона	Кут тертя, град	Щеплення, кН/м^2
Алевроліт	24,892	$4,6 \cdot 10^7$	0,25	30	$230 \cdot 10^2$
Піщаник	26,068	$5 \cdot 10^7$	0,12	35	$20 \cdot 10^2$
Вугілля	13,404	$1,9 \cdot 10^7$	0,15	37	$90 \cdot 10^2$

Результати розрахунку зміни осідань поверхні борта кар'єру для двох серій досліджень наведено в табл.2.

Таблиця 2

Зміна осідань, 10^{-6} м, поверхні борта при різній відстані між виробками

Відстань між виробками в борту кар'єра, м							
4,0	3,5	3,0	2,5	2,0	1,5	1,0	0,5
12,86	12,97	13,21	13,47	13,66	14,25	14,93	17,08

На рис. 2-3 показано деформований стан модельного блоку після виймання вугілля при різних відстанях між гірничими виробками для випадку їхнього розміщення в один ряд.

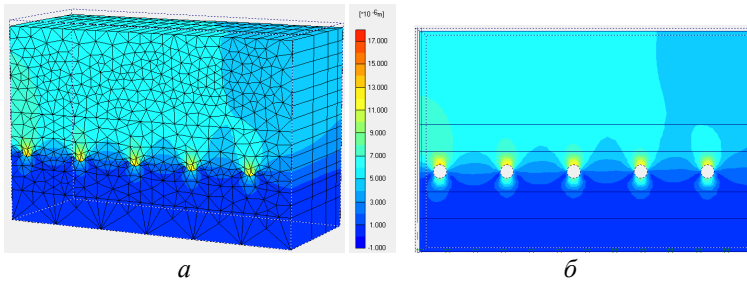


Рис. 2. Деформований стан борта після виймання прибортових запасів виробками на відстані 4,0 м одна від одної: а – вигляд спереду; б – розріз на відстані 5,0 м від устя виробки

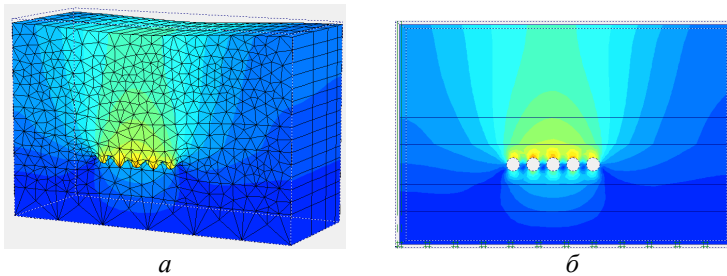


Рис. 3. Деформований стан борта після виймання прибортових запасів виробками на відстані 0,5 м одна від одної: а – вигляд спереду; б – розріз на відстані 5,0 м від устя виробки

На рис. 4 показана графічна залежність зміни осідань поверхні борта кар'єра в залежності від відстані між виробками. Вона описується поліномом 2-го порядку:

$$\eta = 0,46d^2 - 3,1d + 18,08, \quad (1)$$

де η – вертикальне осідання поверхні борта; d – відстань між гірничими виробками, пройденими в борту кар'єра.

При відстані між виробками 0,5 м вертикальне осідання поверхні лише в 1,33 рази більше ніж при відстані 4,0 м, тобто деформації поверхні є незначними.

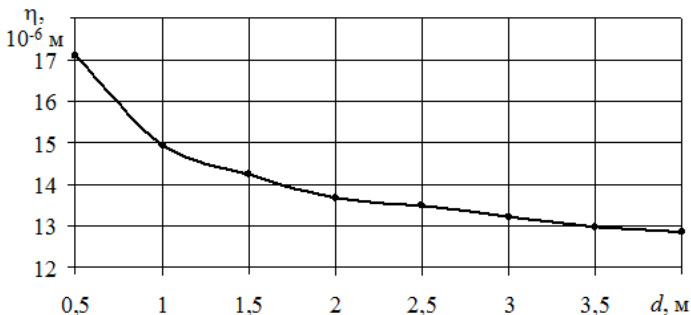


Рис. 4. Зміни осідань поверхні борта кар'єра в залежності від відстані між виробками при їхньому розміщенні в один ряд

Згідно отриманих даних, незалежно від відстані між виробками, руйнування шнекових отворів не спостерігається, тобто забезпечується стійкість виробок. Зміна осідань на поверхні борта кар'єру також не досягає критичної величини в $15 \cdot 10^{-3}$ м, при якій може виникнути підробка споруд на поверхні.

Отримані результати засвідчують, що необхідно продовжити дослідження з розробки ефективних схем відробки прибортових запасів корисних копалин для отримання закономірностей вертикальних осідань поверхні бортів кар'єрів в залежності від відстані між виробками та встановлення оптимальних значень цих відстаней.

УДК 622.2

Ватулин Д.С., главный специалист
отдела благоустройства и жилья

Департамента жилищно-коммунального хозяйства
Комсомольского городского совета Полтавской области

ВЛИЯНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНОГО БЛОКА НА КАЧЕСТВО ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Актуальность работы заключается в выявлении степени влияния геомеханических и геометрических параметров буровзрывного блока на качество дробления пород буровзрывным способом, что в свою очередь позволяет прогнозировать выход негабарита.

Исследуемые буровзрывные блоки располагаются на добычных уступах Еристовского месторождения на горизонте -15 -30 м. на данном участке породы представляют собой третью подсвиту (K_2^3) саксаганской свиты (или вторая железистая подсвита), представлена часто переслаивающимися куммингтонит-магнетитовыми кварцитами и кварцево-магнетито-куммингтонитовыми (биотитовыми) сланцами. Все указанные блоки взяты с разных горизонтов месторождения от -15 до -50 метров. Блоки имеют сильную трещиноватость (среднеблочные). Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем составляет 0,1-0,5 м. модуль трещиноватости $2-10\text{м}^{-1}$ максимальный размер отдельности (блока) в массиве, 0,6-1,2 м, акустический показатель трещиноватости 0,1-0,25 A_1 удельное водопоглощение, 1-10 л/мин. Все буровые блоки взяты с разных структурных блоков трещиноватости. При разведке трещиноватости были установлены величины расстояний между трещинами. Минимальное расстояние 0,2 м, а максимальное – 0,78м.

Допустимый выход негабарита из взорванного блока принято считать 5% от объема блока.

Таблица 2

Основные характеристики анализируемых буровых блоков

№	Объём блока тыс.м3	Кол- во скава жин шт.	Обводнён ность блока %	Анализ качества		Фактическ ий выход негабарита %	Среднее расстоян ие между трещина ми	В.В.
				Брак по сетке				
				шт	% скваж.			
1	4	5	6	7	8	10	11	12
1	100,1	260	60	5	1,92	4,8	0,21	квामикс
2	27,2	109	55	2	1,83	0,45	0,2	квामикс
3	18,4	68	48	7	10,29	3,7	0,21	олимикс
4	17,8	75	63	0	0	1,1	0,2	квамикс
5	38,4	58	80	10	3,45	2	0,41	квамикс
6	58,9	172	58	5	5,81	2,3	0,41	квамикс
7	39,9	106	66	9	4,72	3	0,4	квамикс
8	89,2	156	51	7	5,77	3,2	0,2	олимикс
9	45,8	132	45	11	5,3	2,8	0,41	квамикс
10	115,9	309	65	6	3,56	4	0,4	олимикс

На основании имеющихся данных по буровым блокам построим график зависимости фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами.

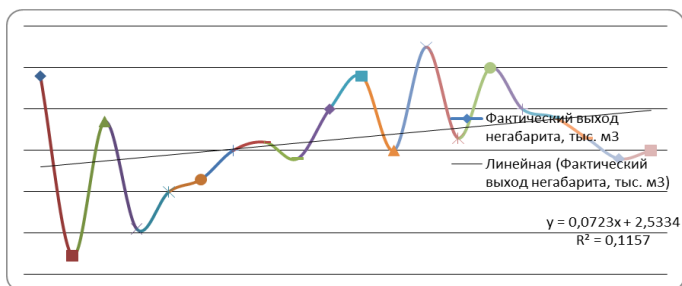


Рис. 2. Зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами

На основании имеющихся данных можно сделать вывод, что для построения линии тренда целесообразно использовать уравнение линейной регрессии, для имеющегося набора данных уравнение будет выглядеть следующим образом, $y=0.072x+2.53$.

Так же на рисунке 2 отображена величина достоверности аппроксимации, которая определяет степень достоверности и точности прогноза. Значение $R^2 = 0.116$ дает возможность говорить о том, что выбранная нами линейная модель близка к достоверной.

На рисунке 3 представлена зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами при использовании В.В. полимикс из графика видно, что зависимость практически равна нулю. Особенностью зарядки данного взрывчатого вещества является использование полиэтиленовых рукавов что предотвращает растекание взрывчатого вещества по трещинам, в свою очередь благодаря этому сохраняется целостность заряда.

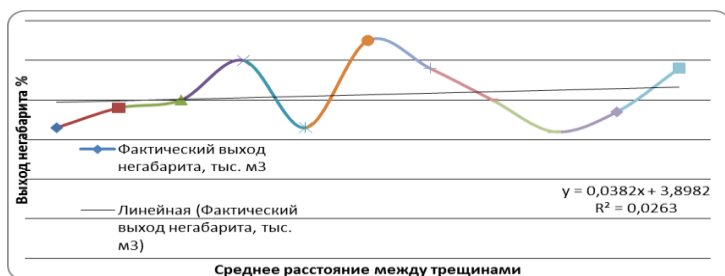


Рис. 3. Зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами при использовании в.в. полимикс

При использовании взрывчатого вещества аквамикс не используются полиэтиленовые рукава из за чего вещество растекается по трещинам, таким образом нарушается целостность заряда, и не сохраняется его эксцентричность. Из за данного свойства В.В. наблюдается зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами (рис.4).

На графике зависимости обводненности и выхода негабарита (рис.5) отчетливо прослеживается зависимость. В данных условиях обводненность блока напрямую зависит от трещиноватости горного массива. Исходя с того что гидрогеологические условия не влияют на В.В. можно сделать вывод что качество взрыва напрямую зависит от трещиноватости массива. Благодаря выявленной зависимости при проектировании буровзрывных блоков предоставляется возможность учитывая данные зависимости фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами при использовании разных взрывчатых веществ, а также учитывая зависимость обводненности и выхода негабарита максимально точно спрогнозировать выход негабарита.

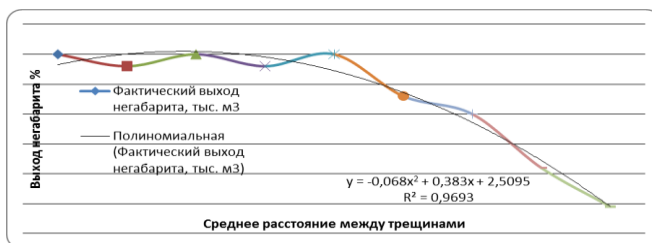


Рис. 4. Зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между трещинами при использовании В.В. аквамикс



Рис. 5. Зависимость обводненности и выхода негабарита

В современных условиях прогноз качества дробления породы позволяет избежать крупных экономических затрат, которые напрямую связаны с выходом негабарита.

Вывод: изучение данных о трещиноватости горных пород Еристовского месторождения позволяет сделать вывод о том, что породы слагающие месторождение относятся к разным группам трещиноватости. По каждой из этих групп изучена трещиноватость массива скальных пород. Представленные в проекте блоки располагаются в массиве с 2 категорией трещиноватости.

В процессе разработки месторождения имеются данные о параметрах взорванных блоков (фактический выход негабарита, геометрические и геологические параметры и т. д.).

На основании проведенного нами математического анализа данных геологоразведки и фактического материала установлено:

1. повышенный выход негабарита наблюдается на блоках со средним расстоянием между трещинами 0,78 м и 0,64 м (т.е. близким к максимальным). Таким образом, при увеличении расстояния между трещинами выход негабарита увеличивается;

2. установлено, что зависимость фактического выхода негабарита от среднего расстояния между скважинами имеет линейный вид;

3. установив зависимость и выразив ее математически возможно определить прогнозируемый выход негабарита.

Литература

1. Инструкция по производству маркшейдерских работ.– М.: Недра, 1987. – 239с.

2. План развития горных работ на 2014 г. ООО «Еристовский ГОК». – Комсомольск, 2014. – 32 с.

3. Положение об организации буровзрывных работ в карьере ООО «Еристовский ГОК» / Согласовано с начальником государственной инспекциинадзора в горнорудной промышленностиКриворожского горнопромышленноготерриториального управления. – Комсомольск, 2012. – 7 с.

4. Инструкция по организации и ведению массового взрыва скважинных зарядов на открытых горных работах. – Киев: Госгортехнадзор Украины,1992.

5. Технологическая инструкция по ведению взрывных работ при разработке рудных и нерудных месторождения полезных ископаемых открытым способом. – Киев: Госгортехнадзор Украины,1991.

АЛЬТЕРНАТИВНИЙ МЕТОД ВИДОБУТКУ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

На території України, зокрема в районах виходу на поверхню «Українського кристалічного щита» активно проводиться видобуток було-щебеневої сировини, яка в більшості випадків відправляється на подальші процеси переробки та збагачення. Дану сировину отримують з міцних, та високоабразивних порід магматичного, та метаморфічного походження. Видобування порід даного типу пов'язане з трудомістким, та економічно затратним передекскаваційним етапом, який називається буровибухові роботи (БВР)[1].

Необхідність використання буровибухових робіт пов'язана з фізико-механічними властивостями порід, що видобуваються. Відтак, можна сказати, що буровибухові роботи необхідні для руйнування високоабразивних, міцних, монолітних гірських порід, з межою міцності на стиск близько 180-230 МПа, за допомогою вибуху.

Даний метод є доволі ефективним, та широко застосовується у наш час, проте він має ряд наступних недоліків: необхідність дозволу на проведення БВР; необхідність ліцензії на проведення БВР, або винаймання фірми підрядника; великий рівень небезпеки при підривних роботах; необхідність у трудомісткому, та доволі протяжному процесі буріння свердловин; відносно великий відсоток виходу негабариту; висока вартість вибухових речовин; необхідність виводу з кар'єру, на момент вибуху, всього виймально-навантажувального, бурового та транспортного обладнання і персоналу, що зупиняє роботу з видобутку корисних копалин на деякий час. Проблема з зупинкою кар'єру часто буває критичною, за умови необхідності безперервного постачання сировини на збагачувально-переробну фабрику.

Також, необхідно приділити увагу «Закону України про ведення відкритих гірничих робіт», відповідно до нього, та правил техніки безпеки при веденні вибухових робіт, відстань від гірничо-видобувного підприємства, яке проводить вибух, до найближчого населеного пункту, має бути не менше 1500 метрів. Дана вимога інколи унеможливорює видобуток корисних копалин за допомогою БВР. Тож в такому разі, доцільно буде використати землерійно-фрезерні машини.

Землерийно-фрезерна машина, являє собою механізм, який виконує операції відділення корисної копалини від масиву породи. При використанні машин даного типу, існують певні відмінності у схемі розробки кар'єрного поля. За даних умов, буде використана пошарова схема розробки (рис.1)[2].

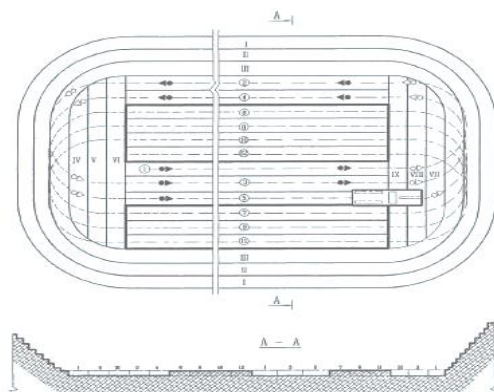


Рис. 1. Технологічна схема зняття шару з безперервним рухом комбайна[2]

Принцип роботи землерийно-фрезерної машини описаний нижче, на прикладі машини Vermeer T1255 LT[3]. Робочим органом даної машини є фрезерний барабан Direct Drive. На ньому периферійно розміщені зуби з твердосплавних вольфрамомістких сплавів. В основі принципу роботи барабана лежить система «Top to bottom», тобто удару зверху вниз, що дозволяє досягти руйнівної сили до 200 МПа [3].

Також на даній машині встановлена система перерозподілу тягового зусилля. Якщо на горизонті що розробляється трапляються прожилки породи більшої міцності ніж основний масив, то тягове зусилля передається з ходової частини на робочий орган. В легких умовах праці, при невеликій міцності видобувних порід, барабан може заглиблюватись на 0,63 метра, а в середніх та важких умовах праці 0,25-0,35 метра. Продуктивність землерийного комбайна становить 1200-1500 тон гірничої маси за годину. Керування комбайном здійснюється дистанційно, за допомогою GPS та технології «Inside». Це пов'язано з доволі великим рівнем шуму та вібрації під час роботи, і зроблено задля комфорту обслуговуючого персоналу[3].

До переваг даного методу розробки кар'єрного поля, можна віднести наступне:

-

Висновки. Порівнявши два методи розробки кар'єрного поля, а саме східчастий метод з використанням БВР, та пошаровий метод з використанням землерийної машини, можна прийти до наступних висновків:

- 141

Список літератури

- 1.<http://www.mining-enc.ru/v/vzryvnye-raboty>
- 2.<http://www.mining-media.ru/ru/article/karertekh/1852-tehnologiya-i-skhemy-vedeniya-gornykh-rabot-pri-ispolzovanii-kombajnov-2100-i-2200-sm-firmy-wirtgen-gmbh>
- 3.<http://www.mining-media.ru/ru/article/ogr/3592-vermeer-prodolzhaet-rasshiryat-modelnyj-ryad-gornodobyvayushchej-tehniki>

УДК: 504.03

Ізюмова О.Г., канд. біол. наук,
Скоропадська С.В., студентка

Житомирський державний технологічний університет

ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ КОНЦЕПЦІЇ ЕКОСИСТЕМНИХ ПОСЛУГ

Концепція екосистемних послуг – активний напрямок міждисциплінарних досліджень за участю представників природних і соціально-економічних наук (Braat, de Groot, 2012), ситуація в якому змінюється дуже швидко. На сьогодні існує безліч трактувань понять “environmental services”, “ecosystem services” (екосистемні послуги) та близьких до них “ecological functions”, “ecosystem functions” (екосистемні функції), простежується невизначеність у методах та підходах щодо економічної оцінки ресурсного потенціалу як потужного важеля управління господарством.

Дана концепція була сформульована в кінці 1990-х рр. з метою надати економічне звучання традиційним проблемам охорони природи, екологічної безпеки, екологічних функцій природних і природно-техногенних екосистем; забезпечити економічні, фінансові важелі для їх вирішення в рамках ринкової економіки. Послуги – не безкоштовні, мають свою ціну, яку необхідно враховувати в плануванні господарської діяльності для забезпечення сталого розвитку сучасного суспільства. Усвідомлення цього привело до розвитку самостійного напрямку – економіки екосистем і біорізноманіття (The Economics of Ecosystems and Biodiversity, TEEB) в рамках програми ООН з навколишнього середовища (UNEP), заснування нових наукових журналів: Ecological Economics і Ecosystem Services, що спеціалізуються з даної проблематики, організації глобальної мережі партнерства (Ecosystem Services Partnership, ESP), проведення конференцій і наростаючої кількості публікацій,

присвячених оцінці екосистемних послуг на локальному, регіональному та глобальному рівнях.

В даний час практичний облік екосистемних послуг ведеться в багатьох країнах. Лідерами є країни Євросоюзу, для багатьох з яких виконано оцінки екосистемних послуг на національному рівні (Brouwer et al., 2013; Economic Commission ..., 2007; Glæsner et al., 2014).

У підході Millennium Ecosystem Assessment (MEA) екосистемні послуги розглядаються у зв'язку з благополуччям людини. Послуги поділені на 3 оцінювані групи: *забезпечуючі, постачальницькі (provisioning)* (забезпечують людство продуктами харчування, сировиною, чистою водою, паливом, сировиною для фармацевтичної промисловості і т.п.); *регулюючі* (регулювання клімату, паводків, складу атмосферного повітря і концентрації парникових газів, пом'якшення наслідків катастрофічних явищ (цунамі, повені, зсуви та ін.), очищення стічних вод, запобігання ерозії, запилення рослин, біологічний контроль шкідників і переносників хвороб і т. д.); *культурні* (рекреаційні, туристичні, естетичні, духовні та священні (святі місця). Четверта група - *базові (підтримуючі - supporting)* послуги (або послуги середовища існування (habitat)), що забезпечують виробництво всіх інших видів послуг. Вони включають, зокрема, такі послуги, як ґрунтоутворення, біологічний круговорот елементів, фотосинтез. Згідно ТЕЕВ (2010), остання категорія послуг не оцінюється; вона розглядається як необхідна умова виробництва всіх інших послуг.

Слід зазначити, що робота з типізації та погодження списку екосистемних послуг триває (ТЕЕВ, 2010 року; Haines-Young, Potschin 2012, 2014 року). У підході ТЕЕВ закладена наступна парадигма. Екосистема (ландшафтна структура) з властивими їй процесами забезпечує певні функції, які потенційно можуть бути використані людиною; їх використання означає виникнення послуг, що приносять вигоди (цінності). Прагнення до вигоди створює тиск на екосистеми, який необхідно і можливо регулювати, оцінюючи зміни у вигоді при зміні структури і функцій екосистем.

Огляд оцінок екосистемних послуг був проведений Р. де Грутом та ін. (De Groot et al., 2012). До нього увійшли 10 біомів і 22 послуги екосистем. Слід підкреслити, що цінність (важливість) послуг визначається відношенням до них. Так, велику увагу, яку приділяють водно-болотним угіддям, призвело до того, що сукупність їх послуг оцінюється в 25 682 \$ / га в рік, набагато перевищуючи послуги тропічного і помірного (5 264 і 3 013 \$ / га в рік) лісових біомів і трав'яних екосистем (grasslands) - 2 871 \$ / га в рік). Такі оцінки,

безумовно, цікаві, але не несуть великого практичного сенсу. Деякі з екосистемних послуг, наприклад, регулювання клімату або регулювання і підтримання газового складу атмосфери – оцінити неможливо.

Отже, еколого-економічні підходи, що стрімко розвиваються, покликані посилити роль ринкових механізмів в питаннях захисту навколишнього середовища. Даний напрямок досліджень – ще дуже молодий, але досить перспективний. Його перевагою є тісна співпраця вчених різних спеціальностей та системний підхід у вирішенні екологічних проблем людства. Поряд з цим, в ньому чимало спірних моментів. Поділ екосистемних послуг на три групи (що забезпечують, що регулюють і культурні послуги) є усталеним. Та наше розуміння того, як певні дії впливають на ці послуги (наприклад, на регулювання клімату) поки далекі від досконалості.

УДК 622.271

**М.М. Сіверін, студент,
Д.Г. Гурін, студент,
Науковий керівник – Г.І. Гайко, д.т.н., проф.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»**

СУЧАСНИЙ СТАН ВИВЧЕНОСТІ ЗСУВНИХ ЯВИЩ НА ПРИРОДНИХ СХИЛАХ ТА ШТУЧНИХ УКОСАХ

Сучасний рельєф на території України являє собою складну морфо-динамічну природно-техногенну систему з досить сильним антропогенним навантаженням. Зміни динамічного стану рельєфу є зворотними чи незворотними, спадковими чи не спадковими, зумовленими природними чи антропогенними факторами. На території України залишилось мало регіонів, де природні рельєфоутворюючі процеси в чистому вигляді викликають зміни рельєфу і впливають на стійкість геоморфосистем. Такі процеси спостерігаються в Українських Карпатах, Гірському Криму, частково на території Українського Полісся. Тут простежується активізація гравітаційних, селевих та ерозійних процесів, що особливо посилились на початку ХХІ сторіччя. Серед природних факторів виникнення екстремальних геоморфологічних процесів найбільше значення мають кліматичні, особливо зміни зволоженості території, гідрологічний режим річок, геолого-тектонічні умови та характер рельєфу.

Загальні уявлення про масштаби антропогенного геоморфогенезу на території України можна дізнатись з таких даних: зміни рельєфу в результаті сільськогосподарського освоєння відбулися на площі 41 890,4 тис. га (в тому числі меліоративні землі займають 5 885,6 тис. га), транспортно-будівельного – 10 689,2 тис. га, гірничодобувного – близько 2 000 тис. га, промисловості, об'єктів оборони та зв'язку – складають 2 269,0 тис. га, під населеними пунктами знаходиться майже 8 420,2 тис. га. Швидкість сучасних антропогенних та антропогенно-збуджених процесів на порядок або більше перевищує швидкість природних процесів.

Найбільш значні зміни рельєфу за інтенсивністю проходять під впливом гірничодобувної промисловості. Досить суттєві зміни природного рельєфу фіксуються на площах Криворізького залізничного басейну, де промисловий добуток залізних руд був започаткований ще в 1881 р. Глибина відкритих кар'єрів з видобутку руди досягла 160-390 м, а площа окремих кар'єрів складає від 80 до 780 га. Висота відвалів коливається від 30 до 84 м, площа – від 12 до 900 га, а довжина – від 0,5 до 4 км. За останні 50 років об'єм відвалів в басейні збільшився в 25 раз. По підрахункам на початок XXI ст. в Кривбасі загальна площа зайнята кар'єрами складала 33,34 км², відвалами – 60,0 км², хвостосховищами – 52,74 км², водосховищами – 50,0 км², зони просідання під шахтними полями – 34,71 км², територій, що зайняті промисловими підприємствами – 159,0 км². Загалом природний рельєф на території Криворізького басейну змінений на загальній площі 389,75 км², що складає 55,7% від загальної площі рудовідводу. В ці підрахунки не входили зони підтоплень, ділянки техногенно збуджених зсувів, обвалів та інших процесів.

Могутнім фактором зміни природного рельєфу є також містобудування. За геоморфологічними умовами можна виділити кілька типів урбанізованих територій, наприклад *прирічкові*, які розташовані в межах крупних річкових долин (Київська, Дніпропетровська, Дніпродзержинська), *приморські* (Одеська, Маріупольська, Миколаївська), *міжрічкові* (Горловсько-Єнакієвська, Донецько-Макіївська) і *вододільно-схилові* (Львівська, Харківська, Криворізька). Вони характеризуються різним ступенем трансформації природного рельєфу і проявом небезпечних природно-техногенних процесів. Розвиток технічного прогресу і урбанізація міст вимагає використання під будівництво ділянок, що раніше вважались малоприсадибними чи непридатними. Це призводить до утворення намівних і насипних терас, засипання ярів і нівелювання поверхні, створення штучних водойм.

Серед надзвичайних ситуацій природного характеру останнім часом набувають поширення зсуви ґрунту, які є одними з найнебезпечніших геологічних процесів. За останні 30 років спостережень на території України зафіксовано близько 20 тисяч зсувів загальною площею 1880 км². Їхня кількість порівняно з 80-ми роками минулого сторіччя збільшилися на 45%, площа поширення — майже на 30%. Цьому сприяє активна господарська діяльність без належного проведення необхідних інженерно-захисних заходів, тобто штучно створюється постійна загроза виникнення надзвичайних ситуацій.

Розвиток зсувних процесів залежить від багатьох факторів: експозиції, рельєфу і крутості схилу, кута і висоти укосу, фізико-механічних властивостей ґрунтів та їхньої зміни в масиві по довжині та з глибиною, здатності ґрунтів до процесів набухання-усадки, параметрів зовнішнього навантаження, величини заглиблення фундаментів споруд, що будуються на схилах та ін.

Виникнення деформації насипних укосів може відбуватися в результаті їх нерівномірного і частого стискання, що у свою чергу пов'язане з неоднорідністю складу насипних ґрунтів у плані та за глибиною, мінливістю вологості, різною потужністю і щільністю складання шарів, підвищенням вмістом органічних включень, прошарків ґрунтів що сильно стискаються, наявністю порожнин.

Значний вплив на формування та активізацію зсувів мають поверхневі і підземні води, господарська діяльність людини, процеси вивітрювання, ерозії, абразії. Частий зсув ґрунтів відбувається по поверхні, що сформована геологічною будовою схилу (природні зсувні ніші відриву).

Техногенний вплив взагалі приводить до великомасштабних змін у природному середовищі, активізує розвиток не тільки зсувних, але і ряд інших небезпечних процесів, слугує причиною появи нових «техногенно-природних» процесів та явищ (наведена сейсмічність, підтоплення, карстово-суфозійні провали). Тому при прогнозуванні зсувів й інших небезпечних інженерно-геологічних процесів необхідно виходити з існування двох основних причин їхнього розвитку: історичної та антропогенної.

Зсувні процеси характеризуються циклічністю свого розвитку, інерційністю прояву, кумулятивним ефектом запізнювання в часі впливу факторів на процеси та їхнім проявом, ефектом збігу в часі екстремальних характеристик всіх факторів і їхнім одночасним впливом на розвиток зсуву.

Ступінь стійкості схилів та укосів оцінюється коефіцієнтом стійкості. Під цим терміном у всіх випадках розуміється

співвідношення сум сил опору зсуву до зсувних сил уздовж можливої поверхні або зони зсуву, незалежно від того, чи можна ні його точно визначити практично. Під середнім коефіцієнтом стійкості схилу розуміють коефіцієнт стійкості, що відповідає геометричному обрису схилу в цей момент і середні умови його водонасичення, тобто при виключенні впливу сезонних коливань стійкості.

Незважаючи на постійний подальший розвиток існуючих підходів, у наш час при прогнозах інженерно-геологічних небезпек приблизно в дев'яносто відсотків випадків застосовуються методи, відповідно СНиП 2.02.01-83 «Основания зданий и сооружений». Це пояснюється простою використанням у розрахункових схемах математичних формул при невеликій кількості вихідної інформації.

Але якщо даний підхід застосувати для гірських схилів, що мають висоту десятки і сотні метрів і середню крутизну більше п'ятдесяти градусів, то виявиться, що такі схили не повинні існувати, оскільки коефіцієнти їхньої стійкості менше одиниці. При цьому дуже часто зустрічаються в гірських регіонах такі схили, що є далеко не завжди навіть зсуво- або обвалонебезпечними. Тому для подолання виникаючих невідповідностей результатів розрахунків необхідно використовувати інші моделі аналізу стійкості схилів.

УДК 622.271

**Н.Є. Александрова, студент,
Д.М. Харченко, студент,
Науковий керівник – Стовпник С.М., к.т.н., доц.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»**

ПЕРСПЕКТИВНІ ШЛЯХИ КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ МІНЕРАЛЬНО-СИРОВИННИХ РЕСУРСІВ

Розширення сировинної бази – це насамперед рішення проблеми комплексного використання мінерально-сировинних ресурсів, що має широке народногосподарське значення. При цьому варто розрізняти два найважливіших її аспекти: комплексну розробку родовищ і комплексне використання відходів переробки мінеральної сировини.

Комплексна розробка родовищ – це використання розкривних і гірничих порід, що добуваються попутно на відкритих чи шахтних розробках.

Комплексне використання відходів припускає розширення сировинної бази за рахунок відходів переробки (дроблення,

спалювання, плавки) тих чи інших видів сировини, що забезпечує комплексність їхньої утилізації. При цьому необхідно розрізняти три важливих види відходів: гірничо-переробних і гірничозбагачувальних комбінатів, металургійних заводів, енергетичних підприємств. Їхні ресурси на Україні дуже значні.

Слід зазначити, що можливі шляхи розширення мінерально-сировинної бази не вичерпуються вказаною проблемою. Поряд з нею існують і інші, хоча і менш значимі проблеми: розширення складу мінеральних ресурсів, тобто залучення в переробку нових видів сировини, виробництво штучних видів сировини, що замінюють, недолік визначених природних запасів, чи ж створення матеріалів із заданими властивостями.

Україна відноситься до районів розвинутої гірничодобувної промисловості, де є об'єктивні передумови для розвитку виробництва нерудних будівельних матеріалів на базі скельних порід, що добуваються попутно. Так, наприклад, на кар'єрах гірничозбагачувальних комбінатів (ГЗК) Кривбаса щорічно вивозиться у відвали близько 20 млн.м³ розкривних і попутно вилучених скельних порід, серед яких малорудні залізисті кварцити, амфіболіти, різні сланцеві породи, аркозові піщаники. Аналіз фізико-механічних властивостей щебню з цих порід показав, що міцність його відповідає вимогам Держстандарту, і він може широко застосовуватися в будівництві.

Залізисті кварцити відрізняються від звичайних природних порід підвищеною питомою вагою (2,76-3,12 г/см³). По основним фізико-механічним властивостям вони мало відрізняються від гранітів. Усі їх різновиди мають відносно низьку пористість (0,5-6%), відрізняються високою міцністю на стиснення (в основному 1000-1400 кг/см²), структуро стійкі до залізистого розпаду, мають високу морозостійкість і міцність на стирання. Недолік щебню з кварцитів – трохи підвищена пустотність (45-55%) і високий вміст зерен голчастої і лещадної форми (15,5-58%). Разом з тим кварцитовий і гранітний щебінь мають ідентичне зчеплення з цементним клеєм.

За результатами проведених дослідів встановлено, що на щебені з кварцитових порід різних ГЗК Кривбаса можна одержати бетони з властивостями, близькими до бетонів на гранітному щебні. Трохи більш низькими (на 10-15%) є показники міцності бетонів на щебені з кварцитових сланців. В даний час проводяться дослідження зі зниження лещадності зерен щебню на відповідних дробарних агрегатах. Однак навіть при значному вмісті лещадних зерен необхідно враховувати високі техніко-економічні показники використання кварцитового щебню.

З початку роботи кар'єрів ГЗКів використане близько 100 млн.м³ відвальних кварцитових і сланцевих порід. Однак переважна їхня маса йде для відсіпання гребель і дамб шлакосховищ. Незначна кількість (менш 1 млн.м³) кварцитів і сланців переробляється в щебінь невеликими підприємствами для власного споживання.

При проектуванні дробарно-сортувальних заводів варто передбачити використання сировини як у процесі розробки родовища, так і з наявних відвалів. Уже зараз через наявність у загальному обсязі виймання скельних порід слабких вивітрілих різновидів, попутну сировину необхідно розробляти з відповідним поділом на рівні буропідривного циклу і при наступному складуванні. Економічна доцільність будівництва дробарно-сортувальних цехів і заводів з виробництва щебню зі скельних розкривних порід кар'єрів ГЗКів забезпечується, крім попутного видобутку сировини, близькістю джерел енерго- і водопостачання і гарних транспортних умов.

Слід зазначити, що в Україні накопичений певний практичний досвід застосування кварцитового щебню в підстилаючих шарах автодоріг, а також як крупний заповнювач бетону і залізобетону. Цей досвід цілком підтверджує доцільність широкого застосування порід попутного видобутку в автодорожньому будівництві.

Значні резерви нерудної сировини представляють також відходи флюсовидобувних підприємств. Для виробництва будівельного і дорожнього щебеню і вапняково-доломітового борошна тут використовуються некондиційні вапняки попутного видобутку і поточні відходи дробарно-сортувальних фабрик. Разом з тим навіть при значних масштабах виробництва попутної продукції можливості комплексного використання родовищ реалізуються не цілком.

Одним із джерел кам'яних дорожньо-будівельних матеріалів служать шахтні породи. Відсортовані кам'яні породи можна використовувати як баластовий матеріал і заповнювач бетону. Шахтні горілі породи застосовуються більш широко: міцні, добре обпалені різновиди можуть слугувати у вигляді щебеню для облаштування основ немагістральних шосейних доріг, як крупний заповнювач бетону, дрібний заповнювач розчинів та ін.

Значним резервом розвитку промислової бази виробництва основних дорожньо-будівельних матеріалів є розширення масштабів утилізації металургійних шлаків - доменних, сталеплавильних і феросплавних. Передумовою цього служить досвід застосування таких шлаків у ряді конструкцій дорожніх шарів, сприятливі техніко-економічні показники виробництва, наявність значних, мало використовуваних дотепер ресурсів.

ПІДСИЛЕННЯ ДІЇ ВИБУХУ В ПІДОШВИ УСТУПУ

При проведенні підривних робіт на кар'єрах одним з основних факторів, які визначають якість вибуху, є проробка підшви уступу. Для підсилення дії вибуху в нижній частині заряду застосовують розширення нижньої частини свердловини, виконують підривання комбінованих зарядів і використовують ефект взаємодії детонаційних хвиль (ДХ). Перші два способи потребують значних матеріальних та грошових витрат і їх застосування не завжди можливе за технічними і технологічними причинами. Особливо це стосується формування зарядів в обводнених свердловинах, коли необхідно застосовувати кошторисні водостійкі вибухові речовини (ВР).

Спосіб використання ефекту взаємодії ДХ найбільш простий і не потребує ніяких додаткових витрат. Сутність його полягає в розташуванні верхнього і нижнього бойовиків таким чином, щоб детонаційні хвилі, які поширюються по ВР від цих бойовиків, зустрілися на рівні підшви уступу. В місці зустрічі цих хвиль відбувається взаємодія енергетичних потоків від кожного з джерел детонації, що супроводжується значним підвищенням тиску.

Для перевірки можливості використання ефекту взаємодії ДХ для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу були проведені промислові випробування. Для виключення можливості передачі детонації заряду ВР від детонуючого шнуру останній ізолювали гумовим шлангом. Проведений промисловий експеримент і подальше виймання гірничої маси показали ефективність даного способу використання ефекту взаємодії енергетичних потоків. Однак, промислове використання таких конструкцій заряду на час проведення експерименту було неможливе через відсутність засобів передачі детонації, які б передавали детонацію тільки проміжному детонатору і не впливали негативно на основний заряд ВР.

З появою неелектричних систем ініціювання (HeCI) типу "Нонель" з'явилась можливість промислового використання ефекту взаємодії енергетичних потоків на рівні підшви уступу.

Для забезпечення зустрічі ДХ на рівні підшви уступу місце розміщення верхнього та нижнього проміжних детонаторів було

визначено з умови рівності часу поширення цих хвиль по заряду ВР від верхнього бойовика до нижнього.

В цьому випадку вищезазначена умова матиме вигляд:

$$\frac{l}{D_{\text{ВР}}} + t_{\text{сп}} = \frac{l+h}{D_{\text{ХВ}}} + \frac{h}{D_{\text{ВР}}}, \quad (1)$$

де l – відстань від верхнього проміжного детонатора до рівня підшви уступу, м; h – відстань від рівня підшви уступу до нижнього проміжного детонатора в заряді, м; $D_{\text{ВР}}$ – швидкість поширення детонації по ВР, м/с; $D_{\text{ХВ}}$ – швидкість поширення детонації по хвилеводу HeCI, м/с; $t_{\text{сп}}$ – необхідний час внутрішньо свердловинного сповільнення верхнього проміжного детонатора по відношенню до нижнього, мс.

Як вже зазначалося HeCI типу “Нонель” позбавлені недоліків систем ініціювання детонуючим шнуром, оскільки ініціюючим імпульсом в них слугує низькошвидкісна ударна хвиля, що поширюється усередині хвилеводу. Швидкість поширення ударної хвилі по внутрішній поверхні хвилеводу становить в середньому $D_{\text{ХВ}} = 2100$ м/с. Оскільки концентрація вибухової суміші на внутрішній поверхні хвилеводу незначна, то зовнішнього енерговиділення не відбувається і промислова ВР навколо хвилеводу не вигорає.

Аналіз технічних і експлуатаційних параметрів HeCI показує, що їхній найменший інтервал внутрішньо свердловинних сповільнень становить 25 мс. В той час, як час сповільнення $t_{\text{сп}}$ повинен бути значно менший ніж мінімальні інтервали сповільнення усіх відомих HeCI при підриванні будь-яких ВР. У зв'язку з цим пропонується необхідні інтервали сповільнення між ініціюванням проміжних детонаторів досягати шляхом регулювання різниці довжин хвилеводів.

Оскільки

$$t_{\text{сп}} = \frac{l_{\text{дод}}}{D_{\text{ХВ}}}, \quad (2)$$

де $l_{\text{дод}}$ – додаткова довжина хвилеводу верхнього бойовика, м, то з урахуванням (1) та (2) значення $l_{\text{дод}}$ визначиться

$$l_{\text{дод}} = l + h - \frac{D_{\text{ХВ}}}{D_{\text{ВР}}}(l - h). \quad (3)$$

Отже, при фіксованих значеннях місць розміщення верхнього l та нижнього h проміжних детонаторів в свердловинному заряді відносно рівня підшви уступу для різних швидкостей поширення детонації по ВР можна встановити додаткову довжину хвилеводу, необхідну для

ініціювання верхнього бойовика. Ця довжина хвилеводу повинна залишатися на поверхні в місці з'єднання з поверхневою мережею хвилеводів.

Мінімальна припустима відстань верхнього і нижнього проміжних детонаторів до точки зустрічі на рівні підосви уступу повинна встановлюватися з умови стабілізації детонаційних хвиль, які поширюються від бойовиків. При умовах рівності відстаней від верхнього та нижнього проміжних детонаторів до підосви уступу додаткова довжина хвилеводу на поверхні буде дорівнювати відстані між цими бойовиками.

УДК 622.235

**М.О. Ісак, студент,
Ю.Ю. Міх, студент,
Науковий керівник – В.Г. Кравець, ст. викл.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут»**

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РУЙНУВАННЯ В'ЯЗКИХ СКЕЛЬНИХ ПОРІД ВИБУХОМ

Сучасний стан видобутку скельних порід характеризується бажанням підвищити ефективність технологічних процесів за рахунок більш якісного подрібнення гірських порід. Однак, чим вище міцність порід, тим більше енергоємність їх руйнування. Також на енергоємність руйнування впливають додаткові фізико-механічні властивості порід:

- в'язкість (підвищує енергоємність руйнування порід);
- хрупкість (зменшує показник енергоємність руйнування);
- стисливість і пористість (збільшують втрати енергії вибуху на пластичні деформації);
- щільність (визначає витрати енергії на подолання сил інерції).

В'язкі породи руйнуються значно гірше, ніж звичайні породи з однаковою міцністю, а крихкі, навпаки, подрібнюються краще звичайних порід. Граніти, габро, метаморфічні сланці, гнейси та ін. відносяться за подрібненням до нормальних порід і для оцінки якості їх руйнування крім блоковості, необхідно і достатньо знати їх міцність. А для гірських порід з ярко вираженими в'язкими властивостями, зокрема амфіболіти, необхідно знати і враховувати при відповідних розрахунках вищезазначені додаткові властивості.

Згідно проф. В.В. Ржевському показник в'язкості порід визначають за формулою:

$$B = K_{\text{пл}} \sigma_{\text{ст}} = \frac{E}{E_{\text{деф}}} \sigma_{\text{ст}}, \quad (1)$$

де $K_{\text{пл}}$ – коефіцієнт пластичності; E – модуль пружності; $E_{\text{деф}}$ – модуль деформації гірських порід; $\sigma_{\text{ст}}$ – критичне значення напруження руйнування на стиснення.

З формули (1) видно, що показник в'язкості скельних гірських порід визначається параметрами пружності та міцності. Тому для встановлення впливу в'язкості на руйнування скельних порід вибухом можна скористатися пружною теорією руйнування. Для розв'язання просторових задач про поширення хвиль напружень, в скельному гірському масиві утворених при вибуху подовжених зарядів ВР пропонується пружна розрахункова схема. За результатами розрахунків в досліджуваному об'ємі гірського масиву формується просторове поле напружень. Після виконаних порівнянь зруйновані елементарні об'єми масиву підсумовуються і отримується загальний об'єм руйнування, а по граничному розташуванню зруйнованих елементарних об'ємів встановлюється просторова геометрія зони руйнування. Параметри заряду ВР: довжина свердловини – 15 м; діаметр заряду – 200 мм.

На рис. 1 представлено результати розрахунку об'ємів руйнування скельних порід із застосуванням різних ВР (ігданіт, грамоніт 79/21, анемікс Р70).

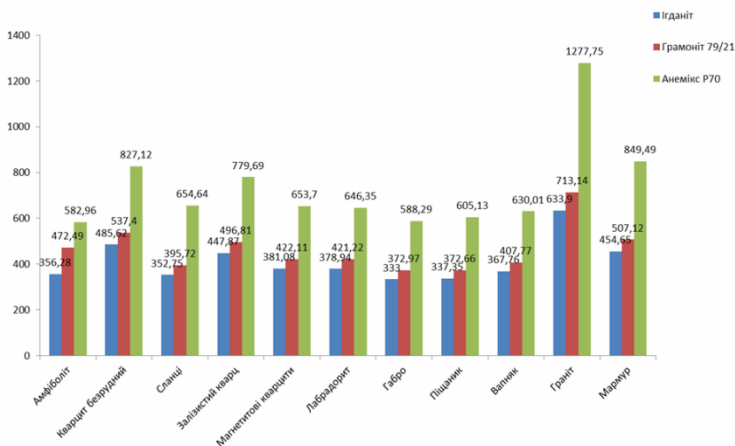


Рис. 1. Гістограма об'ємів руйнування порід із застосуванням різних типів ВР

Відповідно до результатів досліджень, встановлено, що:

- показник в'язкості скельних гірських порід визначається параметрами пружності та міцності;
- найбільш в'язкими породами є амфіболіт та безрудний кварцит;
- для найбільш повного використання енергії вибуху при руйнуванні в'язких порід вибухом найкраще використовувати ВР типу ігданіт, оскільки приріст об'ємів руйнування амфіболіту при використанні анемікс 70 складає всього на 23 % більше в порівнянні з грамонітом 79/21 та 45 % в порівнянні з ігданітом, а для порівняння приріст об'єму крихких порід (граніту) становить 79% в відношенні анеміксу Р70 до грамоніту 79/21 та 90% при відношенні анеміксу до ігданіту.

УДК 622.1:622.834

Е.В. Беличенко, к.т.н., доцент,

Т.Ю. Михалева, студент,

В.А. Назаренко, д.т.н., професор

ГВУЗ «Национальный горный университет»

МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ НАКЛОНОВ ПОВЕРХНОСТИ НАД ДВИЖУЩИМСЯ ОЧИСТНЫМ ЗАБОЕМ ПОЛОГОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Ведение очистных горных работ на угольных шахтах вызывает нарушение земной поверхности на значительных территориях. В зонах влияния оказываются здания и сооружения, эксплуатация которых может осуществляться при соблюдении определенных условий, а именно: деформации их оснований не должны превышать допустимых значений. Решение о допустимости или недопустимости деформаций поверхности, вызванных подработкой, принимается на основании маркшейдерского прогноза, который основывается на расчетах ожидаемых или вероятных сдвижений и деформаций земной поверхности над горными разработками [1].

Методика [1] предусматривает расчет сдвижений и деформаций исключительно для условий закончившегося процесса сдвижения и поэтому применение ее ограничено. Этот существенный недостаток нормативного для угольной промышленности документа компенсируется многочисленными исследованиями процесса сдвижения на угольных шахтах Украины. Широкою известность получили, и в определенной мере используются в производстве исследования процесса сдвижения, выполненные Е.Г. Петруком [2],

М.А. Иофисом [3], В.А. Назаренко. Но следует отметить, что и эти исследования не раскрывают всех закономерностей сдвижения земной поверхности над движущимся очистным забоем, т.к. не затрагивают значительную по площади область формирования мульды сдвижения.

Область формирования мульды характеризуется тем, что сдвижения и деформации в ней изменяются как в пространстве, так и во времени. Но самое главное отличие этой области от динамической мульды, рассмотренной в работах [2, 3], заключается в том, что различные ее участки формируются и развиваются неодинаково. Общее представление о формировании мульды дают результаты периодических натурных маркшейдерских наблюдений за сдвижением земной поверхности. В качестве примера на рис. 1 показано развитие наклонов поверхности над 713, 715 лавами пласта с₆ шахты "Степная".

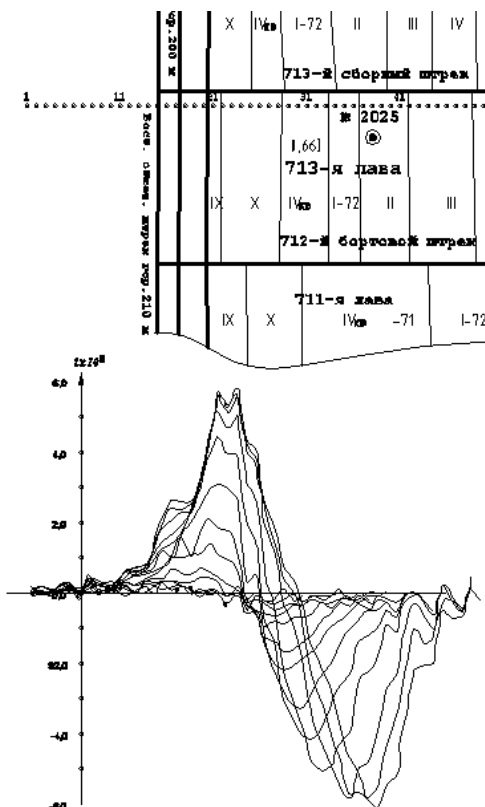


Рис. 1. План наблюдательной станции №8 и графики наклонов земной поверхности

На развитие наклонов в мульде оказывают влияние многие горно-геологические факторы и параметры подрабатываемого массива и технологии отработки угольного пласта. Основными из них являются: глубина разработки; вынимаемая мощность и угол падения пласта; свойства пород подрабатываемой толщи; поперечные и продольные размеры выработанного пространства; скорость подвигания очистного забоя лавы. Детальность и полнота общей картины развития деформаций в значительной мере зависит от частоты выполнения периодических наблюдений за сдвижением земной поверхности.

Зависимость величин сдвижений и деформаций поверхности от такого большого числа параметров делает практически невозможным установление общих закономерностей их изменения. Ни одна из известных методик анализа результатов натурных маркшейдерских наблюдений за процессом сдвижения для этой цели не пригодна. В связи с этим нами была сделана попытка разработки новой методики моделирования сдвижения земной поверхности на стадии формирования мульды, основанной на результатах периодических маркшейдерских наблюдений. В результате получена пространственно-временная модель оседания поверхности в главном сечении мульды по направлению движения очистного забоя.

По разработанной методике выполнены преобразования результатов инструментальных наблюдений на 14 профильных линиях 8 наблюдательных станций, заложенных над горными разработками шахт Западного Донбасса (табл. 1)

В результате выполненных исследований получена сводная модель формирования наклонов земной поверхности на стадии формирования мульды сдвижения, показанная на рис. 2 (для лучшей визуализации модели на рис. 1б отдельно представлены изолинии с отметками 1×10^{-3} ; 5×10^{-3} ; 15×10^{-3} ; -1×10^{-3} ; -5×10^{-3} ; -15×10^{-3}).

Модель наклонов имеет две оси: ось ординат (L/H), по которой откладываются расстояния L до точек земной поверхности в главном сечении мульды от проекции разрезной печи очистной выработки, и ось абсцисс (D/H), являющаяся опосредованно осью времени, т.к. текущий размер подвигания очистного забоя о разрезной печи D является функцией времени и скорости подвигания очистного забоя.

Таблица 1

Условия подработки поверхности по наблюдательным станциям

№ станции	Шахта	Пласт	№ лавы	Глубина H , м	h/H	Максимально е оседание η_m , м
1/2	"Юбилейная"	C_1	2-я вост.	135	0,41	0,6
13	"Степная"	C_6	604	120	0,42	0,88
14	"Степная"	C_4	415	235	0,34	0,85
12	"Степная"	C_6	606	120	0,42	0,9-1,0
11	"Першотравнева"	C_2'	302, 304	140	0,5	0,5
10	"Юбилейная"	C_6	530	150	0,4	0,88
9	"Юбилейная"	C_6'	605, 607	250	0,32	0,68
8	"Степная"	C_6'	715, 713	190	0,37	0,64

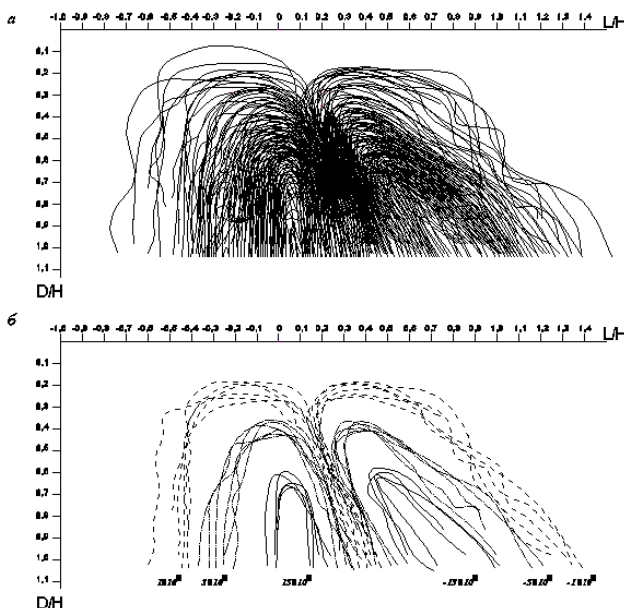


Рис. 2. Сводная модель наклонов на стадии формирования мульды сдвижения: а – все изолинии; б – изолинии с отметками 1×10^{-3} ; 5×10^{-3} ; 15×10^{-3} ; -1×10^{-3} ; -5×10^{-3} ; -15×10^{-3}

После математической обработки сводной модели получена обобщенная модель (рис. 3), которая характеризует место (координата L/H) и время возникновения в главном сечении мульды величин наклонов определенной величины.

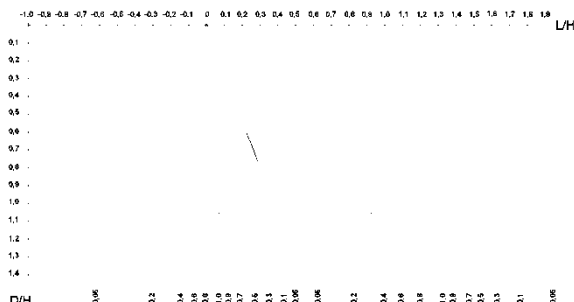


Рис. 3. Обобщенная модель наклонов земной поверхности на стадии формирования мульды сдвижения в Западном Донбассе

Нами выполнен анализ точности модели с использованием изолиний сводной модели наклонов, представленной на рис. 2 а. В результате оценки отклонений изолиний обобщенной модели от изолиний сводной модели установлено, что средняя квадратическая погрешность планового положения наклонов, определяемых по модели рис. 3, не превышает величины $0,05H$, где H – глубина ведения горных работ.

Изолинии обобщенной модели оседаний земной поверхности в силу их физического смысла (а именно – возникновение в главном сечении мульды в определенном месте и в определенное время определенных величин оседаний) получили название линий хроноизонаклонов поверхности.

Разработанная нами пространственно-временная модель развития наклонов земной поверхности на стадии формирования мульды сдвижения имеет двойное предназначение. Во первых, она может быть применена для прогнозирования наклонов земной поверхности над движущимся очистным забоем при его отходе от разрезной печи лавы. Тем самым получает решение инженерная задача, которая до настоящего времени не может быть реализована по известным методикам, включая Правила подработки [1].

Второе направление использования модели наклонов поверхности, так же, как и модели оседаний возможно для установления общих закономерностей развития процесса сдвижения и в частности, установление временных параметров, касающихся начала, окончания и продолжительности сдвижения в неподвижной части мульды сдвижения.

Литература

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом / Отраслевой стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.
2. Иофис М.А. Научные основы управления деформационными и дегазационными процессами при разработке полезных ископаемых. – М.: Изд. ИПКОН, 1984. – 230 с.
3. Методические указания по расчету деформаций земной поверхности во времени и горногеометрическому прогнозированию охраны пойм рек при подземной разработке угольных пластов в Западном Донбассе / Е.Г. Петрук, А.В. Онищенко, А.И. Воронкин. – Донецк : ЦБНТИ, 1986. – 55 с.

УДК 622.68

**Я.В. Вознюк, студент,
О. М. Толкач, к.т.н.**

Житомирський державний технологічний університет

АНАЛІЗ ПАРАМЕТРІВ ВАНТАЖОПОТОКУ НА ТОВ «ВИРІВСЬКИЙ КАР'ЄР»

Транспортування гірської маси на кар'єрах є важливою ланкою єдиного технологічного процесу видобування корисних копалин. На ТОВ «Вирівський кар'єр» для транспортування гірської маси застосовується комбінована схема транспортування, а саме автомобільно-конвеєрний транспорт: автомобільний - у вибійній ланці, конвеєрний - для транспортування гірської маси з кар'єру до дробильно-сортувального заводу. Застосування комбінованої схеми дозволяє прискорити процес підготовки родовища до експлуатації, інтенсифікувати видобувні та розкривні роботи, отримати найбільший техніко-економічний ефект. В місцях перевантаження з одного виду транспорту на інший облаштовано бункер, який є сполучною ланкою потоку, що дозволяє забезпечити незалежність роботи транспорту в кожній ланці. Тому для ефективної роботи кар'єру необхідно обґрунтувати раціональні параметри окремих ланок вантажопотоку та узгодити їх між собою.

Вантажопотік - це важлива складова частина організаційно-технологічних схем відкритої розробки родовищ. Зазвичай, вантажопотік визначається як потік вантажу визначеної якості, що характеризується стійким у часі напрямком та визначеним об'ємом перевезень.

Кожен вантажопотік організаційно і технологічно зв'язує комплекс обслуговуючих його машин і механізмів від вибоїв до відвалів або складів. Кар'єрні вантажопотоки формуються у вибоях і далі розвиваються залежно від виду та кількості вантажів, пунктів призначення, техніки і організації їх переміщення. Відповідно до вантажопотоків визначаються кількість і положення транспортних комунікацій на уступах, в траншеях і на поверхні.

Головною відмітною ознакою самостійного кар'єрного вантажопотоку є спільність і нерозривність транспортних комунікацій від вибоїв до пунктів розвантаження.

В залежності від природних умов, виробничої потужності кар'єру, розміщення відвалів, пунктів прийому корисних копалин, транспортуєча гірська маса на кар'єрі поділяється на вантажопотоки і згідно до цього формується комплексна механізація кар'єру.

Кожен технологічний процес функціонує в якомусь визначеному ритмі (безперервному чи циклічному), відповідно конкретним умовам, згідно яких організація технологічних процесів називається поточною та циклічною.

Таким чином, під технологічним потоком розуміють технологічно зв'язану сукупність гірничих машин і транспорту певної продуктивності, які незалежно ведуть розробку визначеної зони кар'єру з виконанням усіх технологічних процесів (від підготовки гірських порід до виймання до складування або передачі корисної копалини споживачеві).

Шлях доставки гірської маси в потоці включає наступні частини: маневри у вибої; переміщення по горизонту; підйом на поверхню або по борту кар'єру; переміщення по поверхні до відвалу.

Технологічний потік характеризується параметрами, які включають:

- властивості порід, що розробляються (міцність, густину, межу на стискання та розтягування, характеристики тріщинуватості масиву та ін.);

- параметри вибою (ширина та висота);

- параметри траси (відстань транспортування, поздовжній ухил);

- параметри відвалу або приймального пункту корисної копалини.

Фізико-механічні властивості Вирівського родовища гранітів приведені в таблиці 1 згідно геологічної розвідки.

Таблиця 1

Фізико-механічні властивості гранітів

№ з/п	Найменування	Од-ця виміру	Граніти	
			Зачеплені вивітрюванням	Незмінні
1	Об'ємна вага	кг/м ³	2535-2612	2560-2660
2	Пористість	%	0,3-1,1	0,1-0,2
3	Межі міцності при стисненні: - у сухому стані - у водонасиченому стані	кг/см ² кг/см ²	1516-2090 981-2020	1720-3061 1570-2920
4	Подрібнюваність	%	8-30	3-16
5	Стиранність (втрата по масі у полочному барабані)	%	22-36	20-35
6	Опір удару на копрі	ум. од.	64-162	93-373
7	Марка морозостійкості	цикл	200-300	
8	Марка міцності	М	600-1400	1000-1400
9	Марка по удару	У	64-162	93-373
10	Категорія за труднощами експлуатації	кат	IV	

Оптимальні параметри буро-вибухових робіт, при яких будуть наступні параметри розвалу гірської маси: ширина – 43 м, висота – 12 м наведені в таблиці 2.

Таблиця 2

Параметри буро-вибухових робіт

№ з/п	Назва показника	Од-ця виміру	П-три
1	Висота уступу	м	15
2	Діаметр свердловин	мм	150
3	Параметри вибухової сітки	м	4,6×3,9
4	Ширина буро-вибухової заходки по цілику	м	15,1
5	К-сть рядів свердловин	шт	3
6	Вихід гірничої маси з однієї свердловини	м ³	285
7	К-сть свердловин в ряду	шт	36

Середня відстань транспортування гірської маси у межах кар'єру становить 1 км. Поздовжній похил кар'єрних автодоріг не перевищує 80 ‰.

Кар'єрними самоскидами САТ-775F гірська маса доставляється до приймального бункера ємністю 60 м³, який розміщений безпосередньо в кар'єрі, на горизонті +132 м. З приймального бункера за допомогою кареткового живильника гірська маса подається на грохоти попереднього просіювання SG 1842 і SS 1823, встановлені послідовно. На вказаних грохотах з гірської маси відсівається фракція 0-32 мм, матеріал фракції 32-1000 мм попадає на переробку в шоківу дробарку С-160, фірми Metso Minerals, з шириною приймальної щілини 1600×1200 мм зі складним коливанням щоки. В дробарці матеріал подрібнюється до фракції 0-250 мм і за допомогою конвеєрів 12а і 12 з шириною стрічки 1400 і 1200 мм та довжиною 20 і 435 м, відповідно, доставляється на склад накопичувач-усереднювач, ємністю 4,7 тис. м³ (рис. 1).

Склад накопичувач-усереднювач дозволяє створювати запас продукції приблизно на дві зміни роботи, а також дає змогу отримувати усереднене значення міцності кінцевого продукту, що важливо, так як міцність гранітної сировини в різних районах родовища і на різних горизонтах коливається від 1200 до 2300 кгс/см².

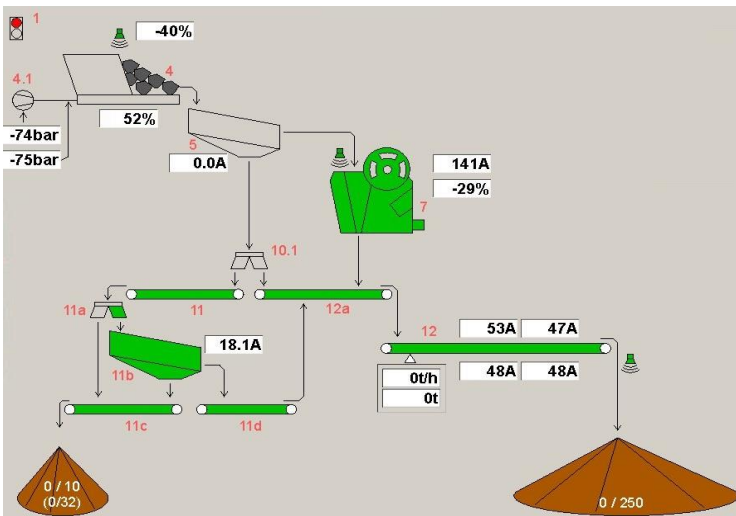


Рис. 1. Схема доставки гірської маси з кар'єру на склад накопичувач-усереднювач

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ГІДРОМОНІТОРНОГО РОЗМИВАННЯ ПОРІД В УМОВАХ МЕЖИРІЧЕНСЬКОГО РОДОВИЩА

Гірничорудна видобувна промисловість займає особливе положення серед інших галузей промисловості і є своєрідним каталізатором розвитку суміжних з нею галузей (енергетичної, металургійної, комунальної і т.д.). Багато років видобування мінеральної сировини здійснюється із багатих і доступних родовищ. Дефіцит корисних копалин збільшується, тому в розробку включаються глибинні і збіднені родовища зі складними гірничо-геологічними умовами. На території Житомирської області розташоване Межиріченське родовище, де видобувають ільменіт. Процес видобування ільменіту на даному родовищі ускладнюється наявністю потужних покладів каоліну, розмивання якого після попереднього розпушення екскаватором ЕШ 10/70 є тривалим. В свою чергу це сприяє пониженню продуктивності комплексу гідромеханізації, пониженню якості пульпи. Одним з шляхів вирішення даної проблеми може бути застосування імпульсного гідромонітору.

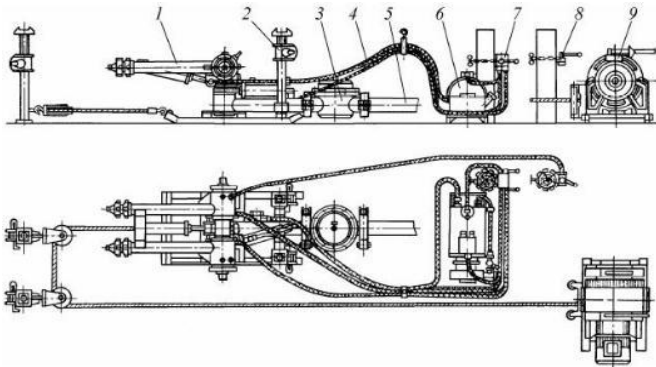


Рис.1 – Імпульсний гідромонітор ГІ-4

1-двохствольний гідромонітор; 2-стійка кріплення гідромонітора; 3-пневмогідроаккумулятор; 4-шланги дистанційного керування; 5-трубопровід робочої води; 6-маслостанція; 7-панель управління; 8-пусковий кран; 9-лебідка.

Гідромонітор імпульсний ГІ-4, рис.1, призначений для гідравлічного руйнування масиву пульсуючими струменями при гідравлічному видобуванні на пологих, похилих і крутих пластах міцністю понад 0,8 м.

Принцип роботи гідромонітора ГІ-4 полягає в перетворенні безперервного потоку рідини в два пульсуючих, які знаходяться в протифазі. Система управління забезпечує, як автоколивальний режим роботи гідромонітора, так і безперервне витікання води з одного стовбура. ГІ-4 має гідропневмоакумулятор для гасіння пульсацій тиску в підвідному водопроводі. Гідромонітор укомплектований масло станцією, гідроциліндрами повороту стовбурів, високо напірними рукавами і пультом дистанційного керування ГМДЦ-3М. Виробничий досвід експлуатації гідромонітора показав, що його застосування підвищує продуктивність гідровідбійки в 1,5-2 рази. При цьому далекобійність струменя збільшується в 2 рази.

Гідромонітор з імпульсним підвищенням тиску ГПТ-2 призначений для руйнування корисних копалин і порід імпульсними струменями високого тиску на пластах міцністю понад 0,6 м з кутом падіння не менше 6° і коефіцієнтом міцності до 3,0. Принцип роботи гідромонітора ГПТ-2 складається в перетворенні стаціонарного потоку в два пульсуючих, з наступним накладенням на них імпульсу високого тиску. Система управління забезпечує роботу в автоматичному колиальному режимі, а при необхідності стаціонарне витікання води через один зі стовбурів. Гідромонітор ГПТ-2 комплектується гідроциліндрами повороту стовбурів і пультом дистанційного керування, які харчуються напірною робочою водою. Застосування гідромонітора ГПТ-2 дозволяє підвищити продуктивність і знизити енергоємність відбою в 5-7 разів у порівнянні з гідромоніторами, що випускаються серійно.

За результатами експериментальних досліджень по вивченню динаміки струменів імпульсного характеру, проведених в ДонНТУ, було встановлено, що імпульсний струмінь створюваний двоохствольним імпульсним гідромонітором ГІ-4 і гідромонітором ГПТ-2 дає підвищення продуктивності в 1,7-2,5 рази і збільшення ефективної дальності в 1,6-1,8 рази порівняно із стаціонарним струменем тих же параметрів.

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА ПОЛІПШЕННЯ СТАНУ АТМОСФЕРНОГО ПОВІТРЯ В РАЙОНАХ РОЗМІЩЕННЯ ВІДВАЛІВ КАР'ЄРІВ

Гірництво як галузь видобутку, переробки порід є невід'ємною частиною економіки країни. За видобутком порід Україна посідає одне з провідних місць. Лише за 2015 р. видобуток скельних порід в Україні склав 59545,7 тис. т. Між тим існує проблема забруднення навколишнього середовища через діяльність гірничодобувного комплексу, яка проявляється в таких основних напрямках: забрудненні атмосферного повітря шкідливими викидами, скиданні забруднюючих речовин у водні об'єкти, деформації верхньої частини літосфери та зменшенні біорізноманіття в даному районі місцевості.

Основним чинником забруднення атмосферного повітря кар'єра є пил, при масових викидах якого в навколишнє середовище спостерігається несприятлива екологічна ситуація. Одним із визначальних джерел пилоутворення при розробці родовищ відкритим способом є пиління з поверхонь відвалів кар'єра.

Щоб оцінити вплив пилу в повній мірі необхідно не лише знати його концентрацію та об'єми викидів, а і спрогнозувати його розсіювання, враховуючи метеорологічні умови (температура, швидкість та напрямок руху вітру, вологість і т.д.). Такий прогноз дозволить побудувати карту-схему концентрацій пилу, з якої можна зробити висновок про рівні забруднення територій пилом, про дотримання встановлених норм щодо пилу як в межах санітарно-захисної зони, так і поза нею. Однією із найпростіших моделей розсіювання є модель Гаусса. На основі якої розроблено багато спеціалізованих програм (AERMOD, AUSPLUME, CALPUFF, LADM, MERCURE, RIMPUFF, Gaussian Dispersion Model Calculator, УПІРЗА "ЕКО центр" та інші) та нормативний, діючий в Україні, документ ОНД-86, методика якого характеризується найбільшим розрахованим значенням концентрації, відповідним несприятливим метеорологічним умовам, в тому числі небезпечній швидкості вітру.

Дослідження процесу розсіювання пилу проведено в умовах відвалоутворення на Пенізевицькому гранітному кар'єрі. За результатами досліджень розроблено карту-схему району розміщення

відвалу, з нанесеними ізолініями розрахункової концентрації, вираженої в частках гранично допустимої концентрації (масштаб 1:10000).

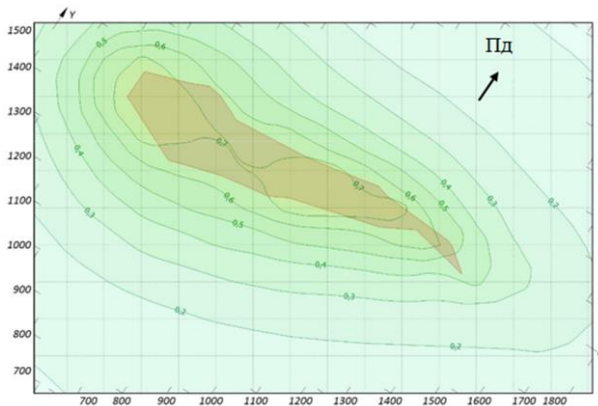


Рис. 1. Картосхема зміни концентрацій пилу в атмосфері при процесі відвалоутворення

Як видно з рис. 1 значення концентрації пилу перевищують ГДК та приходять в норму лише на відстані 1 км, що в 2 рази перевищує розмір санітарно-захисної зони для відвалів.

Невідповідність концентрації пилу санітарним нормам та гранично допустимим концентраціям провокує збільшення величини ризику впливу пилу в атмосферному повітрі на здоров'я працівників та населення прилеглих територій, що призводить до збільшення рівня захворюваності хворобами дихальних шляхів.

Тому проведено кількісну оцінку канцерогенного та неканцерогенного ризиків захворювань жителів смт. Гранітне, яке знаходиться на відстані 0,8 км від відвала Пенізевицького кар'єра. Оцінка неканцерогенного ризику для здоров'я населення показала, що він є неприйнятним, так як коефіцієнт небезпеки становить 1,4. Окрім того, даний об'єкт може викликати приблизно 12 додаткових випадків захворювання раком на рік.

Для зменшення ризику, а, отже, і зменшення концентрації пилу необхідна розробка низки заходів як технологічного характеру, так і організаційного з урахуванням кліматичних умов регіону та сезонності року.

Аналіз літературних джерел показав, що способи боротьби з виділенням пилу відвалів кар'єрів поділяють на технологічні, механічні, фізико-хімічні, біологічні та рекультиваційні. Технологічні

способи передбачають зміну способу складування; зміну складу і стану продуктів складування. З механічних способів поширені створення загороджень, які запобігають поширенню пилу, і суцільне покриття поверхні, що пилить, матеріалом. Серед фізико-хімічних слід зазначити гідрознепилення, стабілізацію поверхні, що пилить, полімерами, органічними і неорганічними речовинами та зміну фізичних властивостей поверхні, що пилить, (електризація, намагнічування та ін.). Під біологічними методами мається на увазі створення захисного шару із нижчих рослин та вирощування вищих рослин.

Незважаючи на значні масштаби проведених досліджень в області зниження інтенсивності розсіювання та здування пилу і запропоновані інженерні рішення, практичні результати досить скромні це пов'язано з тим, що недостатньо уваги приділено аспектам підвищення ефективності і працездатності запропонованих пристроїв, а також, раціоналізації їх роботи.

Не має єдиної методики, яка включала б усі актуальні критерії необхідні для вибору найбільш раціонального способу знепилення. У зв'язку з цим пошук раціональних засобів і способів зниження пилогазових викидів в атмосферу, як і раніше, актуальне завдання.

Тому для обрання найкращого заходу знепилення відвалу кар'єра серед всієї сукупності запропоновано використання методу знаходження найкращої альтернативи в задачах багатокритеріального вибору. Перевагами використання даного методу є врахування критеріїв вагомості та оцінки факторів пилоутворення. Проведені дослідження дозволяють визначити найбільш доцільний спосіб мінімізації пилоутворення з відвалів кар'єрів за основними критеріями: економічні затрати, питома витрата використовуваної речовини, можливість використання пиловловлення в повітрі, рівень зниження пилових викидів, максимальне віддалення від відвалу, виникнення нових шкідливих сполук, можливість використання в різні пори року. За альтернативи прийнято основні заходи зменшення концентрації пилу з відвалу кар'єра такі як гідрознепилення, полімерні покриття, обробка бітумною емульсією, аерозольні гармати, створення загороджень, які запобігають поширенню пилу, створення захисного шару з нижчих рослин та вищих рослин. Оцінивши кожну альтернативу за критеріями за методом найкращої альтернативи визначаємо функцію приналежності, максимальне значення якої присвоюється найкращій серед запропонованих альтернатив.

Варто відзначити, що альтернатива має найкращий результат при виборі даних критеріїв з відповідними коефіцієнтами вагомості, зміна яких призводить до зміни значення функції приналежності, тобто

зміни найефективнішого способу. Ця особливість дає можливість легко знайти найдієвіший спосіб при економічних, метеорологічних, екологічних змінах.

Моніторинг атмосферного повітря кар'єра на наявність перевищення норм концентрації пилу є важливим етапом контролю стану атмосферного повітря, який потребує негайного реагування. Запиленість повітря негативно впливає як на працівників і населення прилеглих територій, так і на навколишнє середовище в цілому.

Актуальною задачею є зменшення дії пилу на працівників кар'єру та населення прилеглих територій як за рахунок санітарно-технічних заходів, так і за рахунок засобів індивідуального захисту з урахуванням гірничо-технологічних та метеорологічних умов, сезонності, рельєфу місцевості, способу укладання матеріалу та місця розташування відвалу.

УДК 622.27

С. В. Кавун, студентка,

В. В. Коробійчук, к.т.н., доц.

Житомирський державний технологічний університет

ГЕОМЕТРИЧНА ФОРМА ВИБОЮ ПРИ АЛМАЗНО-КАНАТНОМУ ВИДОБУВАННІ

Говорячи про специфіку видобувних робіт на кар'єрах декоративного каменю, необхідно відзначити, що найбільш вартісна операція при видобуванні – відділення блоків від масиву. Втрати на цю операцію в структурі собівартості складають 65–70%. Основні способи відділення монолітів твердих порід від масиву засновані на принципі розколювання породи. Відділення монолітів від масиву здійснюється шляхом їх оббурюванням з подальшим відбиванням чорним порохом. На принципі спрямованого розколювання породи заснований спосіб відділення блоків від масиву за допомогою буріння шпурів і подальшого застосування сталевих клинів. Із-за великої трудомісткості даний спосіб не застосовується самостійно, але в комбінації з іншими способами видобутку блоків.

Нині все більшої популярності набуває алмазно-канатне видобування блоків. Це все завдяки своїй простоті, високій продуктивності, можливість їх використання при видобувних роботах у складних умовах. В свою чергу існує ряд недоліків. До них відносять: утруднення різання при наявності в масиві тріщин, наявність більш твердих включень також велику роль відіграє

кваліфікація оператора. Варто відзначити, що процес відокремлення моноліту канатопильним способом супроводжується кількісними та якісними втратами.

Важливе значення має довжина моноліту, через технологічні особливості бурового версту будуть спостерігатися виступи на бокових гранях. Їх значення може бути від 0,2 до 0,4 м., в наслідок чого наступний моноліт буде менший за шириною 0,2 до 0,4 м.

Для зменшення кількості вертикальних сходинок необхідно збільшити довжину моноліту. Максимальна довжина моноліту обмежується довжиною штанг (для сучасних верстатів загальна довжина складає 10 м), а також максимально можливим контуром алмазного канату, який заводиться.

На кар'єрах з невеликим річним обсягом видобутку блоків (1000–3000 м³/рік) проводять видобуток на уступі однією заходкою (смугою). У твердих породах з невеликою тріщинуватістю видобуток проводять в дві стадії: спочатку вирізають моноліт з масиву, завалюють його, потім обробляють на блоки. Спочатку в розрізній траншеї проходять врубіву траншею трапецієподібної форми для розміщення бурового верстата. Ширина основи траншеї має забезпечувати вільну роботу бурового верстату і становить 2,5–3,5 м. залежно від моделі бурового верстата. Горизонтальне буріння проводять за двома схемами: за першою схемою (рис. 1) свердловини для заведення алмазного каната бурять паралельно бровки уступу, по другій схемі (рис. 2) бурять косі свердловини відносно бровки уступу. Слід зазначити, що другий ряд (рис. 1(б)) і наступні ряди монолітів в обох схемах будуть відрізнятися від першого ряду. Як правило, другий ряд і наступні ряди мають геометричну форму паралелепіпеда і однакову ширину.

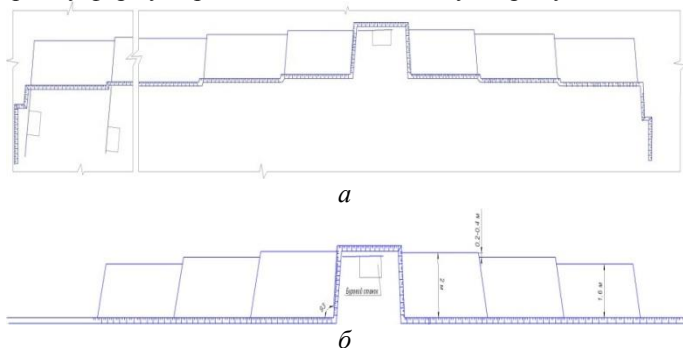


Рис. 1. Схема горизонтального буріння свердловин паралельно до бровки уступу: а) план першого ряду моноліту; б) план наступних рядів моноліту

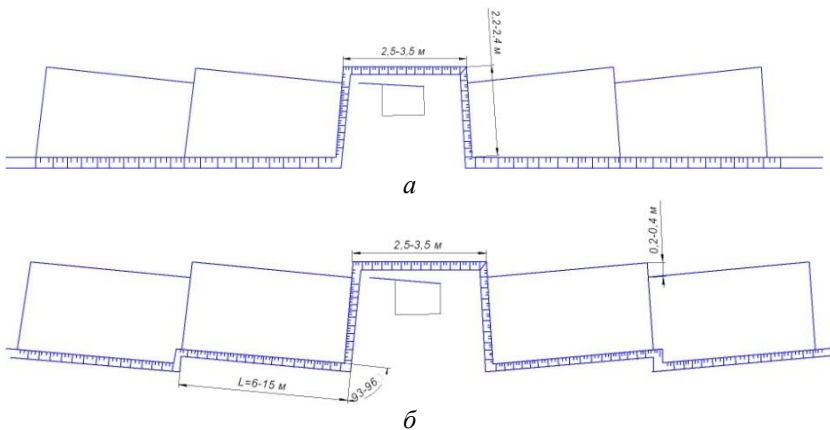


Рис 2. Схема горизонтального буріння свердловини під кутом до бровки уступу
а) план першого ряду моноліту; б) план наступних рядів моноліту

При видобуванні блоків каменю за цією схемою при невеликій довжині уступу (до 120–180 м) рекомендується проводити врубову траншею в центрі розрізної траншеї і проводити видобуток блоків в обидві сторони від неї.

Технологічні втрати каменю при видобуванні блоків за першою схемою зменшуються за рахунок правильної форми монолітів першого ряду. Другий і наступні ряди вже мають однакову ширину монолітів. Друга схема, зображена на рис 2, має ряд переваг у порівнянні з першою. Перш за все, при випилюванні монолітів з масиву не відбувається зменшення ширини подальшого моноліту. Крім того, довжина моноліту не впливає на довжину фронту робіт – одного врубової траншеї достатньо для видобування блоків одного ряду по всьому фронту. До переваг належать і великі сумарні обсяги видобутку блоків першого ряду (вони можуть перевищувати сумарний обсяг блоків по першій схемі з однакової по довжині ділянки робіт на 35–40 % і більше).

Але в двох випадках спостерігається зменшення наступного ряду видобування. Як видно зі схеми (рис.3) кожен наступний ряд буде менший на $(a \cdot \cos 85^\circ) + b$, що приблизно дорівнюватиме 0,5 м. Наслідок цього нерівні контури кар'єру.

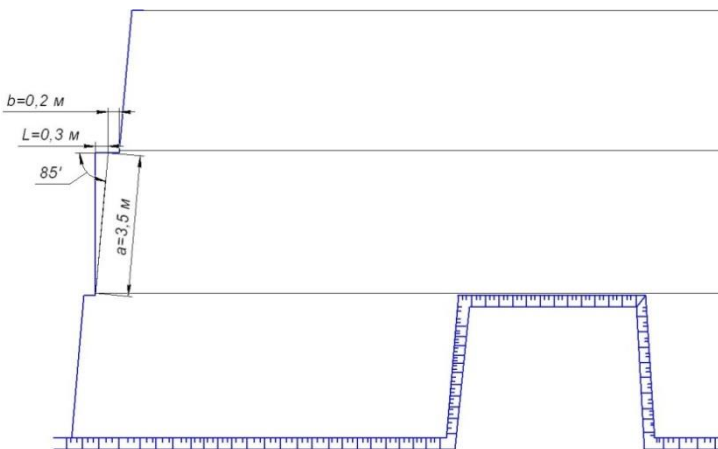


Рис. 3. Схема утворення нерівностей контурів кар'єру

Друга схема має певні недоліки. Наприклад, втрачається правильність форми моноліту, що призводить до незначних технологічних втрат каменю в кар'єрі. Другий і наступні ряди монолітів має форму паралелепіпеда, що зменшує технологічні втрати каменю.

Для зменшення втрат та збільшення виходу блоків, підвищення їх якості необхідно першочергове дослідження характеру виникнення кількісних втрат каменю при видобуванні алмазно-канатними машинами та встановлення оптимальної довжини моноліту. При алмазно-канатному видобуванні збільшується вихід блоків, підвищується якість також зменшуються втрати облицювального каменю. Варто відмітити, що на втрати при використанні алмазно-канатних машин головним чином впливають технологічні особливості установки бурових верстатів. Подальше вивчення цього питання дозволить зменшити втрати та більш раціонально використовувати сировину.

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ТЕХНОЛОГІЇ ПОЛІРУВАННЯ НА ПЛОЩУ ДЕФЕКТІВ ПОВЕРХНІ КАМЕНЮ ЗА ДОПОМОГОЮ ПРОНИКАЮЧО-ПРОЯВНИХ ЗАСОБІВ

При видобуванні блоків природного каменю на різних глибинах, змінюється мінеральний склад та структура каменю, а також властивості природного каменю. При фактурній обробці плит з різних блоків природного каменю, що були видобуті на різних глибинах чітко спостерігаються відмінності у їх структурі, забарвленні та світлоті. Таким чином, при облицюванні будівель та споруд або інших будівельних робіт із використанням природного каменю, особливо коли такі роботи мають великий обсяг, виникає проблема із підбором однотонних плит, оскільки один і той самий вид каменю має різну світлоту при його однаковій фактурній обробці [1].

Керування тоном природного каменю відбувається шляхом зміни технології полірування. Відповідно до цього, оброблені зразки будуть мати різну площу дефектів та по-різному протидіяти навколишньому агресивному середовищу [4]. Керування тоном природного облицювального каменю виконується на основі раніше визначеного авторами механізму регулювання світлотою каменю [1, 2, 3]. Але вплив технології полірування природного каменю на його дефектність не було прийнято до уваги. Отже, актуальність питання очевидна.

За допомогою проникаючо-проявних засобів (неруйнівного контролю), які представлені капілярними системами, можна зоровим методом оцінити поверхневі недоліки. Капілярний метод неруйнівного контролю заснований на капілярному проникненні індикаторної рідини (пенетранту) в поверхневі дефекти (тріщини, пори та ін.) з подальшою реєстрацією індикаторних слідів візуальним способом або за допомогою перетворювача. Метод капілярного контролю дозволяє виявляти поверхневі дефекти з розкриттям до тисячних часток міліметра (μm) незалежно від виду, матеріалу і конфігурації поверхні.

Для проведення дослідів використовуються зразки з Покостівського гранодіориту, які були відібрані після кожного шліфування-полірування різними номерами алмазного інструменту по декілька зразків після процесу обробки в залежності від кількості проходжень алмазним інструментом для точної характеристики впливу фактурної обробки на декоративність каменю.

Для обробки плит використовувався плоскошліфувальний верстат з такими технічними характеристиками (табл. 1).

Таблиця 1

Технічні характеристики плоскошліфувального верстату

Технічні характеристики	Значення
Витрата води	30 л/хв.
Швидкість обертання робочої головки	1460 об./хв.
Швидкість підймання головки	1,98 м/хв.
Швидкість переміщення каретки	3,96 м/хв.

В якості алмазного інструменту використовувались фікерт з номерами та зернистістю, які показані в табл. 2. Також показана кількість проходжень цими номерами. Така схема використання алмазного інструменту дозволяє отримати якісну поверхню каменю.

Таблиця 2

Характеристика використовуваного алмазного інструменту

К-ть проходжень	Номери інструменту	Зернистість, мкм
1	№ 240	200/160
4	№ 400	80/63
2	№ 600	60/40
2	№ 800	40/28
2	№ 1200	28/20
2	№ 1500	20/14
2	№ 2000	10/7
2	№ 3000	5/3
1	Полірувальний	1/0

Спосіб капілярного контролю дозволяє відкривати поверхневі недоліки з виявленням до тисячних частин мм, незалежно від виду, використаного матеріалу і конфігурації поверхні. Капілярний контроль поверхні може застосовуватися лише в тому випадку, якщо недолік виходить на поверхню і вільний від забруднення, яке може заважати впровадженню пенетранту. Всі види забруднень - масла, жири, корозію і окалину - перед проведенням контролю потрібно видалити. Лише попереднє очищення площини гарантує достовірний результат контролювання.

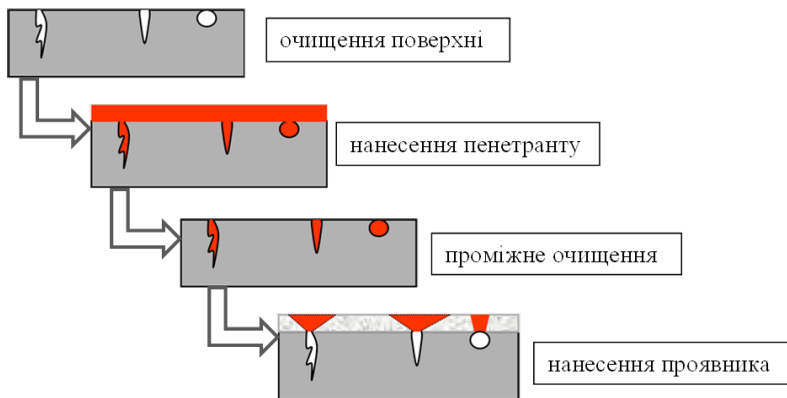


Рис. 1. Послідовність операцій при капілярному контролі

В дослідженні використовується капілярна система NORD-TEST, інформація про яку показана в табл. 3.

Таблиця 3

Капілярна система NORD-TEST

Назва	Інформація
NORD-TEST Очищувач U 87	Екологічно безпечний очищувач на спиртовій основі, швидко випаровується, не залишаючи слідів.
NORD-TEST Kontrastrot U88 Пенетрант	Темно-червоний пенетрант, хороша змочуюча здатність, добре змивається водою, незначний запах.
NORD-TEST Проявник U 89	Дуже дрібнозернистий білий порошок на спиртовій основі, не містить ароматичних добавок, утворює рівномірний шар, має короткий час висихання.

За допомогою очищувача U 87 усуваємо забруднення з поверхні каменю і чекаємо повного висихання. Далі покриваємо поверхню пенетрантом U88 і чекаємо поки рідина повністю вбереться і висохне. Потім ретельно змиваємо водою і протираємо поверхню чистою ганчіркою. Після цього покриваємо поверхню проявником U 89 і спостерігаємо в яких саме місцях є дефекти.

Визначення площі областей дефектів виконувалося в такій послідовності:

1. Отримання цифрового зображення поверхні каменю за допомогою цифрового мікроскопу (рис. 2, а, б).

2. Сегментація зображення на об'єкти і фон (рис. 2, в). У даному випадку об'єкти – це області дефектів каменю, фон – частина поверхні каменю, що не має дефектів. Для сегментації зображення використовується метод кольорової сегментації. Для цього методу визначаються кількісні значення кольору в областях дефектів і поза межами цих областей.

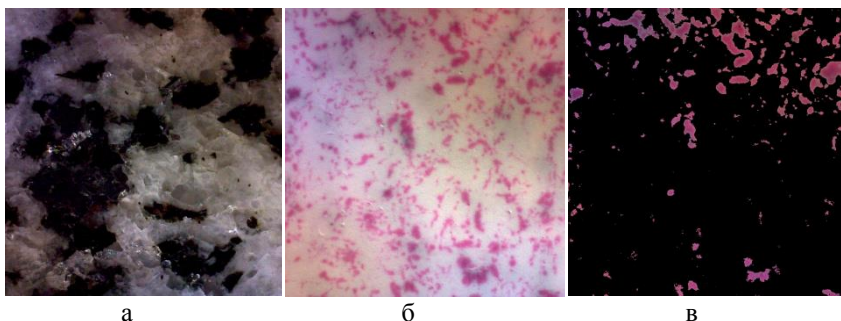


Рис. 2. Визначення площі дефектів

4. Визначення геометричних ознак об'єктів на зображенні. Ці об'єкти відповідають областям дефектів.

5. Визначення загальної площі об'єктів на зображенні і відношення цієї площі до площі всього зображення. Визначене таким чином відношення є узагальненим показником, який характеризує дефектність каменю.

Висновки: Природний камінь має різноманітну кольорову гаму, що спричинена різноманітними вclusions, мінеральним та хімічним складом гірської породи. У зв'язку з цим, неможливо кількісно визначити площу дефектів природного каменю без використання проникаючих засобів. Також, колір, його тон та площа дефектів змінюється в залежності від обробки природного каменю. Тому слід дослідити як буде змінюватися площа дефектів природного каменю в залежності від технології полірування каменю.

Список літератури:

1. В.В. Коробійчук, В.І. Шамрай. Дослідження впливу шліфування-полірування природного каменю на його блиск та відтінки

світлоти / Східно-Європейський журнал передових технологій. – 2014. – Vol. 5/5 (71). – с. 56-60.

2. Volodymyr Shamrai, Valentyn Korobiychuk, Igor Korobiichuk, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of the different methods of natural stone surfaces polishing influence on the gloss. REVISTA KASMERIA – 2015. – Vol. 43(5). – p. 2-8.

3. Igor Korobiichuk, Vladimir Shamrai, Valentyn Korobiychuk, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of the influence of natural stone surfaces polishing by different methods on the hues of lightness. 11th International Conference “Mechatronic systems and materials”. – 2015. – p. 105-106.

4. Volodymyr Shamrai, Igor Korobiichuk, Valentyn Korobiychuk, Galyna Skyba, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of corrosion resistance of Pokostivskiy granodiorites after processing by various chemical and mechanical methods. Construction & Building Materials – 2016. – Vol. 114. – p. 241-247.

УДК 622.271.6

**Сахненко А.С., студент,
Толкач О.М., к.т.н., доц.**

Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ФУНКЦІЙ ГІДРОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ З МЕТОЮ ОПТИМІЗАЦІЇ ЇЇ ЕФЕКТИВНОСТІ

При переміщенні вантажопотоків на різні відстані важливе значення набув трубопровідний транспорт не тільки традиційних рідких і газоподібних продуктів, але і різних твердих сипучих або суспензійних матеріалів. Сфера застосування гідротранспорту твердих або суспензійних матеріалів досить широка і включає багато областей промислової діяльності, в тому числі гірничорудну, вугільну, хімічну, енергетичну і будівельну промисловість, де трубопровідним транспортом переміщуються сировина, готова продукція та відходи виробництва. Гідротранспортні установки є невід'ємною частиною технологічних ланцюжків на гірничих підприємствах. Вони широко використовуються як при транспортуванні гідросумішей корисних копалин, так і при видаленні відходів при їх збагаченні.

Для підвищення рентабельності і конкурентоспроможності гірських підприємств необхідно знижувати собівартість вироблених ними товарів. Аналіз витрат показує, що частка питомих витрат на електроенергію при транспортуванні гідросуміші досягає 55% від

собівартості, а на переважній кількості підприємств гірничої галузі найбільшою статтею питомих витрат є електроенергія. Зі сказаного вище, слід, що зниження енергоємності процесу транспортування гідросумішей є нагальною і досить актуальною проблемою.

Є такі функції гідротранспортної установки:

1. приготування пульпи;
2. транспортування гідросуміші;
3. складування твердої фази.

Найбільша кількість енерговитрат припадає на функцію «транспортування гідросуміші». Тому для пошуку шляхів оптимізації ГТС складання функціональної моделі, в основі якої лежить дана функція, найбільш актуально. Реалізація головної функції можлива при виконанні сукупності основних функцій, які в свою чергу реалізуються при виконанні сукупності функцій першого рівня. Подальша деталізація є зайвою, що утрудняє аналіз і не приносить видимої користі. Перелік основних функцій і функцій першого рівня наведено в таблиці. На малюнку представлена функціональна модель системи, яка являє собою деревоподібну структуру. Така структура найкращим чином відображає ієрархію функцій. Для зручності сприйняття «шкідливі» і «корисні» функції розташовані по різні боки «головною» функції для кожної сукупності. Поділ на «шкідливі» і «корисні» функції вельми умовно, тому що ці функції є невід'ємною частиною сукупності, що реалізує «головну» функцію. «Шкідливість» функції визначається її негативним впливом, яке не є необхідним, але без якого неможливе можна побудувати систему. З метою оптимізації ГТС необхідно знижувати вплив таких «шкідливих» функцій чи забороняти повністю. Аналіз отриманої моделі показує, що для зниження енерговитрат на транспортування гідросуміші необхідно знизити негативний вплив наступних функцій: «створення опорів потоку гідросуміші», і «знос трубопроводу». Саме на ці функції доводиться більшість енерговитрат при перекачуванні пульпи.

За реалізацію цих функцій відповідає трубопровід (магістраль) гідротранспортної установки.

Суспензії можуть містити як дрібні частинки менше 0,05 мм, так і великі. Найчастіше ця дисперсія розміру часток є позитивною. При цьому ризик седиментації менший, це означає, що швидкість може бути знижена. Це також сприяє зменшенню зносу і іноді навіть втрат на тертя, в тому числі при постійній швидкості. Рідина разом з дрібними частинками утворює гомогенну суспензію, яка є середовищем перенесення. Частинки більшого розміру разом із середовищем перенесення утворюють гетерогенну суспензію. Підвищена щільність середовища перенесення, викликана наявністю

дрібних частинок, має меншу різницю щільності для цієї гетерогенної суспензії. Для більших проектів трубопроводів бажано підібрати відповідну дисперсію розмірів частинок. Знос сильно залежить від швидкості потоку. Практичні випробування показали, що знос при транспортуванні пульпи зростає в експоненційній залежності від швидкості потоку з показником від 2 до 3.

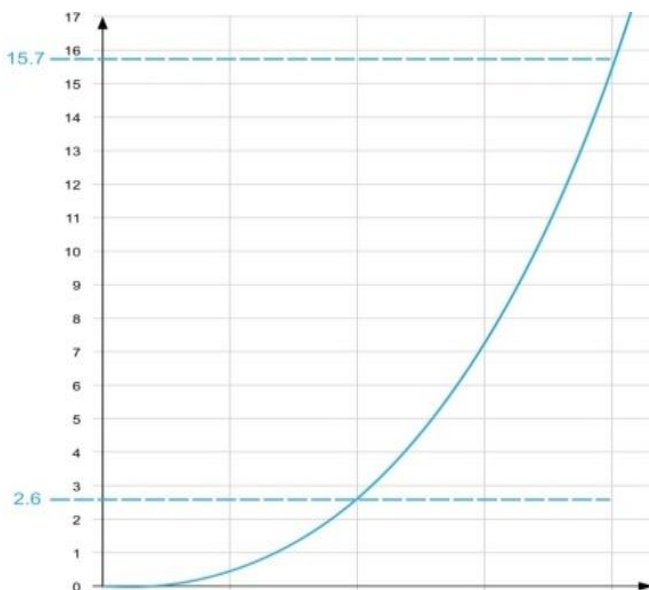


Рис. 1. Діаграма відносного зносу при різних швидкостях

Якщо існують нерегулярні умови потоку і швидкість потоку занадто мала, то існує великий ризик виникнення виробничих проблем, а також скупчення матеріалу і засмічення. Швидкість, при якій відбувається перехід від рухомого шару матеріалу до гетерогенної швидкості потоку, відома під назвою критичної швидкості, і вона представляє великий інтерес для гідротранспортування. При швидкостях нижче критичної існує велика ймовірність засмічення. Збільшення розміру часток, їх щільності та діаметру труби підвищує критичну швидкість. Для прийняття орієнтовного рішення по критичній швидкості існують деякі емпіричні розрахунки. Критична швидкість V_c розраховується відповідно до рівнянням Дюран-Кондоль:

$$V_C = F_L \sqrt{2 \cdot g \cdot D \cdot \frac{S_s - S_1}{S_1}}$$

F_L - Параметр швидкості в залежності від розміру часток і об'ємної концентрації твердого матеріалу

g = прискорення вільного падіння, (9,81 м/с²)

D = внутрішній діаметр трубопроводу (м)

S_s = щільність твердого матеріалу (кг/м³)

S_1 = щільність рідини

Рівняння Дюран-Кондоль показує, що критична швидкість збільшується пропорційно квадратному кореню з діаметра трубопроводу для будь-якої заданої концентрації і розміру часток. Параметр швидкості F_L зазвичай не перевищує 1,5, навіть при об'ємній концентрації більше 15 відсотків.



Рис. 2. Різні умови потоку Третій (найнижчий) варіант на малюнку представляє кращі умови

Велика частка енерговитрат в собівартості гідротранспорту вимагає пошуку нових рішень оптимізації ГТС. Аналіз функціональної моделі ГТС дозволив виявити елементи, на які припадає найбільша кількість витрат, обґрунтувавши тим самим найбільш актуальні шляхи зниження енергоємності транспортування хвостовій пульпи. Таким

чином, першочерговим завданням є зниження опору руху потоку гідросуміші і підвищення зносостійкості трубопроводу. Можливим вирішенням цього завдання може стати застосування труб футерованих полімерними матеріалами. Досвід застосування таких труб за кордоном при будівництві каналізаційних споруд показав, що вони набагато довговічніші сталевих труб і мають значно нижчі коефіцієнти опору руху потоку. Для застосування таких труб в гідротранспорті хвостів збагачення необхідно розробити методику розрахунку втрат напору по довжині в трубах з внутрішнім полімерним покриттям, а також методику розрахунку терміну служби таких труб. Існуючі в даний момент методики для сталевих труб не підходять, тому що пластикові деталі ми інший механізм зносу.

УДК 622.2

Юрченко І.В., студентка,
Житомирський державний технологічний університет

ВПЛИВ ЯКОСТІ ГІРНИЧОЇ МАСИ НА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ РОБОТИ КАР'ЄРІВ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

Найважливішим виробничим потенціалом країни є видобування мінеральної сировини, що забезпечується розробкою родовищ корисних копалин. В теперішній час потреби промисловості в твердій сировині задовольняються за рахунок добутку відкритим способом. Видобування корисних копалин – енергоємний процес, в ньому задіяна велика кількість різної гірничої та транспортної техніки.

Переважна більшість кар'єрів України спрямована на виробництво будівельної сировини. Щебінь є одним з найбільш поширених матеріалів, що застосовується в різних сферах будівництва. Багато уваги приділяється дослідженням впливу гранулометричного складу підірваної гірничої маси на подальші процеси переробки з метою зменшення загальних енерговитрат на руйнування мінералів при підготовці їх до збагачення. Ступінь дроблення гірського масиву надає найбільш відчутний вплив на техніко-економічні показники роботи кар'єрів і може бути виражений в певному кількісному значенні. Вимоги до розміру і форми розвалу гірської маси залежать від технології ведення робіт і обладнання, яке при цьому застосовується.

При веденні вибухових робіт залишається проблема виходу негабаритних фракцій. При цьому максимально допустимий (габаритний) розмір шматка підірваної гірської маси визначається

параметрами гірничо-транспортного обладнання або розмірами приймального отвору бункера.

Єдиного критерію, що характеризує склад гірської маси по крупності, теж немає. У багатьох роботах склад гірської маси по крупності характеризується відносними обсягами великих відсортованих для вторинного дроблення шматків – негабариту. Причому вихід негабариту рекомендується висловлювати по-різному. Зазвичай прийнято визначати відсоток вмісту негабаритних шматків відношенням обсягів негабариту до взірваного обсягу масиву.

Використовуючи відомі залежності, можна визначити максимально допустимий розмір шматка гірської маси:

$$D_{нез} = 0,8 \cdot \sqrt[3]{E} \quad (1)$$

$$D_{нез} = 0,7 \cdot \sqrt[3]{V_{тр}} \quad (2)$$

де E - місткість ковша екскаватора, m^3 , $V_{тр}$ - об'єм кузова автосамоскида, m^3 .

У разі використання для транспортування скельної гірничої маси на поверхню формула для визначення розміру негабариту буде виглядати наступним чином:

$$D_{нез} = 0,75 \cdot B_{конв} \quad (3)$$

де $B_{конв}$ - ширина конвеєрної стрічки, m .

Найбільш ефективним і економічним способом подрібнення негабаритних кусків міцних скельних порід є механічне подрібнення за допомогою гідромолота. При умові використання бутобою річні запаси на подрібнення негабаритних кусків можна визначити по формулі:

$$C_{бут} \cdot V_{бут} = N_{бут} \quad (4)$$

де $V_{бут}$ – сумарний обсяг негабаритних шматків, руйнується за допомогою бутобою, m^3 ; $C_{бут}$ – собівартості дроблення $1m^3$ негабаритних шматків, грн./ m^3 .

Дану формулу коректно використовувати за умови, що весь обсяг негабаритної фракції в кар'єрі руйнується за допомогою гідромолотів. Однак продуктивність бутобою не завжди дозволяє руйнувати весь обсяг утворюючого негабариту. У подібній ситуації необхідно нести додаткові витрати на руйнування негабариту. Останнім часом для

даного виду робіт залучаються підрядні організації. Як правило, для цих цілей використовується вибуховий спосіб руйнування, методом накладних або шпурових зарядів розглянутих параметрів визначається найменший - все окремо, з максимальним розміром вище нього, вважаються негабаритними шматками:

$$З_{\text{нег}} = (V_{\text{нег}} - V_{\text{бут}}) \cdot C_{\text{взр}} + V_{\text{бут}} \cdot C_{\text{бут}} \quad (5)$$

Питомі витрати на дроблення негабариту в перерахунку на обсяг відпрацьованої скельної гірничої маси буде розрахований:

$$З_{\text{нег}} = З_{\text{нег}} / V_{\text{ск}} \quad (6)$$

Одним з основних показників, що визначають економічну ефективність виймально-навантажувальних робіт є продуктивність техніки. Як зазначалося раніше, на більшості залізрудних кар'єрів прийнята схема роботи з відпрацюванням уступів прямими механічними лопатами із завантаженням в автомобільний транспорт. Змінна експлуатаційна продуктивність екскаваторів, які працюють в автомобільному заборі, залежить від кількості вивезеної гірської маси і може бути розрахована за такою формулою:

$$Q_{\text{екс}} = V_{\text{тр}} \cdot N_{\text{сам}} \quad (7)$$

де $N_{\text{сам}}$ - кількість автосамоскидів відвантажених за зміну, од.

Продуктивність екскаватора при цьому прямопропорційна обсягу транспортної судини і коефіцієнту використання обладнання по часу і обернено пропорційна часу завантаження і очікування подачі під навантаження автосамоскида. Окремим показником в розрахунковій формулі пропонується відокремити час на розбирання негабариту протягом зміни, так як цей чинник для заповнення автосамосвала, яке прямопропорційно коефіцієнту розпушення гірської маси і назад пропорційно коефіцієнту наповнення ковша визначається якістю подрібнення гірського масиву. При цьому на кількість відвантажених автосамоскидів впливає час циклу екскаватора і необхідну кількість ковшів:

$$N_{\text{сам}} = \frac{3600 T_{\text{зм}} \cdot K_{\text{ие}} - t_{\text{нег}}}{t_{\text{оч}} + t_{\text{уст}} + t_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ков}}} \quad (8)$$

$$t_{\text{нег}} = N_{\text{нег}} \cdot t_{\text{нег1}} \quad (9)$$

$$N_{\text{нег}} = V_{\text{мп}} \cdot K_p / E \cdot k_n \quad (10)$$

де $T_{\text{зм}}$ - час зміни екскаватора, год;

$K_{\text{не}}$ - коефіцієнт використання екскаватора в часі, %;

$t_{\text{нег}}$ - час на розбирання негабариту протягом зміни, з;

$t_{\text{оч}}, t_{\text{уст}}$ - час очікування і установки автосамоскида під завантаження, с;

$t_{\text{ц}}$ - час циклу екскаватора, з;

$N_{\text{ков}}$ - кількість ковшів екскаватора для навантаження в автосамоскид;

$t_{\text{нег1}}$ - час на розбирання одного негабаритного шматка, з;

$N_{\text{нег}}$ - кількість негабаритних шматків на блоці, які необхідно забрати протягом зміни;

E - ємність ковша екскаватора, м^3 ;

k_n - коефіцієнт наповнення ковша, дол. од.;

K_p - коефіцієнт розпушення гірської маси, дол. од.

Більшість дослідників відзначають, що показники часу циклу в найбільшою мірою залежать від якості дроблення гірських порід. У свою чергу, час циклу екскаватора можна розділити на складові частини:

$$t_{\text{чер}} = t_{\text{роз}} + t_{\text{пов1}} + t_{\text{роз}} + t_{\text{пов2}} \quad (11)$$

де $t_{\text{чер}}$ - час на набір гірської маси (безпосереднє черпання), с;

$t_{\text{пов1,2}}$ - час повороту екскаватора до автосамоскиду і назад до забою, відповідно, с; $t_{\text{роз}}$ - час розвантаження ковша, с.

Необхідно відзначити, що при зниженні діаметра середнього шматка і виходу негабариту збільшення продуктивності відбувається за рахунок зменшення непродуктивної роботи. Таким чином, у разі підвищення продуктивності обладнання валові річні витрати на виймально-навантажувальні роботи не зміняться, а собівартість екскавації 1 м^3 гірської маси зменшиться.

Для визначення змінної продуктивності автосамоскидів допустимо використовувати відому закономірність, виключивши при цьому з розрахунку тривалості зміни непродуктивний час, витрачений на простий автосамоскида при розбиранні негабариту екскаватором:

$$Q_a = V_{\text{мп}} \cdot (3600 \cdot T_{\text{см}} - t_{\text{нег}}) \cdot K_{\text{ва}} / t_{\text{ца}} \quad (12)$$

де $T_{\text{см}}$ - час зміни автосамоскида, год; $K_{\text{ва}}$ - коефіцієнт використання автосамоскида в часі, %; $t_{\text{нег}}$ - час простою автосамоскида при розбиранні негабариту екскаватором протягом зміни; $t_{\text{ца}}$ - час циклу автосамоскида, с.

Тривалість циклу автосамоскида визначається технічними можливостями автосамоскида, складністю траси і відстанню транспортування, а також продуктивністю екскаватора, від якої залежить час навантаження автосамоскида:

$$t_{\text{ца}} = 3600 \cdot \frac{l_{\text{мп}}}{V_{\text{тех}}} + t_{\text{уст}} + t_{\text{пог}} + t_{\text{роз}} \quad (13)$$

де $l_{\text{мп}}$ - відстань транспортування гірничої маси, км; $V_{\text{тех}}$ - середня технічна швидкість руху автосамоскида, км/год; $t_{\text{уст}}$ - час на установку автосамоскида під навантаження, с; $t_{\text{роз}}$ - час розвантаження автосамоскиду, с.

Середній час простою автосамоскида при розбиранні негабариту екскаватором може бути визначено, виходячи із загальної кількості відібраного негабариту в забої протягом зміни, а також кількості автосамоскидів, що забезпечують відвантаження гірничої маси під одним екскаватором. Кількість автосамоскидів у свою чергу залежить від часу циклу автосамоскидів і часу навантаження екскаватора:

$$t_{\text{нег}} = t_{\text{нег1}} \cdot \left(\frac{N_{\text{нег}}}{N_a} \right), \quad (14)$$

Поліпшення техніко-економічних показників роботи кар'єрів може бути досягнутий за рахунок поліпшення якості ведення буропідричних робіт і досягнень рівномірного подрібнення гірських порід. При цьому основний економічний ефект буде досягнутий за рахунок зниження витрат на дроблення негабариту та підвищення продуктивності виймально-навантажувальної техніки.

ЕНЕРГЕТИЧНА ТЕОРІЯ В ГІРНИЧІЙ СПРАВІ ЯК ПЕРСПЕКТИВНИЙ НАПРЯМОК ДЛЯ ОБГРУНТУВАННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ

Об'єктивною оцінкою технічних і технологічних рішень по використанню в конкретних умовах систем розробки є енергетичні методи, які використовуються в різних областях науки і техніки. Енергетичний метод в гірничій науці розробив професор Ю.І. Аністратов в 1969 році.

Він довів, що при виборі засобів комплексної механізації технологічних потоків в конкретних умовах, при реконструкції кар'єра або при проектуванні нового доцільно використовувати енергетичний метод. Він дозволяє кількісно врахувати природні умови (топографію, клімат, властивості гірських порід і масиву, гідрологічні умови), схеми розтину і системи розробки, робочі параметри гірничого і транспортного устаткування, особливості технологічних процесів для вибору ефективного, в конкретних, умовах комплексу обладнання для технологічного потоку.

Сутність енергетичного методу полягає в тому, що для проведення гірничих робіт комплектом устаткування при певній технології, схемою розкриття та способі розробки, необхідно затратити енергію на дроблення масиву, виїмку, навантаження, переміщення і укладання її в відвал. При цьому енергія витрачається на подолання опору в робочих органах машин і здійсненню корисної роботи по переводу об'єкта прикладення енергії (гірської породи) з одного стану в інший.

Професор Ю.І. Аністратов вказує, що витрата енергії залежить від технологічного процесу і обумовлюється властивостями гірської породи, її станом, ступенем зміни якості і стану в процесі взаємодії на гірську породу. Так, руйнування масиву, розпушення гірської маси, піднесення її для навантаження, переміщення є зміна її якості (масив - роздрібнена порода) і стану (підйом з одного рівня на інший). Деякі властивості не є постійними, а змінюються під впливом навколишнього середовища, наприклад, зв'язність гірської маси. Опір зануренню ковша збільшується в результаті злежування гірської маси, змерзаємості. Частина властивостей є результатом прийнятої технології або якості виконуваних робіт в попередніх процесах

технологічного потоку, наприклад, склад гірської маси по крупності, ступінь розрихлення і так далі.

Даний метод дає визначення технологічного енергопоглинання як частини енергії, що витрачається для проведення гірничих робіт і йде на зміну стану, що поглинається як би гірською породою в процесі виробництва.

Ця частина енергії є витратою енергії на подолання опору породи в технологічних процесах, на відміну від фактичних витрат енергії, яка враховує коефіцієнт корисної дії машин. Енергопоглинання можна розраховувати, і тому воно покладено в основу розрахунків комплексної механізації технологічних потоків.

Метод, розроблений професором Ю.І. Аністратовим, передбачає складання можливих варіантів комплектів обладнання для розглянутого для розглянутого технологічного потоку в конкретних умовах у вигляді альтернативного графа і потім розрахунок технологічного енергопоглинання по процесам і сумарного в будь-якому вигляді на одиницю маси розроблюваних гірських порід (Дж / кг). Варіант з меншим питомим енергопоглинанням вказує, що комплексна механізація найбільш повно відповідає гірничотехнічних умов технологічного потоку, а отже, буде забезпечуватись більша ефективність розробки гірських порід. Дослідження варіантів комплексної механізації для всіх технологічних потоків дозволяє обґрунтувати найбільш ефективну комплексну механізацію гірських робіт на кар'єрі.

Загальний вираз питомого енергопоглинання в технологічному потоці є сумою енергопоглинання (Дж/кг) за технологічними процесами: підготовці гірських порід до виїмки; виемке-навантаженні; переміщенню і відвалоутворенню для порід розкриву.

Остаточне рішення про вибір комплексної механізації технологічного потоку і кар'єра в цілому приймається на підставі економічної оцінки конкуруючих варіантів за собівартістю видобутку корисних копалин.

Енергетичний метод професора Ю.І. Аністратова дозволяє вибрати і обґрунтувати ефективну комплексну механізацію шляхом визначення енергопоглинання в технологічних процесах відкритих гірничих робіт. Однак, для оцінки систем розробки енергетичним методом цього недостатньо.

Технологія відкритого видобутку (розробки) корисних копалин розділяється на технологію виробничих процесів (механізація і організація основних і допоміжних операцій) і технологію відкритих гірничих робіт.

Технологія відкритих гірських робіт - це поєднання в часі і просторі кар'єру підготовчих, розкривних і видобувних робіт і включає способи проведення гірничих виробок, схеми розвитку гірничих робіт в кар'єрі, способи розтину і системи розробки. Системи розробки характеризуються порядком виробництва розкривних і видобувних робіт.

Комплексна механізація є однією зі складових частиною технології відкритої розробки. Кількісна оцінка комплексної механізації не вказує енергетичні витрати всієї технології розробки, а оцінює технологію виробничих процесів.

Для визначення ефективності технології відкритої розробки необхідно оцінити як технологію виробничих процесів, так і технологію відкритих гірничих робіт. Для вирішення цього завдання необхідно отримати сумарну кількісну оцінку по всіх технологічних процесів.

УДК 624.131.537+624.138.2

**Охріменко І.В., студент,
Кальчук С.В. к.т.н., доц.**

Житомирський державний технологічний університет

ОСОБЛИВОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ СУЧАСНИХ МАТЕМАТИЧНИХ ПРОГРАМНИХ ПАКЕТІВ У РОЗРАХУНКАХ АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ ВІДКОСІВ

На даний момент часу існує багато методів підвищення стійкості відкосів, кожен з яких в різних умовах експлуатації має свої переваги та недоліки. Від вибору методів підвищення стійкості перш за все залежить економічна доцільність процесу укріплення. При виборі оптимального методу необхідно керуватися якомога більшим об'ємом інформації щодо їх застосування.

В процесі вивчення сучасних геотехнічних програмних комплексів було виявлено відсутність розрахунків щодо застосування ґрунтових анкерів які працюють на згин. З приводу цього питання було опрацьовано наукові видання та літературні джерела, проте причину відсутності розрахунків ґрунтових анкерів даного типу виявити не вдалося. Передбачається, що відсутність розрахунків пов'язана з недоцільністю застосування такого виду анкерів в порівнянні з палевим укріпленням. Суть в тому, що застосування палевого укріплення, можливо, є більш доцільним методом за рахунок вертикального розміщення, тоді як ґрунтові анкери є похилими

утримуючими елементами, тому частина ваги анкера працює на руйнування масиву. Проте можливість влаштування ґрунтових анкерів при певних параметрах відкосу не відпадає.

Перш за все, для оцінки доцільності застосування такого методу укріплення, необхідно отримати розрахунки оптимальних параметрів влаштування закріплюючих елементів. Максимально широкий діапазон параметрів влаштування можна отримати за допомогою комп'ютерної автоматизації розрахунків.

При дослідженні були поставлені наступні задачі: оцінити стан відкосу на предмет стійкості уступу та необхідності в протизсувних заходах; забезпечити автоматизацію розрахунків кроку, кількості та довжини рядів ґрунтових анкерів.

Автоматизований алгоритм побудований на основі методу «круглоциліндричних поверхонь ковзання». Дана методика полягає в припущенні зсуву однорідного масиву по дузі ковзання.

Для прикладу було вибрано уступ з наступними параметрами: висота уступу 10 м, кут нахилу відкосу 45° , порода, якою складено уступ супісок, має наступні характеристики: кут внутрішнього тертя $\varphi=29^\circ$; питоме щеплення $C=3$ кПа; питома вага породи $\gamma=18$ кН/м. Задасмо параметри прийнятого уступу в автоматичний алгоритм розрахунку ґрунтового анкера

Для початку оцінюємо стійкість заданого уступу. Для цього визначаємо мінімальний коефіцієнт запасу стійкості, який становить 0,84. Так як коефіцієнт запасу менший одиниці, стійкість уступу незабезпечена, тому виникає необхідність в застосуванні протизсувних заходів.

Щоб визначити максимальний крок рядів отримуємо графік залежності коефіцієнта запасу стійкості від висоти уступу (рис. 1)

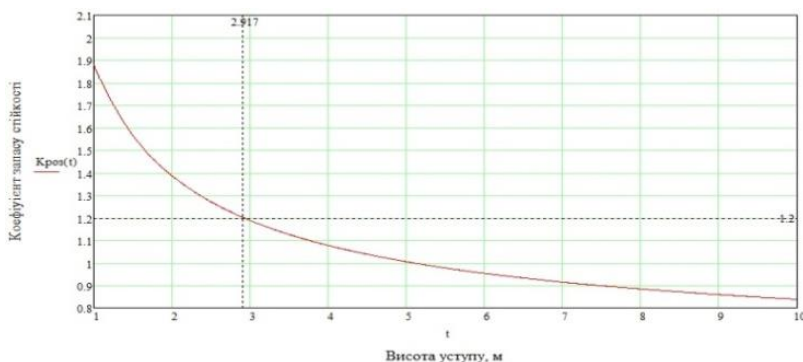


Рис. 1. Залежність коефіцієнта запасу стійкості від висоти уступу

Для того щоб визначити довжину анкерів кожного ряду будемо графік залежності оптимальної довжини ґрунтового анкера від висоти його влаштування (рис. 2)

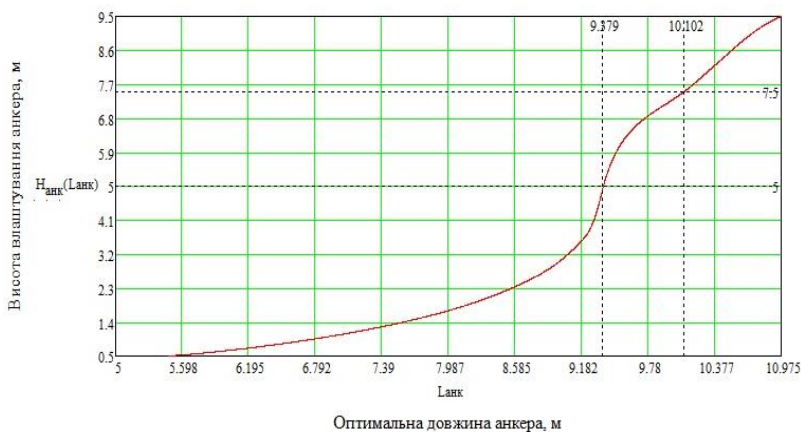


Рис. 2. Залежність оптимальної довжини ґрунтового анкера від висоти його влаштування

Отже є всі необхідні дані для розрахунку кроку і кількості рядів ґрунтових анкерів, та відповідно довжини анкерів кожного ряду.

За графіком зображеним на рис. 1 визначаємо максимальний крок влаштування рядів ґрунтових анкерів $H_{\text{крок.макс}}$, м

$$k_{\text{норм}} = 1, 2$$

$$H_{\text{крок.макс}}(t) = \text{root}(K_{\text{роз}}(t) - k_{\text{норм}}, t)$$

$$H_{\text{крок.макс}}(1) = 2,917$$

де $k_{\text{норм}}$ – коефіцієнт запасу стійкості ділянки уступу між рядами анкерів.

Визначаємо кількість рядів $N_{\text{ряд}}$ та оптимальний крок між ними $H_{\text{крок.опт}}$, м.

$$H_{\text{крок.опт}} = \frac{h}{\text{ceil}\left(\frac{h}{H_{\text{крок.макс}}(1)}\right)} = 2,5$$

$$N_{\text{ряд}} = \frac{h}{H_{\text{крок.опт}}} - 1 = 3 \quad \text{шт.}$$

Визначаємо довжину анкерів кожного ряду:

$$H_{ряд_{Nряд}} = H_{крок_{опт}} \cdot Nряд$$

$$L_{крок_{ряд}}(L_{анк}, Nряд) = root(H_{анк}(L_{анк}) - H_{ряд_{Nряд}}, L_{анк})$$

$$Nряд = \begin{pmatrix} 1 \\ 2 \\ 3 \end{pmatrix} L_{крок_{ряд}}(9, Nряд) = \begin{pmatrix} 8,703 \\ 9,379 \\ 10,102 \end{pmatrix}, м$$

Отже, згідно проведених розрахунків, укріплення за допомогою ґрунтових анкерів слід виконувати згідно таких рекомендацій:

- Укріплення необхідно здійснювати 3-ма рядами;
- Ряди необхідно розмістити з кроком 2,5 м, тобто висота відносно нижньої площадки становить: 1 ряду – 2,5 м; 2 ряду – 5 м; 3 ряду – 7,5 м;
- Довжина анкерів для кожного ряду становить: 1 ряд – 8,7 м; 2 ряд – 9,4 м; 3 ряд – 10,1 м.

В результаті дослідження було отримано математичний алгоритм, що дозволяє значно спростити та автоматизувати розрахунки при різних варіантах закріплення нестійких уступів. На прикладі нестійкого уступу було визначено оптимальну кількість, крок та довжину рядів ґрунтових анкерів необхідних для забезпечення стійкості уступу.

ЗМІСТ

Павленко М.О., Коробійчук В.В. Дослідження закономірностей утворення втрат при видобуванні блочного каменю канатопильним способом...	3
Сердюк А.В., Жуков С.А., Навитний Ю.М. Анализ опыта видеогранулометрии регулярности дробления пород.....	5
Каменець В.І., Григорець М.О. Напрямки удосконалення технологій проведення та кріплення виробок шахт ДТЕК «Добропіллявугілля» в кризових умовах.....	10
Булітко К.О., Пасько О.З. Вплив підвищених температур комунікаційних мереж побудованих горизонтально направленим буріння на грунтовий масив.....	17
Момотюк О.Ю., Шамрай В.І. Дослідження впливу полірування поверхонь природного каменю різними способами на блиск.....	21
Близнюков В.Г., Луценко С.А., Баранов И.В. Адаптивное определение перспективных контуров карьера Полтавского ГОКа.....	23
Каменець В.І., Лугінін В.О., Пастух А.О. Про інноваційні технології спорудження ескалаторних і перегінних тунелів Київського метро.....	25
Назаренко В.А., Ященко А.А. Исследование граничных угловых параметров сдвижения горных пород на шахтах Западного Донбасса.....	31
Булітко К.О., Зуєвська Н.В., Пасько О.З. Розрахунок міцності і стійкості виробки при горизонтально направленому бурінні.....	35
Березюк Р.М., Хоменчук О.В. Застосування полегшених типів кріплення для забезпечення стійкості підготовчих виробок.....	40
Титов Д.А., Жуков С.О., Тищенко С.В. Формирование динамической защитной зоны в разрушаемом массиве.....	45
Кононыхин С.В., Бильмак Т.С. Исследование технологических параметров бурения взрывных скважин шарошечными долотами с различной жесткостью ЦАПФ.....	48

Добровольська А.О. Визначення стисливості техногенно порушеного ґрунту методом статистичної обробки.....	53
Кучерук М., Стріха В.А., Маліков В.В. Аналіз запасів та оцінка масштабів розробки покладів торфу рівненської області.....	58
Літвінов Ю.І. Прийняття еколого-орієнтованих рішень в аспекті розвитку землезберігаючих технологій при відкритих гірничих розробках.....	60
Слободянюк Р.В. Розробка технології гірничих робіт з кільцевої схемою руху кар'єрних автосамоскидів.....	62
Григоренко О.В., Зайченко С.В., Кравець В.Г. Формування геотехнічних властивостей приконтурних ґрунтових шарів тунелю електрохімічним методом.....	66
Близнюкова О.Ю. Анализ влияния производительности карьера по руде на объемы вскрыши.....	69
Кучерук М., Стріха В.А., Галік О.І. Оцінка перспектив розробки покладів торфу рівненської області.....	72
Федоренко С.А., Жуков С.А. Технологическое зонирование в карьере при многоканально-интегрированном грузопотоке.....	74
Турчин Ю.Ю., Слободянюк В.К., Жуков С.А. Вскрытие нижнего горизонта, исключаящее затопление днища карьера.....	78
Григор'єв Ю.І., Григор'єв І.Є. Дослідження режиму гірничих робіт з урахуванням сумісного відпрацювання геогенного й техногенних родовищ.....	82
Томашевский Д.Б., Жуков С.А., Поддубный Н.Н. Технологические перспективы новых отечественных набрызг-бетонных смесей.....	87
Барышников А.С., Халимендик Ю.М. Прогнозирование конвергенции подготовительной выработки с применением аналитической модели.....	91
Рябіко Б.Ю., Вапнічна В.В. Неелектричні ініціюючі системи при проведенні вибухових робіт.....	97

Паламарчук А.О., Бруй А.В.	
Оценка влияния целиков пласта L3 на горные работы по пласту L1 шахты «Алмазная».....	101
Вахрушев К.Ю., Фролов О.О.	
Вплив місця розміщення лінійних ініціаторів у заряді на ефективність дії вибуху.....	106
Костюк-Рой А.М., Загоруйко Є.А.	
Використання технології JET GROUTING для підвищення стійкості відкосів бортів піщаних кар'єрів.....	109
Моденко В.Т., Фролов О.О.	
Обґрунтування вибору технічних засобів для відробки корисних копалин в неробочих бортах кар'єрів.....	113
Пасько М.В., Косенко Т.В.	
Технологія формування постійних бортів кар'єру Горишне-Плавнинського родовища залізистих кварцитів...	117
Петрачков Б.Р., Жукова Н.І.	
Встановлення ефективності застосування вибухових речовин з рідким наповнювачем.....	122
Пига Л.М., Косенко Т.В.	
Встановлення критичного значення напруження при руйнуванні тріщинуватих гірських порід вибухом.....	125
Прит О.С., Фролов О.О.	
Руйнування складноструктурованих скельних гірських масивів.....	128
Шевченко В.А., Фролов О.О.	
Дослідження деформації бортів кар'єру після відробки прибортових запасів вугілля.....	131
Ватулин Д.С.	
Влияние геомеханических и геологических параметров буровзрывного блока на качество дробления пород при проведении буровзрывных работ в карьере.....	134
Піскун І.А., Соболевський Р.В.	
Альтернативний метод видобутку було-щебеневої сировини.....	139
Ізюмова О.Г., Скоропадська С.В.	
Перспективи розвитку концепції екосистемних послуг.....	142
Сіверін М.М., Гурін Д.Г., Гайко Г.І.	
Сучасний стан вивченості зсувних явищ на природних схилах та штучних укосах.....	144
Александрова Н.Є., Харечко Д.М., Стовпник С.М.	
Перспективні шляхи комплексного використання мінерально-сировинних ресурсів.....	147

Васильчук О.С., Логвинюк В.А., Жукова Н.І.	
Підсилення дії вибуху в підшві уступу.....	150
Ісак М.О., Міх Ю.Ю., Кравець В.Г.	
Дослідження ефективності руйнування в'язких скельних порід вибухом.....	152
Беличенко Е.В., Михалева Т.Ю., Назаренко В.А.	
Модель формування наклонів поверхності над двигушимся очистним забоем пологого угольного пласта.....	154
Вознюк Я.В., Толкач О.М.	
Аналіз параметрів вантажопотоку на ТОВ «Вирівський кар'єр».....	159
Кучер Р.М., Толкач О.М.	
Підвищення ефективності гідромоніторного розмивання порід в умовах Межиріченського родовища.....	163
Давиденко Ю.А., Тверда О.Я.	
Дослідження та поліпшення стану атмосферного повітря в районах розміщення відвалів кар'єрів.....	165
Кавун С.В., Коробійчук В.В.	
Геометрична форма вибою при алмазно-канатному видобуванні.....	168
Ковальчук Є.С., Шамрай В.І.	
Дослідження впливу технології полірування на площу дефектів поверхні каменю за допомогою проникаючо- проявних засобів.....	172
Сахненко А.С., Толкач О.М.	
Дослідження функцій гідротранспортної системи з метою оптимізації її ефективності.....	176
Юрченко І.В.	
Вплив якості гірничої маси на техніко-економічні показники роботи кар'єрів було-щебеневої сировини.....	180
Нестерчук Д.Л., Толкач О.М.	
Енергетична теорія в гірничій справі як перспективний напрямок для обґрунтування ефективності розробки родовищ.....	185
Охріменко І.В., Кальчук С.В.	
Особливості застосування сучасних математичних програмних пакетів у розрахунках анкерного кріплення відкосів.....	187