

УДК 622.231

Вапничная В.В., к.т.н., доц. каф. ГСГТ, Шкуратов Ю.Е., студ., каф. ГСГТ, НТУУ «КПИ», г. Киев, Украина

## СООРУЖЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ ПРИ ПОМОЩИ КАМУФЛЕТНЫХ ВЗРЫВОВ

Сооружение подземных хранилищ различного назначения с использованием энергии камуфлетных взрывов обеспечивает существенные технико-экономические преимущества по сравнению с другими методами строительства [1].

Широкая механизация сельского хозяйства с использованием машин с двигателями внутреннего сгорания, а также благоустройство населенных пунктов потребовали размещения складов небольших объемов дизельного и другого топлива, сжиженных углеводородных газов, максимально приближенных к потребителям. Кроме того, для захоронения вредных отходов металлургического и другого производства оказывается наиболее целесообразным в определенных породах создание подземных емкостей небольших размеров способом камуфлетных взрывов.

Строительство подземных емкостей осуществляют с использованием камуфлетного заряда ВВ и используют в качестве хранилищ нефтепродуктов на автозаправочных станциях и глубинных нефтебазах, хранилищ для сжиженных углеводородов.

Подземные хранилища имеют ряд преимуществ перед наземными резервуарами: они требуют меньших затрат, характеризуются меньшими эксплуатационными расходами и металлоемкостью; земельные участки, отводимые под строительство подземных хранилищ, как правило, меньше, чем для равноценных по вместимости парков, укомплектованных металлическими резервуарами. Кроме того, они пожаро- и взрывобезопасны.

Сущность способа заключается в следующем. В устойчивых пластичных породах с поверхности земли до требуемой глубины бурят скважину диаметром 250-300 мм. Для изоляции скважины от вышележащих водоносных горизонтов ее крепят металлическими трубами с последующей цементацией затрубного пространства. Затем скважину меньшим диаметром (150-200 мм) углубляют до отметки заложения ВВ. В скважину опускают прострелочный заряд взрывчатого вещества (рис. 1), и заполняют ее гидрозабойкой и взрывают. В образовавшуюся сферическую полость закладывают основной заряд ВВ и производят основной взрыв, в результате которого образуется емкость проектных размеров, соединенная с поверхностью земли скважиной [2].

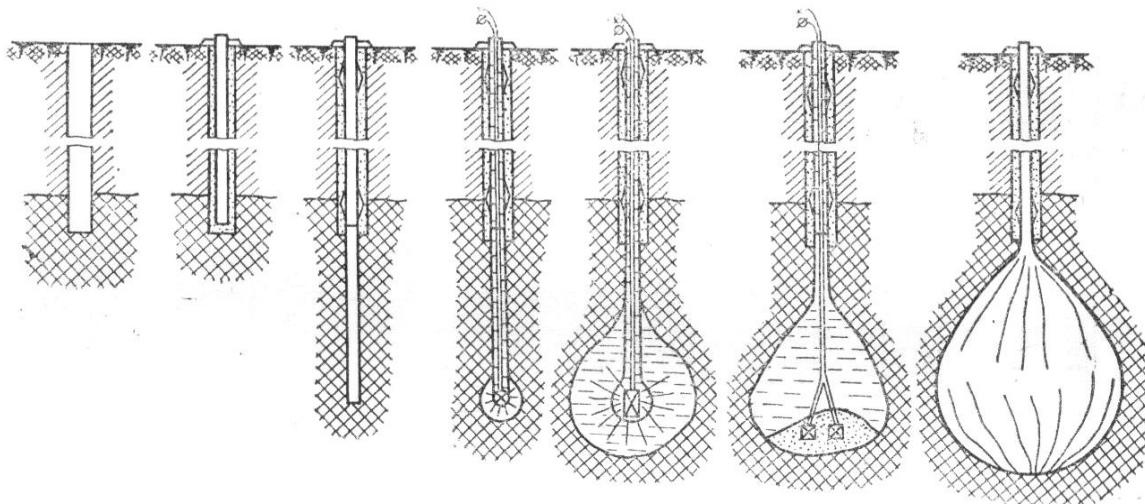


Рис. 1. Схема создания подземной емкости в пластичных грунтах

В [3] получено теоретическое решение задачи формирования воронки выброса при взрыве вертикального линейного заряда. Аналитические исследования на основе полученных зависимостей позволяют выделить по длине такого заряда участок, ответственный за эффект выброса грунтового массива с образованием воронки. Технологически такая воронка выброса может быть основной целью взрыва. Тогда параметры вертикального линейного заряда ограничиваются величиной участка выброса, превышение которой не увеличивает объема выброса. При увеличении длины заряда его действие переходит в камуфлетную фазу с образованием вертикальной камуфлетной полости, которая в верхней части переходит в воронку выброса. При увеличении длины заряда газообразные продукты взрыва нижней части заряда неспособны выполнить работу выброса, их энергия идет на совершение работы по уплотнению прилегающей к заряду почвы (образование камуфлетной полости) и тепловые потери. Заряд делится на две части: в верхней части - заряд выброса, в нижней - камуфлетный. Одновременно с образованием воронки выброса в верхней части заряда А происходит поднятие камуфлетной полости под действием давления газового пузыря, который расширяется в нижней части заряда Б (рис. 2).

Механизм формирования камуфлетной полости и перспективы развития технологии рассмотрены в [3, 4].

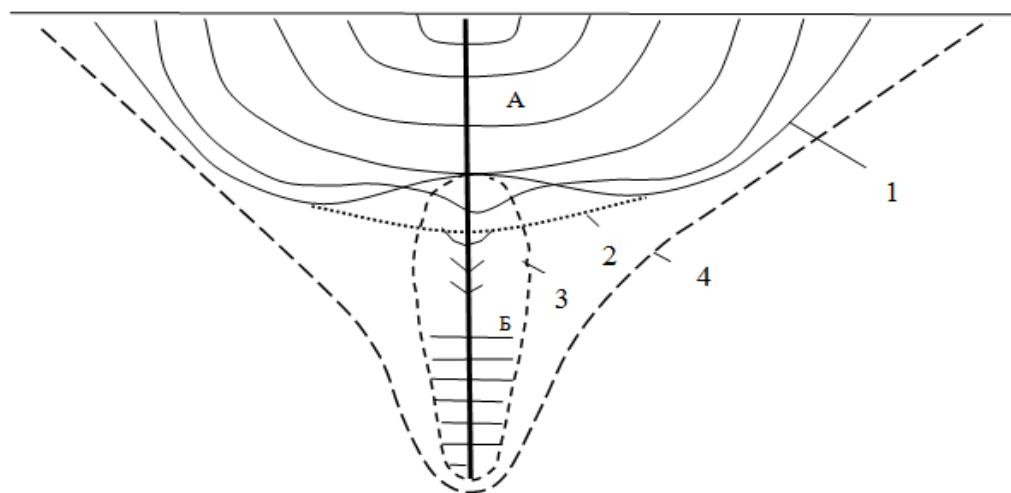


Рис. 1. Схема действия продленного вертикального заряда ВВ: А - заряд выброса; Б - камуфлетный заряд; 1 - контур воронки, 2 - контур воронки от взрыва верхней части заряда, 3 - камуфлетная полость от взрыва нижней части заряда, 4 - зона нарушений.

Поскольку форма сечения образованной взрывом воронки выброса зависит от свойств грунта, наиболее устойчивыми являются воронки в вязких пластичных грунтах. В сыпучих грунтах из-за незначительного их сцепления сечение воронок имеет форму треугольника. В легких слабосвязанных грунтах типа суглинков, супесей сечение воронки представляет собой комбинацию треугольника с параболой [6].

Емкость может быть создана также через шурф с диаметром закрепленной части 1,25-1,3 м, незакрепленной - 0,8 м. В этом случае прострелочных взрывов не осуществляют, а основной заряд ВВ размещают в незакрепленной части шурфа [1]. Строительство емкостей через шурф осуществляют в том случае, когда в ней предусмотрено возведение постоянной крепи. Камуфлетный взрыв заряда ВВ приводит к образованию в пластической породе зоны уплотнения, в которой первоначальные физико-механические свойства среды резко изменяются. Следует отметить, что уплотненные взрывом глинистые породы обладают способностью развивать под действием постоянного пластового давления деформации ползучести, и значительно снижать свою прочность во времени, причем этот процесс не стабилизируется.

Как показывает практика, в большинстве разновидностей типов горных пород незакрепленные полости сохраняют свое устойчивое состояние в пределах 2-3 лет. В связи с этим для увеличения срока службы емкости, в ней должна быть создана постоянная крепь.

При использовании асимметричных зарядов образуется вытянутая полость в форме круглого цилиндра или усеченного конуса, менее сферическая по сравнению со сферической [7]. Ее предельный диаметр 2,8-3 м. Приращение вместимости обеспечивается увеличением вертикального размера – до 7 м<sup>3</sup> на 1 м глубины. Естественным решением задачи сооружения подземных хранилищ повышенной вместимости (тысячи м<sup>3</sup>) является объединение нескольких индивидуальных устойчивых полостей в один резервуар, т.е. создание хранилищ кассетного типа [7].

Все заряды, предназначенные для сооружения кассетного хранилища, инициируются одновременно. Известно, что в этом случае суперпозиция волновых процессов может привести к резкому увеличению интенсивности напряженного состояния грунтового массива в зоне, размеры которой соответствуют длине волны. Создают условия для увеличения радиуса зоны необратимых деформаций (разрушение) на 35-40 % при линейно-протяженном и на 70-75 % при кустовом (равноудаленном) расположении зарядов в группе по сравнению со взрывом одиночного заряда [7].

#### Выводы:

1. Преимущества: подземные хранилища требуют меньших затрат, характеризуются меньшими эксплуатационными расходами и металлоемкостью; земельные участки, отводимые под строительство подземных хранилищ, как правило, меньше, чем для равноценных по вместимости парков, укомплектованных металлическими резервуарами. Кроме того, они пожаро- и взрывобезопасны.

2. Недостатки проведения взрывных работ: необходимость помещения детонаторов в каждом из зарядов, что делает дороже работы и уменьшает надежность зарядов; невозможность получить полость правильной цилиндрической формы при взрывании серии отдельных зарядов; получение выработки весьма ограниченных размеров.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Смирнов В.И. Строительство подземных сооружений с использованием камуфлетных взрывов / В.И. Смирнов, Д.М. Галицинский, Л.Л. Мельников. – М. : Недра, 1981. – 215 с.
2. Вовк А.А. Основы прикладной геодинамики взрыва / А.А. Вовк – К. : Наукова думка, 1976. – 264 с.
3. Кравець В.Г. Механічний ефект вибуху в ґрунті вертикального лінійного заряду комбінованої дії / В.Г. Кравець, Т. Рембеляк, В.В. Вапнічна // Вісник ЖДТУ. – Технічні науки. Ж. : ЖДТУ, 2003. – №3. – С. 189–195.
4. Кравець В.Г. Обґрунтування параметрів вибуху при утворенні підземних сховищ токсичних відходів та протифільтраційних споруд / В.Г. Кравець, В.В. Вапнічна, А.Л. Ган, Ю.В. Шабельська // Проблеми охорони праці в Україні: Зб. наук. праць. – Київ : ННДІОП, 2003. – вип.7. – С. 105–115.
5. Кравець В.Г. Технологічні параметри вибухового обвалення при створенні вибухом споруд типу „стіна в ґрунті” / В.Г. Кравець, В.В. Вапнічна // Вісник НТУУ „КПІ”. – Сер. „Гірництво”. – Зб. наук. праць. – Київ : НТУУ „КПІ”, ЗАТ „Техновибух”, 2002. – Вип.7. – С. 95–98.
6. Кравець В.Г. Динамика уплотнения грунтового массива взрывом / В.Г. Кравець. – Киев : Наук. думка, 1979. – 134 с.
7. Вовк А.А. Об использовании энергии взрыва для создания подземных хранилищ низкотемпературных продуктов / А.А. Вовк, А.В. Михалюк, В.П. Коваль, В.И. Колодий. – Киев : Наук. думка, 1983. – 66 с.

УДК 622.235.575.2

Вовк О.А., к.т.н., доц., каф. ИЭ, Бузыла А.А., асп., Солдатова А.В., магистрант каф. ГСГТ, НТУУ «КПИ», г. Киев, Украина

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СЕЙСМОИЗЛУЧАТЕЛЯ ПРИ ВЗРЫВАХ ВВ

Сейсмическим очагом (сейсмоизлучателем) в литературе [3] называют объем породы, в котором произошли необратимые деформации и на границах которого напряжения и деформации характеризуются упругими показателями.

В настоящее время в основном используется эмпирический подход к определению параметров сейсмоизлучателя в виде простой функции  $r_u = f(Q^{1/3})$  с коэффициентом пропорциональности, представляющим собой линейный коэффициент сейсмического очага, зависящий от упругих свойств породы:

$$r_u = K_0 \sqrt[3]{Q_{\text{вв}}} \quad (1)$$

Значение коэффициента  $K_0$  определяется эмпирическим путем. Очевидно, что достоверность расчетных показателей целиком зависит от правильности подбора этого коэффициента с возможно полным учетом реальных характеристик породы. Кроме того, из практики известно, что начальные параметры сейсмических волн (в частности размеры зон необратимых деформаций, период колебаний) с ростом массы одновременно взрываемого заряда увеличиваются непропорционально, т.е. их функциональные зависимости от массы ВВ изначально или с увеличением масштаба взрыва до определенных пределов становятся нелинейными.

Рассмотрим методики нахождения размеров зоны необратимых деформаций (полости, зоны дробления и зоны радиальных трещин), предложенные Садовским М.А. (в части определения радиуса полости (2)) и Родионовым В.Н. (3)-(5) [2]:

а) радиус полости:

$$r_n = \frac{0,61 \cdot \mathcal{E}_{\text{вв}}^{1/3}}{(\rho \cdot v_p^2 \cdot \sigma_{\text{сж}}^2)^{1/9}} \quad (2)$$

где  $\mathcal{E}_{\text{вв}}$  - энергия ВР, кДж/кг;

$\rho$  - плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;

$v_p$  - скорость продольно волны, м/с;

$\sigma_{\text{сж}}$  - прочность породы на сжатие, кг/см<sup>2</sup>.

Радиус полости по В.Н. Родионову равен:

$$r_n = \left( \frac{P_o}{\sigma_{\text{сж}}} \right)^{0,266} \cdot r_3 \quad (3)$$

где  $P_o$  - начальное давление продуктов детонации, Па;

$\sigma_{\text{сж}}$  - прочность породы на сжатие, кг/см<sup>2</sup>.

б) радиус зоны дробления [2]:

$$r_{з.др} = r_n \cdot \sqrt[3]{\frac{E}{3 \cdot \sigma_{сж}}} = 0,693 \cdot r_n \cdot \sqrt[3]{\frac{E}{\sigma_{сж}}} \quad (4)$$

где  $E$  - модуль упругости.

в) радиус зоны трещин:

$$r_{тр} = r_{з.др} \cdot \sqrt{\frac{1}{2} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}} = 0,707 \cdot r_{з.др} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}} \quad (5)$$

В реальных (неидеально упругих средах), когда статистический и динамический модули сдвига отличаются друг от друга за счет неоднородностей и пористости, имеет место трещинообразование за пределами зоны систематических радиальных трещин. Другими словами, в связи с наличием реально существующего механизма раскрытия местных поверхностей ослабления, разрушения более слабых зерен, объем сейсмического очага (его радиус) может быть больше чем подсчитанный по формуле (5).

Кроме того, известно, что в скальной породе, практически во всех случаях при взрыве, образуется так называемая зона предразрушений в виде микротрещин случайной ориентации по отношению к вектору движения волны. Они представляют собой область в упругой зоне, где рассеянные микроповреждения образовались при уровнях напряжений меньше критических, но не слились в развитие трещины. Критическая концентрация этих микродефектов вызывает их активное взаимодействие между собой, проявляя коллективные эффекты за пределами упругой границы, постепенно уменьшаясь по мере удаления от нее. Таким образом, как зона микродефектов (по крайней мере, ее часть) так и зона несистематических трещин должны входить в объем сейсмического очага, увеличивая его радиус, рассчитанный по упругому пределу. Это положение подтверждается результатами исследований, приведенных в работе [1]. Имеет место факт постепенного уменьшения показателя затухания от 4 – 3 до 2 – 1, т.е. существует некая переходная (промежуточная) зона, где на этот показатель влияют вышеназванные несистематические трещинообразования и микродефекты, образующиеся при напряжениях меньше критических. В этой зоне и происходит зарождение сейсмических волн с координатами начала движения большими, чем подсчитанный по формуле (5) радиус излучателя. Следовательно, за координату начала движения волны надо принимать величину  $r_u$ , согласно формуле (5), скорректированную поправочным коэффициентом  $K_\delta$ , величина которого зависит от физико-механических и упругих параметров среды, и может изменяться от 1,05 до 1,15 и более.

В настоящее время надежные методики оценки величины этого коэффициента для конкретных условий отсутствуют. Можно лишь в скальных породах средней и выше средней крепости рекомендовать ориентировочно принимать его  $K_\delta = 1,1$ , уточняя, по возможности, в конкретных условиях взрывания (свойства породы, глубина нахождения источника, масштаб взрыва). Данный фактор неопределенности естественно сказывается на достоверности исходных параметров.

Следует указать на сложность нахождения первого промежуточного параметра – радиуса полости. Полученные по формулам (2) и (3) результаты не всегда совпадают с экспериментальными данными. В связи с этим целесообразно рассмотреть некоторые эмпирические методы, в частности методику «Союзвзрывпрома». Она базируется на показателе простреливаемости породы ( $K_{np}$ ) - объеме полости в  $\text{дм}^3$  при взрывании 1 кг эталонного ВВ - аммонита плотностью  $1 \text{ г/см}^3$ , сферический радиус которого равен 0,06.

Единая методика нахождения  $K_{np}$  отсутствует, и имеющиеся литературные данные могут быть использованы лишь для качественной оценки, т.к. экспериментальный материал

различных авторов не систематизирован.

Отметим, что и методика Родионова не совершенна, в связи с неоднозначностью оценки такого параметра, как начальное давление продуктов детонации в формуле (3). В ряде работ даются значения давления при взрыве ВВ типа аммонит плотностью  $1 \text{ г/см}^3$ : во взрывной полости  $8,8 \cdot 10^9 \text{ Па}$ , на фронте ударной волны  $5,8 \cdot 10^9 \text{ Па}$ ; для гранулола такой же плотности эти показатели равны соответственно:  $15,1 \cdot 10^9 \text{ Па}$  и  $9 \cdot 10^9 \text{ Па}$ . Если следовать рекомендации авторов работы [4], то в расчете надо принимать давление в точке Жуге для промышленных ВВ, что может оцениваться величиной  $2,03 \cdot 10^9 \text{ Па}$ .

Поскольку ни одна из выше изложенных методик нахождения радиуса полости (и других зон необратимых деформаций) не может считаться достаточно надежной и информативной целесообразно при составлении прогнозов выполнять расчеты, по крайней мере, по двум вариантам: одному по аналитической методике (например, по формуле (2) или (3)) и одному по эмпирическому (например, по методике «Союзвзрывпрома»).

Таблица 1

Сравнительные данные по размерам полости при взрывании 500 кг ВВ в некоторых породах с использованием различных методик, плотность ВВ  $1 \text{ г/см}^3$ . Радиус заряда  $0,476 \text{ м}$

Методики расчета	Породы			
	Песчаники, $r_n, \text{ м}/r_3$	Известняки, $r_n, \text{ м}/r_3$	Сланцы, $r_n, \text{ м}/r_3$	Гранит $r_n, \text{ м}/r_3$
«Союзвзрывпрома» по коэффициенту простреливаемости	0,7	0,985	1,223	0,823
	1,47	2,07	2,57	1,73
Садовского М.А. по формуле (2)	1,2	1,215	1,134	0,933
	2,52	2,55	2,38	1,96
Родионова В.Н. по формуле (3) при $P_n = 2,03 \cdot 10^9 \text{ Па}$	1,12	1,018	1,14	0,942
	2,35	2,14	2,39	1,98
Родионова В.Н. по формуле (3) при $P_n = 9 \cdot 10^9 \text{ Па}$	1,67	1,65	1,68	1,39
	3,5	3,47	3,53	2,92

Примечание  $\sigma_{сж}$  для гранита принят  $15,7 \cdot 10^7 \text{ Па}$ , для сланцев  $7,72 \cdot 10^7 \text{ Па}$ , для известняков  $8,35 \cdot 10^7 \text{ Па}$ , для песчаников  $8,12 \cdot 10^7 \text{ Па}$

Нами проведены сравнительные расчеты параметров сейсмоизлучателя по выше-приведенным методикам. Анализ данных этих расчетов показывает существенное расхождение значений параметров зон необратимых деформаций, получаемых по разным методикам для крепких горных пород. В частности, радиус сферической полости, подсчитанной по методике Садовского (формула (2)) меньше чем по Родионову (формула (3)) принимая начальное давление  $P_0 = 9 \cdot 10^9 \text{ Па}$  в 1,4 – 1,55 раза, при этом с ростом модуля упругости эта разница возрастает. При увеличении массы зарядов до 500 кг эти соотношения практически не изменяются. Разница в размерах полости, полученных по (3) и по методике «Союзвзрывпрома» также существенна и находится в пределах 40% и более. В то же время, эта разница между результатами расчетов по формуле (2) и с использованием коэффициента простреливаемости менее значительна (до 10 % больше в последнем случае). В качестве примера приведем сравнения расчетных данных полученных по различным методикам для трех разновидностей горных пород: песчаников, известняков и сланцев (таблица 1).

### Выводы

1. Размеры радиуса излучателя (границы упругости), как и других зон необратимых деформаций (полости, зоны дробления) являются функциями свойств пород, энергетических и детонационных свойств ВВ.

2. Из анализа проведенных расчетов видно, что расчеты по методике «Союзвзрывпрома» дают несколько заниженные результаты, а по методике В.Н. Родионова размеры полости по формуле (3) отличаются в 1,5 раза в зависимости от принятого в расчет начального давления. Удовлетворительно совпадают данные, получаемые по формулам (2) и (3) при принятии в формуле (3)  $P_n = 2,03 \cdot 10^9$  Па.

3. Достоверность прогнозных оценок величины радиуса излучателя, как при взрывах, так и при горных ударах зависит от точности исходных параметров свойств породы и характеристик ВВ.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лучко И.А. Механический эффект взрыва в грунтах / И.А. Лучко, В.А. Плаксий, Н.С. Ремез и др. – АН УССР, Институт геофизики им. С.И. Субботина. – К. : Наукова думка, 1989. – 232 с.
2. Механический эффект подземного взрыва / [В.Н. Радионов, В.В. Адушкин, В.Н. Костюченко и др.]. – М. : Недра, 1971. – 224 с.
3. Мосинец В.Н. Основные научно-технические проблемы сейсмоки ближней зоны / В.Н. Мосинец, В.Ф. Богацкий // Взрывное дело 85/42, «Сейсмика промышленных взрывов». – М. : Недра, 1983. – С. 89–101.
4. Носков В.Ф. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках / В.Ф. Носков, В.И. Комащенко, Н.И. Жабин. – М. : Недра, 1982. – 320 с.

УДК 624. 134. 4

*Демьянчук К.И., Филиппова Н.С., Шенец М.В., студ., НТУУ «КПИ», Киев, Украина*

### ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ «СТЕНА В ГРУНТЕ»

В настоящее время застройка городской площади и работы по реконструкции существующих объектов ориентированы на возведение высотных зданий и строительства заглубленных сооружений методом «стена в грунте» вместо традиционных способов - «открытый котлован» или «опускной колодец».

Способом «стена в грунте» называют разработку глубоких узких траншей под глинистым раствором с последующим заполнением их заглинизированным грунтом, грунтобетоном, монолитным бетоном или железобетоном [5].

Сущность технологии «стена в грунте» в пробивании слоя почвы струей бетона под высоким давлением с одновременным их перемешиванием. Таким образом, грунт не вытесняется с места своего залегания, как это делается при использовании свай, а образует с цементом новый материал с высокими прочностными качествами под названием грунтобетон. «Стена в грунте», к тому же, может являться не только преградой, ограждающей котлован от проникновения подземных вод. Ее прочность позволяет использовать эту конструкцию в качестве фундамента будущего здания (рис. 1). Технология «стена в грунте» еще и целесообразна экономически, так как снижаются объемы земляных работ и мероприятия по водоотведению. Иногда даже она может позволить начать надземное строительство еще до заверше-



ния полного цикла строительства подземного сооружения, что положительно сказывается на общих сроках сдачи объекта [3].

Использование конструкции «стена в грунте» в качестве фундамента Рис. 1.



Рис. 1. Стена в грунте

Строительную технологию "Стена в грунте" целесообразно применять для сооружения тоннелей, фундаментов зданий, подземных паркингов, промышленных подземных хранилищ, портовых сооружений, для создания противофильтрационных элементов. Она эффективна при строительстве подземных сооружений на значительной глубине (обычно около 20 м) на застроенных территориях [1].

В отечественной практике применяют несколько разновидностей метода «стена в грунте»:

- свайный, когда ограждающая конструкция образуется из сплошного ряда вертикальных буронабивных свай;
- траншейный, выполняемый сплошной стеной из монолитного бетона или сборных железобетонных элементов.

В зависимости от свойств грунта и его влажности применяют два вида возведения стен — сухой и мокрый.

*Мокрым способом* возводят стены подземных сооружений в водонасыщенных неустойчивых грунтах, требующих закрепления стенок траншей от обрушения грунта в процессе его разработки и при укладке бетонной смеси. При этом способе в процессе работы землеройных машин устойчивости стенок выемок и траншей достигают заполнением их глинистыми растворами (суспензиями) с тиксотропными свойствами. Для глинистого раствора тиксотропность - это способность загустевать в состоянии покоя и предохранять стенки траншей от обрушения, но и разжижаться от колебательных воздействий.

Сущность действия глинистого раствора заключается в том, что создается гидростатическое давление на стенки траншеи, препятствующее их обрушению, кроме этого на стенках образуется практически водонепроницаемая пленка из глины толщиной 2...5 мм.

Последовательность работ при устройстве монолитных конструкций по способу «стена в грунте» (рис. 2):

- 1) забуривание торцевых скважин на захватке;
- 2) разработка траншеи участками или последовательно на всю длину при постоянном заполнении открытой полости бентонитовым раствором, с ограничителями, разделяющими траншею на отдельные захватки;



3) монтаж на полностью открытой захватке арматурных каркасов и опускание на дно траншеи бетонолитных труб;

4) укладка бетонной смеси методом *вертикально перемещаемой трубы* с вытеснением глинистого раствора в запасную емкость или на соседний, разрабатываемый участок траншеи.

Арматура «стены в грунте» представляет собой пространственный каркас из стали периодического профиля, который должен быть уже траншеи на 10... 12 см. Перед опусканием арматурных каркасов в траншею стержни целесообразно смачивать водой для уменьшения толщины налипаемой глинистой пленки и увеличения сцепления арматуры с бетоном.

Бетонирование осуществляют методом вертикально перемещаемой трубы с непрерывной укладкой бетонной смеси и равномерным заполнением ею всей захватки снизу вверх.

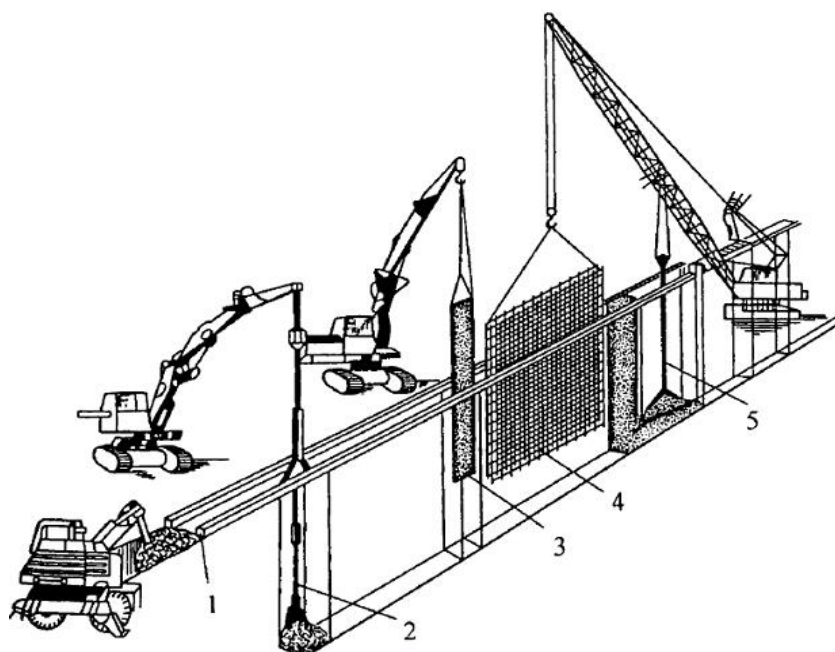


Рис. 2. Технологическая схема устройства «стены в грунте»:

1 - устройство форшахты; 2 - рытье траншеи на длину захватки; 3 - установка ограничителей; 4 - монтаж арматурных каркасов; 5 - бетонирование на захватке методом вертикально перемещаемой трубы

Бетонолитные трубы — металлические трубы диаметром 250...300 мм, толщина стенок 8...10 мм, горловина — на объем трубы, съемный клапан ниже горловины, пыжи из мешковины.

Бетонную смесь укладывают до уровня, превышающего высоту конструкции на 10... 15 см для последующего удаления слоя бетона, загрязненного глинистыми частицами. При использовании виброуплотнения вибраторы укрепляют на нижнем конце бетонолитной трубы. При трубах длиной до 20 м применяют один вибратор, длиной до 50 м — два вибратора.

Трубы на границе захваток обязательно извлекают. Раннее извлечение приводит к разрушению кромок образовавшейся сферической оболочки, что нежелательно, а позднее приводит к защемлению трубы между бетоном и землей, и требуются значительные усилия для ее извлечения. Поэтому часто вместо труб ставят неизвлекаемые перемычки из листового железа, швеллеров или двутавров, обязательно привариваемых к арматурным каркасам сооружения.

Вертикальные зазоры между сборными элементами заполняются цементным раствором при сухом способе производства работ [4].

В сравнении с давно известными способами ограждения строительных котлованов «стена в грунте» обладает рядом данных технических преимуществ:

1. Возможность устраивать котлованы там, где обычные способы их крепления неэффективны или невозможны вовсе.
2. Достаточно высокая водонепроницаемость.
3. Высокая надежность и возможность работы в сложных геологических условиях.
4. Высокие темпы сооружения (до 200 п/м готовой стены в месяц на один станок).
5. Полное отсутствие динамических колебаний грунта, что позволяет осуществлять строительство в непосредственной близости от существующих зданий и коммуникаций.
6. Низкий уровень шума на всех этапах работ [2].

В практике отечественного метростроения метод «стена в грунте» используют при строительстве односводчатых станций (рис. 3). Однако имеются примеры использования этого метода и при строительстве однопролетных двухпутных перегонных тоннелей [7].

Использование метода «стена в грунте» при строительстве односводчатых станций.

Рис. 3.



Рис. 3. Использование метода «стена в грунте» при строительстве односводчатых станций

В Киеве с помощью этого метода строилась станция метро Демеевская (рис. 4). Эта техника предполагает, что участок строительства ограждается железобетонной стеной шириной 0,6 м, глубиной до 23 м. Станции возводятся на теснозастроенной территории с городской инфраструктурой. Например, с одной стороны станции „Демеевская“ — автотрасса, с другой — здание. Если бы не применялся метод „стена в грунте“, пришлось бы копать землю с откосом, т.е. дорогу надо было бы перекрыть, а здание бы „съехало“. „Стена в грунте“ выдерживает напор земли, уменьшает территорию строительства и позволяет строить в городских условиях. Все дальнейшие станции по Куреневско-Красноармейской линии будут построены таким способом». В процессе строительства станции «Демеевская» задействованы два эскалатора производства итальянской фирмы «Казагранде». Они оснащены телескопической штангой с гидравлическим фрейзером. Штанга позволяет работать на глубину до 40 м [6].

Строительство станции метро Демеевская. Рис.4.



Рис. 4. Строительство станции метро Демеевская

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. О технологии стена в грунте [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://www.mostow.ru/stena1.php>;
2. Преимущества технологии «стена в грунте» [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://geodrilling.blox.ua/2009/07/Tehnologiya-Stena-v-grunte.html>;
3. Строительство подземных сооружений [Электронный ресурс]. – Режим доступа : [www.stroygruz.ru/news/stroitelstvo\\_podzemnykh272.html](http://www.stroygruz.ru/news/stroitelstvo_podzemnykh272.html);
4. Технология «стена в грунте» для устройства подземных сооружений [Электронный ресурс]. - Режим доступа : <http://tvzis.ru/gl6/index6.html>;
5. Колесников В.С. Возведение подземных сооружений методом «стена в грунте». Технология и средства механизации: учебное пособие / В.С. Колесников, В. В. Стрельникова - Волгоград: ВолГУ, 1999. – 144 с.;
6. Подземные перспективы Киева. Часть 2 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://blagovist.ua/show/article.lisp?id=937&printversion=1&htdigno>;
7. Сооружение тоннелей и станций с бетонированием стен в траншеях способом «стена в грунте» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [http://www.metro.ru/library/stroitelstvo\\_metropolitenov/468/](http://www.metro.ru/library/stroitelstvo_metropolitenov/468/).

УДК 622.272(083.96)

*Кириченко М.Т., к.т.н., викладач, Богоуцький С.Ю., магістр, НТУУ «КПІ», м. Київ, Україна*

## МЕТАН ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ЯК ПРОБЛЕМА БЕЗПЕКИ ТА ДЖЕРЕЛО ЕНЕРГОПОСТАЧАННЯ

Видобуток вугілля в Україні характеризується складними гірничо-геологічними умовами залягання вугільних пластів, зокрема, великою глибиною, незначною потужністю пластів, високою металоносністю пластів і вміщуючих порід, небезпекою раптових викидів метану та вугілля, небезпекою за вибухами вугільного пилу та ін. Переважна більшість шахт – газові. На багатьох вугільних шахтах, перш за все Росії, Китаю і України метан є головним чинником вибухів із смертельними наслідками.

Загалом проблему метановиділення можна розглядати в чотирьох аспектах. *Перший аспект* - це безпека проведення гірничих робіт на газових шахтах. Для боротьби з небезпечними скупченнями метану на шахтах із високим метановиділенням застосовують інтенсивне провітрювання гірничих виробок, дегазацію розроблюваних пластів, суміжних пластів і пропластків (супутників), вміщуючих порід і виробленого простору в цілому.

*Другим аспектом* проблеми високого метановиділення є штучне зниження продуктивності виймальних машин, навантаження на очисні вибої та шахту за газовим фактором, що суттєво погіршує техніко-економічні показники роботи шахт.

*Третій аспект* проблеми – це забруднення атмосфери. Основна частина метану, розбавленого у вихідному струмені шахти до концентрації 0,5...0.75 %, викидається в атмосферу вентиляторами головного провітрювання. Значна частина вже вилученого з використанням дегазації газу з вмістом метану до 25-30 % також викидається в атмосферу, що наносить значну шкоду навколишньому середовищу: метан належить до одного з шести газів, що створюють парниковий ефект. Причому викид однієї тони метану наносить таку шкоду, як викид 21 тони CO<sub>2</sub>.

І, нарешті, *четвертим аспектом* проблеми (позитивним аспектом) є можливість використання вловленого при дегазації (коптованого) шахтного метану для потреб промислових підприємств і побутових споживачів, частково компенсуючи таким чином невістачаючі Україні об'єми природного газу.

За оцінками фахівців встановлено, що у 2000- 2007рр. на шахтах України при річному видобутку біля 80 млн. т рядового вугілля загальний об'єм метановиділення склав по різних оцінках 1800...2060 млн. м<sup>3</sup>, у тому числі каптовано дегазаційними установками 13...18 %, з яких лише 4...7 % використано.

Тож основною проблемою утилізації метану залишається можливість його збагачення шляхом підвищення концентрації в каптованій суміші, перш за все у вибухонебезпечному діапазоні (4..16%) до 30 % і більше. Деякі надії у цьому напрямку дають відомості про використання для видалення з метано-повітряної суміші метану за допомогою газорідних сепараторів.

Метою нашого дослідження було довести доцільність застосування дегазації пластів і вугленосного масиву не тільки для підвищення безпеки праці, а й з отриманням економічного зиску на шахтах України з обмеженими об'ємами метановиділення (на Західному блоці шахти «Шахтарська-Глибока») при комплексному вирішенні проблеми.

В цілому застосування дегазації пласта, вміщуючого масиву і особливо виробленого простору суттєво зменшує вірогідність утворення вибухонебезпечних ситуацій і дозволяє збільшити допустиме по газовому фактору навантаження на лаву при металоносності 20 м<sup>3</sup>/т с.б.м. більш ніж удвічі – з 556 до 1200...1400 т/добу. Для Західного блоку, розташованого за межами технологічного комплексу шахти і населеного пункту, доцільним може бути варіант

утилізації кондиційного метану із застосуванням контейнерних теплоелектростанцій (КТЕС).

### БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Безпflug Г.Л. Об эффективности ТЭС на шахтном газе / Г.Л. Безпflug, В.В. Касьянов // Уголь Украины. – 2007. – №8. – С. 46-47.
2. Безпflug Г.Л. Экономическая оценка различных технологий утилизации метана / Г.Л. Безпflug, В.В. Касьянов // Уголь Украины. – 2008. – №1. – С. 47-48.
3. Булат А.Ф. О проблеме энергетической переработки метана угольных месторождений / А.Ф.Булат, И.Ф. Черемис // Уголь Украины. – 2002. – №6. – С. 6-9.
4. Кауфман Л.Л. Добыча горючих газов угольных месторождений. Обзор зарубежного опыта/ Л.Л. Кауфман, Н.И. Кулдыркаев, Б.А. Лысиков.– Донецк: Вебер, 2007.– 292 с.
5. Метан угольных шахт Украины: производственный и инвестиционный потенциал шахт Донбасса / Д.Р. Триплет, А.Э. Филиппов, А.А. Писаренко.– К.: Логос, 2000. – 132 с.
6. Сургай М.С. Вугільна промисловість та навколишнє середовище / М.С. Сургай, В.А. Куліш, Ю.С. Кузін // Уголь Украины. – 2008. – №11. – С28-31.

УДК 624.131

*Кравець В.Г., д.т.н., проф., зав. каф. ГБГТ, Зуєвська Н.В., к.т.н., доц., Волик Ю.В., асп., каф. ГБГТ, НТУУ «КПІ», м. Київ, Україна*

### МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ АРМУВАННЯ ПРОСАДНОГО ҐРУНТУ ЩЕБЕНЕМ ЗА ДОПОМОГОЮ ВИБУХУ ЦИЛІНДРИЧНОГО ЗАРЯДУ

Задачі з дослідження особливостей взаємодії проникаючого тіла і природного середовища часто виникають на практиці. Теорія удару з великими швидкостями вперше була розроблена К.П. Станюковичем, Х.А. Рахматулліним, Зельдовичем і Райзером [1 - 3]. Цій темі присвячені численні дослідження [4,5], де приймаються різні гіпотези про взаємодіючі об'єкти.

В роботі розглядається математична модель проникнення щебеню в ґрунтовий масив при динамічному впливі на нього вибуху циліндричного заряду ВР (рис.1), що дозволяє описувати напружено-деформований стан ґрунту і частинок щебеню при різних фізико-механічних і геометричних параметрах аналізованих об'єктів.

При цьому процес розбивається на два етапи. На першому етапі розглядається рух частинок щебеню і продуктів вибуху при миттєвій хвильовій детонації. На другому досліджується процес руху щебеню та ґрунту.

Постановка задачі про метання щебеню в ґрунт за допомогою вибуху циліндричного заряду ВР здійснювалася наступним чином. Щоб виключити вплив кінців заряду і нерадіальність розльоту продуктів детонації, заряд вважався нескінченним, а детонація - миттєвою. Після вибуху заряду ВР продукти детонації (ПД) розширюються і захоплюють за собою частки щебеню, прискорюючи і прогріваючи їх до високої температури. Після того як продукти вибуху досягають кордону з ґрунтом, виникає відображена ударна хвиля, яка призводить до гальмування частинок. Ступінь гальмування визначається параметрами відбитої хвилі і частинок щебеню. Очевидно, що більш дрібні частинки повинні відчувати більш сильне гальмування.

Розліт продуктів детонації повинен описуватися стандартними рівняннями динаміки суцільного середовища, що стискається.

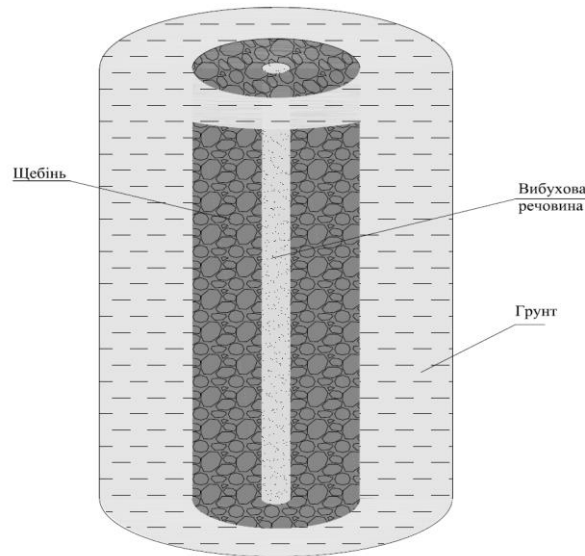


Рис. 1. Циліндричний заряд хімічної вибухової речовини (ВР), поміщену в порожнину, заповнену щебенем, розташовану в ґрунтовому масиві

Ці рівняння у формі законів збереження маси, імпульсу і енергії для випадку циліндричної симетрії мають вигляд:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho x) + \frac{\partial}{\partial x}(\rho u x) = 0, \quad (1)$$

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho u x) + \frac{\partial}{\partial x}(\rho u^2 x + p x) = p, \quad (2)$$

$$\frac{\partial}{\partial t}\left(\rho x \left(E + \frac{u^2}{2}\right)\right) + \frac{\partial}{\partial x}\left(\rho u x \left(E + \frac{u^2}{2} + \frac{p}{\rho}\right)\right) = 0, \quad (3)$$

де  $\rho, u, E, P$  - щільність, швидкість, внутрішня енергія і тиск газу;  $x$  - просторова координата;  $t$  - час.

Рівнянням стану ПД є рівняння стану ідеального газу

$$p = \rho R T \quad (4)$$

де  $R$  - універсальна газова стала;  $T$  - температура газу.

Система рівнянь (1) - (4) є замкнутою системою для визначення термодинамічних величин ПД. Для чисельного розв'язання поставленої задачі використовувалася неявна різницева схема "предиктор-коректор", стійка при будь-якому відношенні  $\Delta t / \Delta h$  [6,7].

Використовувана різницева схема вимагає запису рівнянь руху суцільного середовища в характеристичній формі, яка для випадку циліндричної симетрії має вигляд:

$$\left(\frac{\partial u}{\partial t} + \frac{1}{\rho c} \frac{\partial p}{\partial t}\right) + (u + c) \left(\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{1}{\rho c} \frac{\partial p}{\partial x}\right) = -\frac{uc}{x} \quad (5)$$

$$\left(\frac{\partial u}{\partial t} - \frac{1}{\rho c} \frac{\partial p}{\partial t}\right) + (u - c) \left(\frac{\partial u}{\partial x} - \frac{1}{\rho c} \frac{\partial p}{\partial x}\right) = \frac{uc}{x} \quad (6)$$

$$\frac{\partial S}{\partial t} + u \frac{\partial S}{\partial x} = 0 \quad (7)$$

де  $c$  - швидкість звуку;  $S$  - ентропія.

Вважається, що всі частки щебеню під дією продуктів вибуху, що розширюються, рухаються компактною зоною, тобто що параметри і координати всіх частинок близькі між собою, і їх можна описати параметрами однієї "міченої" частинки з даного шару.

Рівняння руху міченої частинки має вигляд:

$$m \frac{d^2 x}{dt^2} = \frac{1}{2} \pi r^2 \rho_2 C_s |u - v| (u - v) \quad (8)$$

де  $m$  - маса частинки;  $x$  - просторова координата частинки;  $t$  - час;  $r$  - радіус частинки;  $C_s$  - коефіцієнт опору;  $\rho_2$  - щільність щебеню;  $u$  - швидкість ПД;  $v$  - швидкість частки щебеню.

Враховуючи, що для маси і швидкості частки маємо вираз

$$m = \frac{4}{3} \pi r^3 \rho_2, \quad \frac{dx}{dt} = v \quad (9)$$

Отримаємо рівняння, що визначає швидкість частки від часу:

$$\frac{dv}{dt} = \frac{3 \rho_2 C_s |u - v|}{8 r \rho_2} \quad (10)$$

де  $C_s$  - коефіцієнт опору, що залежить від числа Рейнольдса частинки.

В розрахунках приймалося, що діаметр заряду ВР становив  $d_0 = 0,04$  м, діаметр свердловини складав  $d_{скв} = 0,250$  м. Як ВР використовувався амоніт № 6ЖВ. Детонаційні характеристики амоніту № 6ЖВ наступні:  $P_n = 3,248 \cdot 10^9$  Па;  $\rho_n = 1000$  кг/м<sup>3</sup>;  $D_0 = 4340$  м/с;  $Q = 1030$  ккал/кг;  $\gamma = 1,25$ .

Фізико-механічні характеристики щебеню:  $\rho = 1900$  кг/м<sup>3</sup> - насипна щільність матеріалу частинок. Діаметр частинок щебеню приймалося рівним 20 і 40 мм. Відзначимо, що при діаметрі частинки щебеню рівному 20 мм, по радіусу порожнини міститься 5 - 6 частинок, а при діаметрі рівному 40 мм - 3 частинки, відповідно.

На рис. 2 наведені графіки швидкості в системі «ПД - щебінь» в різні моменти часу при вибуху циліндричного заряду амоніту № 6ЖВ. По осі ординат відкладені значення функції в системі СІ, а по осі абсцис - відстань від осі заряду до кордону свердловини з ґрунтом.

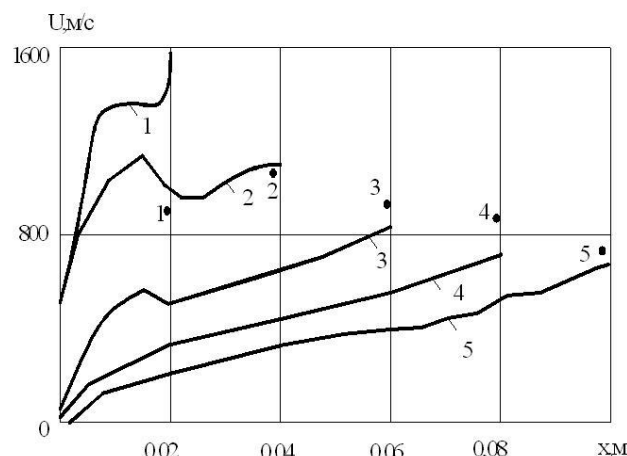


Рис.2. Розподіл швидкості під час вибуху циліндричного заряду амоніту №6ЖВ в різні моменти часу: 1 - вихід ударної хвилі на межу «продукти детонації - щебінь»; 2, 3, 4, 5 - вихід хвилі на відповідну частку щебеню (діаметр частинки дорівнює 20 мм)

З рис. 2 видно, що частки щебеню, що безпосередньо примикають до ПД, набувають швидкість близько 1000 м/с. Далі ця швидкість зростає незначно, але починає перевищувати



швидкість ПД. З аналізу залежностей також впливає, що при досягненні хвилею кордону зі щепенем відбувається стрибок швидкості, обумовлений виходом хвилі з менш щільного середовища в більш щільне середовище (ефект відбиття від твердої стінки). При цьому виникає відображена ударна хвиля, яка гальмує потік газу, що набігає. Фронт відбитої ударної хвилі рухається від контактної розриву «ПД - щепінь» до осі заряду зі змінною швидкістю, що є наслідком зміни набігаючого потоку газу. Область відбитої ударної хвилі істотно впливає на швидкість частинок щепеню, приводячи до їх різкого гальмування. Після проходження часткою щепеню зони відбитої ударної хвилі її швидкість зменшилася більш, ніж на 250 м/с.

На рис. 3 представлені профілі тиску за фронтом розширюються продуктів вибуху для розглянутого вище випадку.

При порівнянні результатів чисельного розрахунку для тих же параметрів заряду та типу ВВ, але радіус частинок щепеню збільшено в 2 рази було встановлено, що хвильові процеси протікають за подібною схемою, але при збільшенні діаметру частинок щепеню відбувається зниження швидкості на 400 м/с. Це пояснюється тим, що такі великі частки не встигають набрати достатньої швидкості в початковий момент руху, коли швидкість розльоту продуктів детонації найбільша. Очевидно, що зі збільшенням діаметра частинок щепеню буде відбуватися подальше зменшення визначальних параметрів руху.

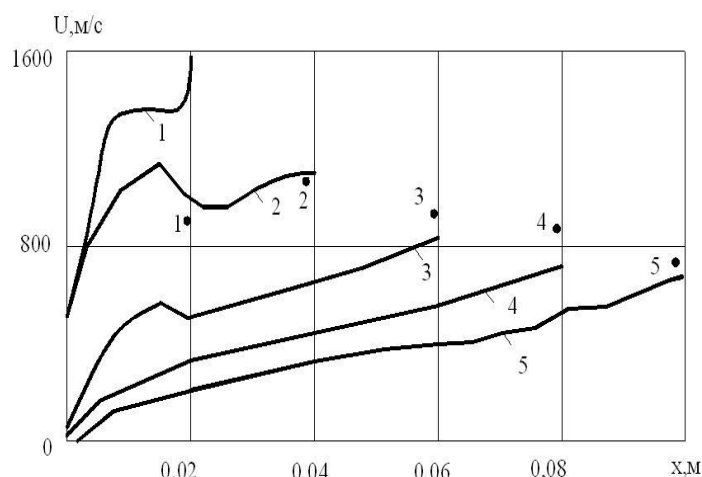


Рис. 3. Розподіл тиску при вибуху циліндричного заряду амоніту №6ЖВ в різні моменти часу: 1 - вихід ударної хвилі на кордон «продукти детонації - щепінь»; 2, 3, 4, 5 - вихід хвилі на відповідну частку щепеню (діаметр частинки 20 мм)

Далі проводилися чисельні розрахунки з метою з'ясування впливу детонаційних характеристик ВР на процес руху системи «продукти детонації - щепінь». Для цього було проведене порівняння вибуху циліндричного заряду амоніту № 6ЖВ та для вибуху циліндричного заряду грамоніту 79/21. Інші параметри залишилися колишніми. Було встановлено, що основні закономірності розвитку хвильових процесів у системі «продукти детонації - щепінь» зберігаються, проте під час вибуху заряду грамоніту 79/21 відбувається зменшення швидкості їх підльоту до стінки порожнини на 350 м/с і тиску на  $5 \cdot 10^7$  Па.

Результати чисельного розрахунку хвильових процесів у лесовидному суглинку при проникненні щепеню з різним вмістом компонентів. Фізико - механічні характеристики ґрунту наступні [8]:  $\rho_{20} = 1000$  кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_{30} = 2650$  кг/м<sup>3</sup>;  $c_{20} = 1500$  м/с,  $c_{30} = 4500$  м/с;  $\gamma_2 = 7$ ;  $\gamma_3 = 4$ ;  $\rho_0 c_S^2 = 3 \cdot 10^7$  Па;  $\rho_0 c_D^2 = 3,67 \cdot 10^7$  Па;  $\rho_0 c_{SR}^2 = 3 \cdot 10^7$  Па;  $m = 3$ ;  $k = -1,2 \cdot 10^7$  Па;  $\gamma_S = 4$ ;  $\gamma_D = 6$ ;  $\gamma_{SR} = 8$ ;  $\eta_D = 2000$  Па·с;  $\alpha_1 = 0,1 \dots 0,4$ ;  $\alpha_2 = 1 - (\alpha_1 + \alpha_2)$ ;  $\alpha_3 = 0,6$ ;  $\gamma_0 = 0,9 \cdot 10^6$  Па,  $\tau = 5 \cdot 10^6$  Па,  $\tau = 12 \cdot 10^6$  Па.

При проникненні частинок щебеню в ґрунт за останнім починає поширюватися ударна хвиля. На рис. 4 показані залежності радіальних напружень ґрунту від відстані.

З малюнка видно, що в початковий момент часу при ударі щебеню о ґрунт відбувається генерація ударної хвилі. Для одних і тих же діаметрів частинок щебеню великі значення радіальних напружень досягаються в ґрунті з меншим вмістом порового простору, тобто з більшою щільністю. Це пояснюється тим, що в такому середовищі дисипативні втрати при поширенні хвилі, пов'язані з в'язкими властивостями, менше, ніж у більш пористому середовищі.

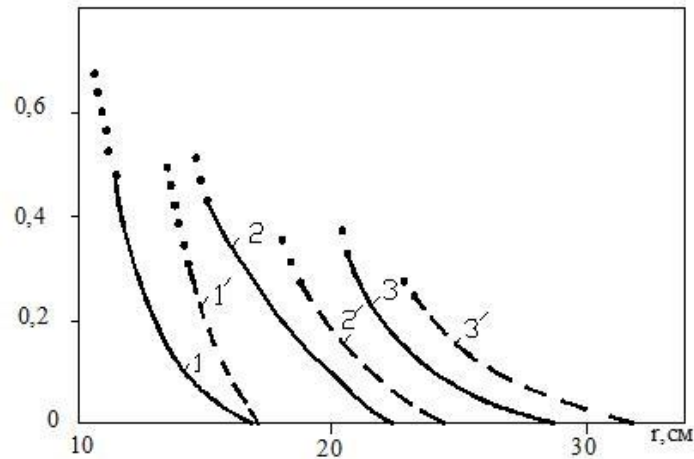


Рис. 4. Залежність радіальних напружень ґрунту від відстані при вибуху заряду амоніту № 6ЖВ при різних діаметрах частинок щебеню: 1, 1' -  $R=20$  мм, 2, 2' -  $R=40$  мм, 3, 3' -  $R=70$  мм. Суцільні лінії відповідають ґрунту з  $\alpha_1=0,1$ ; штрихові -  $\alpha_1=0,3$ ; чорні точки - частинкам щебеню

На поверхні частинок максимальні нормальні напруги більше, ніж у ґрунті, і чим пізніше частка потрапляє в ґрунт, тим більше у неї напругу. Це пояснюється тим, що при впливі продуктів детонації на щебінь, частинки, які знаходяться ближче до газової порожнини, отримують значний початковий тиск. При збільшенні діаметра частинок відбувається падіння напруги як в ґрунті, так і на самі частки, що є закономірним, тому що більші частки при впливі на них тиску з боку продуктів детонації спочатку отримали менший тиск. Однак великі частинки, маючи велику інерцію, проникають в ґрунт на великі відстані: для частинок діаметром 20 мм - це відстань становить 12 - 15 см, для 40 мм - 16 - 40 см, для 70 мм - 23 - 25 см. Але у відносних відстанях частки діаметром 20 мм проникнуть в ґрунт на глибину, рівну  $6 - 7,5R$ , частинки діаметром 40 мм на  $4 - 5R$ , частинки діаметром 70 мм - на  $3 - 4,5R$ .

Зазначену закономірність можна простежити і на рис. 5. де в логарифмічних координатах наведені залежності максимальної швидкості частинок щебеню в ґрунті з  $\alpha_1=0,1$

З аналізу малюнка слідує, що маючи велику початкову швидкість, частинки меншого діаметра швидше гальмуються, що призводить до зниження їх швидкості і, як наслідок, до зменшення їхньої глибини проникнення в ґрунт.

Виконані авторами цієї статті дослідження дозволяють сформулювати такі основні висновки:

1. В результаті математичного моделювання проникнення щебеню в ґрунтовий масив при динамічному впливі на нього вибуху циліндричного заряду ВР встановлено, що частинки щебеню меншого діаметру при впливі на них продуктів детонації розлітаються з більшою швидкістю і при більшому тиску в порівнянні з більш великими частками. Під час вибуху заряду амоніту № 6ЖВ ці параметри вище, ніж при вибуху грамоніту 79/21, який володіє

меншими детонаційними характеристиками.

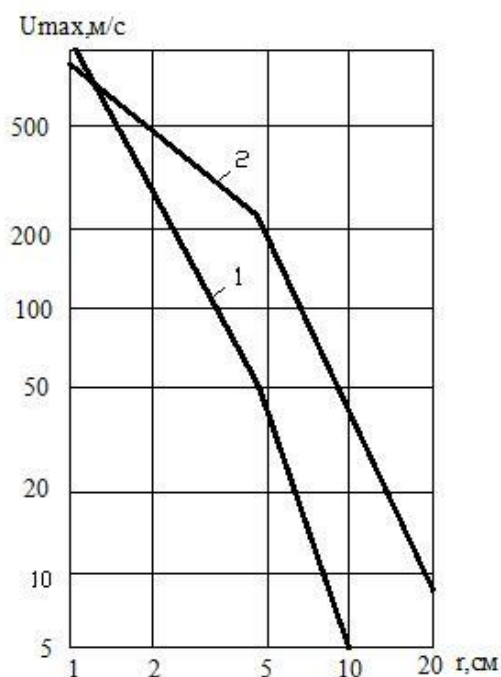


Рис. 5. Залежності максимальної швидкості частинок щебеню в ґрунті при проникненні частинок різного діаметра: 1 -  $R = 20$  мм, 2 -  $R = 40$  мм

2. Для одних і тих же діаметрів частинок щебеню великі значення радіальних напружень досягаються в ґрунті з меншим вмістом порового простору, тобто з більшою щільністю.

3. При збільшенні діаметра частинок відбувається падіння напруги як в ґрунті, так і на самі частки, але великі частки проникають в ґрунт на великі відстані. Глибина проникнення для розглянутих діаметрів складає від 3 до 7,5 діаметрів.

4. При проникненні щебеню в ґрунт відбувається його ущільнення, причому на однакових відстанях великі значення об'ємної деформації досягаються в ґрунті з більшою вільною пористістю.

#### БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Зельдович Я.Б. Движение газа под действием кратковременного давления (удара) /Я.Б.Зельдович//Акустический журнал.-1956.- № 1.- Вып. 28. – С. 31 -38.
2. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды/ К.П. Станюкович.- М.: Наука, 1971. – 854 с.
3. Рахматуллин Х.А. Распространение возмущений в нелинейной упругой среде/ Х.А. Рахматуллин, Г.С. Шапиро// Изв.АН СССР,ОТН.-1955.- №2(68). – С. 23 – 31.
4. Александров Е.В. Прикладная теория и расчеты ударных систем. / Е.В. Александров ,В.Б. Соколинский.- М.: Наука, 1969. – 200с.
5. Сагомоян А.Я. Проникание/А.Я.Сагомоян.- М.: Из-во Моск. ун-та, 1974.
6. Марчук Г.И. Методы вычислительной математики/ Г.И. Марчук .-М.: Наука, 1989. - 543с.
7. Самарский А.А. Численные методы/ А.А. Самарский, А.В. Гулин . М.: Наука, 1989. – 256 с.
8. Лучко И.А. Механический эффект взрыва в грунтах / И.А.Лучко, В.А. Плаксий, Н.С. Ремез. – Киев: Наук. думка, 1989. – 232 с.

УДК 624.042.8(031)

Самедов А.М., д.т.н., проф., Алексеенко Я.В., студ., каф. ГСГТ, НТУУ «КПИ» г. Киев, Украина

## РАЗРУШЕНИЕ ОСНОВАНИЙ СО СЛАБЫМИ ПОДСТИЛАЮЩИМИ ГРУНТАМИ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ

Во многих случаях основания подземных сооружений состоят из прочных грунтов малой толщины, но подстилающими слоями являются слабые структурно-неустойчивые грунты, такие как торфяные, илистые, набухающие, лессовопросадочные и др. При проектировании и строительстве часто не учитывают эти слабые слои, так как основания сооружения фактически состоят из прочных грунтов, но в активной зоне под фундаментами динамическим нагрузкам подвергаются слабые структурно-неустойчивые грунты, которые деформируются и приводят к полному разрушению подземных сооружений. Такие разрушения сопровождаются выделением экологически опасных продуктов, таких как нефтепродукты, жидкие газы, фекальные и канализационные отходы, промышленные и санитарные смеси и т.д., что характеризует актуальность настоящей проблемы.

Цель настоящей работы оценить напряженные состояния оснований подземных сооружений, которые содержат структурно-неустойчивые слои и деформируются при действии динамических нагрузок.

К таким подземным сооружениям с динамическими нагрузками можно отнести: водочистные сооружения, фекально-канализационные отстойники, резервуары нефтепродуктов объемом от 500 до 100000 м<sup>3</sup>, вертикальные отстойники, многокамерные септики, метантенки с оборудованием гидроэлеватора, резервуары-нейтрализаторы с пропеллерной мешалкой и насосом, подземные газохранилища и т.д. многие из этих сооружений в плане имеют элементы конструкций, передающие динамические нагрузки на основания в виде кольцевого поперечного сечения.

Во избежание аварийных ситуаций вышеупомянутых подземных сооружений рассмотрим напряженные состояния оснований, состоящих из нормальных грунтов со структурно-неустойчивыми подстилающими слоями.

Для решения данной задачи принимаем модель элементов конструкций, которые передают динамическую нагрузку на грунт, как жесткий штамп и определяем напряженное состояние оснований, как 2-х слойного грунтового слоя в виде линейно-деформированной среды, основанной на предположении, что можно использовать соответствующие решения теории упругости. В этой модели грунтовые слои будем считать идеально упругими, однородными и изотропными пространствами или упругими слоями. Для практических целей большое значение имеет рассмотрение вопроса о действии на фундамент или элементов конструкций подземных сооружений гармонически изменяющихся во времени вертикальных и горизонтальных сил и пар сил (моментов).

Рассмотрим установившиеся гармонические колебания элементов конструкций подземных сооружений, имеющих кольцевого поперечного сечения. При этом 2-х слойное основание принимаем, как упругое пространство. От элементов конструкций на основание действуют вертикальная статическая сила  $Q$  и пара сил с возмущающим моментом  $Me^{i\omega t}$ , приложенные в вертикальной диаметральной плоскости элементов конструкций подземных сооружений. Допускаем, что высота элементов конструкций, передающих динамические нагрузки на основания, малой по сравнению с их наружным радиусом. В этом случае под действием возмущающего момента элементы конструкций будут совершать лишь угловые колебания (рис.1.).

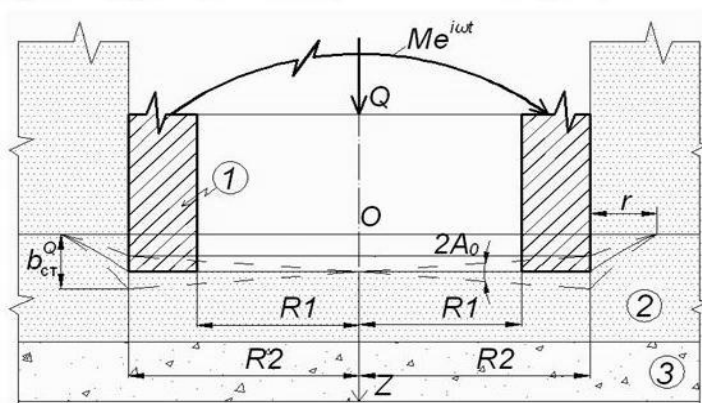


Рис. 1. Колебания элементов подземных сооружений (1) кольцевого поперечного сечения от усилий  $Q$  и  $M$  на 2-х слойном основании (2 и 3). 2 – песчаный слой, 3 – заторфованный структурно-неустойчивый слой

Предполагается, что силы трения между подошвой элементов конструкций или фундамента и полупространством, состоящего из грунтового основания, отсутствует, и что поверхность основания вне передающего динамические нагрузки элемента конструкций, т.е. элемент конструкции или фундамент под действием приложенного момента совершают угловые колебания  $A_0 e^{i(\omega t - \varphi)}$ , где  $A_0$  – амплитуда угловых колебаний фундамента или элементов конструкций, передающих динамическую нагрузку на 2-х слойное основание;  $\varphi$  – угол сдвига фаз. Подошва элементов конструкций подземных сооружений при этом не отрывается от пространства, состоящего из 2-х слойного основания, и выполняется условие  $b_{н0}^0 > A_0 R_2$ . Тогда получим:

$$b_{н0}^0 = \eta_0 \frac{Q(1 - \mu)}{4GR_2}$$

где  $b_{н0}^0$  деформация поверхности основания из 2-х слойного грунта при статически действующей вертикальной нагрузке  $Q$ ;  $\mu$  – коэффициент Пуассона элементов конструкций;  $G = \frac{E}{2(1 + \mu)}$  – постоянная Ламэ;  $\eta_0$  – коэффициент, зависящий от соотношения радиусов  $\varepsilon = R_1 / R_2$  из железобетона при  $\mu = 0,25$ , можно принимать из графика показанного на рис. 2. В формулах  $E$  – модуль упругости железобетона, как элементов конструкций.

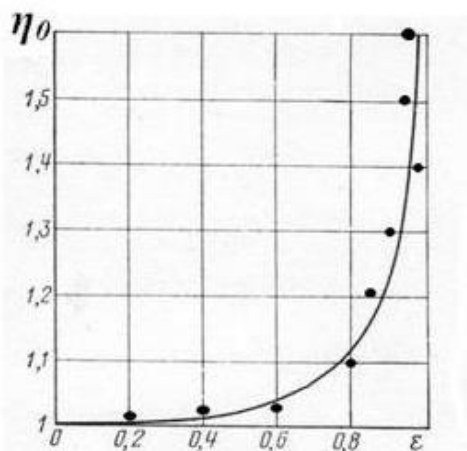


Рис. 2. График зависимости коэффициента  $\eta_0$  от  $\varepsilon = R_1/R_2$

Основные результаты решения динамической задачи колебаний элементов конструкций на 2-х слойном грунтовом основании со слабыми подстилающими слоями на примере,

заторфованных грунтов под намывными песками, имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} A_0 &= K_a A_1, \quad A_1 = \frac{3M}{16(1-\beta^2)GR_2^3}; \quad K_a = \frac{1}{3\eta_0(1-2\xi\cos\delta + \xi^2)^{1/2}}; \\ \operatorname{tg}\varphi &= \frac{\sin\delta}{\cos\delta - \xi}; \quad \xi = \frac{k_1^2 I_k^r}{16(1-\beta^2)\eta_0}; \quad I_k^r = \frac{I_k}{\rho R_2^5}; \quad \varepsilon = \frac{R_1}{R_2}; \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где  $K_a$  – динамический коэффициент для перемещений элементов конструкций;  $I_k$  – момент инерции массы кольцевого элемента конструкций относительно своей оси. Значение  $k_1$  определяется по формуле:  $k_1 = \omega R_2 \left(\frac{\rho}{G}\right)^{1/2}$ ;  $I_k^r$  – момент инерции кольцевого элемента конструкций относительно диаметра элемента;  $\omega$  – угловая частота элементов конструкций;  $\rho$  – плотность материалов для элементов конструкций;  $\eta_0$  и  $\delta$  – коэффициенты, зависящие от величины коэффициента Пуассона элементов конструкций  $\mu$  и величины  $\varepsilon$ .

На основании формул (1) и принимаются на основе экспериментальных данных можно построить графики изменения динамического коэффициента  $K_a$  и угла сдвига фаз  $\varphi$  в зависимости от  $k_1$  при различных значениях  $\mu, \varepsilon$  и  $I_k^r$ . Для примера, на рис.3. показано такие графики для  $\mu=0,25$ ;  $\varepsilon=0; 0,8$  и  $I_k^r=0; I_k^r=2$ .

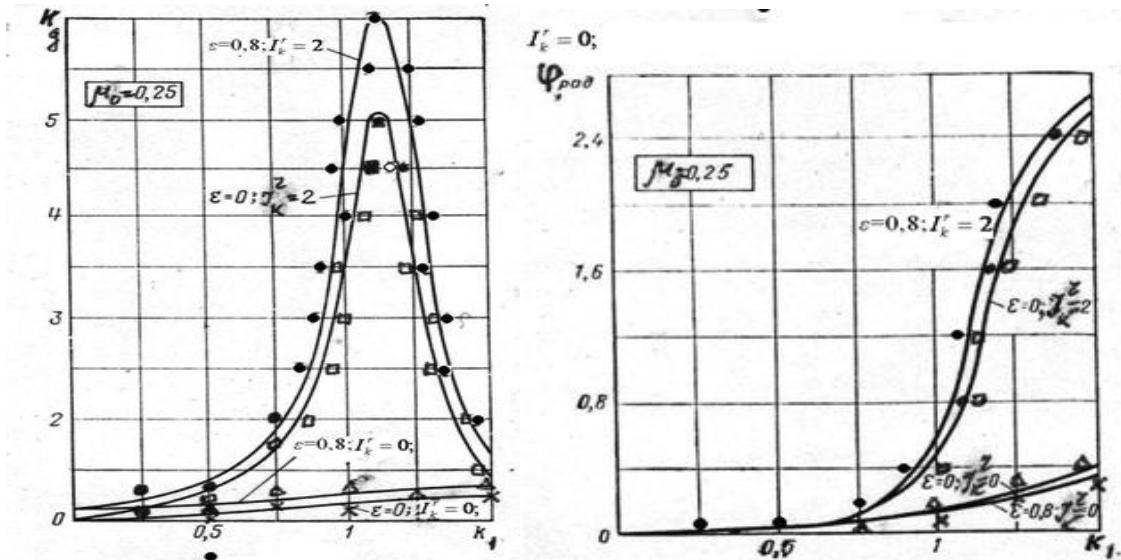


Рис. 3. Графики изменения динамического коэффициента  $K_a$  и угла сдвига фаз  $\varphi$  в зависимости от  $k_1$  при различных значениях  $\mu, \varepsilon$  и  $I_k^r$

Суммарные статические (от собственного веса подземных сооружений и вышележащих грунтов до подошвы элементов конструкций) и динамические нормальные напряжения  $\sigma_z$  на площадке контакта подошвы с грунтовым основаниям определяются по формулам:

$$\sigma_z(r, 0, t) = \sigma_{z(\bar{n}\bar{d})}^Q(r, 0) + \sigma_{z(\bar{n}\bar{d})}^P(r, 0)\alpha(r)e^{i(\omega t - \psi(r))}, \quad \text{при } (0 \leq r < R), \quad (2)$$

$$\text{где } \sigma_{z(\bar{n}\bar{d})}^Q(r, 0) = -\frac{Q}{2\pi R(R^2 - r^2)^{1/2}}, \quad \text{при } (0 \leq r < R), \quad (3)$$

$$\alpha(r)e^{-i\psi(r)} = \frac{1}{\eta_0(1-2\xi_0\cos\delta + \eta_0^2)^{1/2}} \left[ p(1) - \left(1 - \frac{r^2}{R^2}\right) \sum_{n=0}^N a_n \left(\frac{r}{R}\right)^{2n} \right] \quad (4)$$

Если обозначить массы элементов, передающие динамическую нагрузку на основа-



ния, без учета собственного веса сооружений и элементов конструкций, тогда получим:

$$m_y = \frac{m}{\rho R_2^3} \text{ и } \xi = -\frac{k_1^2 m_y}{8(1-\beta^2)\eta_0}.$$

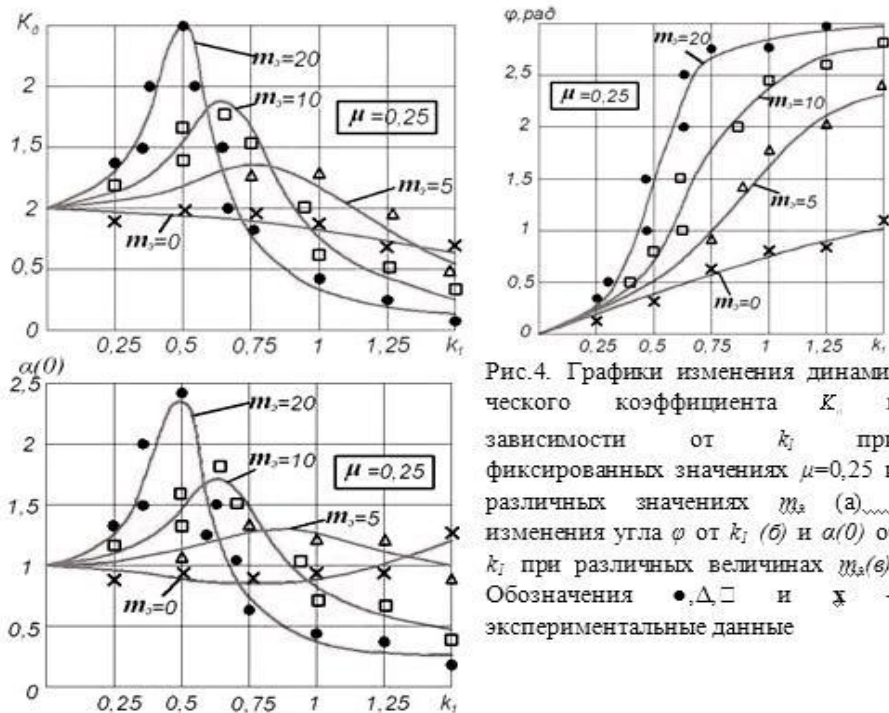


Рис.4. Графики изменения динамического коэффициента  $K_d$  в зависимости от  $k_1$  при фиксированных значениях  $\mu=0,25$  и различных значениях  $m_s$  (а), изменения угла  $\varphi$  от  $k_1$  (б) и  $\alpha(0)$  от  $k_1$  при различных величинах  $m_s$  (в). Обозначения  $\bullet, \Delta, \square$  и  $\times$  – экспериментальные данные

Выражение для  $\sigma_{z(\bar{r}0)}^P(r, 0)$  можно получить из (3) заменой  $Q$  на  $P$ . В том случае, когда на элементы конструкций, передающих нагрузку на основания, действует сила  $Q + P \cos \omega t$ , в формуле (2) следует заменить  $e^{i[\omega t - \psi(r)]}$  на  $\cos[\omega t - \psi(r)]$ . Здесь  $\sigma_{z(\bar{r}0)}^P(r, 0)$  – нормальное напряжение на площадке контакта при статическом приложении силы  $P$ ;  $\alpha(r)$  – динамический коэффициент для напряжения  $\sigma_z$ ;  $\psi(r)$  – угол сдвига фаз между напряжением и приложенной силой. Для примера на рис.4. изображены изменения  $K_d$  от  $k_1$ ,  $\varphi$  от  $k_1$  и  $\alpha(0)$  от  $k_1$  при  $\mu=0,25$  и массой элементов конструкций  $m_s=0;5;10;20$  т или  $m_s=0;50;100;200$  кН.

Для измерения вибраций использовали пьезо акселерометры, позволяющие измерить абсолютные ускорения, а для измерений деформаций использовали тензорезисторы, записывающие устройства принимали многоканальные осциллографы.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. В 2-х слойных основаниях состоящих из прочных грунтов, но со слабыми структурно-неустойчивыми слоями подземных сооружений подверженные динамическим нагрузкам, слабые подстилающие слоя деформируются, происходят провальные деформации сооружений и экологически нечистые продукты вытекая, загрязняют окружающую среду.
2. Предложены методики оценки напряженного состояния оснований со слабыми подстилающими слоями путем приведения их к линейно-деформируемым средам, которые позволяют использовать соответствующие решения по закономерностям теории упругости.
3. Колебания элементов конструкций подземных сооружений, которые передают динамические нагрузки на основания, состоящие из прочного грунта малой толщины (например намывного песка) и слабого подстилающего слоя (например торфянистого грунта), были приняты конструкции из железобетона кольцевого сечения, а основания из прочного грунта и слабого подстилающего слоя приведены к изотропно упругому полупространству. Решения данной задачи выполнены с помощью экспериментальных параметров, полученных при модульном испытании микровибраторами.



УДК 628.1

*Стовпник С.Н., с.п. каф. ГСГТ, Дзядевич В.В. студ., НТУУ «КПИ», г. Киев, Украина*

## ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА СПОСОБА ВОДОПОНИЖЕНИЯ ПО УТОЧНЕННОМУ ОПРЕДЕЛЕНИЮ КОЭФФИЦИЕНТА ФИЛЬТРАЦИИ ГРУНТОВ

**Водопонижение** — крайне необходимая мера в процессе капитального строительства зданий и сооружений, дорог и других объектов, если уровень грунтовых вод или водоносного слоя превышает нужную отметку.

Используется самое современное оборудование и технологии для достижения результата. В зависимости от задач и условий, для снижения уровня грунтовых вод может применяться *вакуумное водопонижение*, *водопонижение с помощью ЛИУ* (легкая иглофильтровая установка), и *глубинное скважинное водопонижение* с использованием разных конструкций скважин, что позволяет осуществлять скважинное водопонижение в любых геологических условиях.

При этом должны быть выполнены инженерно-геологические изыскания и проект водопонижения.

Вакуумное водопонижение следует предусматривать для снижения уровня подземных вод в горных породах с коэффициентами фильтрации 0,1—2 м/сут и для полного перехвата притока подземных вод к горным выработкам (понижения до водоупора).

Вакуумное водопонижение следует проектировать с применением вакуумных скважин с погружными насосами, эжекторных иглофильтров, вакуум-концентрических скважин и легких иглофильтровых установок вакуумного водопонижения, а также забуриваемых из подземных выработок водопонижительных скважин с подключением к ним агрегатов и коллекторов установок вакуумного водопонижения или других вакуумных систем.

При проектировании вакуумного водопонижения следует учитывать повышенную опасность выноса в скважины и иглофильтры мелких частиц из осушаемых горных пород и предусматривать во всех случаях песчано-гравийную обсыпку фильтров, удовлетворяющую требованиям обязательного приложения 2, с применением при необходимости корзинчатых и кожуховых фильтров.

Фильтры скважин в открытых горных выработках для предотвращения чрезмерно большого поступления воздуха следует размещать на расстоянии от откосов не менее толщины осушаемого слоя, При соответствующем обосновании это расстояние может быть сокращено.

Около верхних участков надфильтровых труб следует устраивать тампоны из уплотненного слабопроницаемого грунта (суглинков, глин).

При проектировании вакуумных систем для создания требуемого понижения уровня подземных вод в случае залегания водоупора, близкого к подошве горной выработки, и для полного перехвата притока подземных вод к совершенным по степени вскрытия водоносного слоя выработкам фильтры следует размещать непосредственно у кровли водоупора.

При необходимости снижения напоров в водоносных слоях слоистой толщи или для полного их осушения в зоне, прилегающей к выработке, фильтры скважины следует размещать в пределах всех слоев, подлежащих осушению.

Системы из вакуумных скважин в однородном водоносном слое следует предусматривать при требуемом снижении уровня подземных вод до 20 м. При слоистом сложении осушаемой толщи (наличии в ней ряда водоносных слоев, разобщенных водоупорными слоями), а также в закрытых (ограниченных непроницаемыми контурами) слоях допускается применять вакуумные скважины глубиной до 100 м и более.

Минимальный уровень воды в вакуумной скважине должен обеспечивать затопление насоса, достаточное для его работы без срыва откачки, в соответствии с требованиями завода-изготовителя и с учетом вакуума над динамическим уровнем воды в скважине. Максимальный уровень должен соответствовать проектному напору в скважине.

Установки с эжекторными иглофильтрами допускается предусматривать в проекте для вакуумного водопонижения при понижении уровня подземных вод до 12 м (при надлежащем обосновании — до 20 м), считая от уровня монтажа установки.

Установки из вакуум-концентрических скважин с эжекторными водоподъемниками следует предусматривать для осушения слоистых толщ, представленных водоносными споями, разобщенными суглинистыми или глинистыми прослоями, в пределах глубин водопонижения до 20 м.

Легкие иглофильтровые установки вакуумного водопонижения следует предусматривать для осушения безнапорных и напорных водоносных слоев при понижении уровня подземных вод до 6—7 м от уровня монтажа установки. При необходимости понижения уровня подземных вод на большую глубину допускается проектировать ярусные водопонизительные системы с использованием установок типа УВВ.

Установки вакуумного водопонижения допускается предусматривать в качестве вспомогательного средства при вскрытии открытых выработок и для отбора воды и воздуха из скважин, забуриваемых из подземных горных выработок.

При проектировании осушения песчано-глинистых пород с коэффициентом фильтрации до 2 м/сут длину иглофильтров установок типа УВВ следует предусматривать не более 7,5 м, в породах с коэффициентом фильтрации свыше 2 м/сут — 8,5-9 м.

Расчет вакуумного водопонижения необходимо производить с учетом неустановившейся фильтрации воды при постоянном напоре.

Приток воздуха к скважине (иглофильтрам) допускается определять по формулам установившейся его фильтрации.

Установки с вакуумным водопонижением (УВВ) целесообразно применять при коэффициенте фильтрации от 1 до 0,01 м/сут. Сущность вакуумного водопонижения заключается в том, что в отличие от водопонижения легкой иглофильтровой установкой, где центробежный насос создает в грунте положительное избыточное давление, в фильтровом звене вакуумного иглофильтра и в окружающем грунте создается и непрерывно поддерживается вакуум, способствующий более интенсивному снижению зеркала грунтовых вод.

Водовоздушная смесь поступает в иглофильтр и откачивается вакуум-насосом. Ввиду того что воздуха в грунте недостаточно, для нормальной работы насоса через трубку, проходящую внутри иглофильтра, к наконечнику дополнительно подается атмосферный воздух.

В глинистых водонасыщенных грунтах с коэффициентом фильтрации менее 0,1 м/сут, где обычная иглофильтровая установка малоэффективна, применяют способ, основанный на явлении электроосмоса, т. е. перемещения воды в грунте под влиянием пропускаемого через него постоянного тока. Дополнительно к иглофильтровой установке со стороны котлована параллельно ряду иглофильтров погружают трубы диаметром 38 мм или стержни из арматурной стали, которые подключаются в цепь к положительному полюсу мотор-генератора с напряжением 30...60 В. Иглофильтры подсоединяются к его отрицательному полюсу. Под действием электрического тока вода, содержащаяся в порах грунта, перемещается в сторону иглофильтров. В результате увеличивается водоотдача глинистого грунта, поскольку извлекается не только гравитационная, но и капиллярная вода.

**Установка строительного вакуумного водопонижения УВВ-3А-6КМ (ТУ 34-23-10925-85)** предназначена для осушения грунтов с коэффициентом фильтрации 0,1-2 м/сут (мелкозернистых, пылеватых и глинистых песков, супесей, илов, лессов) и в отдельных случаях грунтов с коэффициентами фильтрации 2-15 м/сут (чистых мелкозернистых, иногда среднезернистых песков) при помощи иглофильтров. Водопонижение при помощи установ-

ки может быть использовано при подаче выкачанной воды на излив, при подаче откачанной воды на высоту до 20 м без помощи дополнительных насосов (в случае монтажа насосного агрегата установки на дне котлованов, траншей, в шахтах и тоннелях). Определяющей особенностью установки строительного водопонижения является ее способность откачивать из всасывающего коллектора и иглофильтров воздух, попадающий туда в случае значительного снижения уровня грунтовых вод.

Голландия - провинция Нидерландов, переводится как "страна близ бурного моря". Действительно, Нидерланды - в переводе "нижняя земля" - по высоте над уровнем моря расположена ниже всех стран Европы. Тысячелетнее существование этой страны возможно лишь благодаря изобретательности жителей, проявленных в борьбе с морем за сохранение земли.

Таблица 1

Технические характеристики установки водопонижения УВВ-3А-6КМ

Максимальная производительность при вакууме в коллектор	0,75 кг/см <sup>2</sup> :
по воде, л/с.....	12,5
по воздуху, л/с.....	6,2
Предельная высота подачи откачанной воды, м, не более.....	20
Вакуум в коллекторе по показанию вакуумметра, кг/см <sup>2</sup> .....	0,95
Количество коллекторных звеньев Ду-146 мм длиной 6 м, шт.....	14
Максимальная длина звена иглофильтра, м.....	8,5
Максимальное количество иглофильтров, шт.....	100
Мощность электродвигателя, кВт.....	15
Общая масса установки, т.....	6,5
Габаритные размеры, м:	
Длина.....	1940
Ширина.....	780
Высота.....	1400

Именно Голландская фабрика ВВА Pumps является производителем лучших насосов для чистой и загрязненной воды для таких областей применения, как строительное водопонижение, орошение, мелиорация, пожаротушение, канализация, перекачка воды.

Насосы ВВА для систем строительного водопонижения иглофильтрами являются самыми экономичными в мире благодаря оригинальной конструкции основного агрегата - поршневого насоса.

Насосы водопонижения от ВВА имеют только один поршневой насос с приводным мотором. Это означает, что нагрузка приводного мотора значительно меньше, а значит расход топлива агрегата ВВА значительно меньше, чем у агрегата конкуренции. Действительно, установка водопонижения ВВА с дизельным приводом может работать 10 суток на баке емкостью 150 литров. Для сравнения агрегаты других производителей работают около 3 суток на баке емкостью 240 литров.

#### **Основа высокого КПД насосов водопонижения от ВВА - устройство поршневого насоса.**

Поршневой насос ВВА заключает внутри одного агрегата то, что другие производители размещают в 3-х разных блоках, занимая место и увеличивая массу и расход топлива.

Коэффициент фильтрации распространяется на песчаные, пылеватые, глинистые грунты.

Коэффициент не определяется для песчаных, пылеватых и глинистых грунтов в мерзлом состоянии и не устанавливает коэффициент фильтрации при химической суффозии грунтов.

Коэффициентом фильтрации называют скорость фильтрации воды при градиенте

напора, равном единице, и линейном законе фильтрации.

Коэффициент фильтрации определяют на образцах ненарушенного (природного) сложения или нарушенного сложения заданной плотности.

Отбор, упаковка, транспортирование образцов грунта ненарушенного сложения должны производиться по ГОСТ 12071.

Для определения коэффициента фильтрации песчаных грунтов нарушенного сложения следует применять образцы, высушенные до воздушно-сухого состояния

Коэффициент фильтрации песчаных грунтов, применяемых в дорожном и аэродромном строительстве, определяют по указаниям приложения 5 на образцах нарушенного сложения при максимальной плотности и оптимальной влажности.

Максимальный размер частиц песчаных грунтов не должен превышать 1/5 внутреннего диаметра прибора для определения коэффициента фильтрации.

Таблица 2

Коэффициент фильтрации для различных грунтов

Грунт	Эффективный диаметр зерен грунта, м	Коэффициент фильтрации	
		см/с	м/сутки
Песчаный с примесью	1,2—0,12	1—0,01	864—8,64
Песчано-глинистый	0,12—0,076	0,01—0,004	8,64—3,46
Проницаемый глинистый	0,076—0,038 <0,038	0,004—0,001 <0,001	3,46—0,86 <0,86

Коэффициент фильтрации песчаных грунтов определяют при постоянном заданном градиенте напора с пропуском воды сверху вниз или снизу вверх, при предварительном насыщении образца грунта водой снизу вверх.

Образцы грунта взвешивают на лабораторных весах с погрешностью  $\pm 0,01$  г.

Результаты определения коэффициента фильтрации должны сопровождаться данными о гранулометрическом составе по ГОСТ 12536, влажности, плотности частиц, плотности сухого грунта, границе текучести и раскатывания по ГОСТ 5180, степени влажности и коэффициенте пористости.

Количество частных определений коэффициента фильтрации для каждого инженерно-геологического элемента (слоя грунта) должно составлять не менее шести.

УДК 624.191.2

*Стовпник С.М., с.в. каф. ГБГТ, Довженко А.І., студ., Темнюк В.В., студ., каф. ГБГТ, НТУУ «КПІ», м. Київ, Україна*

## МІКРОТОНЕЛЮВАННЯ В МІСЬКОМУ БУДІВНИЦТВІ

**Введення.** Технологія мікротонелювання - це сучасна технологія виконання робіт з прокладання трубопроводів і комунальних трубопроводних систем, систем каналізації, водо-теплопостачання. Ця технологія, на відміну від традиційного ведення робіт відкритим способом, не вимагає розкриття поверхні по всій трасі прокладання комунікацій, що дозволяє звести до мінімуму вплив на навколишнє середовище і порушення в роботі транспорту і систем життєзабезпечення.

Вона може використовуватися в таких проектах, які вимагають будівництва проходів під автострадами, залізничними коліями, злітно-посадкові смуги і ріками.



*Рис. 1. Безтраншейна прокладка трубопроводу з застосуванням мікропрохідницького комплексу*

### **1. Сутність технології**

Під час підготовчого періоду проводиться будівництво двох шахт - стартової та приймальної. Діаметри шахт залежать від ряду параметрів, але не перевищують декількох метрів, а глибина їх відповідає глибині прокладки трубопроводу. Швидка (в середньому швидкість проходки 10-15 м / сут.). Практично безусадкова (опади денної поверхні не перевищують 10 мм) і точна (відхилення в межах 10-20 мм) у напрямку прокладання трубопроводів в поєднанні з можливістю ведення будівництва у всьому діапазоні інженерно-технологічних і гідрогеологічних умов (від слабких водо-насичених ґрунтів до міцних скельних порід) без застосування будь-яких спеціальних способів робіт (заморожування, водозниження, хімічне закріплення ґрунтів і т. д.) - ось основні переваги мікротунелювання. У стартовій шахті встановлюється потужна домкратна станція, на яку монтується мікрощіт і платформа з гідроциліндрами для задавлювання мікрощіта. На поверхні ґрунту поблизу стартової шахти розміщується установка для приготування і нагнітання бурового розчину у вибій. Після запуску в обертання бурової головки мікрощіта, оснащеної різцями, через щілини різця ґрунт нагнітається в труби і разом з бентонітовим розчином подається в змішувальну установку, де відбувається очищення ґрунту від розчину. Бентонітовий розчин повторно використовується в технологічному процесі. Ґрунт із забоя можливо видалити за допомогою стисненого повітря або шнеком. Коли мікрощіт проходить забій на свою повну довжину, до нього кріпиться окрема секція труби, яка задавлюється у створену свердловину домкратної станції. Потім проводиться нарощування трубопроводу наступною секцією труби.

Розробка ґрунту при проходці ведеться робочим органом прохідницької машини. Весь процес проходки тунелю здійснюється з контейнера управління, який встановлений на поверхні і оснащений електронною технікою. Напрямок проходки контролюється лазером. Коли мікрощіт виходить до приймальної шахти, проводиться демонтаж установки. З приймальної шахти видаляється мікрощіт, з стартової – витягується домкрат і всі складові комунікації і кабелі.

Бурові головки мікрощітів мають два виконання. Бурові головки першого різновиду призначені в основному для розробки нескельних ґрунтів, забезпечені різцями і диском з декількома отворами або прорізами для пропуску всередину мікрощіта розробленого ґрунту, щебеню, гальки і валунів. Головки другого різновиду орієнтовані на розробку скельних ґрунтів. Вони оснащені дисками-різцями (шарошки), укріпленими на дисковій плиті або на спеціальних променях головки. Щоб уникнути налипання ґрунту ножова частина головки оснащується спеціальними насадками, через які на забій подається вода під високим тиском.

Конструкція домкратної станції включає в себе рамну плиту з гвинтовими опорами і упорами в стінку стартової шахти за допомогою гідроциліндра. Зусилля від гідроциліндра передається через натискну плиту, що монтується на днище шахти і фіксується у заданому положенні.

## 2. Обладнання AVN фірми "Херренкнехт"

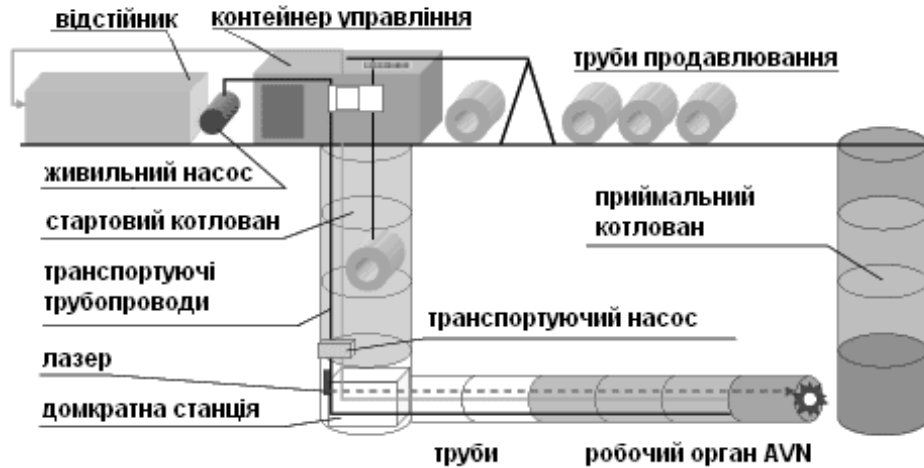


Рис. 2. Мікротунельний прохідницький комплекс AVN Herrenknecht

Мікротунельний комплекс AVN побудований за модульним типом, що дозволяє швидко перебазувати з одного об'єкта на інший і максимально скоротити терміни монтажу обладнання.

Комплекс включає в себе:

- Робочий орган AVN;
- Контейнер управління призначений для управління та експлуатації прохідницького обладнання;
- Контейнер-відстійник;
- Що почуває і подає насоси призначені виключно для подачі суміші піску і води;
- Бентонітові насос;
- Транспортний насос;
- Лазер (система контролю управління);
- Прес-раму (домкратна станція) службовець в якості пристрою для подачі прохідницької машини труб для подачі матеріалу;
- З'єднувальні лінії.

Для забезпечення роботи комплексу додатково передбачається пересувна електростанція. Точність проходки забезпечується лазерною навігаційною системою SLS-RV.

Система лазерної навігації дозволяє точно встановити місце розташування прохідницької машини в будь-який час. Положення машини постійно відображається на екрані пульта управління, завдяки чому оператор керує процесом проходки.

Лазерна система орієнтації включає в себе: 1. Прохідницька машина. 2. Проектована ось тунелю. 3. Лазерний теодоліт. 4. Мішень лазерної системи орієнтації. 5. Задня мішень наведення. 6. Опорні мішені

Сучасна безтраншейна прокладка труб дозволяє здійснювати спорудження тунелів довжиною понад 1000 м без проміжних шахт. Проміжні домкратні станції, монтовані в став трубопроводу, дозволяють отримати необхідні зусилля для продавлювання, що не перевищують гранично допустимі значення для кожної секції. Спеціальна лазерна система ведення, що встановлюється в тунелепрохідні обладнання, дозволяє здійснювати точну прокладку на великі відстані і вести проходку тунелів на трасі з вигинами.

### 3. Области застосування технології мікротунелювання

Технологія мікротунелювання може застосовуватися:

- при будівництві підземних комунікацій міського призначення - мереж водопостачання та каналізації, газових колекторів, електро-і тепломереж;
- при прокладанні футлярів для електричних кабелів, газо-і нафтопроводів;
- при будівництві перетину злітно-посадкових смуг, залізниць і автомагістралей;
- при будівництві перетину зволжених ділянок землі;
- при прокладанні підвідних конструкцій до об'єктів, розташованих в центрі водоймища;
- з метою забезпечення первинної підтримки для великих тунелів.

### 4. Труби, що застосовуються в мікротунелюванні

Для безтраншейної прокладки мікротунелювання широко використовуються полімер бетонні, залізобетонні, керамічні, склопластикові і азбестоцементні труби будь-якого необхідного діаметра. Для стикування труб застосовуються спеціальні манжети для виключення надходження води в квартири через стикові з'єднання.

### 5. Використання бурових розчинів

Основні зусилля, які долаються при безтраншейної прокладці труб, пов'язані з масою самої труби і тертям, що виникає між трубою і ґрунтом.

Зайві зусилля при продавлюванні труби можуть призвести до її пошкодження, до зниження продуктивності і збільшення вартості робіт. Для зменшення сили тертя зазвичай використовують бурові розчини (бентоніт) або мастила. Буровий розчин охолоджує бурову головку і сприяє видаленню відпрацьованого ґрунту у вигляді суспензії. Надалі відпрацьований ґрунт відділяється від бурового розчину.

Таким чином, буровий розчин після переробки можна знову використовувати. Крім того, буровий розчин часто застосовується для стабілізації (зміцнення) стінок свердловин перед задавлюванням трубопроводу. У процесі перемішування бурового розчину відбувається його подрібнення, що перешкоджає утворенню грудок і робить розчин однорідним.



Рис. 3. Залізобетонна труба з форсунками для автоматичної подачі бентоніту і конструкцією для укладання труб

### 6. Контроль за напрямком проходки

Найбільш перспективна навігаційна система для мікротунелювання при прокладці на прямолінійних ділянках включає в себе:

- лазер (рис. 4 (1)), встановлений у стартовій шахті;
- лазерну мішень (рис. 4 (2)) в герметичному корпусі з двома інклінометрами і мікропроцесором;



потенціометричні датчики, які вимірюють величину висунення штоків керуючих циліндрів;

Курвіметр (вимірювальний прилад) для визначення переміщення мікрощіта і прокладати трубопроводи, поміщені на передній стінці стартової шахти;

комп'ютер з жорстким диском;

монітор і принтер з клавіатурою, поміщені в контейнері керування, на пульті якого розміщені кнопки включення гідро-насосних станцій, вимірювальні прилади і світлові показники величин висунення штоків керуючих гідроциліндрів і сполучні кабелі. Кронштейн для лазера кріпиться на задній стінці стартової шахти.

Комп'ютер і принтер дозволяють отримати роздруківки даних, що характеризують положення мікрощіта на всьому його шляху.

### 7. Переваги і недоліки мікротунелювання

Перевагами безтраншейної прокладки інженерних комунікацій з застосуванням мікрощітів, у порівнянні з традиційним відкритим способом, є:

- можливість прокладки комунікацій в будь-яких ґрунтах, в тому числі сильно обводнених;

- зниження витрат на виробництво робіт більш ніж у п'ять-шість разів;

- збільшення продуктивності праці у вісім-десять разів і підвищення терміну служби комунікацій в три і більше разів.

- роботи ведуться безшумно і вібрації поверхні практично відсутні;

- повністю усувається ручна праця при проходці і виключає перебування людей у вибої (управління комплексом здійснюється одним оператором з контейнера управління, що знаходиться на поверхні);

- навколишнє середовище та інфраструктура міста не піддаються пошкодженню в процесі проведення робіт;

- забезпечення високої точності траєкторії проходки;

- існуючі комунікації залишаються недоторканими;



Рис. 4. Лазер для визначення траєкторії руху мікрощіта і лазерна мішень

До недоліків можна віднести високу вартість комплексу обладнання для мікротунелювання, яка (залежно від діаметру мікрощіта) коливається від кількох десятків тисяч до 5 мільйонів доларів. Крім того, прокладання комунікацій мікротунелювання вимагає високої кваліфікації фахівців з обслуговування мікропрохідницького комплексу. Будівельні організації, які закупають зараз імпортні мікрощіти, змушені посилати своїх фахівців за кордон у тривалі відрядження для навчання роботі з цим обладнанням.

До того ж компанії, що використовують імпортні мікрощіти, несуть значні витрати з сервісного обслуговування цього обладнання. Не кожна вітчизняна будівельна організація

може собі це дозволити. Дешевше застосовувати для прокладання комунікацій відкритий спосіб. Щоб прокласти комунікації в цей спосіб, необхідно попередньо провести геодезичні дослідження і прибрати сторонні предмети. Однак трапляється, що в процесі прокладки мікротунелювання доводиться ліквідувати сторонні предмети: залізобетонні колодязі, металеві балки, залишки фундаменту, перекладати існуючі комунікації, якщо їх розташування не відповідає геопідоснові. Зупиняється робота, перешкоду забирається зверху, відкритим способом, або в більш складних випадках - збоку через шахту (останнє застосовується, якщо зустрічається комунікація, якої не було на геодезичному плані). Ці роботи вимагають додаткових витрат і зривають термін будівництва об'єкта.

#### **Висновок**

У наш час існує велика необхідність прокладати комунікації, де раніше без спеціальних методів нема чого було робити. Щоб прокласти комунікації раніше необхідно було розривати всю поверхню, що заважало зовнішнім факторам життя, адже при зупинці однієї ланки може зупинитися весь рух. Але завдяки технології мікротунелювання це стало набагато легше і без незручностей для навколишнього середовища.

УДК 622.281

*Дмитриенко В.А., доц., к.т.н., Дмитриев В.И., студ., ЮРГТУ (НПИ), г. Шахты, Россия*

### **ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВА ЗАПОЛНИТЕЛЯ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МОДИФИЦИРОВАННОГО БЕТОНА**

Надежность и долговечность эксплуатации шахтных стволов в основном зависит от качества крепления. Наибольшее число нарушений монолитной бетонной крепи имеет место в грунтовых массивах, поскольку на этих участках наблюдаются большие значения горного давления, фильтрация подземных вод и максимальные перепады температур. Таким образом, качеству крепления устьев стволов необходимо уделять особое внимание. В подавляющем большинстве случаев соответствие характеристик крепи обеспечивается физико-механическими свойствами бетонов, что требует их соответствия проектным значениям.

На протяжении ряда десятилетий технология возведения монолитной бетонной крепи шахтных стволов не претерпела изменений, что связано очень сложными условиями производства работ. Немаловажную роль в совершенствовании проходческих процессов играет и человеческий фактор. Многочисленные наблюдения за процессами возведения монолитных бетонных конструкций, показывают, что в большинстве случаев несоответствие характеристик бетона проектным требованиям обусловлено нарушениями технологической дисциплины. Особое значение этот фактор приобретает при применении новых технологических решений.

В современном строительстве объем конструкций возведенных из монолитного бетона постоянно растет. Особую популярность приобретают особопрочные и быстротвердеющие модифицированные бетоны, которые в сочетании с новейшими разработками в области опалубочных систем, позволяют достичь высоких технико-экономических показателей строительства. Однако технология возведения монолитной бетонной крепи шахтных стволов на протяжении ряда десятилетий не претерпела изменений. Конечно, в основном это связано с очень сложными условиями производства работ, но немаловажную роль при этом играет и человеческий фактор, поскольку приготовление модифицированных составов требует более тщательной дозировки и соблюдения временных параметров производственных процессов.

Эффективность использования в строительстве особопрочных и быстротвердеющих модифицированных бетонов уже ни у кого не вызывает сомнений. Однако в шахтном строи-

тельстве они не находят применения. Для выявления причин такого положения выполнен комплекс исследований по оценке эффективности применения модификаторов в бетонах шахтной крепи.

Согласно заключению производителя модифицирующей добавки «Полипласт М» ее введение в состав бетонной смеси позволяет:

- увеличить подвижность бетонной смеси от П1 до П5 без снижения прочности и долговечности бетона (при неизменном содержании воды и цемента);
- увеличить прочностные характеристики бетона на 25% и более (за счет сокращения расхода воды при неизменном расходе цемента и подвижности бетонной смеси);
- увеличить прочность бетона в ранние сроки (1-2 суток) на 50% и более;
- сократить время на достижение бетоном распалубочной прочности.

Характеристики бетонной смеси и бетона, соответствующие прайс-листу производителя добавки, приведены в таблице 1 и на рисунке 1. Однако эти показатели достигаются при применении заполнителей высочайшего качества: песок кварцевый с модулем крупности  $M_{кр.} = 2, 5$ ; щебень гранитный фракции 5-20 мм.

Для определения влияния качества заполнителей на прочностные показатели модифицированного бетона проведены исследования с использованием песка и щебня рядового качества. Состав смеси, без изменения количества цемента и добавок, подбирался исходя из значений осадки конуса указанной в таблице 1. Бетонная смесь состояла из: портландцемента ПЦ500Д0, Себряковского завода; песка Персияновского карьера  $M_{кр.} = 1, 56$ ; щебня Садкинского карьера фракции 5-20 мм. Результаты испытаний приведены в таблице 2 и на рисунке 2.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что при использовании заполнителей рядового качества, увеличивающих водопотребность смеси, эффективность применения модифицирующей добавки снижается почти в 1.5 раза.

Поскольку во многих регионах нашей страны применение заполнителей высокого качества сопровождается значительным ростом стоимости, то возникает необходимость дальнейших исследований по выбору и разработке эффективных модификаторов для бетонов, используемых в шахтном строительстве.

Многочисленные наблюдения за процессами возведения монолитных бетонных конструкций, показывают, что в большинстве случаев несоответствие характеристик бетона проектным требованиям обусловлено нарушениями технологической дисциплины. Причем на снижение прочности влияет как качество дозировки компонентов смеси, так и период времени от затворения до окончания ее укладки. Особое значение этот фактор приобретает при применении модифицирующих добавок в бетонных смесях, которые при наличии пластификаторов увеличивают сроки начала и конца схватывания. В тоже время ускорители твердения, также входящие в их состав, значительно сокращают живучесть смеси. В связи с этим поставлена задача, установить влияние времени перемешивания на прочность модифицированных бетонов.

Исследования проводились путем сравнения характеристик обычного (без добавок) и модифицированного составов, имеющих рекомендованную для шахтных стволов осадку конуса 17 см. В качестве модификатора использовалась добавка РЕЛАМИКС-М. Перемешивание осуществлялось интервалами по 15 минут до полутора часов. По истечении времени каждого интервала часть смеси укладывалась в формы кубов для последующих испытаний. Результаты исследований приведены в таблице 1. На рисунке 1 приведена зависимость снижения прочности на сжатие бетона от времени перемешивания контрольного состава, а модифицированного на рисунке 2.

В результате анализа проведенных исследований установлено, что перемешивание состава без добавок в течение 30 – 40 минут, практически не оказывает влияния на прочность бетона. Дальнейшие воздействия на смесь приводят к стабильному снижению прочности до 60% от первоначальной.

Характер изменения прочности модифицированного состава принципиально отличается от бездобавочного, поскольку при перемешивании до 15 - 20 минут наблюдается небольшой рост прочности на 3 – 4%, но последующее перемешивание сопровождается резким спадом прочности вплоть до 40% от исходного значения.

В процессе крепления монолитным бетоном, в зависимости от диаметра ствола и толщины крепи, за одну заходку укладывается 13 – 50 м<sup>3</sup> бетонной смеси. Расчет графиков организации работ по проведению вертикальных стволов показывает, что время возведения крепи может колебаться от 2 до 6 часов. Причем время бетонирования верхней части заходки при совмещении крепления и второй фазы погрузки породы может достигать 3,5 – 4 часов.

Таким образом в случае применения модифицированных бетонов, для предотвращения снижения прочности бетона во время укладки, необходимо рассчитывать объем замеса, который звено проходчиков способно уложить в течении получаса.

УДК 622.281

*Солодянкин А.В., д.т.н., проф., Халимендик А.В., асп., Кравченко К.В., асп., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

### **ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК С ДЛИТЕЛЬНЫМ СРОКОМ СЛУЖБЫ ШАХТ ЦЕНТРАЛЬНОГО ДОНБАССА НА ПРИМЕРЕ ШАХТОУПРАВЛЕНИЯ «ПОКРОВСКОЕ»**

Угледобывающий регион Центрального Донбасса является одним из основных источников обеспечения Украины углем, который используется как в промышленных, так и хозяйственных целях, а также позволяет частично покрывать внутреннюю потребность в топливно-энергетических ресурсах, обеспечивая тем самым экономическую независимость от внешнего рынка.

Наиболее представительным для угледобывающей отрасли, как региона, так и Украины в целом является Шахтоуправление «Покровское» – ведущее современное объединение, которое ориентируется на интенсивный путь развития и повышения объемов добычи угля на базе новейших техники и технологий.

Одной из основных проблем для шахтного комплекса региона, связанного со спецификой подземной добычи угля, является необходимость постоянного создания и поддержания сети капитальных и подготовительных выработок, которые вследствие интенсификации горных работ, увеличения глубины разработки и увеличения площади поперечного сечения будут испытывать повышенное горное давление.

Рассматриваемый регион характеризуется сложными горно-геологическими условиями отработки угольных пластов. Это обусловлено наличием сильнотрещиноватых пород, резкой потерей прочности этих пород при наличии влаги, пучением пород почвы, наличием геологических нарушений. В связи с этим при строительстве и эксплуатации протяженных выработок возникают значительные проблемы.

Решение проблем, связанных с влиянием повышенного горного давления, возможно на основе применения эффективных способов управления деформационными процессами в окружающем выработку породном массиве. Это, в свою очередь, требует обоснования соответствующих решений, критериев, рациональной области применения тех или иных способов поддержания выработок, что невозможно выполнить с достаточной достоверностью без предварительного выполнения комплексного анализа состояния характерных горных выработок, который должен включать обработку статистической информации, а также результаты мониторинга их состояния.

Для анализа были выбраны магистральные и подготовительные выработки южной уклонной и бремсберговой части блока №10 Шахтоуправления «Покровское».

Обобщение результатов мониторинга состояния протяженных горных выработок позволяет сделать следующие выводы:

Результаты визуальных обследований как магистральных, так и подготовительных выработок свидетельствуют о серьезных проблемах, связанных с обеспечением их устойчивости не смотря на постоянно выполняемые работы и применяемые мероприятия, направленные на поддержание проектных показателей.

За время эксплуатации многие из обследованных выработок были частично перекреплены из-за потери сечения и неудовлетворительного состояния крепи.

Следует отметить, что исследуемые капитальные выработки расположены вне зоны влияния очистных работ, однако находятся в неудовлетворительном состоянии, о чём свидетельствуют данные об объемах работ по подрывке почвы и перекреплению.

Наибольшая степень деформаций крепи имеет место в зонах влияния смежных выработок и очистных работ.

Различная степень деформации горных пород, элементов крепи, а также интенсивность работ по обеспечению устойчивости выработок зависит от основных горно-геологических факторов – глубины расположения, наличия геологических нарушений, крепости пород и обводненности.

Повышенное горное давление визуально проявляется в виде:

- значительной вертикальной и горизонтальной конвергенции вследствие интенсивного пучения;
- потери симметрии рамной крепи;
- деформации рамной крепи как в вертикальном, так и горизонтальном направлении – изгиб верхняка, прогиб ножек, разрушение затяжки т.д.;
- нарушения работы анкерной крепи («обыгрывание» анкеров).

Основной вид деформации пород – пучение пород почвы различной интенсивности в зависимости от указанных выше горно-геологических факторов.

Пучение пород является причиной уменьшения сечения выработок до неудовлетворительного состояния. В большинстве случаев при визуальном осмотре объективно установить величину пучения не представлялось возможным вследствие того, что подрывка выполнялась неоднократно.

Наихудшее состояние участков выработок в основном приурочено к зонам геологических нарушений, при пересечении которых проявление горного давления значительно усиливается, а применяемые традиционные мероприятия охраны выработок не обеспечивают их устойчивости.

Результаты обследования коррелируют с данными об объемах ремонтных работ.

Анализ опыта применения различных способов повышения устойчивости выработки в сложных геомеханических условиях Донбасса позволяет выделить следующие наиболее эффективные из них:

- применение замкнутых конструкций крепей (кольцевая, с обратным сводом и др.);
- инъекционное упрочнение массива горных пород вяжущими материалами;
- тампонаж закрепного пространства и приконтурного массива пород;
- применение комбинированных крепей, использующих несущую способность приконтурного массива пород;
- применение анкерной и рамной-анкерной крепи.

Приоритетными направлениями научно-исследовательских работ должны стать:

- разработка системы заполнения закрепного пространства;
- обоснование параметров водоизоляции трещиноватых водоносных пород;
- геомеханический мониторинг проявлений горного давления.

УДК 622.258

*Борщевский С.В., д.т.н., проф., Гончаренко В.В., студ., ДонНТУ, Торубалко Д.Т., маг., ШСК «Донецкшахтопроходка», г. Донецк, Украина*

## **К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ МОНОЛИТНОЙ БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ**

Вертикальные шахтные стволы, отличаясь своей уникальностью и важностью, требуют постоянного поиска и разработки эффективных решений по интенсификации их строительства и безремонтной эксплуатации, что в свою очередь является актуальной научно-технической проблемой. Для совершенствования технологии возведения монолитной бетонной крепи вертикальных стволов в районе стыков смежных заходок, применения новых расширяющихся материалов на кафедре СШиПС ДонНТУ проведены лабораторные исследования бетонов на основе расширяющегося шлакопортландцемента М 400 (РШПЦ ТУ У В.2.7-26.5-24478901-002:2007). Для определения сцепления РШПЦ с растворами на портландцементе из раствора расширяющегося шлакопортландцемента с песком состава 1:3 были изготовлены половинки образцов - балочек пластичной консистенции размером 4x4x16 см. Образцы 3 суток твердели в воде или на воздухе. Вторую свободную половинку формы заполняли пластичным раствором состава 1:3 из портландцемента или РШПЦ (рис. 1). Формы погружались в воду и выдерживались 7 и 28 суток.



*Рис.1. Образцы-балочки*

Испытания омоноличенных образцов проводились по ГОСТ 10180-90 (рис. 2). Результаты приведены в таблице 1.



Рис.2. Испытание образцов-балочек на растяжение при изгибе.

Таким образом, сцепление РШПЦ со старым раствором в 2-3 раза больше, чем у обычного портландцемента, что свидетельствует о увеличении адгезии «старого» бетона на основе ПЦ к «новому» на расширяющемся шлакопортландцементе.

Определение оптимального состава бетонной смеси на основе РШПЦ и предела прочности бетонных образцов на сжатие проводилось с целью получения расширяющегося бетона, пригодного для использования в качестве крепи шахтных стволов.

Таблица 1

Изменение прочности сцепления растворов в зависимости от времени и условий твердения

Характеристика раствора		Режим твердения образца до омоноличивания	Предел прочности на растяжение при изгибе омоноличенного образца в кгс/см <sup>2</sup>	
Вид цемента	В/Ц		7 сут.	28 сут.
Портландцемент	0,42	Водный	5	7
РШПЦ	0,55	Водный	14	18
РШПЦ	0,55	Воздушный	9	7

После подбора состава, пробных замесов и определения подвижности, откорректированный состав бетонной смеси составил: Ц:П:Щ - 1:1,43:4,0, водоцементное отношение – 0,65, а средняя плотность  $\rho_{б.см} = 2494 \text{ кг/м}^3$ .

Следующим этапом исследований было определение предела прочности на одноосное сжатие через 1, 3, 7, 14, 28 суток твердения в 3 месячном возрасте бетонных образцов-кубиков размером 100x100x100 мм для установления марки и класса бетона, а также динамики набора прочности бетона на РШПЦ в водном, воздушном и комбинированном режимах твердения, в сравнении с контрольной серией образцов бетона на обычном портландцементе в различных режимах твердения.

Испытание серии производилось на стандартном испытательном прессе П125 с точностью до 1250 Н (рис.3,4).

Прочность бетона в образце определялась по формуле:

$$R_i^k = \alpha \frac{F}{A}$$

где  $F$  – разрушающая нагрузка, Н;

$A$  – площадь рабочего сечения образца, мм<sup>2</sup>;

$\alpha$  – масштабный коэффициент, равный 0,88 для куба с ребром 100 мм для тяжёлого бетона.



Рис.3. Лабораторный пресс П 125

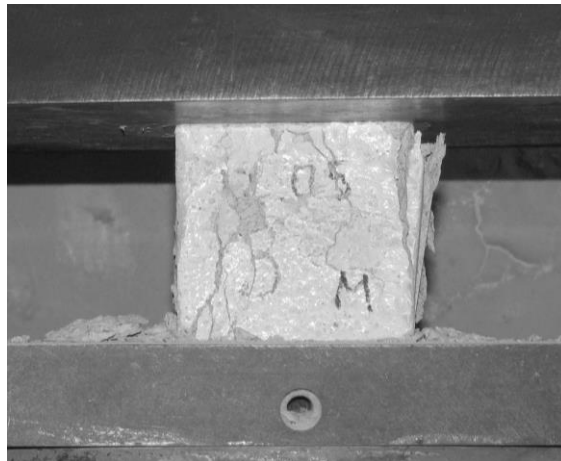


Рис.4. Испытание образцов на прессе

Результаты испытаний приведены в таблице 2.

Таблица 2

Изменение прочности бетонов в зависимости от условий твердения

Цемент марки 400	Состав бетона в кг/м <sup>3</sup>			В/Ц	Режим твердения	Предел прочности в кгс/см <sup>2</sup> при сжатии через					
	цемент	щебень	песок			1 сут.	3 сут.	7 сут.	14 сут.	28 сут.	3 мес.
РШПЦ	352	1411	502		Водный	48	121	202	291	343	367
					Воздушный	48	139	210	251	264	276
					Комбинированный	48	121	212	254	282	304
ПЦ	352	1411	502		Водный	52	94	150	227	273	328
					Воздушный	52	94	146	186	207	202
					Комбинированный	50	94	164	222	247	265



Бетон на расширяющемся шлакопортландцементе твердеет несколько медленнее, чем бетон на обычном портландцементе.

Более низкие показатели прочности при сжатии у РШПЦ в первые сутки объясняется тем, что в этот период ещё продолжается процесс расширения, ослабляющий прочность твердеющего цементного камня.

На основании исследования были построены сравнительные графики набора прочности бетонов на основе расширяющегося шлакопортландцемента и обычного портландцемента в различных условиях твердения, представленные на рис.5.

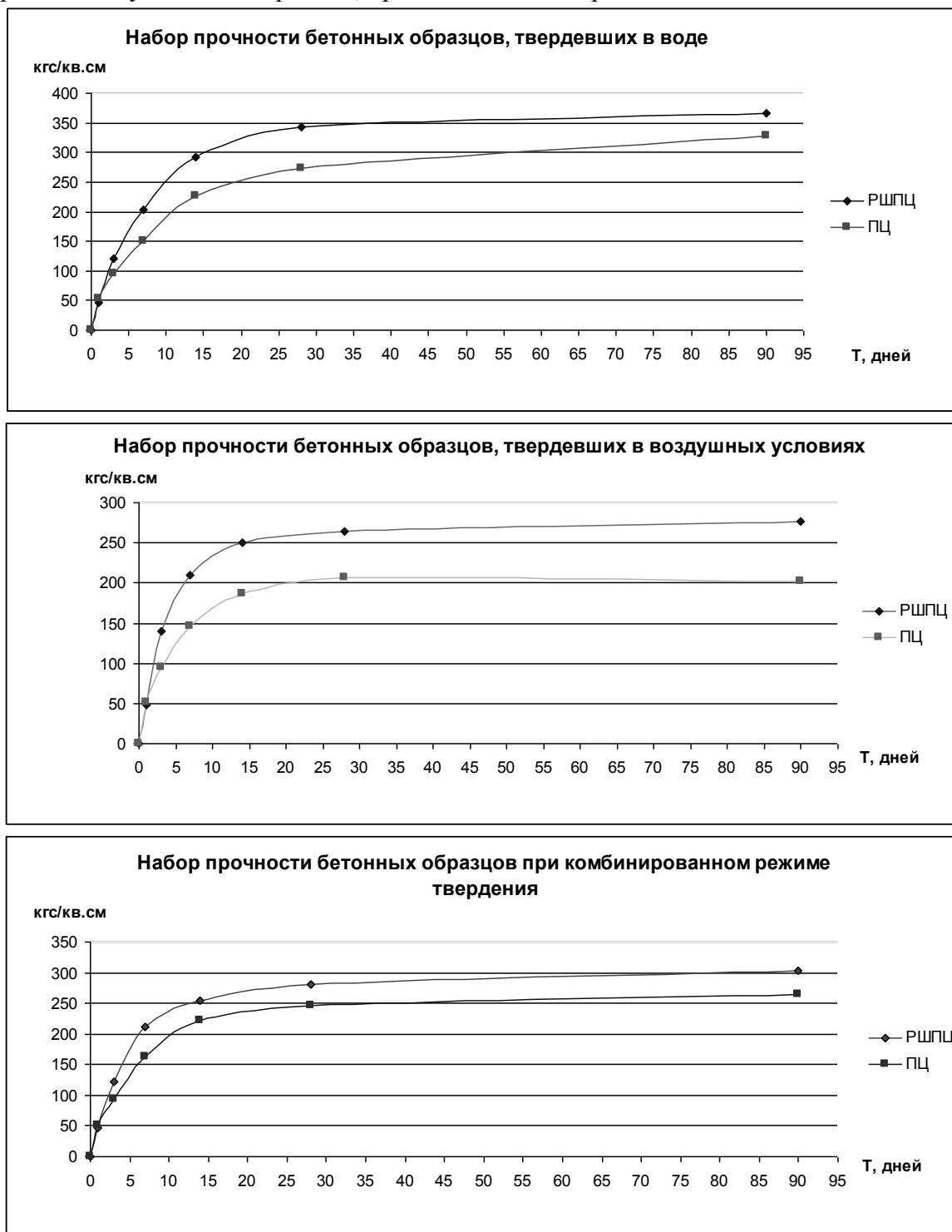


Рис. 5. Графики набора прочности бетонных образцов в различных условиях твердения

Анализ показал, что наилучшим режимом твердения для РШПЦ при нормальной температуре является влажностный режим. Прочности при водном и воздушном режимах твердения, в первые сроки, незначительно отличаются друг от друга.

Проведя лабораторные исследования было установлено, что на величину расширения бетонов на основе расширяющегося цемента влияет ряд факторов, таких как содержание расширяющегося вяжущего в бетоне, условия твердения (воздушные, влажностные или комбинированные), величина расширения вяжущего в бетоне и размеры конструкции (высота заходки бетонирования). Приведенные факторы, а также величина усадки исходного твердеющего бетона на основе ПЦ определяют высоту слоя бетонирования расширяющейся бетонной смеси.

Анализ полученных результатов позволил получить зависимость высоты слоя бетонирования расширяющимся бетоном от указанных факторов:

$$L_{РШПЦ} = \frac{\delta_{\sigma_{ПЦ}} \cdot k_y \cdot L_{зах}}{\delta_{\sigma_{ПЦ}} \cdot k_y + \delta_{РШПЦ} \cdot k_{сост}}, \text{ м,}$$

где  $L_{РШПЦ}$  - высота слоя бетонирования бетоном на основе расширяющегося вяжущего, м;

$\delta_{\sigma_{ПЦ}}$  - величина усадочных деформаций бетона на основе обычного портландцемента.

Этот показатель колеблется в пределах 0,15..1,5 мм/м в зависимости от условий твердения, влажности, содержания вяжущего в бетоне и т.д. Влажные условия твердения и насыщенность старого бетона водой способствуют снижению величины усадки на 20-25%;

$\delta_{РШПЦ}$  - величина расширения цементного камня РШПЦ. По результатам проведенных лабораторных исследований образцов из цементного теста нормальной плотности, твердеющих в воде через 3-е суток расширение составляет не менее 45 мм/м;

$k_y$  - коэффициент условий твердения бетона на основе РШПЦ. Зависит от режима твердения, водоцементного отношения, влажности, притока воды и колеблется в пределах 1,5..3,0;

$k_{сост}$  - коэффициент, зависящий от содержания расширяющегося вяжущего в составе бетонной смеси. На основании лабораторных исследований принимается по таблице 3.

$L_{зах}$  - высота заходки бетонирования, м.

Таблица 3

Значение коэффициента состава бетона и величины линейного расширения

Содержание цемента кг/м <sup>3</sup>	200	300	400	500	600
Коэффициент состава	0,02	0,096	0,189	0,313	0,453
Линейное расширение бетона мм/м	0,9	4,3	8,5	14,1	20,4

Полученная зависимость позволяет определить оптимальную высоту слоя монолитной бетонной крепи на основе расширяющегося вяжущего для надёжной герметизации технологических швов, что позволит получить цельную конструкцию крепи ствола, предотвратить преждевременное разрушение бетона под действием горного давления в результате имевшей место несвязанности крепи отдельных заходок и обеспечить безремонтную эксплуатацию ствола в течении длительного срока службы выработки.

Если значение высоты слоя бетонирования расширяющимся бетоном, определенное по формуле, будет ниже 0,15 м, высота слоя принимается равной 0,15 м.

УДК 622.235

*Фролов О.О., доц., к.т.н., Ванчак М.І., студ., Холод О.В., студ., каф. ГБГТ, НТУУ «КПІ», м. Київ, Україна*

## **ЗАХОДИ ЩОДО ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКОСТІ ВІДМОВ ЗАРЯДІВ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН**

Під час проведення вибухових робіт на гірничих підприємствах в деяких випадках відбувається відмова зарядів вибухових речовин (ВР). Виявлення та подальша ліквідація відмов вимагають від керівників масового вибуху проведення спеціальних організаційно-технічних заходів, що ускладнюють роботу підприємства. Крім того під час ліквідації відмов в межах небезпечної зони вимушене простоювати гірниче та транспортне обладнання, що спричиняє економічні збитки підприємству.

Тому проблема надійності підривання є актуальною і тільки в разі проведення комплексних заходів можна запобігти виникненню відмов.

У відповідності до [1] відмови обумовлюються зарядів ВР технічними, технологічними та організаційними причинами

До технічних причин зазвичай відносять незадовільну якість ВР і засобів ініціювання, порушення умов і термінів зберігання ВР, шкідливий вплив оточуючого середовища, а також застосування вибухових матеріалів (ВМ) в умовах, які не відповідають призначенню ВР.

Технологічні причини відмов пов'язують, насамперед, з невідповідністю прийнятої технології розробки і параметрів буропідривних робіт фізико-механічним властивостям гірського масиву. До них відносять: неправильний вибір або недотримання встановлених параметрів буропідривних робіт; невідповідність прийнятих схем підривання; неправильна технологія заряджання шпурів та свердловин; неправильний вибір послідовності ініціювання зарядів.

Організаційними причинами можуть бути: неякісне виконання робіт по заряджанню та монтажу вибухової мережі; низька кваліфікація персоналу; відсутність контролю за виконанням робіт; недотримання інструкцій та рекомендацій по застосуванню ВМ; відсутність обліку та аналізу причин відмов; порушення правил безпеки при проведенні підривних робіт.

В роботі [2] було систематизовані найбільш поширені причини відмов подовжених зарядів при проведенні масових вибухів, які виконувалися з застосуванням детонуючих шнурів (ДШ) (табл. 1).

Заходи щодо попередження причин відмов, які перераховані в табл. 1, зводяться до їх попередження. В усіх випадках вони припускають застосування якісних ВМ в умовах, що відповідають установленим стандартам (технічним умовам) і рішеннями Держнаглядохоронпраці. Тому на кожному підприємстві, що виконує підривні роботи, повинен здійснюватися комплекс заходів, регламентованих Єдиними правилами безпеки при підривних роботах і іншими нормативними документами.

Проведений в інституті гірничої справи ім. А.А.Скочинського аналіз причин відмов ВР із використанням ДШ показав, що найбільш поширені відмови через заводський брак ВМ (близько 56 %), у тому числі: брак ДШ – 50 %; піротехнічних реле – 30 %; ВР – 10 %; шашок Т-400 – 5 %; електродетонаторів – 3 %; вогнепровідного шнура – 1,5 %; капсулів-детонаторів – 0,5 %. У зв'язку з цим, для підвищення надійності підривних робіт здійснювали дублювання мереж ДШ [4]. Однак досвід підривних робіт показує, що при дублюванні мереж ДШ не спостерігається відчутного зменшення відмов. Крім того, саме дублювання мереж ДШ може стати додатковою причиною відмов через суттєве коливання (10 – 15 %) швидкості детонації в межах однієї партії [5].

Таблиця 1

## Причини відмов свердловинних зарядів при масових вибухах

№ п/п	Причина відмов	Характерні ознаки
1	Неправильні рішення при проектуванні вибухів	Відмови окремих груп зарядів (групові) і цілих вибухів (масові)
2	Помилки персоналу підричних робіт при заряджанні, монтажу вибухових мереж	Різна кількість відмов при різних схемах підривання, зростання відмов зі збільшенням об'єму вибуху, постійний характер дефектів мережі, втягнення ДШ при усадці зарядів
3	Застосування неякісних ДШ, піротехнічних реле	Відмови зарядів при схемах монтажу вибухових мереж, неповна детонація ДШ, значне коливання кількості відмов при використанні ДШ і реле різних партій
4	Флегматизація ДШ	Збільшення кількості відмов при застосуванні ДШ в обводнених умовах або агресивному середовищі
5	Недостатній імпульс проміжних детонаторів	Наявність нездетонованих зарядів ВР при спрацьованих детонаторах
6	Ушкодження мереж ДШ у камерах і свердловинах при короткосповільненому підриванні	Наявність нездетонованих проміжних детонаторів з відрізками ДШ, характерні обриви ДШ, підвищена кількість відмов в окремих частинах блоків, скорочення кількості відмов при зміні інтервалів сповільнень

Аналіз літературних джерел показав, що відмови зарядів обумовлюються комплексом причин, який об'єднує в собі як неякісне виготовлення ВМ та ВР, так і людський фактор, що характеризується технологічними та організаційними причинами. Тому основною задачею досліджень є визначення заходів щодо зменшення кількості відмов при проведенні масових вибухів на кар'єрах з урахуванням виробничого досвіду гірничо-видобувних підприємств.

Для визначення ймовірних причин відмов зарядів на одному з підприємств Криворізького рудного басейну проведено аналіз всіх відмов за період з 1994 по 2003 роки (табл. 2) [3]. По результатам цього аналізу виділено шість основних причин відмов, які розподілилися наступним чином: неякісне виготовлення ВР – 52,8 %; підбій свердловин – 15,3 %; заводський брак ДШ – 25,5 %; вплив гірничо-геологічних умов – 4 %; зволоження неводостійких ВР – 2,2 %; недостатній ініціюючий імпульс – 0,2 %.

Наведені дані свідчать про те, що головними причинами відмов є неякісне виготовлення ВР та заводський брак ДШ. Підбій свердловин та вплив гірничо-геологічних умов слід вважати також суттєвими факторами, які належать до технологічних недоліків.

Таблиця 2

## Кількість відмов за період з 1994 року по 2003 рік

№ п/п	Ймовірна причина відмови свердловинних зарядів ВР	Кількість відмов, шт
1	Неякісне виготовлення ВР	306
2	Підбій свердловини	89
3	Заводський брак ДШ	148
4	Вплив гірничо-геологічних умов	23
5	Зволоження неводостійких ВР	13
6	Недостатній ініціюючий імпульс	1
7	Всього	508

З метою усунення відмов зарядів ВР визначено основні заходи щодо їх запобігання. Їх можна умовно поділити на чотири групи:

I група – передбачає випробування усіх ВР та ВМ, які використовуються для виконання підричних робіт, на визначення придатності їх для зберігання і застосування у відповідності до встановлених вимог;

II група – у випадку сумнівної якості ВР та ВМ, які придатні до використання згідно встановлених вимог, необхідне проведення додаткового зовнішнього огляду та додаткових випробувань;

III група – попередження відмов при заряджанні. До заходів цієї групи належать: заряджання повинно виконуватися у відповідності до проекту з дотриманням асортименту ВР та конструкції заряду; при заряджанні не допускати попадання в заряд ВР сторонніх матеріалів; не допускати замокання неводостійких ВР; при заряджанні обводнених свердловин не припустиме утворення повітряних пробок і зависань окремих частин заряду; при підриванні за допомогою ДШ не допускати утворення петлі в заряді, а нитка ДШ в свердловині повинна бути суцільною; не допускати, більше нормативного, натягнення внутрішньої свердловинної вибухової мережі (хвилеводи, ДШ);

IV група – попередження відмов при монтажу підривної мережі. Це, насамперед, монтування мережі у відповідності до проекту; неприпустимо при прокладанні мережі залишати петлі, скручення, перегибання та гострі кути, які різко змінюють напрямок детонації; при перетинанні магістральних ДШ або хвилеводів між ними повинна розміщуватися прокладка; не допускати наїзди на вибухову мережу; всі з'єднання ДШ між собою виконувати вузлами згідно рекомендацій виробника; ретельно перевіряти з'єднання магістральних і поверхневих хвилеводів неелектричних систем ініціювання типу «Нонель»; після монтування підривної мережі перевірити її на наявність дефектів.

Відповідно до наведених заходів відмови зарядів ВР можуть бути виключені шляхом здійснення профілактичних заходів як на стадії розробки проектної документації, так і при підготовці та проведенні вибухів.

Слід також зазначити, що підривання за допомогою ДШ залишалось основною системою ініціювання зарядів до кінця двадцятого століття. З 2000 року в Україні почалися випробування неелектричних систем ініціювання типу "Нонель". В останні декілька років відбувся практично повний перехід гірничих підприємств, на яких виконуються підривні роботи, на такі системи. Вони характеризуються надійною передачею детонації між хвилеводами та хвилеводом і бойовиком, а також вибуховою мережею в цілому [6]. Це призвело до виключення відмов з причини затухання детонації в ДШ, які склали по різних оцінках від 25,5 до 28 % від загальної кількості відмов.

На рис. 1 представлена кількість відмов на 1000 підриваних свердловин за період з 1994 по 2008 роки. Аналіз рисунку показує, що закономірностей з розподілу кількості відмов по рокам не спостерігається. Однак, починаючи з 2005 року (коли підприємство перейшло на неелектричні системи підривання типу "Нонель") кількість відмов різко скоротилась і в середньому за рік становить 0,8 на 1000 свердловин. В той час, як середня кількість відмов на 1000 свердловин, що готувалися до підривання, за минулі роки спостерігалась на рівні 1,57.

На стадії впровадження неелектричних систем ініціювання типу "Нонель" спостерігалось деяке збільшення групових відмов (в межах 5 – 10 %) в порівнянні з роками, в яких використовувався ДШ. Це пов'язано з приведенням технічних параметрів систем ініціювання у відповідність.

#### **Висновки:**

1. Встановлено, що основними причинами відмов свердловинних зарядів ВР при проведенні масових вибухів із використанням ДШ на гірничих підприємствах Кривбасу є неякісне виготовлення ВР, підбій свердловин, заводський брак ДШ, вплив гірничо-

геологічних умов, зволоження неводостійких ВР, недостатній ініціюючий імпульс;

2. Наведені заходи щодо запобігання відмов зарядів ВР дають можливість виключити основну частину відмов як на стадії розробки проектної документації, так і при підготовці та проведенні масових вибухів;

3. Переведення гірничих підприємств, в яких виконуються підривні роботи, на неелектричні системи підривання типу "Нонель" дозволить виключити відмови з причини затухання детонації в ДШ, які складали в середньому від 25 до 28 % від їх загальної кількості.

Результати проведених досліджень можуть бути рекомендовані фахівцям і вченим для подальшого вдосконалення заходів щодо зменшення кількості відмов зарядів ВР і удосконаленню методів проектування і проведення буропідривних робіт.

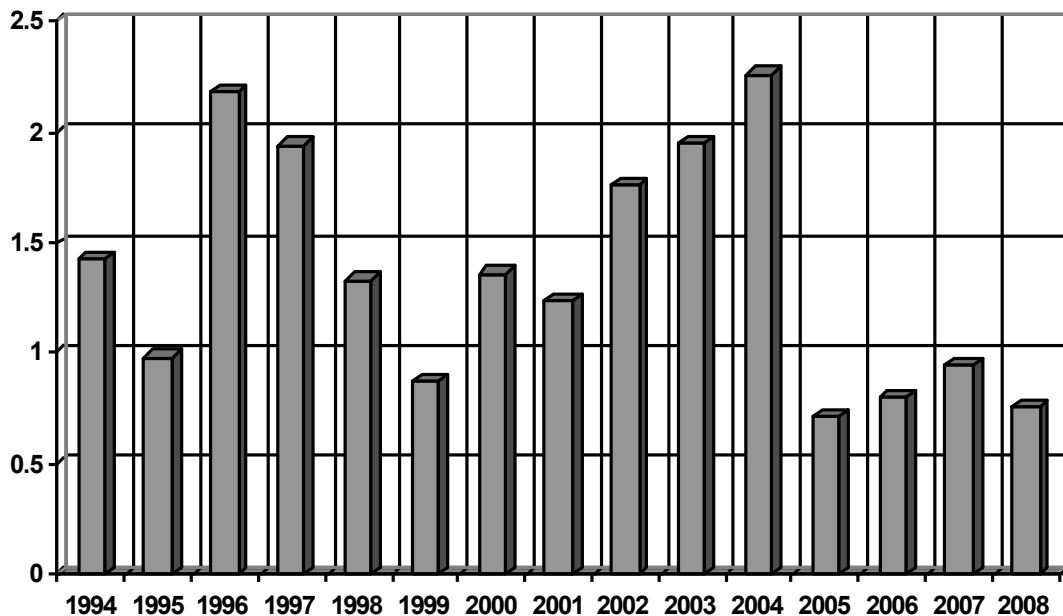


Рис. 1. Кількість відмов на 1000 свердловин за період з 1994 по 2008 роки

#### БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. *Технологическая инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших скважинных зарядов ВВ на открытых горных работах.* – Кривой рог: ГСП-3, 1992. – 26 с.
2. *Кутузов Б.Н.* Безопасность взрывных работ в промышленности. – М.: Недра, 1992. – 554 с.
3. *Фролов О.О., Ган А.Л., Биков Д.Г.* Аналіз причин відмов свердловинних зарядів на кар'єрі ВАТ «Полтавський ГЗК» // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – К.: НТУУ "КПІ". – 2004. – Вип. 11. – С. 13–20.
4. *К оценке надежности магистральных линий ДШ при короткозамедленном взрывании / М. А. Волынец, И. В. Клевцов, И. П. Кононов и др. // Безопасность труда в промышленности.* – 1972. – № 1. – С. 41 – 42.
5. *Рубцов В.К.* Предупреждение отказов при короткозамедленном взрывании детонирующим шнуром // Горный журнал. – 1962. – №7. – С.43 – 47.
6. *Фролов А.А., Бунин А.Б.* Оценка технических и эксплуатационных параметров неэлектрической системы инициирования "Импульс". // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – Кривий Ріг.: КТУ – 2008. – Вип. 92. – С. 32–35.

УДК 622.281:622.8

*Бровко Д.В., к.т.н., доц., Кузічкін О.О. магістрант, КТУ, м. Кривий Ріг, Україна*

## МЕТАЛЕВІ ГАЛЕРЕЇ ТА ПРОБЛЕМИ ПОВ'ЯЗАНІ З ЇХ АВАРІЙНИМ СТАНОВИЩЕМ

Металевими конструкціями завжди широко користувались у наземному шахтному будівництві. Металеві конструкції широко застосовуються в будівлях і спорудженнях підприємств важкої індустрії. Десятки мільйонів тонн металевих конструкцій експлуатуються в численних промислових підприємствах, обслуговуючи технологічні процеси виробництва в різних галузях промисловості. Проте індивідуальний розрахунок сприяє високій ефективності лише за умови вдалого розв'язання проектних проблем. Твердження про ефективність металевих конструкцій без порівняння їх із залізобетонними може справедливо видатись однобічним. Проте через повторне використання металевих матеріалів, а також вплив різних негативних чинників сприяє появі аварійних та небезпечних становищ на галереях.

До цих чинників, безумовно, належить необхідність скорочувати терміни будівництва, а також терміни реконструкції та ремонту тих шахтних будівель і споруд, які безпосередньо пов'язані з процесом видобутку, а саме: копрів, надшахтних будівель, галерей, та ін. Причина тут очевидна: кожен день простою шахти завдає великих збитків.

Важливою галузевою рисою є наявність спеціальних шахтних споруд - копрів, з якими пов'язані деякі специфічні проблеми, а саме: проблема визначення аварійних (екстрених) навантажень та проблема захисту від передчасної корозії. Укисні та баштові копри є невід'ємними частинами шахтних підймальних установок і найбільш відповідальними спорудами на шахтній поверхні. Природно, що їх удосконаленню постійно приділяють увагу проектні та науково-дослідні інститути. На шахтах України та за її межами є багато аварійних галерей, їх заміна або ремонт, якщо останній потребує зупинки технологічного процесу, обов'язково стануть причиною чималих втрат. Іноді на заміну галереї просто не вистачає коштів. З іншого боку, загроза аварійного обвалу прогонних будівель вимагає вжити заходів.

У західних країнах при виробленні стратегії експлуатації можливі наслідки втрати функціональності (відмовлення) конструкцій оцінюються економічними й соціальними категоріями. При цьому мають на увазі відомий «закон п'яти» Де Ситтере, застосований при розробці стратегії експлуатації бетонних конструкцій.

Гірничо-збагачувальна промисловість чорної металургії є однією із провідних галузей народного господарства. Практикою встановлено, що будівлі й спорудження ГЗКів у процесі експлуатації приходять в аварійний стан значно швидше, ніж це спостерігається в інших галузях промисловості. За останній час на Криворізького залізрудного басейну відбувся ряд аварій, основними причинами яких були:

1. проектування на підставі загальних ТУ, не утримуючих особливих вимог до якості конструкцій, що впливають із умов експлуатації споруджень;
2. відступ від проектів при зведенні конструкцій;
3. низька якість і дефекти виробництва будівельних робіт, а також дефекти металопрокату;
4. неправильна експлуатація будинків і споруджень;
5. уведення будинків і споруджень в експлуатацію з великими недоробками;

Деякі аварії слугують поштовхом для розгляду й рішення недостатньо вивчених раніше інженерних і наукових проблем. Так у зв'язку з обваленням від крихкого руйнування металу металевих ферм транспортних галерей [1] додатково вивчаються проблеми крихкого

руйнування металу в різних умовах роботи.

Метою досліджень є подальше удосконалення нормативних документів та розробки нових методик проектування. Також необхідно проводити розгляди конкретних аварійних становищ на підприємствах для того, щоб у подальшому було можливим запобігти вже відомих проблем та аварій.

Була обстежена транспортна галерея гірничого підприємства. Основними несучими конструкціями надземної частини є металеві ферми з паралельними поясами. До вузлів ферм верхнього пояса закріплені на болтах металеві балки двотаврового перетину, що несуть навантаження від плит покриття й покрівлі й передавальне вузлове навантаження на ферми.

Для запобігання подальшого падіння галереї була негайно зведена під її прольотом тимчасова галерея. Вже при подальшому детальному огляді всі пункти попереднього огляду підтвердилися.

Вирішальним виявився той фактор, що концентрації напруг створювалися в зоні термічного впливу. Структура металу в цій зоні нерівномірна. На ділянці з температурою вище 1000 – 1100 °С (при зварюванні) відбувається ріст кристалів, утвориться груба грубозерниста структура й погіршуються механічні якості металу. Зона термічного впливу (перехідна зона) є самим слабким місцем.

Загроза аварійного обвалу прогонових будівель іноді вимагає вжити таких заходів, які не потягнуть за собою великих економічних втрат. Для таких випадків може підійти метод ремонту без зупинки технологічного процесу. Суть методу полягає в підвищенні прогонової будівлі на жорстких або звичайних ланцюгах, що розташовані в середині галереї паралельно її фермам, за допомогою підвісок регульованої довжини. Натягування ланцюгів здійснювалося за рахунок зменшення довжини підвісок. Таким способом можна також усунути прогини прогонової будівлі (навіть дуже великі).

Ланцюги замінюють нижні пояси ферм. Коли потрібно, можна замінити ще й верхні пояси розпірками, що закріплені зв'язками поверх покриття. Заслугує також уваги проблема передачі вертикальної складової від похилих стояків, на яких підвішені ланцюги, на колонах галереї. Проблема, головним чином, полягає в тому, що між цими двома елементами знаходиться опорний вузол ферми прогонової будівлі, який теж найчастіше перебуває в аварійному стані через корозію. Для її розв'язання вузли обетонювали з використанням арматури й закладних деталей і таким чином створювали нові передаточні залізобетонні елементи між стояками для підвіски ланцюгів та оголовками колон галереї.

Деякі аварії слугують поштовхом для розгляду й рішення недостатньо вивчених раніше інженерних і наукових проблем. Так у зв'язку з обваленням від крихкого руйнування металу металевих ферм транспортних галерей додатково вивчаються проблеми крихкого руйнування металу в різних умовах роботи.

Таким чином, виникає необхідність у проведенні досліджень для подальшого удосконалювання нормативних документів та розробки нових методик проектування.

## БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Мельников И.П. Развитие металлических конструкций. М., 1965.



УДК 622.28

*Андреев Б.Н., д.т.н., проф., зав. каф. СГТ, Демченко Б.Б., студ., КТУ, г. Кривой Рог, Украина*

## **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ УГЛУБКИ СТВОЛОВ ШАХТ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ ОТКЛОНЯЮЩЕГО УСТРОЙСТВА ПОДЪЁМНОГО КАНАТА**

Экономика послекризисного периода характеризуется существенным ростом потребности почти во всех видах полезных ископаемых, и эта тенденция сохранится в ближайшее время. Поскольку запасов сырья на достигнутых глубинах разработки становится всё меньше, перед инженерами возникает ряд задач, а именно: как углублять уже существующие стволы шахт, каким способом вести вскрытие или разработку месторождения, какое оборудование использовать, как уменьшить объемы вспомогательных выработок и вообще каким образом сделать добычу экономически целесообразной?

При решении данных задач мы затронем лишь возможность уменьшения объемов вспомогательных выработок, которые строятся при углубке стволов. Это камеры углубочных лебёдок, ходки для струны каната подъёмной машины, восстающие наклонные вентиляционно-ходовые. Уменьшение их объёмов необходимо потому, что после их временной эксплуатации они при дальнейшей работе шахты как правило не используются. На сегодняшний день объемы подобных выработок в основном регламентируются углами девиации канатов, которые зависят непосредственно от дальности расположения подъёмной машины и шкива трения. Чем меньше этот угол, тем лучше условия эксплуатации оборудования, поскольку при увеличении угла девиации возрастает риск соскальзывания каната со шкива трения, что в свою очередь влечет за собой самые негативные последствия. Уменьшение этого угла обеспечивается только увеличением расстояния от подъёмной машины до шкива, что и обеспечит устойчивость каната на шкиве. В свою очередь подобное техническое решение приводит к возрастанию объемов проходки вспомогательных выработок.

Недостатками углубочных работ на сегодняшний день является большая стоимость вышеуказанных выработок. Также к недостаткам можно отнести несовершенство применяемых при углубке механизмов. А именно хотелось бы затронуть такие механизмы, как шкивы трения. Их недостаток в том, что при малом боковом колебании канат либо соскальзывает, либо перетирается об борта шкива. Для предотвращения соскальзывания канавку шкива делали глубже, что приводило к повышенному износу каната. Также придумывалось множество дополнительных деталей, которые устанавливались наверху шкива в виде скоб, но и они не давали нужного результата. Например, на практике случалось что канат «сходил» со шкива, но не срывался полностью, а заклинивался между шкивом и скобой, что в разы усложняло рабочий процесс. Также в шкивах трения подвергается нагрузкам и износу наиболее ответственный элемент—ось. На нее в процессе эксплуатации действуют статические и динамические нагрузки, создающие сложное напряженное состояние конструкции и способствующие накоплению усталостных повреждений, а также резких концентраций напряжений.

Для решения всех этих проблем предлагается использовать отклоняющее устройство подъёмного каната. Этот механизм представляет собой шкив с осевым отверстием, через который проходит осевой элемент, конечные части которого связаны с опорами. Опоры осевого элемента выполнены в виде роликов, боковая образующая которых размещена во внутренней горизонтальной части L-образных направляющих, выполненных с выгибом в проекции на горизонтальную плоскость. Направляющие могут быть закреплены к несущей двутавровой или швеллерной балки как болтовым, так и сварочным соединением. Конечные части L-образных направляющих обеспечены упорами с пружинными элементами, которые

выполнены с возможностью взаимодействия с роликами.

Отклоняющее устройство подъемного каната изображается схемой: где на рисунке 1-вид сбоку на отклоняющее устройство; на рисунке 2-вид сверху на отклоняющее устройство; на рисунке 3-размещение отклоняющего устройства в выработке.

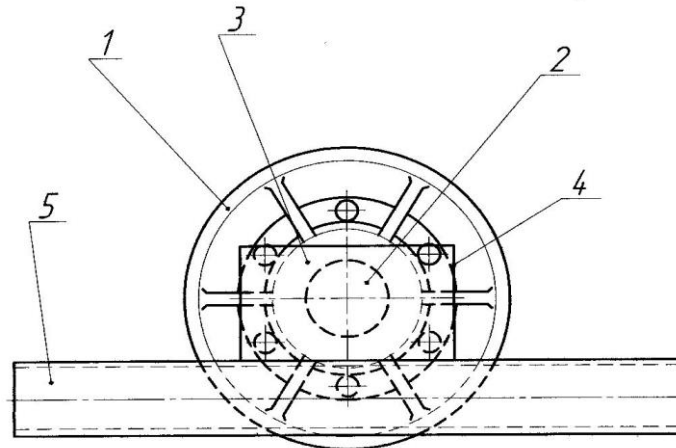


Рис. 1. Вид сбоку на отклоняющее устройство: 1–Шкив; 2–Стержневой элемент (ось); 3–Опоры в виде роликов; 4–L-образные направляющие; 5–Несущая балка

Отклоняющее устройство подъемного каната включает шкив 1 с осевым, отверстием через которое проходит стержневой элемент 2 концевые части которого связаны с опорами 3. Опоры 3 стержневого элемента 2 шкива 1 выполнены в виде роликов, боковая образующая которых расположена на внутренней горизонтальной части L-образных направляющих 4 выполненных с изгибом в проекции на горизонтальную плоскость. Направляющие 4 закреплены к несущей балке 5. Концевые части L - образных направляющих 4 снабжены упорами 6 с пружинными элементами 7, которые выполнены с возможностью взаимодействия с роликами 3. Подъемный канат, взаимодействующий с отклоняющим устройством, одним концом связан с подъемной машиной 8 или лебедкой, а другим концом- бадей 9 или любым другим грузом.

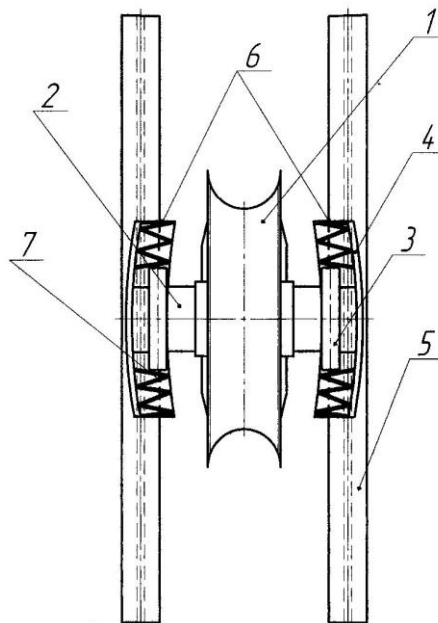


Рис. 2. Вид сверху на отклоняющее устройство: 1– Шкив; 2–Стержневой элемент (ось); 3–Опоры в виде роликов; 4–L-образные направляющие; 5–Несущая балка; 6–Упоры; 7–Пружинные элементы.

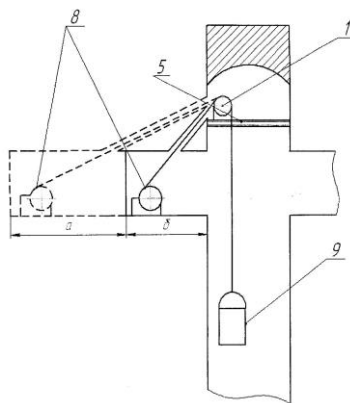


Рис. 3. Размещение отклоняющего устройства в выработке: 1–Шкив; 5–Несущая балка; 8–Подъёмная машина; 9–Бадья или груз; а - Проектная длинна выработки; б - Полученная длинна выработки.

Отклоняющее устройство работает следующим образом. В первую очередь в выработке закрепляются в виде двух расстрелов две балки швеллерного или двутаврового профиля 5. К балкам 5 монтируются направляющие 4, на которых монтируется вся конструкция шкива. После того как конструкция смонтирована и проверена, на шкив 1 навешивается канат, соединенный с подъёмной машиной 8 с одной стороны и бадьёй 9 с другой. По мере наматывания и разматывания каната на барабан изменяется угол девиации, который может, как выше было сказано, привести к соскальзыванию каната со шкива. Но это предотвращается за счет того, что когда угол девиации доходит до своего критического значения, приводятся в движение ролики 3, которые начинают движение по горизонтальной плоскости по направляющим 4 и тем самым приводят в поворотные движения шкив 1, который соединён с роликами 3 шарнирно осевым элементом 2. Это движение становится контролируемым за счёт бортов. Для обеспечения поступательного и медленного движения роликов по направляющим, в них монтируются амортизирующие 7 устройства в виде 4-х пружин. Каждая из них обеспечивает в определенной ситуации статичность или медленное, контролируемое, поворотное движение шкива 1.

Амортизирующие устройства подбираются индивидуально к каждой определенной ситуации, в зависимости от условий работы, типа и диаметра подъёмного каната, типа и веса груза, который будет эксплуатироваться с этим устройством. Также изменением упругости амортизирующих устройств мы можем регулировать угол девиации.

Таким образом, можно сделать вывод, что с помощью отклоняющего устройства подъёмного каната можно уменьшить объемы вспомогательных выработок при углубке ствола и тем самым снизить затраты времени и финансов. Помимо предотвращения соскальзывания каната со шкива, уменьшается износ каната, и снижаются нагрузки на ось шкива.

Следует отметить, что на отклоняющее устройство подъёмного каната подана заявка как на предполагаемое изобретение.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Веселов Ю.А., Задорожний А.М. Углубка стволов шахт.,Справочник-Москва «Недра» 1989.-239с.
2. Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.И. Технология строительства горных предприятий: Учебник для вузов.-М.: Недра, 1989.-573с.
3. Большой В.В. Справочник инженера-шахтостроителя. В 2-х томах. Том 1. М., Недра, 1983. 439с

УДК.622.281.4

*Нестеренко О.С., к.т.н., Лихина І.М., магістр, КТУ, м. Кривий Ріг, Україна*

## **ЗМІНА ФОРМИ ПОПЕРЕЧНОГО ПЕРЕРІЗУ СКЛЕПИСТОЇ ЧАСТИНИ КАМЕРИ ТА ЇЇ КРІПЛЕННЯ**

Будівництво камер великого перерізу є одним із трудомістких процесів який потребує значних коштів та часу. Одним із складних і трудомістких процесів є підтримання склепистої частини камери у процесі її будівництва та експлуатації. Тому питання пов'язане із спорудженням та кріпленням склепистої частини камери є актуальним.

Камери великого поперечного перерізу (більше 100 м<sup>2</sup>) широко використовуються в народному господарстві. Такі камери намагаються розташовувати в міцних стійких породах, надаючи їм склепінчастої форми поперечного перерізу.

Довжина камер зазвичай складає не більше 200 м, ширина до 30 м, висота до 60 м, площа поперечного перерізу великих камер досягає 1000 м<sup>2</sup> і більше.

У гірничодобувній промисловості до камер великого поперечного перерізу відносять камери подрібнювально-бункерних комплексів, час будівництва яких часто визначає термін здачі шахти в експлуатацію. Особливо великий поперечний переріз мають відкриті камери дробарок, в яких розташовується усе основне устаткування (дробарки, живильник, монтажний кран). Об'єм таких камер при розташуванні в них двох дробарок досягає 10 тис. м<sup>3</sup>. Цей тип комплексів характерний для залізорудних шахт. Монолітне бетонне кріплення застосовується для кріплення камер електропідстанції, монтажних і ходових виробок, прохідних з трьох центровим або коробовим склепінням. Марка бетону приймається не нижче 200. Залежно від розмірів виробки і стійкості порід товщина бетонного кріплення приймається від 200 до 400 мм і більше.

Монолітне залізобетонне кріплення найбільш поширене для кріплення камер великого перерізу, зважаючи на великі площі оголення породи. За проектними даними на 1 м<sup>3</sup> виїмки склепистої частини камери витрачається 0,15 – 0,3 м<sup>3</sup> бетону. Фактичні витрати бетону у зв'язку з незадовільним оконтурюванням виробок іноді перевищує проектний в 1,2 - 1,5 рази.[1,2]

Розглянемо досвід спорудження камер закордоном і в Кривбасі у міцних породах, з коробовим склепінням та кріпленням його монолітним бетоном. Результати аналізу літературних джерел [3-5] зведені до табл. 1. Проаналізувавши отримані дані можемо зробити висновок, що із збільшенням висоти склепіння витрати бетону на товщину кріплення склепіння скорочуються. Тому вибір науково обгрунтованої форми склепіння камери товщини його кріплення може скоротити витрати матеріалу та часу на спорудження камери.

Нами для рішення завдання по удосконаленню кріплення підтримання склепистої частини камери було вирішено провести дослідження аналітичним методом напружено стану масиву навколо камери, а також напруженого стану кріплення.

Нами розглядалися умови спорудження камери ЦПТ на кар'єрі ПГЗК, де проходка велась по мартитовим роговикам та джеспілітам. Проектне кріплення склепіння камери - монолітне залізобетонне товщиною 500мм.

Для цього був проведений аналіз з склепистої частини камери методом комп'ютерного моделювання, на базі програмного комплексу для розрахунку та проектування конструкцій «ЛІРА версія 9.0», у якій теоретичною основою є метод кінцевих елементів (МКЕ), реалізований у формі переміщень. У програмному комплексі була побудована розрахункова схема склепистої частини камери з оточуючим масивом гірничих порід.

Паралельно з цим проводилось дослідження на міцність можливостей монолітного бетонного кріплення у різноманітних умовах навантаження. Різноманітні умови моделювання дозволили відмітити що при незначних значеннях коефіцієнта бічного розпору рівному 0,2, або при його відсутності, замкова частина склепіння прагне до утворення вивалів. Так як відмічається зниження контурних стискуючих напружень і наявність розтягуючих.

Таблиця 1

Назва камери	Ширина склеп., м (B)	Висота склеп., м (h)	Тип кріплення.	Товщина кріплення, мм		Об'єм бетону, м <sup>3</sup> (V <sub>б</sub> )	Площа свода, м <sup>2</sup>	B/h	V <sub>б</sub> /V <sub>п</sub>
				п'ята	замок				
Насона станція Віанден	21	6	мон. бетон	1100	1100	23	114,66	3,5	0,2
ГЕС Ізер-Арк	24,5	7	мон. бетон	2000	800	36,7	156,1	3,5	0,235
Борисоглєбская ГЕС	16,5	6,7	залізо-бетон	350	3,50	6,8	70,79	2,5	0,096
Камери в Італії	27	18	мон. бетон	1100	1100	18	189,54	1,7	0,095
ГЕС Липно-1	28,8	9,3	мон. бетон	2620	1900	36,3	215,65	3,1	0,168
Дробарка на ш.Первомайській	8,5	3,5	мон. бетон	400	400	3,16	18,79	2,7	0,167
Перевант. вузол на ПГЗК	13,5	4,6	мон. бетон	500	500	8,55	45,3	2,95	0,188

Аналіз розподіл головних напружень показав, що в усіх точках контуру склепу та законтурного масиву напруження стиснення та розтягнення значно менші відповідної межі міцності породи. А саме, у замку склепіння у 4 рази, а у п'яті у 3 рази. Тобто склепіння камери є стійким, а кріплення буде виконувати огорожувальну функцію. Розрахунок кріплення склепіння камер виконано при навантаженні його власною вагою та забутовкою.

Розрахункові навантаження прийняті з урахуванням коефіцієнта перевантаження 1,2:

$$q_0 = 1,875 \cdot 1,2 = 2,25 \text{ тс/м};$$

$$q = 2,5 \cdot 1,2 = 3 \text{ тс/м}.$$

де  $q_0$  - інтенсивність навантаження у замку склепіння;

$q$  - інтенсивність навантаження у п'яті склепіння.

Для визначення інтегральних сум розбиваємо склепіння на 8 рівних частин через  $\Delta\varphi=8^\circ$ . Параметри отриманих точок для зручності зводимо до табл. 2. По розрахунку побудована крива тиску, що зображена на рис. 1.

Проведений аналіз силових параметрів ( $M$ ,  $N$ ,  $Q$ ,  $e$ ) монолітного бетонного кріплення у підсклепистій частині камери при її постійній товщині та проектних розмірах вказав на наявність в замковій частині (а саме точки 0, 1, 2, 5, 6) та п'яті склепіння розтягуючих

напружень, що перевищують дозволених, у п'яти склепіння ексцентриситет перевищує дозволених відхилення більш ніж у 2 рази, а у замку він перевищує осьову лінію склепіння на 0,3 м.

З отриманого розрахунку можна зробити висновок, що існує необхідність змінити форму склепіння з проектного трьохциркульного на одноциркульний із зменшенням товщини кріплення у замковій частині до 0,2 м.

Для подальшого дослідження було виконано розрахунок кріплення зміненої форми та товщини.

Приймаємо нову форму склепіння у вигляді піднятого одноциркульного склепіння з радіусом осрової лінії 6,85 м та зміненою товщиною монолітного бетонного кріплення у замку, що дорівнює 0,2 м.

Таблиця 2

№ з/п	x, м	y, м	φ, град.	Вертикальне навантаження			Бічне навантаження			Mx, тс	Nx, тс	Qx, тс	e, м
				Gx, тс	gx, м	Mg, тс·м	Ey, тс	ey, м	Mv, тс·м				
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4,43	13,71	0	0,32
1	1,04	0,06	6°58'10''	2,41	0,52	1,25	0,02	0,03	0,001	4,0	13,84	-0,74	0,29
2	2,06	0,25	13°56'4''	4,9	1,03	5,05	0,06	0,13	0,01	2,8	14,42	-1,48	0,19
3	3,05	0,56	20°53'59''	7,43	1,53	11,34	0,14	0,28	0,04	0,73	15,30	-2,02	0,05
4	4	1	27°51'55''	9,96	2,0	19,92	0,25	0,5	0,13	-1,91	16,53	-2,44	-0,12
5	4,9	1,53	34°49'51''	12,47	2,45	30,55	0,38	0,77	0,29	-5,43	18,04	-2,63	-0,3
6	5,62	2,27	54°23'49''	14,53	2,81	40,83	0,57	1,14	0,65	-5,93	19,39	2,22	-0,31
7	6,08	3,2	72°0'46''	15,9	3,04	48,34	0,8	1,6	1,28	-1,32	20,01	7,85	-0,07
8	6,25	4,25	90°	16,41	3,13	51,36	1,06	2,13	2,26	9,08	16,41	12,65	0,55
Σ		36,94											

З урахуванням коефіцієнту перевантажень:

$$q = 1,875 \times 1,2 = 2,25 \text{ тс/м};$$

$$q_0 = 2,5 \cdot 1,2 = 3 \text{ тс/м}.$$

Параметри отриманих точок для зручності зводимо до табл. 3. По розрахункам побудована крива тиску, що зображена на рисунку 2.

Проведений аналіз силових параметрів (M, N, Q, e) монолітного бетонного кріплення у підсклепистій частині камери при зміненої формі склепіння вказав на відсутність розтягуючих напружень, що перевищують дозволених, окрім точки «8», а ексцентриситет не виходить за дозволених межі.

З отриманого розрахунку можна зробити висновок, що підняття висоти склепу на 0,3 м та зменшення товщини кріплення у замку до 0,2 м дозволяє майже повністю виключити розтягуючі напруження на внутрішніх волокнах кріплення, а також утримати ексцентриситет у дозволених межах.

З підняттям склепіння на 0,3 м змінилось відношення ширини до висоти і тепер воно має значення  $13,5/4,9=2,75$ . Відповідно до цього змінилось і значення відношення об'єму

бетону до об’єму породи на 1 м<sup>3</sup> камери, тепер він має значення 4,39/45,3=0,097. Виходячи з результатів розрахунку можна відмітити, що порівнюючи з проектною формою та розмірами кріпленням камери, в запропонованому варіанті знижується витрата бетону на 30% та трудомісткість на 29%, на укладання монолітного бетонного кріплення.

Таблиця 3

№ з/п	x, м	y, м	φ, град.	Вертикальне навантаження			Бічне навантаження			Mx, тс	Nx, тс	Qx, тс	e, м
				Gx, тс	gx, м	Mg, тс·м	Ey, тс	ey, м	Mv, тс·м				
0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	-0,31	9,79	0,0	-0,03
1	0,95	0,07	7°58'59''	1,0	0,48	0,47	0,01	0,04	0,00	-0,10	9,82	0,37	-0,01
2	1,88	0,27	15°58'11''	2,26	0,94	2,12	0,05	0,14	0,01	0,21	9,98	0,51	0,02
3	2,77	0,6	23°57'33''	3,71	1,39	5,14	0,12	0,30	0,04	0,39	10,34	0,53	0,04
4	3,61	1,04	31°57'3''	5,32	1,81	9,61	0,21	0,52	0,11	0,15	10,95	0,55	0,01
5	4,38	1,6	39°56'36''	7,01	2,19	15,35	0,32	0,80	0,26	-0,25	11,76	0,71	-0,02
6	5,12	2,33	48°44'48''	8,81	2,56	22,54	0,47	1,17	0,54	-0,59	12,77	1,20	-0,05
7	5,72	3,12	57°3'3''	10,38	2,86	29,69	0,62	1,56	0,97	-0,44	13,70	2,04	-0,03
8	6,25	4,1	66°26'18''	11,88	3,13	37,11	0,82	2,05	1,68	1,03	14,47	3,47	0,07
Σ		37,04											

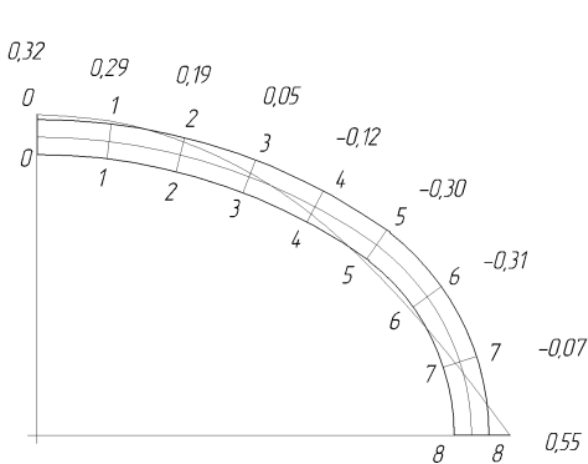


Рис. 1.

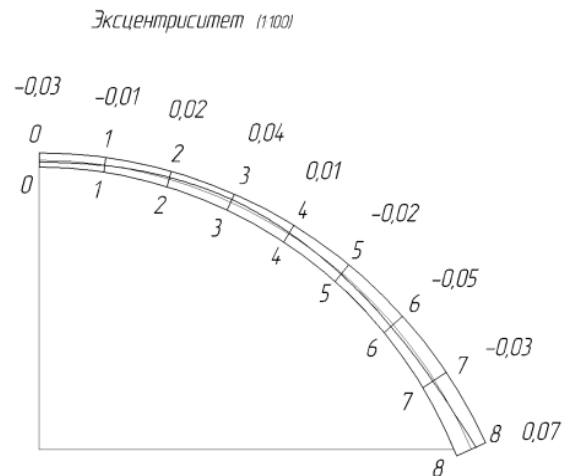


Рис. 2.

### БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н. Технология строительства подземных сооружений. Учебник для вузов в 3-х частях. Ч. 11. Строительство горизонтальных и наклонных выработок. - М., Недра, 1983. - 272 с.
2. Смирняков В. В., Вихарева В. И., Очкуров В.И. Технология строительства горных предприятия: Учебник для вузов. - М: Недра, 1989.- 573с.
3. Инфантьев А. Н. Строительство подземных рудников. - М., Недра, 1986. С. 129-131.
4. Мостков В. М. Строительство сооружений большого сечения, Гостехиздат, 1963. – 307с.
5. Мостков В. М. Подземные сооружения большого сечения. – М., Недра, 1974. – С. 186 – 187.

УДК 622.272:624.191.5

*Харин С.А., к.т.н., доц., каф. СГТ, КТУ, г. Кривой Рог, Украина*

## **РАЗРАБОТКА ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ДЛЯ СРАВНЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТОВ ВТОРОЙ СТУПЕНИ ВСКРЫТИЯ ПРИ РАЗЛИЧНОМ ЧИСЛЕ НАПРАВЛЕНИЙ РАБОТ**

Острый недостаток различных видов ресурсов становится ключевым фактором, сдерживающим развитие мировой экономики. В значительной степени это относится к железорудному сырью, активным экспортером которого традиционно является Украина.

Истощение существующих месторождений на сравнительно доступных глубинах заставляет искать способы решения проблемы развития сырьевой базы горной промышленности. К числу таких способов в Криворожском бассейне, в частности, могут быть отнесены:

- добыча магнетитовых кварцитов в полях действующих шахт;
- совершенствование системы разработки полезного ископаемого на карьерах, где возможно применение комбинированного открыто-подземного способа;
- обогащение ранее не использовавшихся окисленных руд, запасы которых весьма велики.

Не вызывает сомнения, что, в той или иной степени все эти направления будут рано или поздно задействованы, несмотря на необходимость привлечения в этом случае больших энергетических ресурсов.

Как представляется, в Криворожском бассейне, имеет перспективы развития и подземная добыча природно богатой руды на больших глубинах при ступенчатом вскрытии месторождения. Вопросы организации строительства горизонтов в этой связи имеют значительную актуальность.

Сроки строительства горизонтов, скорости проходки выработок, обеспечивающие такие сроки, могут варьироваться в различных условиях. При этом для вскрытия и строительства горизонтов возможны схемы, предусматривающие, одно, два или более направлений работ (точек приложения).

Для оценки изменения различных технологических параметров при различном числе точек приложения работ введем следующие показатели (табл. 1)

В табл. 1 использованы параметры, которые имеют соответствующие обозначения:

$v_{m1}$ ,  $v_{m2}$ ,  $v_{m3}$  – скорости проходки выработки соответственно при одной, двух и трех точках приложения работ;

$\Delta_{vm12}$ ,  $\Delta_{vm13}$  – абсолютное изменение скорости проходки выработок при изменении числа точек приложения работ;

$K_{vm12}$ ,  $K_{vm13}$  – коэффициент изменения скорости проходки соответственно при двух и трех точках приложения работ, по отношению к скорости, имеющей место при одной точке приложения;

$B_{m1}$ ,  $B_{m2}$ ,  $B_{m3}$  – эксплуатационные производительности средств бурения соответственно при одной, двух и трех точках приложения работ;

$\Delta_{Bm12}$ ,  $\Delta_{Bm13}$  – абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств бурения, необходимой для обеспечения имеющей место для данных условий директивной скорости проходки выработок при изменении числа точек приложения работ;

$K_{Bm12}$ ,  $K_{Bm13}$  – коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств бурения соответственно при двух и трех точках приложения работ, по отношению к скорости, имеющей место при одной точке приложения;



Таблица 1

## Формулы расчета технологических параметров

Параметр	Формула расчета	
	при переходе от одной точки приложения к двум точкам	при переходе от одной точке приложения к трем точкам
1. Абсолютное изменение скорости проходки выработок	$\Delta_{vm12} = v_{m1} - v_{m2}$ ,	$\Delta_{vm13} = v_{m1} - v_{m3}$
2. Коэффициент изменения скорости проходки	$K_{vm12} = \frac{v_{m2}}{v_{m1}}$	$K_{vm13} = \frac{v_{m3}}{v_{m1}}$
3. Абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств бурения, обеспечивающих директивные скорости проходки	$\Delta_{Bm12} = B_{m1} - B_{m2}$	$\Delta_{Bm13} = B_{m1} - B_{m3}$
4. Коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств бурения, обеспечивающих директивные скорости проходки	$K_{Bm12} = \frac{B_{m2}}{B_{m1}}$	$K_{Bm13} = \frac{B_{m3}}{B_{m1}}$
5. Абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств погрузки, обеспечивающих директивные скорости проходки	$\Delta_{Pm12} = P_{m1} - P_{m2}$ ,	$\Delta_{Pm13} = P_{m1} - P_{m3}$ ,
6. Коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств погрузки, обеспечивающих директивные скорости проходки	$K_{Pm12} = \frac{P_{m2}}{P_{m1}}$	$K_{Pm13} = \frac{P_{m3}}{P_{m1}}$
7. Абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств крепления, обеспечивающих директивные скорости проходки	$\Delta_{Km12} = K_{m1} - K_{m2}$ ,	$\Delta_{Km13} = K_{m1} - K_{m3}$ ,
8. Коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств крепления, обеспечивающих директивные скорости проходки	$K_{Km12} = \frac{K_{m2}}{K_{m1}}$	$K_{Km13} = \frac{K_{m3}}{K_{m1}}$

$P_{m1}$ ,  $P_{m2}$ ,  $P_{m3}$  – эксплуатационные производительности средств погрузки соответственно при одной, двух и трех точках приложения работ;

$\Delta_{Pm12}$ ,  $\Delta_{Pm13}$  – абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств погрузки, необходимой для обеспечения имеющей место для данных условий директивной скорости проходки выработок при изменении числа точек приложения работ;

$K_{Pm12}$ ,  $K_{Pm13}$  – коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств погрузки соответственно при двух и трех точках приложения работ, по отношению к скорости, имеющей место при одной точке приложения;

$K_{m1}$  ,  $K_{m2}$  ,  $K_{m3}$  – эксплуатационные производительности средств крепления соответственно при одной, двух и трех точках приложения работ;

$\Delta K_{m12}$  ,  $\Delta K_{m13}$  – абсолютное изменение эксплуатационной производительности средств крепления, необходимой для обеспечения имеющей место для данных условий директивной скорости проходки выработок при изменении числа точек приложения работ;

$K_{Km12}$ ,  $K_{Km13}$  - коэффициент изменения эксплуатационной производительности средств крепления соответственно при двух и трех точках приложения работ, по отношению к скорости, имеющей место при одной точке приложения.

Исследования позволили установить характер зависимости ряда параметров от времени строительства горизонта шахты (табл. 2)

Таблица 2

Характер зависимости параметров

Параметр	Вид зависимости
Абсолютное изменение скорости проходки выработок	степенной
Коэффициент изменения скорости проходки	логарифмический
Абсолютное изменение производительности средств бурения	степенной
Коэффициент изменения производительности средств бурения	логарифмический
Абсолютное изменение производительности средств погрузки	степенной
Коэффициент изменения производительности средств погрузки	логарифмический
Абсолютное изменение производительности средств крепления	степенной
Коэффициент изменения производительности средств крепления	логарифмический

Изучение влияния изменения числа точек приложения работ на требуемые для своевременного завершения строительства горизонта скорости проходки выработок показало, что в ряде случаев применение нескольких направлений работ позволяет весьма существенно сократить скорости проведения выработок и соответствующие им производительности оборудования, что особенно значимо в условиях интенсивной добычи полезного ископаемого и значительного годового понижения очистных работ на действующей шахте.

УДК 624.191

*Алямов Ш.И., студ. каф. СГТ, НГУ, г. Днепропетровск, Украина*

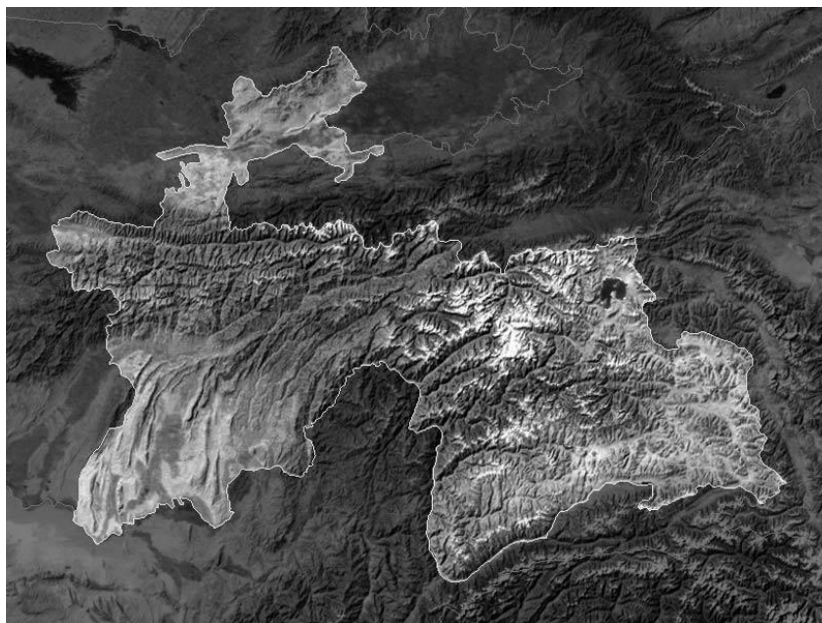
## **ОПЫТ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА В ТАДЖИКИСТАНЕ**

### **1. Таджикистан и его расположение**

*Республика Таджикистан* (тадж. *умхурии Тоикистон*) государство в Центральной Азии, бывшая Таджикская Советская Социалистическая Республика в составе СССР. Таджикистан – наименьшее по площади центральноазиатское государство. Граничит с Узбекистаном и Киргизией на севере и западе, с Китаем на востоке, с Афганистаном – на юге. Столица – город Душанбе.

Независимость страны была провозглашена 9 сентября 1991 года.

Таджикистан – горная страна. Горы, занимающие около 93% площади, относятся к системам Памира, Тянь-Шаня и Гиссаро-Алая. В Центральном Таджикистане горные хребты Туркестанский, Зеравшанский, Гиссарский и западная часть Алайского хребта имеют преимущественно широтное простираие и высоты до 4000...5000 м. Восточную половину Таджикистана занимает высокогорная система Памира с



высочайшими пиками Сомониён (7495 м) и Ленина (7134 м). В Таджикистане насчитывается более тысячи горных ледников. Крупнейший из них – горно-долинный ледник Федченко длиной около 70 км.

Рельеф местности предопределяет специфику сооружений в Таджикистане. Строительство и эксплуатация авто- и железнодорожных путей сообщения в горной местности всегда имели проблемы в части преодоления высокогорных участков и безопасности движения, особенно в зимний период, связанный с высокой вероятностью схода лавин, снежными заносами и др. природными явлениями. Решением этих проблем является строительство тоннелей, которые, помимо этого, значительно сокращают расстояние между районами и населенными пунктами. Другими характерными сооружениями Таджикистана, являются гидротехнические, включающие плотины гидроэлектростанций на горных реках и подземный комплекс выработок обслуживающих эти объекты.

## 2. Автодорожные тоннели

№	Наименование	Длина км	Год пуска в эксплуатацию	Отметка заложения портала
1	Анзобский (Истиклол) тоннель под Гиссарским хребтом на автодороге Душанбе-Худжанд	5,20	2006	3370
2	Шар-Шарский (Озоди) тоннель под Шар-Шарским перевалом на автодороге Душанбе - Куляба	2,22	2006	2200
3	Шахристанский тоннель под Шахристанским перевалом на автодороге Душанбе-Худжанд	5,25	2009	южный 2760 северный 2640
4	Чормагзакский тоннель под Чормагзакским перевалом на автодороге Душанбе-Вахдат-Дангара	4,45	2011	Свыше 2000
5	Тоннель Лавари под Памирским хребтом на авто-железнодороге Таджикистан-Афганистан- Пакистан	110	проектируется	–

### Анзобский (Истиклол) тоннель

#### Анзобский тоннель –

автомобильный тоннель на дороге между Душанбе и Худжандом длиной 5,2 км, расположен в 80 км севернее Душанбе. Тоннель начали строить ещё в советское время, но завершили строительство лишь в 2006 г. Тоннель облегчает преодоление Гиссарского хребта, обеспечивает круглогодичную автомобильную связь между северными (Согдийская область) и южными районами Таджикистана. Ранее в зимний период северные районы в течение 6 мес. были отрезаны от основной территории страны. Тоннель сократил дорогу между Худжандом и Душанбе на 60 км, а время в пути по новому маршруту – на 5 часов. Стоимость проекта составила 31 млн. долл. США.



Тоннель сократил дорогу между Худжандом и Душанбе на 60 км, а время в пути по новому маршруту – на 5 часов. Стоимость проекта составила 31 млн. долл. США.

### Шар-Шарский (Озоди) тоннель

Автотранспортный тоннель «Озоди» («Свобода») протяженностью 2,22 км с двусторонним движением транспорта, построен в рамках общенационального проекта строительства автодороги «Душанбе-Куляб-Хорог-Мургаб-Кульма - граница с Китаем». Вместе с туннелем завершены работы по строительству 5 км подъездных дорог и моста длиной 180 м.

Тоннель имеет стратегическое назначение, он облегчит перевозку грузов и пассажиров, сократит время при доставке грузов и стабильное круглогодичное движение транспортных средств между Югом и Севером страны. Строительство объекта было начато в 2006 г. и завершено в августе 2009 г. По подсчетам специалистов, данный объект позволит сократить путь от Душанбе до Куляба почти на один час. Стоимость проекта составила 40 млн. долларов США.



### Шахристанский тоннель

Тоннель под перевалом Шахристан расположен на 180-м км автотрассы Душанбе-Худжанд на границе между Айнинским и Шахристанским районами. Официально строительство тоннеля Шахристан было начато в августе 2006 г., протяженность автомобильного тоннеля составляет 5.25 км, вентиляционного – 5.3 км. На сегодняшний день строителями пройдено около 4 000 м. Генподрядчиком строительства является китайская компания China Road. Проектная стоимость строительства этого объекта составляет 51,7 млн. долларов США.



### Чормагзакский тоннель

Строительство тоннеля «Чормагзак» реализуется в рамках реконструкции автодороги Душанбе-Вахдат-Дангара, после сдачи в эксплуатацию которого расстояние автодороги Душанбе-Вахдат-Куляб сократится на 100 км. По проекту тоннель «Чормагзак» состоит из одного автотранспортного тоннеля. Его строительство началось 15 марта 2008 г. и будет реализовано в два этапа с пуском в 2011 г. Длина тоннеля составляет 4.450 км. В настоящее время проходчики прошли 286 м тоннеля. Общая стоимость Чормагзакского тоннеля составляет примерно 68 млн. долларов США.

### Тоннель Лавари

В настоящее время разработан проект строительства железной дороги в Пакистан через территорию Таджикистана и Афганистана стоимостью в 8 млрд. долларов США. Инициатором и автором данного проекта является пакистанская сторона. В рамках реализации этого проекта планируется строительство тоннеля «Лавари» протяженностью 110 километров, который будет соединять Пакистан с Таджикистаном через Афганистан.

Тоннель в два раза сократит путь к морским портам Пакистана, к Таджикистану будут проложены автомобильная и железная дороги.

### 3. Гидротехнические тоннели ГЭС и водохозяйственных комплексов

№	Наименование	Высота плотины, м	Мощность, МВт	Год пуска в эксплуатации	Стоимость проекта, млн. долл. США
1	Нурекская ГЭС	300	3000	1972	-
2	Рогунская ГЭС	335	3600	строится	2200
3	Сангтуда-1 ГЭС	75	670	2008	480
4	Сангтуда-2 ГЭС	31	220	строится	180

### Нурекская ГЭС

Нурék (тадж. Норак) – город в 70 км к юго-востоку от Душанбе, население 20 тыс. жителей. Возник в 1960 на месте кишлака Нурек в результате строительства Нурекской ГЭС.

Нурекская ГЭС мощностью 3000 МВт – крупнейшая на сегодняшний день гидроэлектростанция Центральной Азии и входит в число 30 самых мощных гидроэлектростанций мира. Она расположена на одной из самых больших рек региона Вахше.

Проектирование ГЭС началось в 1950-х гг., строительство было начато в 1961 году. Строительство станции было объявлено Всесоюзной ударной комсомольской стройкой. В эксплуатацию станция принята в 1972 г., последний агрегат введен в строй в 1979 г.

В настоящее время Нурекская ГЭС обеспечивает около трех четвертей всей выработки электроэнергии в республике. Вот лишь некоторые цифры, характеризующие масштабность этого сооружения:

- высота плотины – 300 м;
- площадь зеркала водохранилища – 98 км<sup>2</sup>;
- объём – 10,5 км<sup>3</sup>;
- длина – 70 км.

Во время строительства этого гидроузла для доставки грунта из карьеров в тело



Нурекской плотины построено 7 автодорожных тоннелей суммарной длиной около 4 км.

Объем подземной выемки Нурекской ГЭС составил 2,7 млн. м<sup>3</sup>. Это был наивысший показатель по нескольким десяткам деривационных гидроузлов.

Вода из Нурекского водохранилища, которое часто называют Нурекским морем, используется не только для выработки электроэнергии, но и направляется по специальному тоннелю на орошение сельскохозяйственных земель.

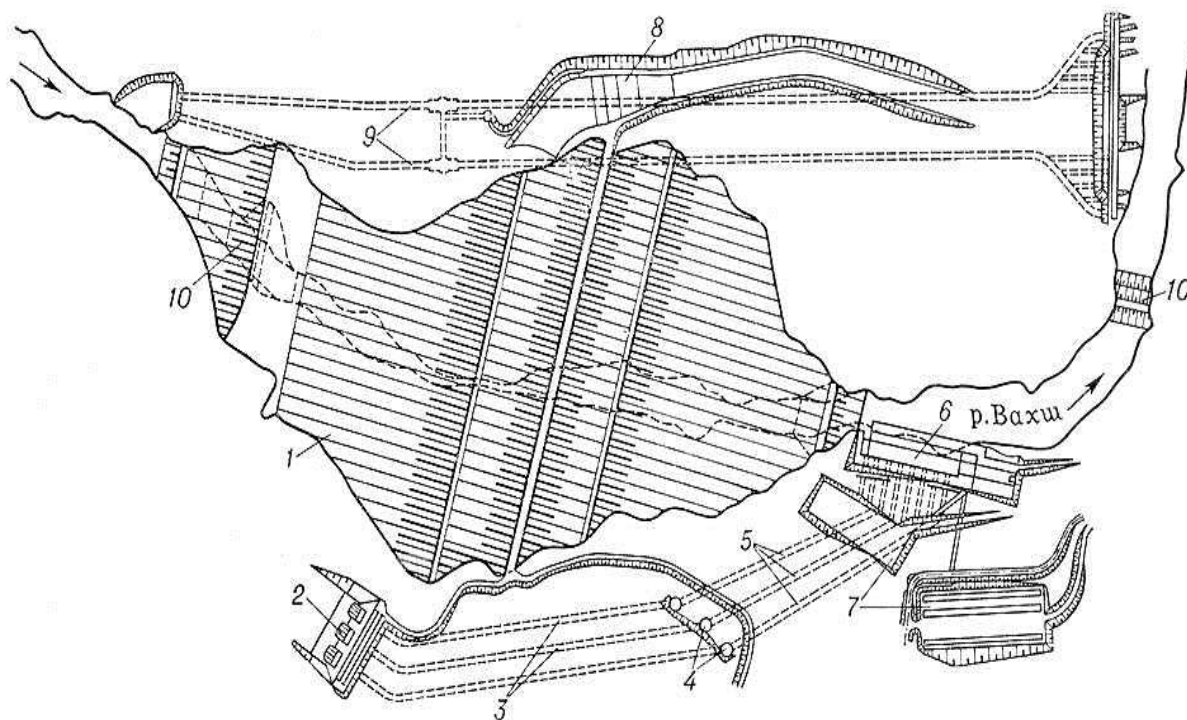


Схема гидроузла Нурекской ГЭС: 1 – плотина; 2 – водоприемник ГЭС; 3 – напорные водоподводящие туннели; 4 – уравнивающие резервуары; 5 – турбинные водопроводы; 6 – здание ГЭС; 7 – открытое распределительное устройство; 8 – открытый водосброс с отводящим каналом; 9 – строительные туннели; 10 – верховая и низовая перемычки

### Рогунская ГЭС

Незаконченное строительство Рогунской ГЭС, также на р. Вахш, имеет следующие горно-строительные показатели:

- протяженность подземных сооружений – 72,5 км;
- объем подземной выемки – 5,1 млн. м<sup>3</sup>;
- объем железобетона – 1,8 млн. м<sup>3</sup>;
- общее количество подземных сооружений – 300;
- площадь поперечного сечения подземного машинного зала – 1500 м<sup>2</sup>.
- Особый тип гидротехнических тоннелей представляют тоннели в составе трактов магистральных каналов, выполняющих функцию водоснабжения крупных районов и орошения засушливых земель. Такие тоннели начали строиться в стране еще в годы становления СССР. Для большинства из них характерна значительная длина и относительно небольшая площадь поперечного сечения.
- В заключении необходимо отметить, что подземное строительство в Таджикистане представляет собой крупную отрасль, внесшую большой вклад в развитие экономики страны. Национальная программа развития подземного строительства уже сегодня имеет уникальные объекты мирового уровня и мирового значения. Потребность различных подземных объектов велика, а дальнейшее освоение подземного пространства поддерживается эффективной государственной политикой.

УДК 622.831

*Халимендик Ю.М., д.т.н., проф., зав. каф. Маркшейдерии, Винник А.М. зав. лаб., каф. маркшейдерии НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

### ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ПРОВЕДЕНИЕ ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Сегодня многие шахты Западного Донбасса ведут добычу угля двумя или тремя очистными забоями. Таким образом, при остановке механизированного комплекса под демонтаж объемы добычи по предприятию значительно сокращаются. Данная проблема стимулирует поиск новых технических решений, которые позволят сократить время демонтажных и монтажных работ. Одним из технических решений, сокращающим время демонтажных работ является предварительное проведение демонтажных камер. Данная технология уже применяется на шахтах России и Польши, однако перенос существующего опыта может быть осуществлен лишь с учетом горно-геологических особенностей шахт Западного Донбасса.

Целью данной работы является обоснование отпора крепи демонтажной камеры.

По опыту шахт Кузбасса предварительное проведение демонтажной камеры ускоряет процесс демонтажа в 2-3 раза [1]. При этом ширина демонтажных камер составляет 9 м, а для ее крепления применяется двухуровневая схема анкерования, с помощью анкеров первого уровня сталеминеральных или сталеполимерных (обычной длины), и анкеров второго уровня (канатных, глубокого заложения).



*Рис. 1. Демонтажная камера ш. «Богданка». Крепление монорельса к перекрытиям механизированной крепи.*

В условиях шахты «Богданка» (Польша), реализовано несколько оригинальных технических решений (например использование перекрытия секции для монтажа монорельсовой дороги – рис. 1), и различные варианты крепления демонтажной камеры.

В приведенных примерах высота секций механизированной крепи лишь немногим меньше, чем высота предварительно пройденной камеры, а на шахтах Западного Донбасса вынимаемая мощность пласта (и соответственно высота секций крепи) зачастую не превышает 1,2 м.

Это ведет к возникновению двух основных вариантов формирования демонтажной камеры: с выходом механизированного комплекса на почву предварительно пройденной выработки (рис. 2) и с выходом под кровлю выработки (рис. 3).

Данные схемы предполагают использование секций механизированной крепи для поддержания кровли основной (транспортной) части демонтажной камеры, однако они имеют и свои недостатки.

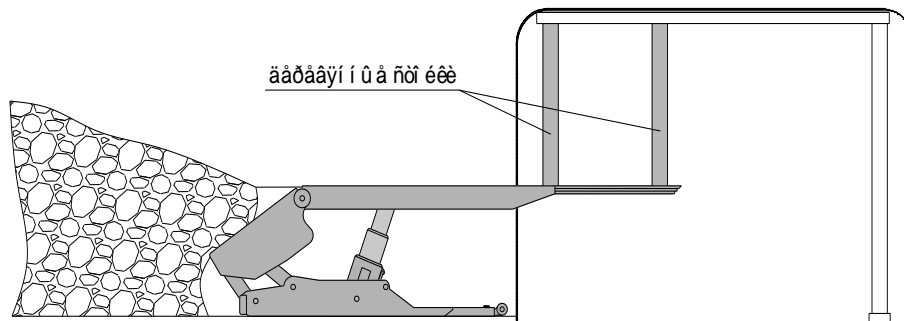


Рис. 2. Выход механизированного комплекса на почву предварительно пройденной демонтажной камеры.

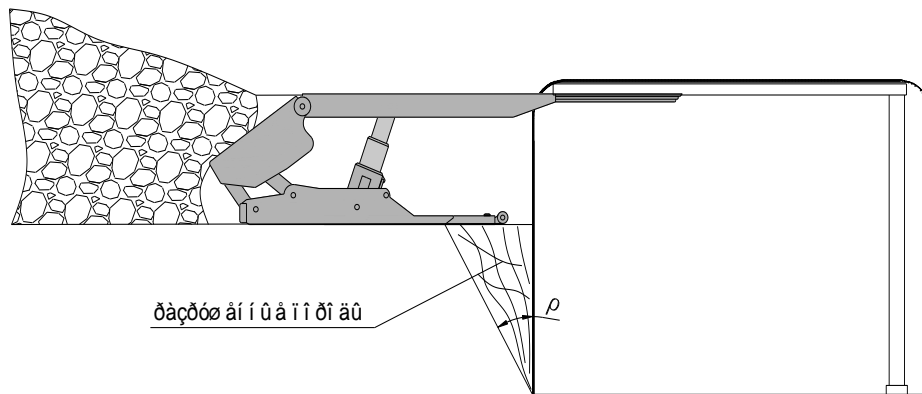


Рис. 3. Выход механизированного комплекса под кровлю предварительно пройденной демонтажной камеры.

При выходе механизированного комплекса на почву предварительно пройденной выработки, для поддержания ее кровли возникает необходимость в установке дополнительных стоек, опирающихся на перекрытие секций (рис. 2). Кроме того сокращается поперечное сечение выработки, остается относительно небольшой транспортный коридор. При выходе механизированного комплекса под кровлю выработки необходимость в дополнительных стойках отпадает, сохраняется поперечное сечение выработки (рис. 3). Однако при остановке механизированного комплекса необходимо учитывать разрушение борта выработки, которое ограничивается углом внутреннего трения ( $\rho$ ) для вмещающих пород. Также при извлечении секций механизированной крепи возникает необходимость формировать полок.

Формирование нагрузки на крепь демонтажной камеры можно разделить на несколько этапов:

1. Очистной забой и предварительно пройденная выработка находятся на расстоянии, исключающем взаимное влияние (фактически имеем две отдельные геомеханические системы);
2. Выработка попадает в зону динамического повышенного горного давления от движущегося на нее очистного забоя;
3. Очистной забой приближается к выработке на некоторое критическое расстояние и при этом формируется единая геомеханическая система;
4. Вход механизированного комплекса в демонтажную камеру и остановка под демонтаж (этап окончательного оформления демонтажной камеры) с перемещением опорного давления глубь массива.



При входе механизированного комплекса в камеру выработка будет эксплуатироваться в зоне разгрузки. Таким образом, основная задача поддержания выработки сводится к усилению крепления выработки при подходе к ней очистного забоя на втором и третьем этапе для предотвращения развития свода расслоившихся пород над демонстрационной камерой.

На шахтах ОАО «Павлоградуголь» накоплен опыт похода механизированного комплекса к пластовым выработкам, а также опыт их перехода. Пример: переход 582-й лавой сбойки, пройденной по пласту и пересекающей выемочный столб (ш. Юбилейная). Для контроля за состоянием выработки проводились замеры высоты выработки при подходе к ней очистного забоя. Вертикальная конвергенция начала проявляться при расстоянии выжду выработкой и лавой около 20 м. Максимальное значение вертикальной конвергенции было зафиксировано на сопряжении лавы и ходка и составило 5-7 см [2].

Перед попаданием выработки в зону повышенного горного давления от движущегося очистного забоя необходимо усилить ее крепь. Достаточный отпор крепи позволит свести к минимуму вертикальную конвергенцию в выработке.

В настоящее время отсутствует нормативно закрепленная методика позволяющая рассчитать нагрузку на крепь выработок при подходе лавы к ранее проведенной выработке. Расчет нагрузок может быть выполнен отдельно для очистной выработки по [3], и отдельно для предварительно пройденной выработки по [4]. Однако при подходе лавы к предварительно проведенной демонстрационной камере происходит формирование единой геомеханической системы, обусловленное объединением зон неупругих деформаций вмещающего породного массива. В таком случае расчет максимальной нагрузки на крепь должен выполняться для механизированной крепи и крепи выработки совместно, в соответствии со схемой, представленной на рис. 4. Аналогично выполнялся расчет для случая описанного в [2].

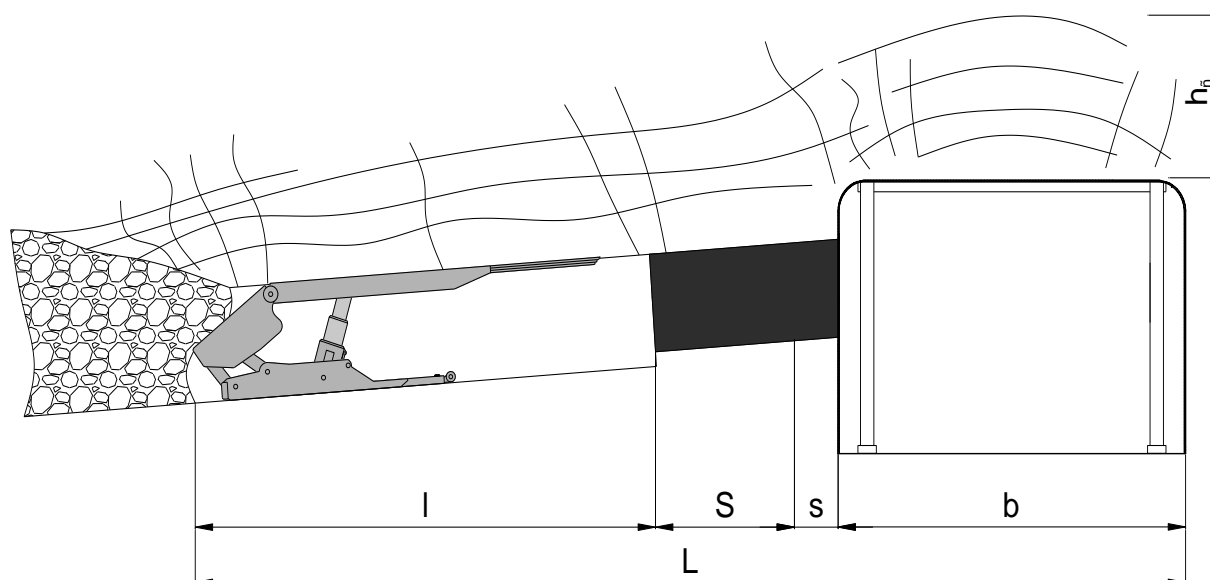


Рис. 4. Схема к расчету нагрузки на крепь при подходе лавы к ранее проведенной демонстрационной камере

Нагрузка на крепь в данной системе может быть определена как вес пород заключенных в объеме ограниченном максимальной возможной высотой расслоения вышележащих пород ( $h_c$ ) и протяженностью поддерживаемого пространства ( $L$ ), которая может быть найдена как сумма:

$$L = l + S + s + b,$$

где:  $l$  - ширина лавы;

$S$  - ширина зоны разрушенного угля со стороны очистного забоя;

$s$  - ширина зоны разрушенного угля со стороны ранее пройденной выработки;

$b$  - ширина выработки в проходке.

Зона разрушенного угля со стороны очистного забоя в соответствии с [3] составит:

$$S = \frac{m}{2\lambda \cdot \operatorname{tg} \rho} \cdot \ln \left[ \frac{(q_0 - 2c\sqrt{\lambda}) \cdot \operatorname{tg} \rho}{c(2\sqrt{\lambda} \cdot \operatorname{tg} \rho + 1)} \right]$$

где:  $m$  - мощность пласта, м;

$\operatorname{tg} \rho$  - тангенс угла внутреннего трения для угля;

$\lambda = \operatorname{tg}^2 \left( 45 + \frac{\rho}{2} \right)$  - коэффициент бокового распора;

$q_0$  - наибольшее давление на пласт, кН/м<sup>2</sup>;

$c$  - сцепление угля, кН/м<sup>2</sup>.

Величины  $\operatorname{tg} \rho$ ,  $\lambda$ ,  $c$  в соответствии с [3] определяются по таблице, опорное давление определяется по формуле:

$$q_0 = \gamma H \left( 1 + 2,22 \frac{l}{H} + 1,4 \frac{l^2}{H^2} \right),$$

где:  $\gamma$  - удельный вес пород вышележащей толщи, кН/м<sup>3</sup>;

$H$  - глубина ведения работ, м;

$l$  - длина консоли зависающей над очистным забоем, м.

Максимальная длина консоли:

$$l_{\max} = f_{\bar{\rho}} \sqrt{H}$$

где:  $f_{\bar{\rho}}$  - показатель удельной прочности пород, м<sup>1/2</sup>, определяется по таблице [3].

Зона разрушенного угля со стороны ранее проведенной выработки может быть определена как разрушение борта выработки с учетом среднего значения угла внутреннего трения для породного массива:

$$s = z \cdot \operatorname{tg} \rho_{\bar{\rho}},$$

где:  $z$  - расстояние от почвы выработки до кровли угольного пласта;

$\rho_{\bar{\rho}}$  - угол внутреннего трения для вмещающих пород.

Авторы работы [5] определяют возможную высоту обрушения исходя из вынимаемой мощности пласта ( $m$ ):

$$h_c = 4m.$$

Максимальная нагрузка на крепь при подходе лавы к ранее проведенной выработке составит:

$$Q = L \cdot h_c \cdot \gamma$$

Суммарный отпор крепи должен определяться с учетом коэффициента динамичности т.е., необходимый отпор крепи равен:

$$P = Q \cdot k_{\bar{a}},$$

где:  $k_{\bar{a}}$  - коэффициент динамичности по [4].

Предварительное проведение демонтажной камеры является одним из перспективных способов подготовки к демонтажу механизированного комплекса для шахт ОАО «Павлоградуголь». Окончательные выводы о эффективности данного способа можно сделать по результатам промышленного освоения, осуществляемого в настоящее время в условиях шахты «Степная» ОАО «Павлоград уголь».

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. А.Г. Зиганшин «РАНК 2»: безопасность, эффективность, скорость. – Уголь Кузбасса №3, 2010 г.
2. Ю.М. Халимендик, С.А. Воронин, А.М. Винник Переход лавой выработки в условиях шахты «Юбилейная» ОАО «Павлоградуголь». – Науковий вісник НГУ №2, 2008 р.
3. Руководство КД 12.01.01.503-2001 Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. – К.: Минтопэнерго Украины, 2002.
4. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. СОУ 10.1.00185790.011:2007. – К.: Мінвуглепром України, 2007.
5. Черняев В.И. Расчет напряжений и смещений пород при разработке свиты пластов. – К.: Техника, 1987.

УДК 622.831

*Ганев С.Н., к.т.н., доц., Сторчак Г.Г., асп., каф. СГМ, НГУ, г. Днепропетровск, Украина*

### АНАЛИЗ ПРИЧИН ВОЗНИКНОВЕНИЯ НЕСИММЕТРИЧНОЙ НАГРУЗКИ НА РАМНУЮ МЕТАЛЛИЧЕСКУЮ КРЕПЬ И НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЕЕ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ

Ориентация страны на развитие энергетической базы определяется ее ресурсным потенциалом. В Украине, в частности, основным энергоносителем является уголь – единственное сырье, объемы которого потенциально достаточны для полного обеспечения потребностей национальной экономики. Поэтому состояние угольной промышленности Украины является главным показателем энергетической независимости государства. Учёные-экономисты считают, что оптимально необходимые объёмы добычи угля для Украины должны составлять: 2010 г. – 96 млн. т, 2020 г. – 112 млн.т и 2030 г. – 120 млн. т. По оценкам экспертов эти объёмы определяются возможным граничным истощением мировых запасов нефти и газа, которое может наступить уже до 2035 г. При этом мировая потребность в угле прогнозно возрастёт в 2 раза. Важно при этом подчеркнуть, что цены на газ могут возрасти в 2-3 раза. Поэтому стратегическая цель в развитии угольной промышленности страны состоит в существенном увеличении добычи угля для повышения уровня энергетической безопасности. [1].

Увеличение угледобычи неизбежно сопровождается ростом объемов проведения горных выработок. Проблема обеспечения их устойчивости приобретает особенно большое значение с увеличением глубины разработки. Величина ее в Украине приближается к 800 м, 60,8% шахт работают на глубине более 600 м и 15% – более 1000 м [2].

Комплексным показателем, характеризующим условия разработки месторождений, является безразмерное отношение  $R_c^m / \gamma H$  где  $R_c^m$  - прочность массива на одноосное сжатие,  $\gamma$  - объемная масса пород,  $H$ - глубина разработки. Это отношение является достаточно объективной величиной, определяющей сложность обеспечения устойчивости подземных выработок [3], хорошо подтверждающейся практическими наблюдениями и вошедшей в нормативные документы [4]: чем меньше его значение, тем хуже условия эксплуатации подземных выработок. Данный показатель используется для оценки условий эксплуатации выработок многими учеными и научными школами. Так, уточненный показатель  $\theta = R_c K_c / \gamma H$ , где  $K_c$  – коэффициент структурно-механического ослабления, активно используемый в исследованиях научной школы геомеханики кафедры СГМ НГУ. Как показывает анализ [5], этот показатель хорошо коррелирует с понятием большие глубины

разработки для которых характерны значительные ухудшения состояния выработок.

Одним из основных факторов определяющих ритмичность, эффективность и безопасность работ в угольных шахтах является удовлетворительное состоянием капитальных и подготовительных выработок. Одной из мер по его обеспечению является возведение крепи в выработках.

Наиболее распространенным видом крепления на шахтах Украины являются металлические арочные податливые крепи из спецпрофиля (92-98%) [6].

Анализ состояния подготовительных выработок угольных шахт Украины, а также затрат, связанных с их поддержанием и ремонтом, показывает, что большую трудность при поддержании подготовительных выработок в эксплуатационном состоянии представляют большие смещения контура в результате воздействия несимметричных нагрузок на крепь.

Как показывают многочисленные исследования возникающие несимметричные нагрузки на крепь обусловлены рядом факторов:

1) несоответствие многих известных конструкций металлокрепей широкому спектру горно-геологических условий поддержания горных выработок;

2) проявление новых форм горного давления на глубинах 800-1300 м, при которых применяемые крепи не обеспечивают надлежащее противодействие перемещающимся породам в выработку, что вызывает их запредельные деформации [7];

3) несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура [8]

4) ослабления угленосной толщи под действием геомеханических процессов, в частности водонасыщения.

Увлажнение окружающих выработки пород даже от орошения при комбайновой проходке, совместно с естественной трещиноватостью приводит к образованию в приконтурном массиве пластической зоны, которая не обладает несущими свойствами, а участвует лишь в передаче внешних нагрузок и их перераспределении по контуру крепежных рам вследствие чего на большой глубине образуется техногенная структура, формирующая неравномерную нагрузку на крепь [9];

5) расположение выработки относительно границ очистных работ и обусловленную этим степень влияния возникающего опорного давления;

6) несоответствие расчетных схем реальным условиям работы крепи [10]; Как показывает многочисленные исследования, лишь очень незначительная часть выработок работает в условиях идеально симметричной внешней нагрузки. В эту же категорию можно отнести и выработки, крепь которых испытывает нагрузку с небольшим отклонением от вертикали, приводящей к снижению несущей способности не более, чем на 10% [11].

6.1) нарушение технологии возведения крепи из-за низкой дисциплины и халатности горнорабочих;

6.2) отсутствие забутовки или ее некачественное возведение. Это обстоятельство ведет к тому, что крепь длительное время не оказывает сопротивления смещению пород, что способствует изменению схемы загрузки.

7) формирование несимметричной нагрузки может происходить в виде складкообразования (рис.1), в породах приконтурной части массива. Это приводит к локальному воздействию на крепь, направление которого перпендикулярно напластованию пород [12];

8) одностороннее влияние внешней нагрузки испытывает также крепь сближенных выработок, сопряжений и закруглений об этом свидетельствуют многочисленные литературные источники [12];

Нормативные документы, определяющие пространственно - планировочные параметры расположения выработок и исключаящие их взаимовлияние, рекомендуют

располагать выработки на расстоянии не менее трех-пяти диаметров, однако, в условиях большой глубины разработки, с увеличением напряжений в окружающем выработку массиве, смежные выработки могут оказывать влияние на значительно большее расстояние, что не всегда учитывается.

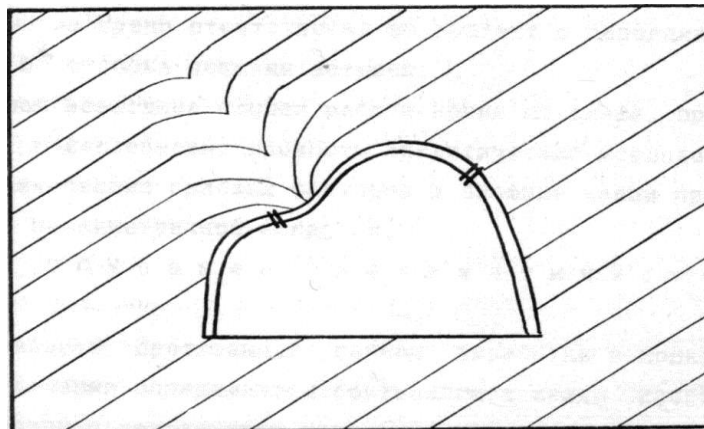


Рис.1. Локальный характер передачи нагрузки на крепь при складкообразовании.

8) одностороннее влияние внешней нагрузки испытывает также крепь сближенных выработок, сопряжений и закруглений об этом свидетельствуют многочисленные литературные источники [12];

Нормативные документы, определяющие пространственно - планировочные параметры расположения выработок и исключаяющие их взаимовлияние, рекомендуют располагать выработки на расстоянии не менее трех-пяти диаметров, однако, в условиях большой глубины разработки, с увеличением напряжений в окружающем выработку массиве, смежные выработки могут оказывать влияние на значительно большее расстояние, что не всегда учитывается.

9) неравномерность внешней нагрузки испытывают выработки, охраняемые различными искусственными полосами.

Общим недостатком искусственных охранных сооружений из различных материалов является то, что они оказывают достаточное сопротивление опусканию пород только после значительной осадки. По данным обследованных ДонУГИ, 365 выработок, охраняемых породными полосами, более 20% их протяженности находится в неудовлетворительном состоянии. Связано это с неравномерным опусканием пород кровли в выработке за лавой и как следствие - асимметричным нагружением крепи;

10) вывалообразование. Как известно, нагрузка на крепь формируется в результате совместного воздействия смещений пород в образованной вокруг выработки ЗНД и веса отделившихся в пределах ЗНД столба разрушенных пород над сводом выработки. Как правило, полного отделения разрушенных пород не происходит в следствии чего и образуется вывал [13,14];

Многочисленные существующие способы и средства обеспечения устойчивости оказываются во многих случаях недостаточными. В связи с этим на поддержание выработок в эксплуатационном состоянии отвлекаются значительные трудовые ресурсы, а суммы затрат на ремонтные работы достигают огромных размеров. Все вышеперечисленное создает предпосылки к созданию новых и усовершенствованию старых методов повышения несущей способности металлических крепей.

Одна из характерных особенностей работы крепи в условиях несимметричной нагрузки является появление значительных горизонтальных смещений пород, что требует соответствующих изменений в конструкции крепи, в связи с этим разработаны специальные

крепь с податливостью в горизонтальном и вертикальном направлении - крепь КПК (ДонУГИ) - для выработок крутых пластов, проводимых по простиранию; крепь направленной податливости АПК-3 (ДПИ) с дополнительным узлом податливости в верхняке. Данные технические решения позволяют значительно повысить несущую способность крепи в 2-2,5 раза по отношению к традиционным арочным [15].

Одним из механизмов обеспечения долговечной работоспособности крепи при несимметричных нагрузках является управление ее податливостью в соответствии формирующейся ассиметричной нагрузкой

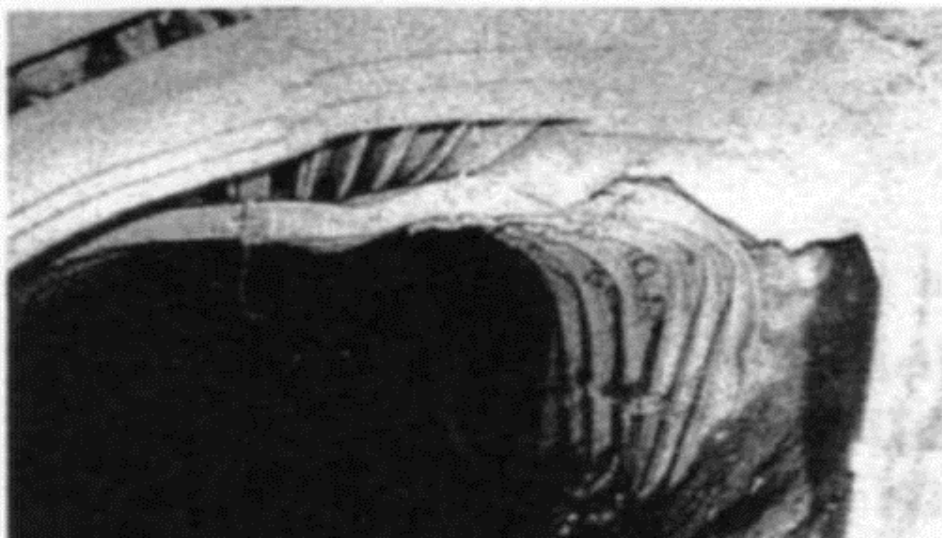
В работах [17], [18] описана конструкция компенсационного узла разноподатливой арочной крепи состоящего из П-образных скоб, планок и гаек, узла податливости ЗСД конструкции ДонУГИ, **узлов** податливости ЗПК конструкций НИИОГР и КузНИУН. Установка данной конструкции на раму арочной крепи позволяет замедлить процесс срабатывания замка податливости со стороны больших нагрузок и включить в работу замок ЗСД без «тормоза» со стороны меньших нагрузок. В результате одновременной работы обоих узлов податливости арочная крепь более равномерно воспринимает возникающую несимметричную нагрузку, что положительно скажется на устойчивости выработки.

Еще один метод устранения вредного воздействия несимметричной нагрузки описан в работе [19] и достигается выполнением составляющих элементов крепи разнопрочными. Конструкция представлена четырехзвеньева арочной крепью повышенной несущей способности, из жестко скрепленного сдвоенного спецпрофиля в зоне перекрепления и стоек крепи выполнены из обычных одинарных спецпрофилей.

Внедрение преднапряженного элемента усиления в конструкцию рамы на участке прогнозируемых деформаций профиля является еще одним достаточно распространенным способом повышения несущей способности крепи [20]. В работе [21] описывается способ, в котором в качестве средства управления усилиями возникающими в конструкции крепи используется предварительно напряженная металлическая стяжка, установленная с регулируемым сопротивлением.

Увеличение несущей способности крепи может достигаться также с помощью анкеров, взаимодействующих непосредственно с профилем крепи, установленных посредством жесткой связи, либо через металлические полосы - при установке их между рамами крепи [22 - 25].

Таким образом в ситуации повышения несущей способности металлокрепи при несимметричной нагрузке, с одной стороны, известно достаточно много способов



*Пример воздействия несимметричной нагрузки на крепь [16].*

управления несущей способностью крепи в таких условиях, а с другой стороны – крепь продолжает выходить из строя в силу действия несимметрии нагружения. Это может быть связано с тем, что некоторые способы оказываются не эффективными в условиях повышения глубины разработки, а другие – сложны в реализации, требуют дополнительных организационных мер и финансовых затрат, на которые предприятия зачастую идут крайне неохотно.

#### ВЫВОДЫ:

1. Основной энергоноситель которым в достаточной степени владеет Украина - уголь. Приоритетным для страны является направление развития угольной промышленности, удовлетворительное состояние которой определяет уровень энергетической независимости государства. Возрастающие темпы угледобычи неизбежно влекут за собой рост объемов проведения горных выработок и увеличения глубины ведения горных работ. Эти факторы существенно и негативно влияют на проведения, эксплуатации и поддержания подземных сооружений. Состояние подготовительных и капитальных выработок – один из основных факторов, влияющих на эффективность работы угольных шахт.

2. Металлическая рамная крепь является самым распространенным видом крепления в подготовительных и капитальных выработках, поэтому одной из важных задач является поиск новых и усовершенствование старых методов повышения ее несущей способности.

3. Как показывают многочисленные исследования, потеря несущей способности крепи, в большинстве случаев, возникает в результате воздействия несимметричной нагрузки, которая характеризуется перенапряжением в каком-либо элементе крепи, в то время, как остальная конструкция остается недогруженной.

4. Несимметрия внешнего нагружения, которая так существенно влияет на несущую способность металлической крепи, определяется, прежде всего условиями на контакте "крепь-порода". Управляя этими условиями, можно добиться значительного повышения устойчивости протяженных горных выработок.

Способами управления являются изменение схемы нагружения путем приложения сосредоточенной нагрузки в определенных точках крепи, применение крепи переменной жесткости, использование инвентарных элементов усиления крепи, анкерование породного массива и тому подобное.

5. Разработка сравнительно недорогих, простых в реализации и эффективных, в условиях больших глубин разработки, способов повышения устойчивости рамной металлической крепи является актуальной научно-технической задачей, важной для народного хозяйства Украины.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Проблеми стратегії розвитку вугільної промисловості України / Г.Г.Півняк, П.І. Пілов, В.І. Бондаренко, В.І. Саллі та інш. // Сбор. науч. тр. НГУ. – № 17, т.1. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С. 5-11.
2. Янко С.В. Основные направления технического развития шахт Украины // Уголь Украины. – 1993. – №1. – С. 8-11.
3. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: дисс. доктора техн. наук: 05.15.04.; 05.15.11 / Шашенко Александр Николаевич. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.
4. СН и П-П-94-80 Подземные горные выработки. Нормы проектирования.- М.: Изд. Стандартов. 1980.-36 с.
5. Солодянкин А.В. К обоснованию границ «больших глубин разработки» // Материалы международной конференции «Форум горняков».
6. Байсаров Л.В. Обоснование параметров и разработка технологи комбинированного

- способа поддержания повторно используемых выработок. Дисс...канд. техн. наук:05.15.02 – Днепропетровск – 2004. – 241 с.
7. Школа подземной разработки 2007. Кириченко, Иванов, Гладнев.
  8. Совершенствованиетехнологии строительства шахт и подземных сооружений. Вып№15. 2009 (РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ КОМПЕНСАЦИОННОГО УЗЛА АРОЧНОЙ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ) Ст. прем. Ю.И. Кобзарь, доц. Г.Г. Левчинский, (луд. Р.Г. Заставной, АФГГ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина.
  9. С.Б.Тулуб, А.А.Татаринов, В.И.Костокрыз. Выбор рациональных конструктивных параметров рамных крепей для условий шахт западного донбасса.// Науковий вісник НГА України №2, 1998 р.
  10. С.Б.Тулуб, А.И.Панишко. ВЛИЯНИЕ НЕСИММЕТРИИ ЗАГРУЖЕНИЯ НА НЕСУЩУЮ СПОСОБНОСТЬ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ КРЕПИ.// Науковий вісник НГА України № 4, 1999 р.
  11. Солодянкин А.В. Обоснование параметров способа усиления крепи подготовительных выработок при несимметричной нагрузке. Дисс...канд. техн. наук:05.15.04. – Днепропетровск, 1996. – 154 с.
  12. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Повышение устойчивости надрабатываемой выработки//Уголь Украины. \* 1994, - N 8. - с. 23-24.
  13. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок.- М.: Недра,- 1990,- 218 с.
  14. Кошелев К.В., Комелев О.К., Фисунов А.В. Характеристика вывалообразований в горных выработках шахт Донбасса//Подземное и шахтное строительство, - 1991, - N 5, - с. 11-14.
  15. Липкович С.Н., Краснов СВ., Каминский Ю.В., Польский Н.Д. Крепь направленной податливости АПК для подготовительных выработок крутых пластов// Уголь Украины,- 1979.- N 3.- с. 4-5.
  16. Воробьев А.Н, Шаймярдинов И.К. Определение рациональных параметров рамных крепей горных выработок для условий шахт Донского ГОКа. // Горный информационно-аналитический бюллетень. №4. 2004.
  17. Лигвинський І.І. Гайко Г.І., Кулдиркаєв М.І. Сталеве рамне кріплення гірничих виробок. - К.: Техніка, 1999. - 216 с.
  18. Халемендик Ю.М., Александров С.Н., Вишневский В.В. Замковые соединения усиленной конструкции для повышения устойчивости горных выработок // Уголь Украины. - 2007.-№2.-С. 16-19.
  19. Генин М.С. Способы упрочнения горного массива вокруг проводимой выработки//Уголь.- 1983.- N 12. - с. 16-18.
  20. Гайко Г.И. Обоснование способа и параметров усиления арочной крепи: Автореф. дисс., канд.техн. наук.- Донецк, 1995. - 20 с.
  21. Литвинский Г.Г., Троян В.Д. Исследование резервов повышения несущей способности металлической арочной крепи// Технология добычи угля подземным способом. - 1976. - N 12. - с. 38-39.
  22. Выгодин М.А., Евтушенко В.В. Применение металло-анкерных крепей на шахтах Западного Донбасса//Уголь Украины, - 1989. -N 8. - с. 36-38.
  23. Краев Ю.К., Корнилков М.В. Оперативный способ увеличения несущей способности крепи, взаимодействующей со слабыми горными породами//Строительство шахт, рудников и подземных сооружений: Межвуз, научн.темат. сб. - Свердловск: изд. СГИ, - 1988. - с. 3.9-43.
  24. Литвинов В.Я. О причинах и механизме повывения несущей способности крепи.//Горный журнал,-1990. - N10. - с.24-27.
  25. Широков А. П., Найдов М.И., Петров А.И., Лидер В.А. Анкерная крепь в Кузбассе. М..Прометей, - 1990. - 126 с.



УДК 622.281.424.001.57

Коваленко В.В., к.т.н., доц., Мостовой В.В., студ., каф. СГМ, ГБУЗ «НГУ», г. Днепрпетровск

## ИССЛЕДОВАНИЕ С ПОМОЩЬЮ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С НАБРЫЗГБЕТОННОЙ И ФИБРОБЕТОННОЙ КРЕПЬЮ

При увеличении глубины на крепь горной выработки действует нагрузка со стороны породного массива, численно равная значению  $\gamma H$ . Устойчивость крепи в значительной степени зависит от размеров действующей со стороны приконтурного массива нагрузки, а также физико-механических свойств вмещающих пород и материала крепи. Для условий заданной глубины варьируются параметры набрызгбетонного покрытия, а также исследуются случаи возведения собственно набрызгбетонной крепи, а также набрызгбетонной крепи с тампонажем закрепного пространства. Второй случай подразумевает, что предварительно устанавливается анкерная крепь, происходит разгрузка массива с образованием области трещиноватых пород. Осуществляется нанесение набрызгбетонного покрытия и затем производится последующий тампонаж зоны ослабленных пород. Для данного случая моделируются набрызгбетонная крепь и область затампонируемых пород на глубину 1,50 м.

Моделируются условия, характерные для глинистых пород (аргиллитов, алевролитов), породы – однородные изотропные. По периметру модели приложена нагрузка, соответствующая параметру  $\gamma H$ .

Решение выполнялось для двух основных ситуаций выработки с набрызгбетонной крепью и выработки с набрызгбетонной крепью и тампонажем. Данные ситуации являются наиболее характерными для условий использования набрызгбетона – собственно набрызгбетонная крепь и набрызгбетонная крепь в сочетании с тампонажем закрепного пространства. В ходе выполнения работ по математическому моделированию варьировались основные технологические параметры – глубина расположения выработки, 500 м., 600 м., 700 м. и марка используемого набрызгбетона, а именно М 300, М 400, М 500. Всего было исследовано 18 вариантов.

На рис. 1 и 2 представлены расчетные схемы для проведения математического моделирования соответственно выработок с набрызгбетонной крепью, а также с набрызгбетонной крепью и тампонажем.

Для проведения численного моделирования использован метод конечных элементов. Построение модели осуществлялось с использованием программы Cosmos/M 2.6.

Первоначально была рассмотрена ситуация при которой выработка закреплена только набрызгбетонной крепью. Для данной ситуации с использованием программы Cosmos/M были получены эпюры эквивалентных напряжений. Затем в точках элементов на контуре крепи, в диапазоне от 0 до 90°, брались максимальные значения эквивалентных напряжений и сравнивались с пределом прочности на сжатие. На основе полученных результатов проверялось выполнение критерия устойчивости материала крепи, характеризующего переход набрызгбетонной крепи в состояние потери устойчивости. При выполнении расчетов этот критерий принят в форме коэффициента устойчивости. Согласно положениям сопротивления материалов и строительной механики полное напряжение в точке равно

$$\sigma = \sigma_{сж} + \sigma_{изг}$$

Учитывая то, что в дальнейшем производятся исследования по определению влияния на устойчивость выработки фибробетона, который имеет повышенные характеристики на изгиб, коэффициент устойчивости запишем с учетом влияния напряжений, возникающих от совместного влияния изгиба и сжатия. Условие прочности при изгибе [4] в случае

приведения его к допускаемому напряжению при сжатии будет выглядеть следующим образом:

$$\sigma_{сж} + \frac{\sigma_{изг} \cdot [\sigma_{сж}]}{[\sigma_{изг}]} \leq [\sigma_{сж}].$$

После преобразования формула для определения коэффициента устойчивости примет вид:

$$K_y = \frac{[\sigma_{сж}]}{\sigma_{сж} + \frac{\sigma_{изг} \cdot [\sigma_{сж}]}{[\sigma_{изг}]}} \quad (1),$$

где –  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{изг}$  – соответственно предел прочности набрызгбетона (фибробетона) на одноосное сжатие и изгиб,  $[\sigma_{сж}]$ ,  $[\sigma_{изг}]$  – допустимые напряжения на сжатие и изгиб, возникающие в материале крепи.

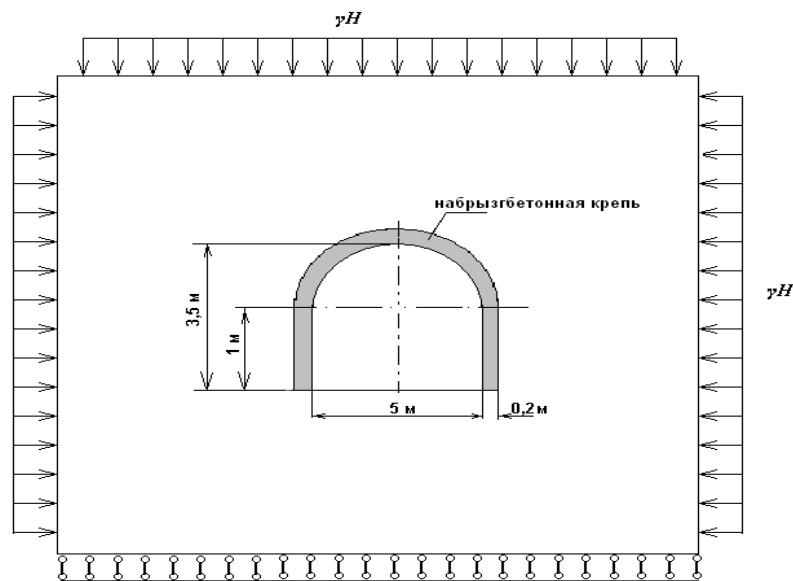


Рис. 1. Расчетная схема выработки с набрызгбетонной крепью, толщиной 20 см

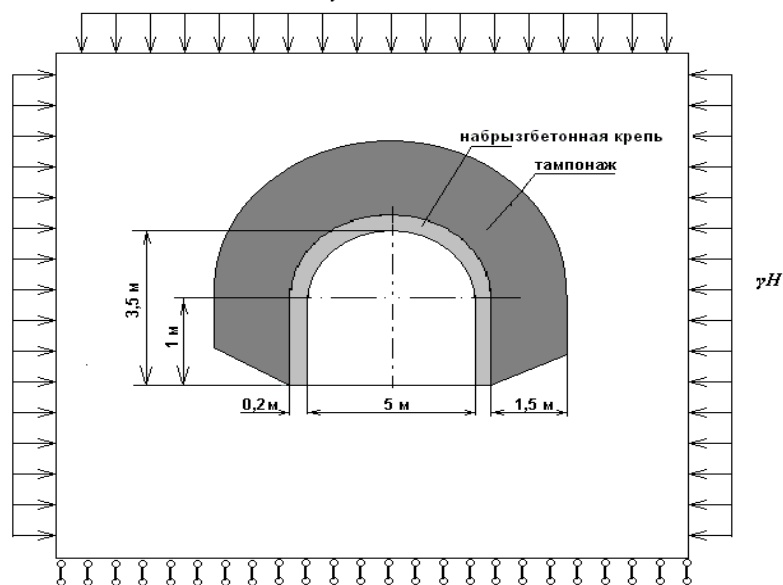


Рис. 2. Расчетная схема выработки с набрызгбетонной крепью, толщиной 20 см и тампонажем закрепного пространства на глубину 1,5 м

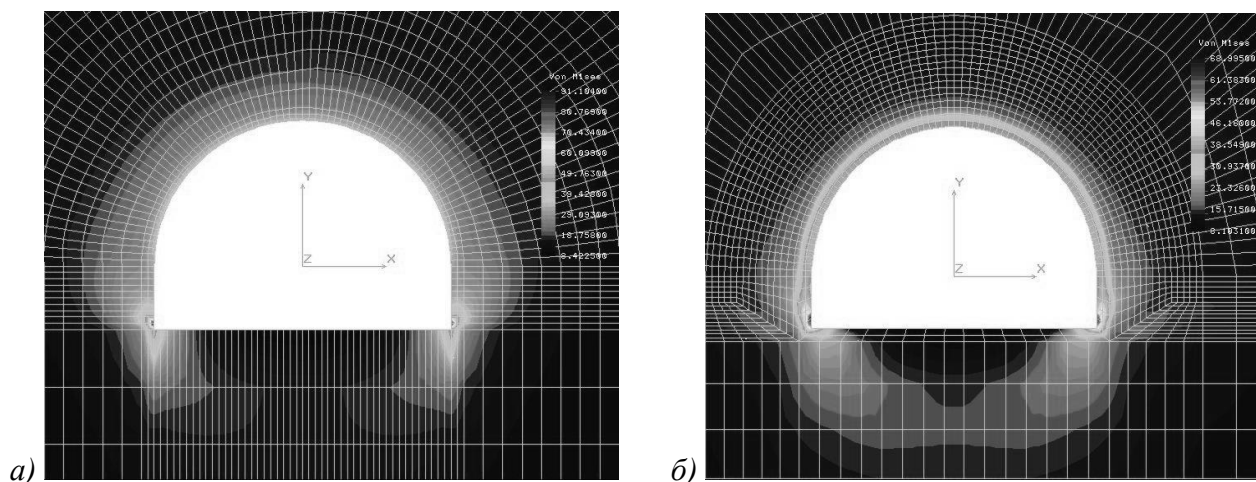


Рис. 3. Эпюра эквивалентных напряжений для выработки с крепью из набрызгбетона марки М500, расположенной на глубине 700м:

а) выработка с н/б крепью; б) выработка с н/б крепью и тампонажем

Коэффициент устойчивости  $K_y$  характеризовал состояние конструкции крепи. В случае если  $K_y < 1$  – следовательно, конструкция крепи характеризуется состоянием потери устойчивости. И напротив, если  $K_y > 1$  – элементы конструкции не испытывают предельно напряженного состояния и конструкция находится в устойчивом состоянии.

Таким образом, устанавливается зависимость состояния крепи от параметров глубины расположения выработки и марки набрызгбетона.

На рисунке 4, 5 представлены результаты математического моделирования изменения коэффициента устойчивости в зависимости от глубины расположения выработки и марки набрызгбетона.

Как видно из рисунка относительно благоприятными можно считать условия поддержания выработки на глубине 500 метров с использованием набрызгбетона марки М 300, в случае последующего увеличения глубины до 600 метров целесообразным является увеличение марки до М 400. При глубине выработки – 700 метров близкое к устойчивому состоянию будет обеспечивать крепь из набрызгбетона М 500. Использование набрызгбетона марок М 400 и М 500 на глубине расположения выработки 500 метров хотя и обеспечивает более высокий коэффициент устойчивости, однако ведет к значительному перерасходу материалов.

При сравнении графиков на рис. 4 и 5 является очевидным снижением коэффициентов устойчивости выработки в среднем на 11%. Это происходит по причине того, что в первом случае (ситуация А) выработка рассматривается как идеализированная, с ненарушенными вмещающими породами, тогда как второй случай (ситуация Б) рассматривает выработку, ослабленную слоем разрушенных пород в приконтурной зоне, для обеспечения устойчивости которых выполнен тампонаж. Тампонаж закрепного пространства не обеспечивает полного восстановления прочностных параметров пород, а создает новый слой породобетона со свойственными ему физико-механическими параметрами.

Из рисунка 6 следует, что с увеличением глубины от 500 до 600 метров для обеспечения устойчивости необходимым является переход на марки набрызгбетона большей прочности (с М400 на М500). Последующее увеличение глубины вызывает необходимость использования комбинированной крепи – усиления набрызгбетона фибрами или сеткой.

**Исследование с помощью численных методов факторов, влияющих на несущую способность фибробетонной крепи.**

Более перспективной для использования в условиях горных выработок глубоких горизонтов является фибробетонная крепь. Исследования устойчивости фибробетонной

крепи проводятся по рассмотренной ранее методике. Результаты устойчивости набрызгбетонной крепи используются в качестве контрольных значений, для сравнения эффективности использования крепи при переходе от набрызгбетона к фибробетону.

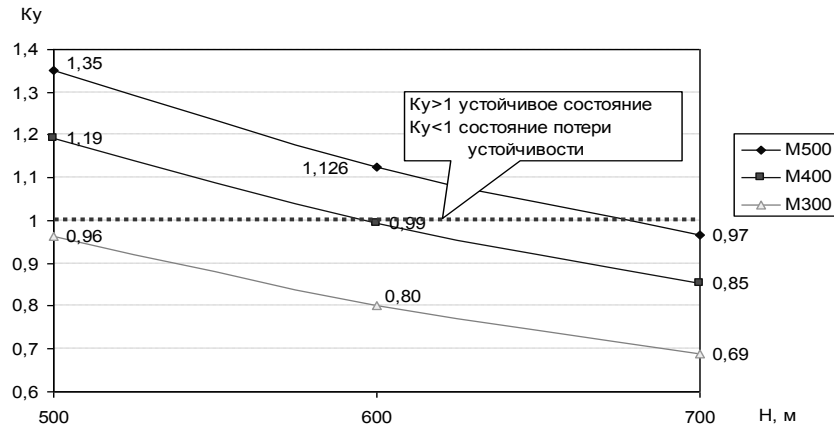


Рис. 4. Изменение коэффициента устойчивости выработки с набрызгбетонной крепью в зависимости от глубины расположения выработки и марки набрызгбетона

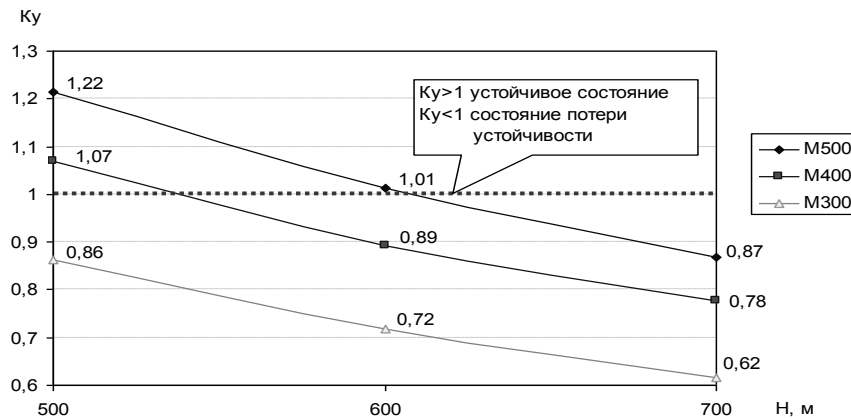


Рис. 5. Изменение коэффициента устойчивости выработки с набрызгбетонной крепью и тампонажем в зависимости от глубины расположения выработки и марки набрызгбетона

Материалу крепи задавались физико-механические свойства, характерные фибробетону на полипропиленовой фибре. Основные параметры модели выработки, закрепленной фибробетоном (и набрызгбетоном), представлены в табл. 1.

Таблица 1

Физико-механические параметры модели

Наименование материала	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на изгиб, МПа	Коэффициент Пуассона	Модуль упругости, МПа [6]	Объемный вес, МН / м <sup>3</sup>
Аргиллит	30	6	0,23	$2,4 \cdot 10^4$	$2,5 \cdot 10^{-2}$
Набрызгбетон	35	1,2	0,2	$2,85 \cdot 10^4$	$2,2 \cdot 10^{-2}$
Фибробетон	35	4,5	0,2	$2,85 \cdot 10^4$	$2,2 \cdot 10^{-2}$
Тампонаж	15	1,4	0,28	$1,6 \cdot 10^4$	$2 \cdot 10^{-2}$

В процессе моделирования изучали варианты с варьированием глубины расположения выработки, которые соответствовали рассмотренным ранее условиям моделирования, в ходе которых исследовали несущую способность набрызгбетонной крепи. Для определения

влияния на устойчивость выработки с фибробетонной крепью основных технологических параметров были рассмотрены следующие варианты: выработка с фибробетонной крепью толщиной 50мм, выработка с двухслойной крепью (набрызгбетон – 50мм, фибробетон – 50мм), выработка с двухслойной крепью (набрызгбетон – 50мм, фибробетон – 100мм), выработка с фибробетонной крепью толщиной 50мм и тампонажем, выработка с двухслойной крепью (набрызгбетон – 50мм, фибробетон – 50мм) и тампонажем, выработка с двухслойной крепью (набрызгбетон – 50мм, фибробетон – 100мм) и тампонажем. Глубина расположения для всех вариантов задавалась 500 м., 600 м., 700 м. Всего было исследовано 18 вариантов.

Таким образом, исследованы способы крепления выработки с использованием только фибробетона (толщиной 50 мм), так и фибробетона в сочетании с набрызгбетоном. При этом учитывалось, что набрызгбетон работает на сжатие и практически не работает на изгиб, поэтому набрызгбетон располагался в зоне сжатия. Толщина фибробетона, который располагался в зоне растяжения, варьировалась в диапазоне 50...100 мм.

На рисунках 7 и 8 представлены результаты математического моделирования изменения коэффициента устойчивости в зависимости от глубины расположения выработки и типа крепи.

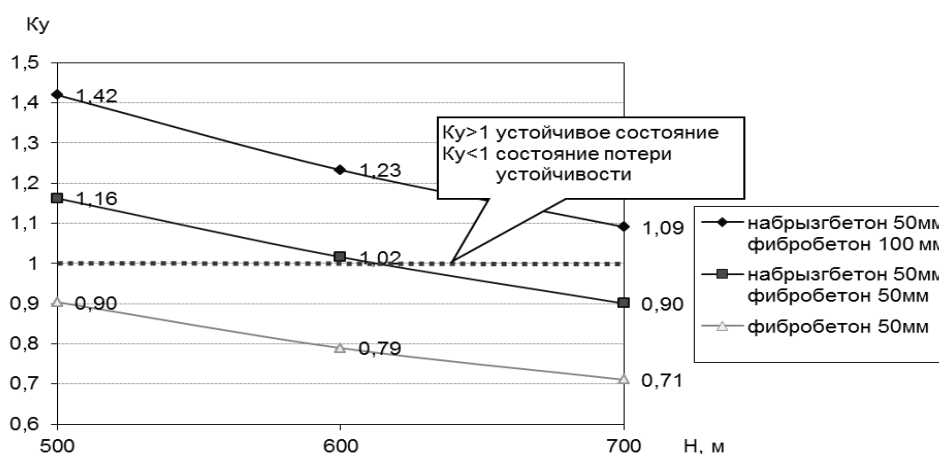


Рис. 6. Изменение коэффициента устойчивости выработки с фибронабрызгбетонной крепью в зависимости от глубины расположения выработки и толщины крепи

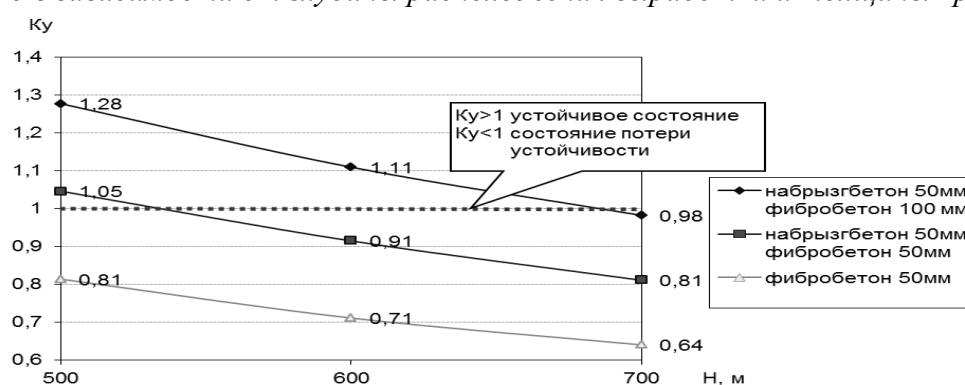


Рис. 7. Изменение коэффициента устойчивости выработки с фибронабрызгбетонной крепью и тампонажем в зависимости от глубины расположения выработки и толщины креп

Как следует из диаграммы на рис. 6 при использовании фибробетона и набрызгбетона марки М 500 достигается значительное увеличение коэффициента устойчивости выработки. На тех участках, где  $K_u$  равен или несколько меньше единицы выработка не теряет

устойчивости, как в случае, когда она закреплена только набрызгбетоном, т.к. фибробетон в отличие от набрызгбетона характеризуется вязким деформированием без лавинообразной потери устойчивости.

Рассматривая варианты крепления выработки набрызгбетоном и фибробетоном в сочетании с тампонажем, также наблюдается тенденция увеличения коэффициента устойчивости от 4 до 12% с увеличением глубины расположения выработки и экономией строительных материалов.

#### **Выводы.**

1. Использование численного моделирования хотя и имеет определенные ограничения по использованию, однако позволило получить зависимости изменения напряженно-деформированного состояния от глубины расположения выработки и марки используемого набрызгбетона.

2. При креплении выработки набрызгбетоном в условиях ненарушенных вмещающих пород анализом установлено наиболее целесообразное использование набрызгбетона марки М 300 для крепи выработки на глубине 500м, проектной марки М 400 – для выработки на глубине 600м и набрызгбетона марки М 500 – для выработки, расположенной на глубине 700м.

3. При креплении выработки набрызгбетоном и проведении тампонажа с позиций численного моделирования наиболее целесообразно уже на глубине 500 м использование набрызгбетона проектной марки М 400, на глубине 600 м – набрызгбетона марки М 500, а на глубине 700 м использование в качестве элементов усиления фибр, металлической сетки и анкером.

4. Использование фибробетона в сочетании с набрызгбетоном позволяет добиться повышения устойчивости выработок, а также значительной экономии строительных материалов в результате снижения толщины крепи.

#### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: Монография. – Д.: Национальный горный университет, 2008. – 224 с.
  2. Коваленко В.В. Исследование устойчивости выработки с набрызгбетонной крепью с использованием численного моделирования методом конечных элементов / Геотехническая механика: межвед. Сб. науч. Трудов / Ин-т геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2010. – Вып. 91. – с. 218-225.
  3. Ержанов Ж.С., Айталиев Ш.М., Шилкин П.И. Конструирование и расчет набрызгбетонной крепи. М., Недра, 1971.
- Каринцев И.Б. О предельных напряжениях при растяжении и изгибе / Вісник СумДУ. Серія Технічні науки, 2009, №1, с. 162-166.

УДК 622.333.013.3

*Логунов Д.М., асп., каф. СГМ, НГУ, г. Днепропетровск, Украина*

#### **ГЕОТЕРМАЛЬНАЯ ЭНЕРГИЯ. ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ НАПРАВЛЕНИЯ**

В настоящее время основными энергетическими ресурсами являются уголь, нефть и природный газ, запасы, которых хотя и огромны, но из-за интенсивной добычи заметно истощаются. Ограниченность топливных природных ресурсов с всё нарастающей остротой показывает необходимость перехода к так называемым альтернативным или возобновляемым

источникам энергии. К сожалению, их стоимость слишком высока, к тому же некоторые не могут генерировать энергию непрерывно, поэтому солнечная и ветровая энергии служат дополнением к традиционным способам ее получения [1,2].

Одним из перспективных направлений альтернативной энергетики является использование тепла Земли – геотермальной энергии. Запасы тепла, аккумулированного горными породами на глубине первых 3-5 км, во много раз превышают суммарную теплотворную способность мировых запасов минерального топлива [3].

Для иллюстрации можно привести следующий пример. Скважина 160 в г. Махачкале дает 2000 м<sup>3</sup> воды в сутки при температуре 63<sup>0</sup>С. 1 кг этой воды содержит на 50 ккал тепла больше, чем 1 кг речной, имеющей среднегодовую температуру 13<sup>0</sup>С. Чтобы нагреть такое количество воды, потребовалось бы затратить 13,3 т топочного мазута, используемого на махачкалинской ТЭЦ [4].

История появления общего понятия теплоты уходит корнями в далекое прошлое. Первой научной работой о теплоте можно считать философскую поэму «О природе вещей» римского поэта и философа Лукреция Кара, жившего в I веке до нашей эры, который писал о том, что при катании по твердой поверхности свинцовый шарик нагревается [5].

В настоящее время промышленное применение геотермальной энергии идет по пути использования термальных вод и паротерм и приурочено, в основном, к районам вулканической деятельности. Эта энергия используется для выработки электроэнергии на геотермальных тепловых электростанциях – ГеоТЭС, и для теплоснабжения различных бытовых, промышленных, сельскохозяйственных объектов. Общая мощность ГеоТЭС в мире, использующих парогидротермы, составляет около 0,25% от общей мощности электростанций мира.

Наиболее распространенным и весьма мощным источником тепловой энергии Земли является теплота водонасыщенных и «сухих» горных пород, температура которых на глубине 3-5 км составляет 150-200 Со. Теплота таких горных пород может быть эффективно использована для выработки электроэнергии. Стоит отметить, что теплота водонасыщенных и сухих горных пород в значительных количествах нигде не извлекалась, хотя идея о возможности ее использования высказана еще в 1920 г. Академиком В.А. Обручевым [3].

Разработка систем извлечения теплоты сухих горных пород и использование ее для выработки электроэнергии и теплоснабжения начались в СССР с 1964 г. Такие системы представляют собой подземные тепловые котлы (ПТК), образованные в естественном коллекторе с проницаемостью пород более 10-15 мД или в искусственно нарушенных зонах горного массива с природной проницаемостью пород менее 10-15 мД. Через скважины, расположенные по определенной схеме, вода с поверхности нагнетается в ПТК, где в процессе теплообмена с горными породами нагревается до определенной температуры, а через другие скважины извлекается на поверхность и используется для различных целей. Объем таких ПТК составляет от нескольких миллионов кубических метров до нескольких кубических километров [3].

В статье [6] предлагается увеличить объемы извлекаемой из недр энергии, благодаря использованию теплового потенциала выработанных пространств угольных шахт. Основанием для чего послужили данные многолетних наблюдений за температурой воздуха, движущегося по протяженным выработкам. Отечественные и зарубежные исследователи установили, что воздух, проходящий несколько километров по подземным выработкам, нагревается до температуры окружающего массива. Такой режим может оставаться постоянным в течение десятилетий [7] за счет потока теплоты поступающей из недр планеты. Инертности процесса, кроме прочих факторов, способствует подпитка теплым воздухом (температура превышает среднегодовой уровень, составляющий для Донбасса 90С) в летний период. Извлекать энергию можно, создавая в отработанных частях горного массива, так называемые, геотермальные теплообменники [8], представляющие собой систему каналов-выработок в выработанном пространстве, по которым движется теплоноситель.

Также в настоящее время все большее распространение получают системы «тепловых

насосов» (ТН), позволяющие существенно экономить на отоплении помещений.

В основе функционирования теплового насоса лежат принципы цикла Карно, которые были предложены им еще в 1824 году. В соответствии с циклом Карно, тепловой насос переносит тепло из одного места в другое. Наиболее известным примером такой передачи тепловой энергии является работа холодильника, при этом морозильная камера охлаждается, а радиатор на задней стенке нагревается. По такой же схеме работает тепловой насос.

Тепловые насосы используют в различных отраслях промышленности, жилом и общественном секторе. На сегодняшний день в мире эксплуатируется более 10 млн. тепловых насосов различной мощности: от десятков киловатт до мегаватт. Ежегодно парк ТН пополняется примерно на 1 млн. штук. Так, в Стокгольме тепловая насосная станция мощностью 320 МВт, используя зимой морскую воду с температурой +4°C, обеспечивает теплом весь город [9].

В Швеции 50 % всего отопления обеспечивается геотермальными тепловыми насосами (ГТН). По прогнозам Мирового энергетического комитета к 2020 г. доля геотермальных тепловых насосов составит 75 %. Срок службы ГТН составляет 25–50 лет. Перспективность применения тепловых насосов в Украине показана в [1].

По информации Финансового форума по геотермальной энергии (GEA Geothermal Energy Finance Forum 2011) правительство США планирует инвестировать от 6 миллионов долларов в это направление за ближайшие несколько лет, за счет чего планируется увеличить мощность действующих альтернативных источников энергии на 1000 МВт.

Приближенные расчеты петрогеотермальных ресурсов СНГ показывают, что если использовать эти ресурсы в количестве лишь 1%, то и в этом случае ежегодно в течении многих столетий можно экономить минеральное топливо в несколько сотен миллионов тонн условного топлива. По прогнозным данным, в ряде районов Закарпатья возможно создание ПТК соответствующей теплопроизводительности, на базе которых в течении 30-35 лет могут эффективно работать ГеоТЭС общей мощностью до 20 млн. кВт [3].

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пять шагов на пути к избавлению от метановой зависимости//Отопление Водоснабжение Вентиляция + кондиционеры, 2006, №1, с. 30–41.
2. *Ширин И.Г., Ткачук А.Н.* Ветроэнергетика и другие альтернативные источники энергии//Уголь Украины.-2007.-№4.
3. Системы извлечения тепла земной коры и методы их расчета/ Щербань А.Н., Цирульников А.С., Мерзляков Э.И., Рыженко И.А.-Киев: Наукова думка,1986.-240 с.
4. *Джамалов С.А., Левкович Р.А., Суетнов В.В.* Тепло Земли и его практическое использование.-М.: Наука, 1965.-109 с.
5. *Драгун В.Л., Конев С.В.* В мире тепла.- Минск: Наука и техника, 1991.-175 с.
6. *Костенко В.К.* Перспектива повышения эффективности работы глубоких угольных шахт//Уголь Украины.-2007.-№6.
7. *Кнетль Ю.* Изучение возможности использования геотермального тепла, выносимого шахтным воздухом на поверхность // Научные труды Политехники силезской. Сер. Горное дело.-2005.-Т.270.
8. Пат. 17751 України, МПК F 24j 3/08. Спосіб одержання геотермальної енергії / В.К.Костенко, О.В.Костенко, Т.В.Костенко.-Опубл. 16.10.06, Бюл.№10.
9. Овчаренко В.А. Овчаренко А.В. Використання теплових насосів//Холод М+Т, 2006, №2.



УДК 624.459.5

Минеев С.П., д.т.н., проф., Багаев А.П., студ., Выстороп Е.С. студ., Быченко А.В., студ., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина

### СТЕНД ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ МЕХАНИЗМА ВИБРОВДАВЛИВАНИЯ СВАИ

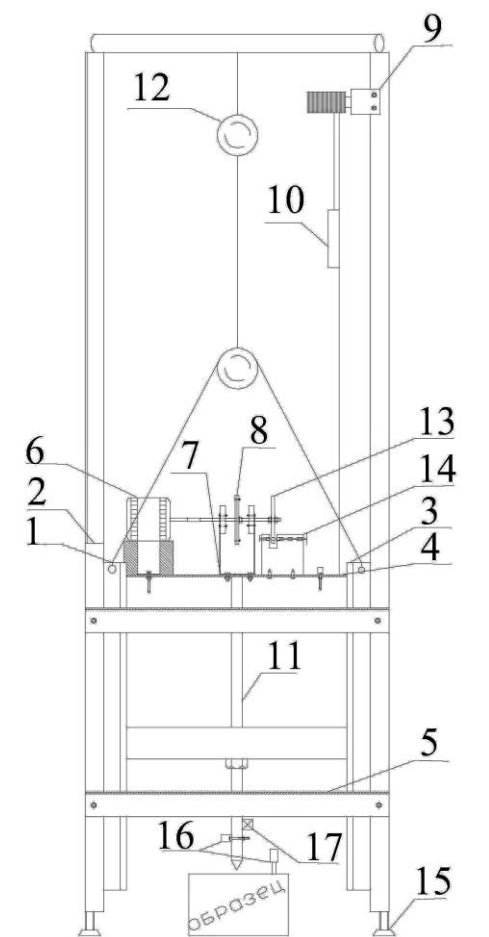


Рис. 1. Экспериментальный вибростенд для исследования внедрения штыря в образец: 1-5 конструкционные элементы стенда, 6 – электродвигатель, 7- крепление дебаланса к раме, вибромодуля (вилка), 8 – дебаланс, 9 – датчик скорости погружения, 10- противовес, 11 - внедряемый штырь, 12 – полиспагат, 13-14 – индикатор скорости вращения дебаланса, 15 – опорная часть стенда. 16 – датчики измерения вибрации, 17 - датчик измерения температуры

Образец изготавливался по специальной методике с замораживанием. Изменением влажности, уплотнения материала и температуры замораживания моделировались различные прочностные параметры исследуемого образца. При исследованиях внедрение штыря в образец осуществляли в статическом режиме и с наложением вибрации с различными параметрами. Кроме того, при моделировании принималась влажность образца 10%, 12,5% 15% перед его

Сваедавливающие машины применяются при устройстве свайных фундаментов гражданских и промышленных зданий, защитных стенок свайного или шпунтового типа. Экологическая безопасность, бесшумность, компактность и быстродействие, а также безопасность для соседних зданий и конструкций, делают эффективным применение сваявдавливающих машин в условиях плотной застройки города. Наиболее эффективной областью применения данной технологии и оборудования является погружение железобетонных свай или шпунта вблизи или внутри существующих зданий и сооружений.

Однако при использовании данной технологии глубина внедрения сваи в массив ограничена, поэтому в работе была изучена возможность повышения эффективности вдавливания сваи за счет дополнительного вибрационного воздействия на нее. Для решения поставленной задачи был проведен стендовый эксперимент. Схема стенда для проведения эксперимента представлена на рис. Главным элементов вибростенда является вибровозбудитель с регулируемой частотой вращения и системой сменных дебалансов для изменения амплитуды воздействия на массив. В процессе эксперимента вдавливаемая свая моделировалась металлическим штырем, внедряемым в массив на который подавалась статическая и вибрационная нагрузка. Глубина внедрения штыря в образец составляла 10 см. Штырь внедрялся в образец, представляемый агрегированной глинистопородной мелочью разной влажности и уплотнения.

замораживанием. В ходе эксперимента, при погружении штыря в образец фиксировалось его перемещение и регистрировалось время за которое штырь погружался до определенной глубины. На основании полученных данных построены зависимости между временем прохождения и перемещением штыря в образце. Начальная точка отчета перемещения - начало погружения штыря-рыхлителя в породный образец.

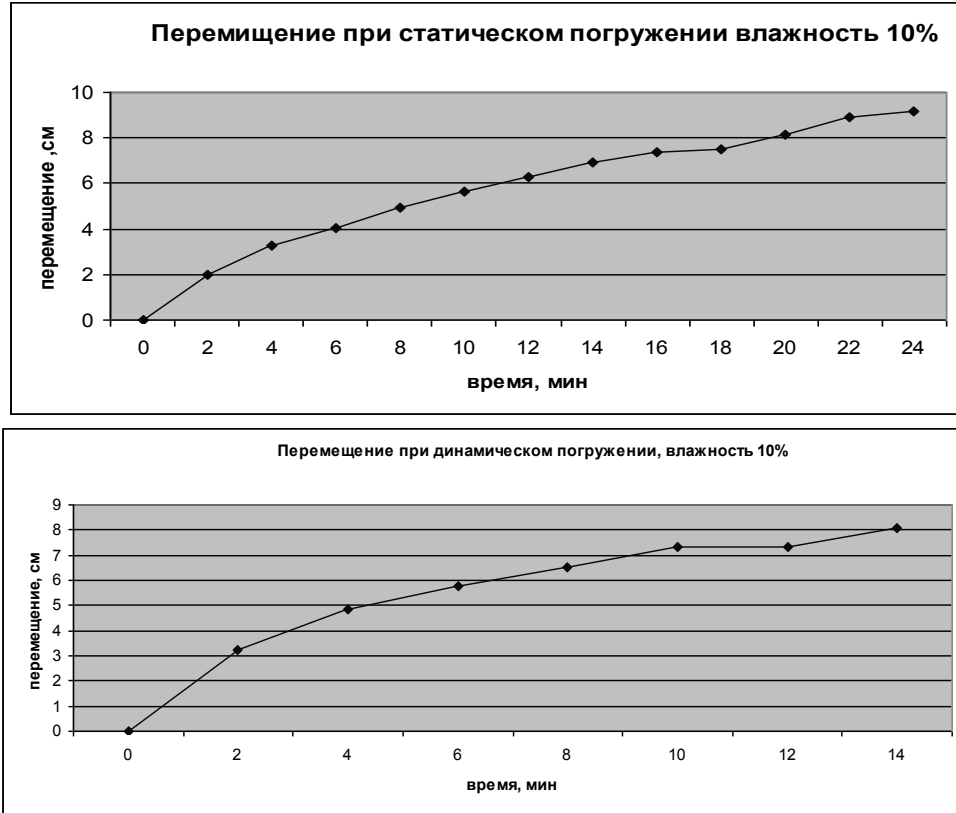


Рис. 2. Внедрение штыря в образец при статическом и вибростатическом нагружении при влажности 10%

Осредненные результаты экспериментов, полученные при проведении стендового эксперимента, приведены на графике (см. рис. 3).

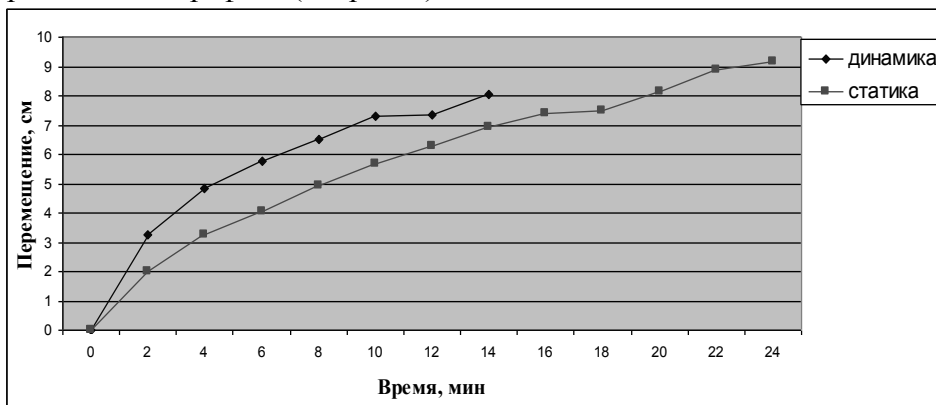


Рис. 3. Внедрение в исследуемый образец штыря при его статическом и вибростатическом нагружении

Из полученных данных, приведенных на графике видно, что при внедрении шпунта под действием статического и вибрационного воздействия скорость внедрения шпунта в испытываемый образец различна. При внедрении шпунта с использованием вибрации скорость

увеличивается до 20-30% относительно внедрения его только при статическом нагружении, что может существенно повысить производительность использования оборудования при строительстве.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

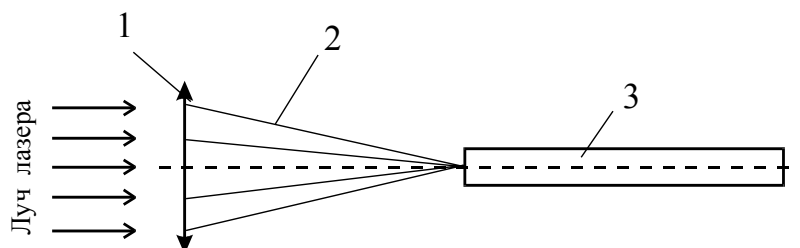
1. Савинов О.А, Лускин А.Я. Вибрационный метод погружения свай и его применение в строительстве. Л.: Госстройиздат, 1960.
2. Вибрация в технике: Справочник./ Ред. Совет: В.Н. Челомей .- М.: Машиностроение, Том 4., 1981.
3. Минеев С.П., Сахненко А.Л., Обухов С. А. Вибрационное и волновое рыхление агрегированной сыпучей массы. – Днепропетровск: Днепр, 2005

УДК 542.51

*Оболонский Р.В., студ., каф. СГТ, НГУ, г. Днепропетровск, Украина*

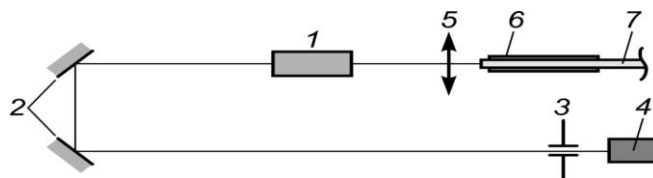
### ОПТИЧЕСКАЯ СХЕМА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЙ УСТАНОВКИ И ОБРАЗЕЦ ОКГ

*Оптическая схема экспериментальной установки.* Проблема введения излучения в оптическое волокно возникает из-за того, что диаметр лазерного луча  $\sim 5$  мм, а диаметр сердцевины световода  $\sim 500$  мкм. Потому существуют специальные методы введения. В наших экспериментах использовалась схема введения излучения, которая представлена на рис. 1.



*Рис. 1. Ввод излучения с помощью линзы: 1 – собирающая линза; 2 – луч лазера; преломленный линзой; 3 – оптическое волокно*

Луч лазера фокусируется линзой 1 на торце сердцевины волокна 3. При такой схеме минимальный размер изображения в фокусе определяется каустикой. Так как лазерный луч – это пучок параксиальных монохроматических параксиальных лучей, то каустикой можно пренебречь.



*Рис. 2. Оптическая схема экспериментальной установки : 1 – ОКГ; 2 – зеркала; 3 – диафрагма; 4 – полупроводниковый лазер; 5 – собирающая линза; 6 – держатель; 7 – оптическое волокно*

В экспериментальной установке НГУ, рис. 2, использовался лазер на неодимовом стекле, длина волны излучения 1,06 мкм, длительность импульса 10–12 нс, энергия в импульсе 130–150 мДж. Излучение лазерного диода 4, излучающего в красной области спектра, с

помощью зеркал направлялось через резонатор лазера таким образом, чтобы отраженный от заднего зеркала луч попал в диафрагму. В этом случае видимый луч лазерного диода и невидимый луч ОКГ совпадают, что дает возможность юстировки схемы с помощью "красного" луча.

При регулировке положения световода в держатель устанавливался отрезок такого же волокна длиной 50–100 см, и по яркости света на выходе контролировалось его положение относительно луча. После юстировки устанавливался рабочий световод при неизменном положении держателя.

Для передачи лазерного излучения с большой плотностью энергии используются силовые световоды. Они имеют оболочку из материала, который не разрушается лазерным излучением, то есть оболочка обладает достаточной оптической прочностью для передаваемой плотности энергии.

При испытании ОД исследовалось изменение светопроводящих характеристик световодов при прохождении по ним лазерного излучения с высокой плотностью энергии. Увеличение затухания в световоде, связанное с разрушением материала сердцевины или оболочки не обнаружено.

*Экспериментальный образец ОКГ.* Предполагается, что установка будет содержать три лазера, работающих согласованно в заданной временной последовательности.

Для получения требуемых параметров излучения в качестве активных элементов выбраны стержни  $\varnothing 5 \times 100$  мм из фосфатного стекла марки ЛГС-55 с концентрацией ионов неодима 4%. Оптическую накачку предполагается осуществлять импульсными ксеноновыми лампами типа ИФП-1000-2А с габаритными размерами светящейся области  $\varnothing 7 \times 75$  мм. Питание импульсных ламп предусматривается осуществлять от конденсаторов типа К75-11 емкостью 100 мкФ и номинальным напряжением 2 кВ. Эти конденсаторы характеризуются высокой удельной энергоемкостью – 91 Дж/кг, как следствие, небольшой массой – 2,2 кг.

Для выяснения оптимальных условий работы узлов ОКГ был изготовлен экспериментальный лазер. Целью этого этапа работы являлись:

- отбор активных элементов с близкими характеристиками;
- определение оптимальных коэффициентов отражения и допустимых углов разъюстировки зеркал резонатора;
- определение оптимального коэффициента пропускания пассивного затвора, используемого как модулятора добротности;
- определение требуемой продуктивности в разрядном контуре лампы накачки;
- определение порогового и рабочего значений энергии накачки, обеспечивающей генерацию моноимпульса излучения.

Оптическая головка помещалась в экспериментальную установку, схема которой показана на рис. 3.

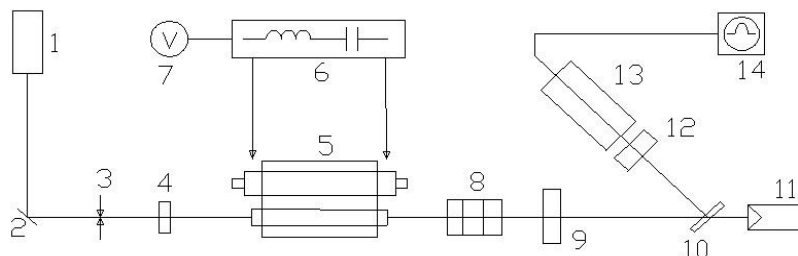


Рис. 3. Схема экспериментальной установки

1 – He-Ne лазер; 2 – поворотные зеркала; 3 – экран с диафрагмой; 4 – зеркало  $R=99\%$  для  $\lambda=1,06$  мкм; 5 – оптическая головка; 6 – блок питания лазера; 7 – вольтметр; 8 – кювета с просветляющим красителем; 9 – выходное зеркало; 10 – стеклянная делительная пластинка; 11 – калориметр ИКТ-1Н; 12 – светофильтр; 13 – фотоэлемент ФК-19; 14 – осциллограф С8-12

Гелий-неоновый лазер использовался для юстировки оптических элементов. Энергия накачки определялась пересчетом показаний вольтметра (7), измерявшего напряжение на накопительном конденсаторе лазера. Энергия генерации измерялась калориметром (11) типа ИКТ-1Н. Форма импульса излучения, регистрируемого коаксиальным фотоэлементом (13) типа ФК-19, наблюдалась на запоминающем осциллографе (14) типа С8-12.

При отборе активных элементов для каждого из исследуемых стержней снималась зависимость энергии генерации от энергии накачки в режиме свободной генерации, то есть при удаленной кювете (8). Были отобраны три активных элемента, у которых генерационные характеристики расходились не более, чем на 20%. Необходимость в отборе активных элементов обусловлена тем, что они при общих резонаторе и модуляторе должны иметь близкие пороги режимов генерации одного и двух импульсов.

Для получения режима модулированной добротности в резонатор устанавливается кювета (8) с красителем 1055 в растворителе АЭВП, с начальным пропусканием 29% на длине волны 1,06 мкм. С целью достижения устойчивости режима генерации моноимпульса, кювета устанавливалась наклонно к оси резонатора.

Определение оптимального коэффициента отражения плоского выходного зеркала осуществлялось путем измерения энергии генерации моноимпульса для различных коэффициентов отражения выходного зеркала. На рис.4 показана зависимость энергии генерации от коэффициента отражения выходного зеркала. На основании этой зависимости для выходного зеркала был выбран коэффициент отражения 39%, что соответствует максимуму кривой на рис. 4.

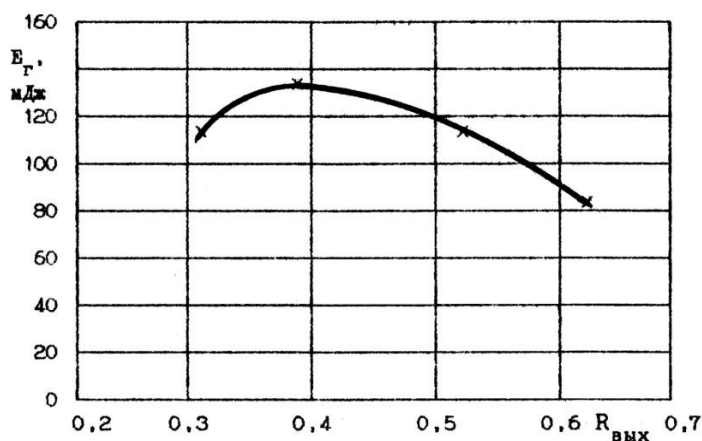


Рис. 4 – Зависимость энергии от коэффициента отражения выходного зеркала резонатора

В результате исследований генерации в режиме модулированной добротности была принята следующая схема относительного расположения элементов лазера. Резонатор был образован плоскими зеркалами с коэффициентами отражения 99% и 39%, расстояние между которыми составляло 31 см. Стержень с параллельными торцами, наклоненными приблизительно на 5 угловых минут к оси стержня, устанавливался так, что его торцы были перпендикулярны оси резонатора. Кювета с красителем устанавливалась со стороны выходного зеркала с наклоном приблизительно  $1^\circ$  к оси резонатора.

Установлено, что время нарастания интенсивности излучения составляет около 22 нс, а ширина импульса на половине высоты равна 12 нс.

*Конструкция ОКГ.* Основным несущим элементом конструкции должна быть массивная плита из дюралюминия с размерами 425×130×330 мм. Сверху на этой плите размещается оптическая система лазерной установки. Снизу к плите крепятся накопительные конденсаторы, занимающие приблизительно 2/3 объема электрического отсека, блок питания

и панель управления лазерной установки. В плите имеются 9 сквозных отверстий, через которые проходят провода из электрического отсека для питания и зажигания импульсных ламп. Снаружи оптический и электрический отсеки закрыты кожухами, которые крепятся к несущей плите. В верхнем кожухе имеется отверстие с резьбовой заглушкой для вывода излучения. В нижнем кожухе имеется отверстие для доступа к панели управления.

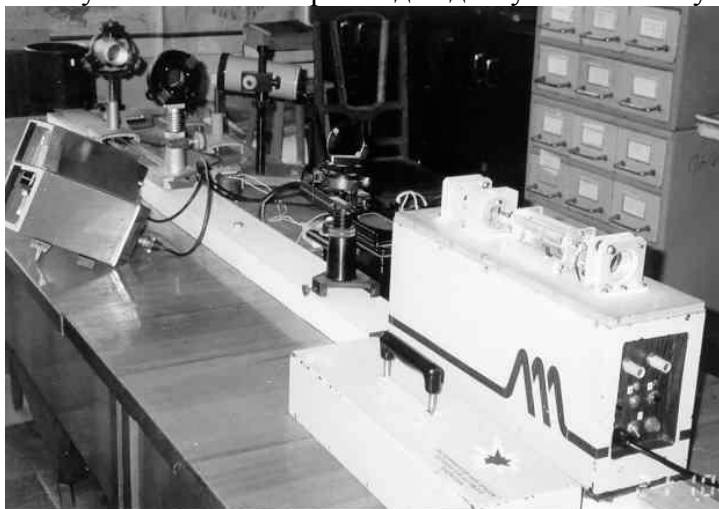


Рисунок 5 – Экспериментальный образец оптического квантового генератора (блок управления)

Внешний вид экспериментального образца оптического квантового генератора показан на рис. 5.

Лабораторное испытание рабочих характеристик экспериментального ОКГ. В табл. 1 приведены результаты измерений пороговой энергии накачки  $E_{пор}$ , порогового напряжения  $U_{пор}$  и энергии генерации  $E_{г}$  для трех лазеров. Номер каждого лазера указан на блоке оптических головок. Энергия накачки считалась равной энергии, запасаемой в накопительном конденсаторе. Энергия генерации измерялась калориметром ИКТ-1Н при рабочем напряжении на накопительных конденсаторах 1550 В.

Таблица 1

Пороговая энергия накачки

Параметры	Лазер 1	Лазер 2	Лазер 3
Пороговое напряжение $U_{пор}$ , В	1400	1450	1400
Энергия накачки $E_{пор}$ , Дж	98	105	98
Энергия генерации $E_{г}$ , мДж	180	170	220

### Выводы.

Решена проблема введения излучения в оптическое волокно, изготовлен и испытан трехканальный экспериментальный образец ОКГ с электронной коммутацией между каналами, обеспечивающей плавную регулировку задержки срабатывания каналов в диапазоне 0-80 мс. ОКГ работает от сети постоянного тока 12 В или сети переменного тока 220 В. Потребляемая мощность не более 100 Вт. Размеры 425×130×330 мм, вес 13 кг, энергия лазерного излучения в трех каналах ОКГ не менее 450 Дж. Требования технического задания по энергетике ОКГ превышены в 9 раз. Длина волны излучения 1,06 мкм, длительность импульса в канале ОКГ – 12 нс.

Впервые в мировой практике взрывного дела изготовлен экспериментальный образец ОПСИН.

Результаты исследований являются основой для экспериментальной доработки системы в целом и ее опытно-промышленных испытаний.

УДК 542.51

*Соболев В.В., д.т.н., проф., Чернай А.В., д.ф.-м.н., с.н.с., Оболонский Р.В., студ., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

## **ЭЛЕМЕНТЫ ОПТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

Современный этап развития комплекса технологий добычи полезных ископаемых в течение ближайших двух-трех десятков лет не предусматривает исключение из производственных процессов использование энергии взрывчатых веществ. Взрывные работы, являющиеся одним из наиболее ответственных звеньев в общей технологической цепочке, должны не только быть чувствительными к требованиям, предъявляемым последующими и предыдущими звеньями этой цепи, но и оказывать со своей стороны существенное влияние на их развитие и повышение технико-экономической эффективности производства в целом.

В связи с этим, взрывные технологии, к которым с каждым годом предъявляются все более жесткие требования по обеспечению высокой степени безопасности и производительности работ и повышения качества конечного продукта, будут наиболее интенсивно развиваться главным образом по двум направлениям. 1. – Создание новых технологий производства компонентов для высокоэнергетических систем (с возможностью их изготовления непосредственно на местах применения), безопасных при изготовлении, обращении, хранении, транспортировании и применении. 2. – Создание производства новых безопасных технических систем с высоким физико-техническим потенциалом, обеспечивающих прецизионную по времени последовательность инициирования зарядов взрывчатых веществ (ВВ).

Применяемые в мировой практике неэлектрические системы инициирования зарядов [1-4] СИНВ (ФГУП НМЗ «Искра», Россия), NONEL (фирма «Duno Nobel», Швеция), Эдилин (завод «Муромец», Россия), EXEL (фирма «ORICA», Австралия), Primadet (фирма «Ensign-Bickford», США), Прима-ЭРА (Павлоградский химзавод, Украина), Импульс (ГосНИИХП, Украина), характеризуются значительным разбросом времени срабатывания – от 5 до 20% [5]. Наименьшим разбросом времени срабатывания характеризуется электронная система инициирования Искра-Т (ФГУП НМЗ «Искра», Россия). Некоторые системы инициирования – NONEL, СИНВ, Эдилин в скважинном капсуле-детонаторе не содержат такое первичное инициирующее взрывчатое вещество как азид свинца или гремучая ртуть, т.е. оно заменено на значительно менее чувствительные к внешним воздействиям взрывчатые вещества типа тетрила или тэна, что существенно увеличивает безопасность взрывных работ.

Проведя анализ используемых в производстве систем инициирования, особенно отечественных, следует, что присущие им некоторые преимущества нивелируются существенными недостатками: низкой безопасностью проведения работ, значительными материальными затратами, связанными с необходимостью производства различных организационных и технических мероприятий, неудовлетворительной эффективностью отбойки и разрушения горной массы.

Становится, таким образом, очевидной необходимость в создании принципиально новой системы, которая характеризовалась бы более высокой степенью безопасности, прецизионным взрыванием, отсутствием высокочувствительных первичных взрывчатых веществ, возможностью контроля взрывной сети.

В первой половине 90-х годов прошлого столетия в Горном университете разработан и изготовлен первый в мире экспериментальный образец абсолютно устойчивой к электромагнитным наводкам оптической системы инициирования зарядов взрывчатых

веществ – ОПСИН [6]. Взрывание зарядов ОПСИН осуществляется путем передачи светового импульса от оптического квантового генератора (ОКГ) к оптическим детонаторам (ОД) по световолоконной сети или через воздушную атмосферу.

Возможность построения промышленной ОПСИН является вполне реальной в том случае, если будут решены вопросы организации промышленного производства нового класса первичных инициирующих ВВ, высокочувствительных к действию лазерного моноимпульса и низкочувствительных к механическим и тепловым воздействиям, прецизионных оптических детонаторов короткозамедленного действия и других элементов системы.

**Цель работы** – расширение возможностей управления энергией взрыва путем увеличения точности срабатывания ОД и минимизации плотности энергии лазерного моноимпульса, необходимой для инициирования ОД.

Оценка параметров ОПСИН производится с учетом степени чувствительности ОД к лазерному моноимпульсу. Критическая энергия лазерного импульса  $W$ , соответствующая 50% вероятности подрыва, является функцией радиуса светового пучка  $r$ . При уменьшении  $r$  величина  $W$  снижается и при  $r \rightarrow 0$  стремится к некоторому конечному значению. Поэтому в ОПСИН следует использовать узкие лазерные пучки, диаметр которых определяется диаметром сердцевины световода. На практике наиболее целесообразно использовать световолокно с диаметром сердцевины порядка 100 мкм.

За величину критической плотности энергии инициирования взрывчатых составов (ВС)  $E_{кр}$  примем величину, соответствующую составу ВС7 и равную  $5 \cdot 10^{-3}$  Дж/см<sup>2</sup>. Используя связь  $W(r)$  и  $E_{кр}$ , получаем  $E_{кр} < 10$  мкДж. Эта величина будет использована в качестве верхнего предела энергии инициирования ОД. Для передачи излучения от лазера к ОД важнейшим элементом ОПСИН является световодная сеть, которая включает в себя световоды, соединенные с помощью соединителей и разветвителей. Основным требованием, предъявляемым к такой сети, является обеспечение малых потерь лазерной энергии при передаче ее на расстояние до нескольких километров.

На основании анализа недостатков существующих систем и недостатков, выявленных в процессе экспериментальных исследований работы ОПСИН, сформулированы следующие требования к оптической системе инициирования:

- абсолютная безопасность, исключение несанкционированных взрывов;
- стабильные физико-химические и технические параметры элементов системы в течении гарантийного срока, принятого для данных материалов и ВВ;
- прецизионная точность установки времени замедления между каналами ОКГ и соответственно между группами зарядов ВВ, а также между зарядами в группе;
- универсальный источник питания ОКГ в зависимости от условий эксплуатации;
- абсолютная устойчивость к любым электромагнитным наводкам;
- возможность осуществления перед взрывом контроля целостности отдельных элементов, контактов и сети в целом;
- возможность осуществления одновременного подрыва группы зарядов с временным разбросом не более 0,01 мс между отдельными зарядами в группе и между группами зарядов – с любым заданным интервалом времени с точностью  $\pm 0,1$  мс;
- возможность передачи лазерного импульса к ОД по световодам или через воздушную атмосферу.

Размеры ОД соответствуют стандартным размерам КД (или ЭД). Отличие состоит в том, что ОД не содержит высокочувствительных первичных инициирующих ВВ – азида свинца или гремучей ртути. Вместо этих ВВ ОД снабжен взрывчатым составом, имеющим аномально высокую чувствительность к лазерному излучению – 2,3-5 мДж/см<sup>2</sup> (рис.1).

ОД могут быть использованы во всех случаях и, в том числе, когда требуется прецизионный расчет времени срабатывания, например при отбойке горных пород с учетом



эффекта интерференции упругих волн или с целью снижения сейсмического действия ударных волн. По экспериментальным данным, время срабатывания ОД составляет  $10^{-6}$ – $5 \cdot 10^{-6}$  с.

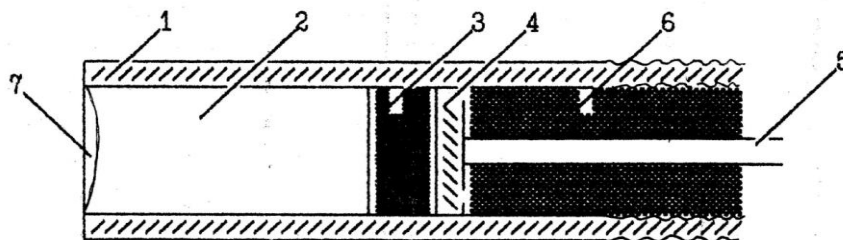


Рис. 1. Устройство ОД мгновенного действия: 1 – корпус (металлический); 2 – вторичное иницирующее ВВ; 3 – взрывчатый состав серии «ВС» (первичное иницирующее ВВ); 4 – стеклянная пластина; 5 – выводной световод; 6 – герметизирующая и закрепляющая световод пробка; 7 – кумулятивная выемка

Произведем оценку уменьшения входного сигнала при прохождении его по световоду из стекла длиной 1 км. Показатель ослабления сигнала в дБ/км определяется из выражения

$$K = (10/l) \cdot \lg(W_{\text{ВХ}}/W_{\text{ВЫХ}}),$$

где  $W_{\text{ВХ}}$  и  $W_{\text{ВЫХ}}$  – соответственно энергия сигнала на входе и на выходе световода;  $l$  – длина пути, км. Коэффициент ослабления будет равен

$$k = 10^{-(k \cdot l/10)}$$

Выбрав величину  $k = 3-10$  дБ/км, для световода из многокомпонентного стекла длиной 1 км, получим  $k = 0,5-0,1$ . При длине волокна 0,5 км  $k = 0,7-0,3$ .

В конструкции ОПСИН в качестве источника излучения используется твердотельный лазер на неодимовом стекле, работающий в режиме модуляции добротности резонатора, т.е. в режиме моноимпульса с длительность излучения 20-50 нс. Оптическая стойкость световодов к действию моноимпульса длительностью 40 нс находится на уровне  $2 \cdot 10^5$  Дж/м<sup>2</sup>.

Форма импульса излучения во времени определялась от коаксиального фотоэлемента ФК-19 на осциллографе С8-12. У всех лазеров импульсы оказались очень близки. Типичная форма импульса излучения показана на рис. 2. Одновременно контролировалось количество генерируемых импульсов излучения при одном импульсе закачки. Установлено, что у каждого из трех лазеров наблюдается только один импульс излучения при одном импульсе накачки, то есть реализуется режим моноимпульса или однопиковой генерации.

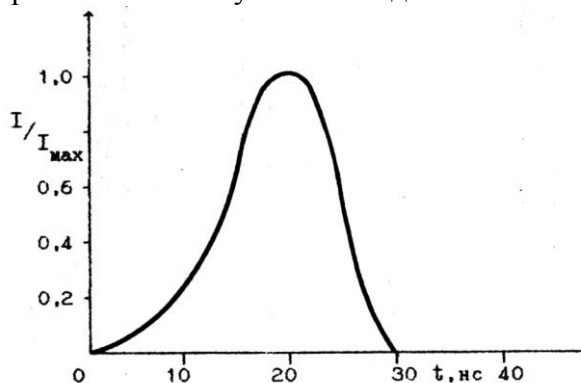


Рис. 2. Относительная интенсивность излучения в зависимости от времени

Плотность лазерной энергии на выходе оценивалась из простого выражения

$$E_s = W/S = 10^{-5} \text{ Дж} / 7,85 \cdot 10^{-9} \text{ м}^2 = 1,3 \cdot 10^4 \text{ Дж/м}^2,$$

где  $S$  – площадь сердцевины световода, м<sup>2</sup>.

Учитывая, что световодная сеть имеет коэффициент ослабления порядка 10, на вход

световода необходимо подать энергию, на порядок превышающую указанную выше, т.е.  $W \sim 100$  мкДж. Поэтому  $E_s \sim 1,3 \cdot 10^4$  Дж/м<sup>2</sup>, что значительно ниже прочности жгутовых световодов –  $2,0 \cdot 10^5$  Дж/м<sup>2</sup>.

#### **Выводы**

На основе разработок высокочувствительных к лазерному импульсу взрывчатых составов экспериментально доказана принципиальная возможность построения оптической системы инициирования зарядов ВВ.

Сформулированы основные требования, соблюдение которых необходимо для построения промышленной ОПСИН.

На основе экспериментальных исследований уточнены параметры оптических элементов.

### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Густафссон Р. Шведская техника взрывных работ. – М.: Недра, 1977. – 264 с.
2. Барон В.Л. Техника и технология взрывных работ в США / В.Л. Барон, В.Х. Кантор. – М.: Недра, 1989. – 376 с.
3. Шиман Л.Н. Опыт применения неэлектрической системы инициирования «ПРИМА-ЕРА» для взрывания скважинных зарядов взрывчатых веществ на нерудных и рудных карьерах / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, Л.И. Подкаменная, И.П. Терещенко // Вестник КГПУ имени Михаила Остроградского. – 2007. – №5. С. – 87–90.
4. Закусило Р.В. Состояние разработки безопасной неэлектрической системы инициирования. Исследования по разработке рецептуры полимерной трубки волновода / Р.В. Закусило, А.А. Желтоножко // Сборник научных трудов Национального горного университета. – 2003. – №18. – С. 42–50.
5. Бибик И.П. Особенности неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов / И.П. Бибик, Т.П. Кустиков, С.С. Коломников // Горный вестник Узбекистана. – 2003. – № 3. – С. 55–57.
6. Sobolev V. OPSIN – a new system of blast-hole change blasting in explosives / V. Sobolev, A. Chernay, N. Studinski // 5-th International symposium on mine planning and equipment + selection. San Paulo. – Brazil, 1996. – P.441–443.

УДК 622.023:539.217.5

*Соболев В.В., д.т.н., проф., Халимендик А.В., студ., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

### **ФАЗОВЫЕ ПРЕВРАЩЕНИЯ В НАНОСТРУКТУРЕ УГЛЯ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ СЛАБОГО МАГНИТНОГО ПОЛЯ**

**Введение.** Обеспечение промышленности Украины качественными энергоносителями главным образом связано с использованием углей и продуктов их переработки. Следовательно, перспективным является переработка углей различных марок в другие виды топлива и прочие продукты.

Актуальным являются решения, связанные с проблемой газодинамических явлений в шахтах, возникающих на стадии добычи угля.

Переработка угля в другие виды энергоносителей и способы борьбы с газодинамическими явлениями можно условно рассматривать как решение одной физико-химической задачи, имеющей два противоположных по своей сути конечных результата. В

первом случае необходимо организовать процесс деструктуризации угольного вещества, а во втором – имитировать процесс "углефикации" для создания угольногазовой системы с большей степенью устойчивости. И в первом, и во втором случаях одними из основных параметров обработки рассматриваются электромагнитные поля слабых напряженностей.

**Цель работы** – экспериментально установить особенности фазовых превращений в образцах каменного угля при воздействии магнитного поля.

**Материалы и методика исследований.** В экспериментах использовался каменный уголь марки Г, отобранный из верхней пачки пласта  $I_3$  (горизонт 500 м; крыло  $I_2$ ; конвейерный штрек 2-ой южной лавы) шахты "Пионер" ГХК "Добропольеуголь". Также был использован уголь шахты "Алмазная" этой холдинговой компании. Образцы готовились из угля, измельченного до фракций 163/125 мкм. Масса образцов не превышала 1,3 г. Магнитное поле в образце возбуждалось проходящим током через катушку нагрева [1]. Напряженность магнитного поля по расчету составляла  $\sim 240$  А/м. Максимальная температура нагрева до  $120^\circ\text{C}$ . Ограничение температуры обусловлено, во первых, необходимостью преимущественного влияния магнитного поля, а не температуры; во вторых – с целью исключения течения возможных реакций в органической массе угля, активированных нагревом. Время непрерывной обработки проб угля составляло 4, 24 и 60 ч. Условия и параметры экспериментов приведены в табл. 1. Значение величины напряженности магнитного поля во всех опытах составляло  $\sim 240$  А/м; напряженности электрического поля около 300 В/см. Стабилизация напряжения ( $U_{\max}$  = от 30 до 300 В) и величина электрического тока ( $I_{\max}=0,3$  А) осуществлялась установкой указанных значений на источнике питания Б5-50. Для оценочных исследований угольного вещества использовался спектрометр ЭПР "Минск – 21М". Амплитуда сигналов записывалась двухкоординатным самописцем типа ПДП-4, применяемым для записи спектров.

Рентгенометрические исследования проводились с использованием установки ДРОН-3м с приставкой для вывода результатов на ПК. Съемка проводилась методом Дебая–Шерера. Использовалось фильтрованное  $\text{CuK}_\alpha$ - и  $\text{CoK}_\alpha$ -излучение. Образцы угля представляли собой темный порошок. Порошок угля смешивался с техническим вазелином и наносился на стандартную кювету слоем, имеющим толщину 0,5 мм и площадью 2–3 см<sup>2</sup>.

**Обсуждение полученных результатов.** Результаты исследования ЭПР угля приведены в табл. 2. В опытах 1–3 значения относительной интенсивности ( $I_{\text{отн}}$ ) сигнала ЭПР имеют для не обработанных образцов (эталон) и образцов угля после простого нагрева (№ 55) одни и те же значения. Результаты экспериментов свидетельствуют о том, что при данных параметрах в образцах угля не возникли новые центры, т.е. заметные химические реакции с образованием парамагнитных ионов (радикалов) не протекали. В опытах 1-3 увеличение  $I_{\text{отн}}$  составило 24%; в опытах 4-8 (обработка 4 и 24 часа) – 45% и 60% соответственно. При 60 часовой обработке  $I_{\text{отн}}$  увеличилась на 35%. Практически во всех углях фиксируется увеличение плотности сигнала ЭПР. Можно предположить, что магнитная обработка увеличила степень упорядоченности структуры (кристалличности) угля.

В исходных углях содержатся различные радикалы. Воздействие внешнего магнитного поля способно изменить направление спинов электронов в атомах углерода и стимулировать образование (или достраиванию) кристаллических углеродных структур – двумерных углеродных структур, углеводородных цепочек. В последнем случае общая концентрация радикалов увеличивается.

Результаты расчета дифрактограмм угля приведены в табл. 3 и 4. В целом дифрактограммы имеют два размытых максимума (гало), типичных для каменных углей и антрацита как наноструктурных систем. При этом, первый максимум (I) расщепляется на два:  $I_1$  и  $I_2$ . Как видно, максимумы  $I_1$  в образцах угля 1 и 2 соответственно приходятся на углы  $\theta$  19,3 град и 18,8 град.. Максимумы  $I_2$  в исследованных углях образцов 1 и 2

соответствуют углам 23,7 град и 23,9 град; максимум II приходится на углы 40,7 град и 39,4 град.

Таблица 1  
Условия проведения экспериментов и параметры обработок угля марки Г при воздействии магнитного поля

№ образца	Электрическое сопротивление, Ом		Температура обработки, К	Напряжённость магнитного поля, А/м	Время обработки, час	Условия обработки
	начальное	конечное				
55	-	-	до 420	-	5	уголь "Алмазная"; простой нагрев
88	10 <sup>4</sup>	10 <sup>0</sup>	до 420	280	4	магнитное поле
эталон 1	-	-	300	-	-	исходный; уголь ш."Пионер"
4; 42	0,58	0,75	395	240	4	магнитное поле
7; 45	0,44	0,4	395	240	24	магнитное поле
эталон 2	-	-	300	-	-	исходный
37;31;51	0,44	0,54	395	240	60	магнитное поле

Таблица 2

ЭПР углей после обработки в магнитном поле

№ опыта	№ обр.	Масса навески, мг	Интенсивность, мм			Условия обработки
			абсолютная	Относительная	усреднённая	
1	эталон	9,4	102	10,9	10,9	исх. уголь ш."Алмазная" нагрев до T=420 К (5 час).
2	55	11,0	120	10,9		
3	88	7,5	101	13,6	13,6	в МП τ=4 часа при T=420К
4	эталон 14	10,5	102	9,7	10,5	исх. уголь ш."Пионер"
5	эталон 27	12,5	139	11,2		
6	42	9,4	143	15,2	15,2	МП, τ=4 часа при T=400К
7	7	10,5	182	17,33	16,86	МП, τ=24 часа при T=400К
8	45	11,1	182	16,4		
9	37	10,8	148	13,7	14,2	МП, τ=60 час. при T=400К
10	31	10,2	150	14,7		
11	51	10,6	151	14,25		

Наличие расщепления первого максимума на два ( $I_1$  и  $I_2$ ) указывает на существование двух аморфных фаз с различными функциями радиального распределения. Как считают авторы работы [2] максимум  $I_1$  принадлежит графитоподобной структуре, а  $I_2$  – углеводородной. Уширение или полуширина максимумов отражает степень упорядоченности структуры: чем меньше уширение, тем большей упорядоченностью обладает структура.

После обработки в магнитном поле соотношение долей аморфных фаз разного вида существенно изменилось по сравнению с данными исходного образца. В результате обработки количество углеводородов снизилось, а графитоподобных фаз увеличилось. В углях появляются кристаллиты графитоподобных фаз, в основном, двумерные зародыши (графены). По сравнению с исходной структурой наблюдается не только упорядочение периодичности в расположении частиц, но и образование новых кристаллических структур, о чём свидетельствует форма и максимальное значение интенсивности линий.

Интерпретация полученных результатов может быть следующей. В углях марки Г действие магнитных полей стимулирует встраивание радикалов в структуру углеродсодержащих фаз. При этом увеличивается интенсивность основного максимума.

Таблица 3

## Результаты расчета дифрактограмм угля для максимума I

Номер и наименование образца	Максимум (гало), I <sub>1</sub>					Максимум (гало), I <sub>2</sub>				
	Положение максимума		Узкие линии		Полуширина	Положение максимума		Узкие линии		Полуширина
	$\theta$ , град	$d_1$ , нм	$\theta$ , град	$d_{11}$ , нм		$\theta$ , град	$d_1$ , нм	$\theta$ , град	$d_{12}$ , нм	
1. Уголь марки Г (без обработки)	19,3	0,459	21,9	0,405	6,83	23,7	0,375	24,2	0,366	–
2. Уголь марки Г (после обработки в МП)	18,8	0,471	21,2	0,413	5,93	23,9	0,372	23,5	0,373	–

Таблица 4

## Результаты расчета дифрактограмм угля для максимума II

Номер и наименование образца	Максимум (гало) II				
	Положение максимума		Узкие линии		Полуширина максимума
	$\theta$ , град	$d_2$ , нм	$\theta$ , град	$d_{22}$ , нм	
1. Уголь марки Г (без обработки)	33,2	0,268	33,3	0,260	–
2. Уголь марки Г (после обработки в МП)	32,6	0,273	32,6	0,264	–

**Выводы**

Проведены исследования превращений в образцах угля марки Г после обработки слабыми магнитными полями при температурах от 40°C до 120°C. Исследования показали, что химические реакции, протекающие в угольном веществе, направлены главным образом на рекомбинацию свободных радикалов с активными поверхностными состояниями органической массы угля (о чем свидетельствуют полученные дифрактограммы и данные ЭПР) и в устойчивые молекулы газа.

Влияние магнитного поля на систему “органическая масса угля – радикалы”, кроме стимулирования магнитного сценария межрадикальных реакций, приводит к стабилизации и росту углеродных структур с регулярным расположением атомов.

Практическое применение полученных результатов по магнитной обработке угля может быть непосредственно связано с созданием нового способа подавления выбросоопасного состояния в углях. Установленный эффект может быть использован при моделировании процесса углефикации.

**БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Соболев В.В. Образование новых фаз в измельченном кальците с добавками кремния при нагревании и пропускании электрического тока // Минералогический журнал. – 2008. – №4. – С. 25–32.
2. Рентгеноструктурные исследования строения природных углей / А.Д. Алексеев, Г.Е. Шаталова, Е.В. Ульянова, С.Е. Дегтярь // Сб. научн тр. Национального горного университета.–2003.–1, №17.–С. 26–30.

УДК 624.1

*Саммаль А.С., д.т.н., проф., Левицева О.М., асп., каф. ММ, ТулГУ, г. Тула, Россия*

## МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОБДЕЛОК КОЛЛЕКТОРНЫХ ТОННЕЛЕЙ, ВОССТАНОВЛЕННЫХ БЕСТРАНШЕЙНЫМ СПОСОБОМ

В настоящее время значительная часть канализационных коллекторов, эксплуатируемых на территории Российской Федерации, нуждается в капитальном ремонте по причине разрушения бетона обделок вследствие газовой коррозии [1]. В случае, когда коллектор находится в черте города, наиболее приемлемым вариантом восстановления несущей способности бетонной обделки является бестраншейный способ, не требующий прекращения движения транспорта и сноса сооружений на поверхности. Основная идея реконструкции обделок коллекторных тоннелей бестраншейным способом состоит в создании внутри старого тоннеля внутренней оболочки из монолитного бетона, железобетона или синтетических материалов. После проведения ремонтно-восстановительных работ обделка тоннеля представляет собой двух или трехслойную конструкцию, слои которой в силу особенностей применяемой технологии, как правило, имеют переменную толщину. В настоящее время не существует метода определения несущей способности обделок тоннелей после реконструкции, и, следовательно, не разработаны критерии оценки эффективности ремонтно-восстановительных работ и определения сроков безаварийной службы отремонтированных коллекторных тоннелей. В связи с этим разработка аналитического метода расчета реконструированных коллекторных тоннелей является актуальной задачей, имеющей важное значение для подземного строительства. Ее решение обеспечит возможность выбора технологических решений восстановления коллекторов и определения рациональных параметров сооружаемого внутреннего слоя обделки.

В основу разработанного метода положены аналитические решения ряда плоских задач теории упругости для трехслойного кольца со слоями переменной толщины, моделирующими обделку тоннеля, подкрепляющего отверстие в линейно-деформируемой бесконечной или полубесконечной среде, моделирующей массив грунта (пород).

Общая расчетная схема приведена на рис. 1.

Здесь среда  $S_0$ , деформационные свойства которой характеризуются модулем деформации  $E_0$  и коэффициентом Пуассона  $\nu_0$ , моделирует массив пород. Кольца переменной толщины  $S_1$  и  $S_2$ , материалы которых имеют деформационные характеристики  $E_j$ ,  $\nu_j$  ( $j=1, 2$ ), моделирующие старую обделку тоннеля, подвергшуюся коррозии, и заполняющий слой бетона соответственно. Внутренний слой  $S_3$  с деформационными характеристиками  $E_3$ ,  $\nu_3$  моделирует трубу ПВХ. Слои кольца  $S_j$  ( $j=1, 2, 3$ ) и среда деформируются совместно, т.е. на линиях контакта  $L_j$  ( $j=0, 1, 2$ ) выполняются условия непрерывности векторов смещения и полных напряжений.

Внутренний контур  $L_3$  свободен от внешних сил, либо нагружен нормальным давлением, моделирующим действие заполняющей с напором тоннель жидкости (в период водосброса).

Действие собственного веса пород моделируется наличием в области  $S_0$  начальных напряжений, определяемых формулами:

$$\sigma_x^{(0)(0)} = -\lambda\gamma H\alpha^*, \quad \sigma_y^{(0)(0)} = -\gamma H\alpha^*, \quad \tau_{xy}^{(0)(0)} = 0, \quad (1)$$

где  $\gamma$  – удельный вес пород,  $H$  – глубина заложения выработки,  $\lambda$  – коэффициент бокового давления пород в ненарушенном массиве,  $\alpha^*$  – корректирующий множитель,

введенный для учета технологических особенностей сооружения обделки [2].

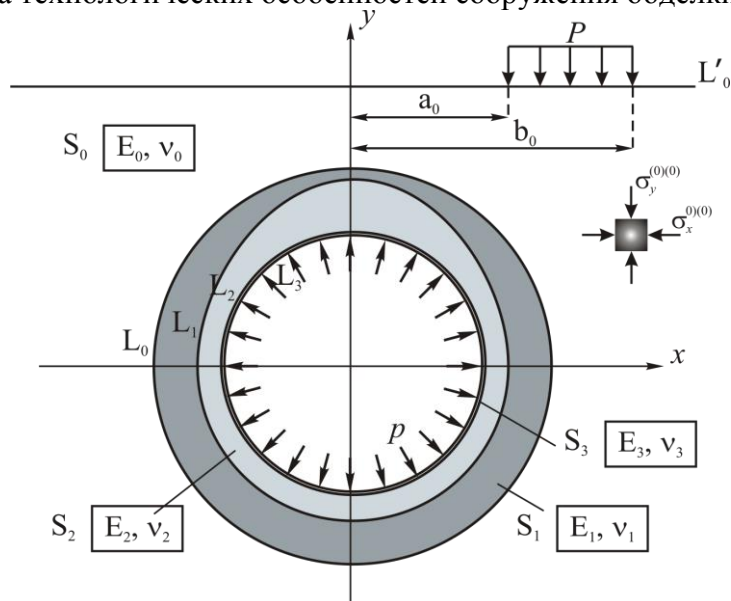


Рис.1. Расчетная схема обделки восстановленного тоннеля

Действие давления жидкости, заполняющей тоннель (рассматривается наиболее опасный напорный режим работы тоннеля в период водосброса), моделируется наличием на внутреннем контуре нормальной нагрузки  $-p$ , распределенной по закону

$$p = p_0 + \gamma'_w (R_0 - \Delta - y), \quad (2)$$

здесь  $p_0$  – величина внутреннего напора, второе слагаемое отражает вес жидкости, заполняющей тоннель без напора ( $\gamma'_w$  – удельный вес жидкости). Действие веса зданий и сооружений на поверхности моделируется наличием на участке  $a_0 \leq x \leq b_0$  прямолинейной границы  $L'_0$  равномерно распределенной нагрузки интенсивностью  $-P$ . При этом рассматриваются два случая, когда здание возводится вблизи существующего тоннеля и когда тоннель проводится под имеющимся на поверхности зданием. В последнем случае смещения, вызываемые нагрузкой до образования отверстия, исключаются из граничного условия, отражающего непрерывность векторов смещений на контуре  $L_0$ .

Решение поставленной задачи будет осуществляться с использованием теории аналитических функций комплексного переменного, аппарата конформных отображений аналитического продолжения функций, свойств рядов с комплексными коэффициентами и интеграла типа Коши.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Булычев Н.С., Фотиева Н.Н., Бессолов П.П. [и др.]. Расчет и диагностика обделок канализационных тоннелей и трубопроводов // Механика грунтов и фундаментостроение. Тр. Российской конф. по механике грунтов и фундаментостроению. Санкт-Петербург, 13-15 сентября 1995. – Ч.1. – С. 179–185.
2. Булычев Н.С. О расчете обделок тоннелей в очень слабых грунтах// Проблемы подземного строительства в XXI веке. Труды международной конференции. Тула, Россия 25 – 26 апреля 2002 г. – Тула: Изд. ТулГУ, 2002. – С. 35 – 37.
3. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений: учебник для вузов. – М.: Недра. – 1994.

УДК 541.18.041

*Карасев К.И., д.т.н., проф., Тютрина С.В., к.т.н., доц., Леонтьева А.В., асп, каф. химии Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет», г. Чита, Россия*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА СИЛИКАТНЫЕ ДИСПЕРСНЫЕ СИСТЕМЫ

Нами проводилось исследование сточных и оборотных вод Забайкальских юго-западных золотоносных месторождений, допустимая концентрация взвешенных частиц в которых согласно эколого-экономическим показателям не должна превышать 40-41 г/м<sup>3</sup> в среднем по месторождениям, а истинное количество дисперсных глинистых частиц превышает данный показатель в 230-250 раз. На изучаемых объектах осаждение дисперсных глинистых частиц проводится с помощью традиционного метода – использование анионных флокулянтов. Однако длительное использование полиэлектролитов приводит к их накоплению в оборотных водах, что изменяет не только реологические параметры системы, но и делает невозможным сброс сточных вод в природные водные объекты. Таким образом, горнодобывающие предприятия вынуждены создавать систему из 6-7 отстойников, что экономически невыгодно. Дисперсность глин в водных системах исследуемых месторождений находится в пределах от 0,53 до 0,73, содержание класса крупности –5 мкм находится в пределах 39 – 46%, что позволяет отнести глины к трудноосаждаемым и к категории тонкодисперсных. Предложенное нами решение имеющейся проблемы заключается в использовании ультразвукового воздействия в присутствии полимеров для изменения свойств реальных дисперсных систем. Исследуемые сточные и оборотные воды содержат глинистые частицы каолинитового и монтмориллонитового типов. Каолинитовые глинистые минералы имеют жесткую структуру, т.е. молекулы воды и обменные катионы не могут проникнуть в межслоевое пространство кристаллов, монтмориллонитовые кристаллы имеют раздвижную кристаллическую структуру, что способствует увеличению межслоевого пространства. Наличие межслоевого пространства создает предпосылки для более успешной седиментации монтмориллонитовых частиц в поле ультразвуковой волны. Кроме того, наличие подвижной кристаллической структуры позволяет водному раствору полимеров в результате влияния ультразвуковых волн заполнять межслоевое пространство. Полимеры окружают глинистую частицу не только снаружи, но и внутри. Такая "двойная" атака полимерных молекул значительно ускоряет процесс осаждения тонкодисперсных примесей монтмориллонитового типа по сравнению с каолинитовым. В зависимости от той или иной преобладающей глинистой разности минералов необходимо выбирать режим воздействия ультразвуковой волны. Кроме того, необходимо учитывать тип микроструктуры глинистых частиц для правильного объяснения наблюдаемых эффектов при совместном действии акустических колебаний и процесса флокуляции. В связи с этим качественная характеристика технологических вод по минералогическому и гранулометрическому составам илисто-глинистой фазы должна устанавливаться и корректироваться из условий технологического процесса.

Внесение источника ультразвуковых колебаний в обрабатываемый объем суспензии наряду с добавлением полиэлектролитов, устанавливает в нем ультразвуковое поле, распространяющее стоячие волны. Интенсивность ультразвуковых колебаний плавно изменялась от 0 до 8·10<sup>4</sup> Вт/м<sup>2</sup> с помощью устройства независимого возбуждения, находящегося на генераторе. Для воздействия на илисто-глинистые суспензии была применена интенсивность ультразвука 1·10<sup>4</sup> Вт/м<sup>2</sup>. Время ультразвуковой обработки составляло порядка 2-2,5 мин, более длительное озвучивание нецелесообразно т.к. приводит



к процессу диспергирования полученных флокул. Выбранный нами режим позволяет добиться максимальной скорости осаждения флокул при более низком содержании полимеров. Одним из основных параметров объекта является скорость распространения волны, величина которой определяется физическими свойствами вещества. При распространении волны частицы жидкости совершают колебания около положения равновесия, происходящее с определенной скоростью. Колебания частичек среды при распространении звуковой волны приводят к образованию в жидкости областей сгущения и разрежения.

Для водных дисперсий характерны следующие параметры:  $t=20^{\circ}$ ,  $\rho=0,997$  г/см<sup>3</sup>,  $C=1,487$  м/с,  $\rho C=149 \cdot 10^3$  г/см<sup>2</sup>сек,  $\beta_{ag}=44,7 \cdot 10^{-12}$  см<sup>2</sup>/дин,  $\frac{\Delta C}{\Delta t}=2,5$ . При изменении температуры на 1<sup>0</sup>С, скорость звука изменяется ~ 2,5 м/сек. При увеличении давления скорость звука растет по линейному закону, при этом для воды коэффициент  $\frac{\Delta C}{\Delta P}$  составляет 0,2 м·сек<sup>-1</sup>·атм<sup>-1</sup>. Если в ультразвуковом поле частица расположена так, что плоскость ее составляет некий угол с направлением распространения волны, то колеблющиеся частицы среды обтекают частицу, меняя направления своего движения дважды за период ультразвуковой волны, при этом возникают силы, создающие вращательный момент, который стремится повернуть твердую частицу перпендикулярно к направлению распространения волны. Учитывая, что размеры частицы малы по сравнению с длиной ультразвуковой волны, тот сила, поворачивающая частицу, пропорциональна интенсивности ультразвука. Флокуляция в узлах смещения происходит, если мелкодисперсное вещество имеет плотность меньше плотности жидкости и в пучностях смещений стоячей волны, если его плотность превышает плотность жидкости. Наблюдаемое явление увеличения скорости осаждения твердой фазы можно объяснить тем, что в поле УЗСВ пучности колебательной скорости совпадают с узлами давления, а узлы колебательной скорости – с пучностями давления. Причем в отличие от бегущей волны стоячая волна не передает энергии, энергия перераспределяется между соседними пучностями давления и скорости. Поэтому в суспензии, обрабатываемой в режиме УЗСВ, макромолекулы флокулянта и частицы суспензии будут перемещаться в зоны пучности давления и избегать зоны пучностей скоростей. При этом в зоне пучности давлений будет наблюдаться высокая концентрация макромолекул флокулянтов и частиц под повышенным давлением, а в зонах пучностей скоростей будут образовываться зоны чистой воды.

Наблюдающийся эффект движения частиц в поле ультразвуковой стоячей волны, по нашему мнению, можно объяснить двумя причинами: действием механических напряжений, обуславливающих деформацию макромолекул в процессе обтекания участка макромолекулы потоком растворителя и действием кумулятивных струй или микропотоков. Меньшие расстояния между частицами и макромолекулами флокулянта повышают возможность агрегации частиц за счет молекулярных мостиков, что позволит при флокуляции в поле УЗСВ существенно снизить расход флокулянтов и повысить плотность сфлокулированного продукта. Стоячая волна способствует тому, что жидкость совершает волновые движения, которые создают колебательные перемещения твердых частиц односторонне направленные относительно самой жидкости. Направления этих движений зависит от положения частицы внутри емкости. Нами проводилось исследование воды, в которой содержание твердого в гидросмеси колебалось в пределах от 1376 г/м<sup>3</sup> до 38385 г/м<sup>3</sup>. После обработки суспензии ультразвуковой волной, концентрация твердого в воде уменьшилась до 48 – 38,95 г/м<sup>3</sup>. Поведение взвешенных дисперсных частиц в поле ультразвуковой волны во многом определяется наличием ламинарных и турбулентных потоков жидкости, порождаемых акустическими волнами. Проведенные анализы показали, что стоячие ультразвуковые волны

значительно улучшают качество "перемешивания" системы, так как волновые воздействия способны возбуждать в среде довольно сложные движения как дисперсных частиц, так и имеющих в системе полиэлектролитов. Причем сама жидкость также совершает определенные волновые движения, выражаемые в колебательном поведении частиц жидкости. Инициатором наблюдаемых перемещений являются Релеевские течения, которые представляют собой вихревое движение, действующее вне пограничного слоя системы.

Из полученных данных следует, что лучше всего подвергаются воздействию ультразвуковых колебаний минералы, имеющие монтмориллонитовую глинистую структуры благодаря наличию коагуляционных слабых мостиков. Наблюдаемый процесс ускорения седиментации в период озвучивания системы объясняется образованием более крупных флокул в поле ультразвуковых волн, что обеспечивает степень осветления сточных и оборотных вод горно-обогатительных предприятий более чем на 88 %. В целом данная технология очистки сточных и природных вод позволит получить дополнительные денежные средства для предприятия в районе 10,56% по исследованным месторождениям. При внедрении предложенного метода наблюдается не только серьезная экономическая выгода, но и предполагается.

УДК 622:621.315.925

*Петуров В.И., проф., к.т.н., Непомнящих И.А. студ., каф. ЭС, Читинский государственный университет, г. Чита, Россия*

*Кисембинов С.Т., магистр электроэнергетики Павлодарский государственный университет им. С. Торайгырова, г. Павлодар, Казахстан*

## **МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ УСТРОЙСТВ КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ СОПРОТИВЛЕНИЯ ИЗОЛЯЦИИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ РУДНИЧНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЕЙ**

Для повышения уровня электробезопасности при эксплуатации электроустановок напряжением 6, 10 кВ горнодобывающих предприятий, а также продления срока службы и своевременного устранения повреждений в настоящее время разработано большое количество способов контроля изоляции. Первый подробный обзор и классификация, известных на тот момент способов и средств контроля изоляции, выполнен коллективом кафедры электрификации горных предприятий Московского горного института (МГИ) [1]. За прошедшие годы предложен ряд новых способов, в связи, с чем существующая классификационная структура способов определения параметров сопротивления изоляции в электрических сетях с изолированной нейтралью расширена и дополнена с учетом новейших исследований и разработок [2].

Предлагаемая классификационная структура позволяет, исходя из конкретных условий производства, сформулировать требования, предъявляемые к способу исследования, на основе чего выбирается существующее техническое решение или разрабатывается новое.

Но зачастую большинство способов недостаточно обоснованно и существует лишь в теории. Причиной указанного обстоятельства является невозможность экспериментальной проверки в производственных условиях из-за сложности организационных и технических моментов, особенно в высоковольтных сетях, отсутствия необходимой элементной базы, испытательных приборов, дороговизны оборудования. Указанный комплекс проблем подчас не позволяет в должной мере оценить область применимости способа, диапазоны изменения параметров измерительных схем и установок и погрешность получаемых результатов.

Одним из путей выхода из указанной ситуации, особенно на этапе первоначальной

проработки апробации нового способа является применение методов математического моделирования.

Моделирование осуществляется с целью расчета установившихся и переходных режимов, частотных, временных и других характеристик, анализа чувствительности, устойчивости и т.п. При моделировании формируется и решается система уравнений, описывающая соответствующий режим моделируемого объекта и называемая его математической моделью.

Возможность замены реального объекта его математической моделью дает большие преимущества для исследователя. Вычислительный эксперимент предназначен для изучения и оптимизации сложных многопараметрических процессов, в том числе нелинейных, исследование которых традиционными способами затруднено или невозможно.

Моделирование электрических и электронных схем в настоящее время невозможно представить без использования средств вычислительной техники. Для этой цели существует и разрабатывается множество программных средств таких как, MultiSim, MicroCap, SIMetrix, CircuitMaker, ASIMEC, но, прежде всего это программный комплекс Matlab.

Система компьютерного моделирования MathLab (MATrix LABoratory-матричная лаборатория, фирма MathWorks, Inc) является в настоящее время ведущей в мире средой для моделирования сложных динамических процессов при решении самых разнообразных технических задач. Система MATLAB создана "как язык программирования высокого уровня для технических вычислений" [3, 4].

Важной особенностью пакета MathLab является наличие специальной подсистемы Simulink, предназначенной для графического построения моделей. Использование программы Simulink по сравнению с большинством других аналогичных программ позволяет моделировать как физические воздействия, так и сами схемные решения с использованием мощных средств моделирования самих приборов, что наиболее эффективно при анализе, как принципиальных электрических схем устройств, так и их схем замещения. Использование указанных средств позволяет значительно упростить процесс создания, корректировки, модификации моделей систем, их анализа и обработки полученных результатов.

Система имеет открытую архитектуру. Концепция открытости построения моделей в системе MathLab предусматривает возможность их развития путем введения новых элементов, блоков и связей.

Наиболее полно функциональные возможности системы проявляются в рамках комплекса "MATLAB + Simulink + пакеты расширения". Число пакетов расширения уже насчитывает несколько десятков. В программном комплексе MATLAB реализован принцип визуально-ориентированного программирования; уравнения состояний, описывающие динамические системы, формируются автоматически; имеются виртуальные средства регистрации и визуализации результатов моделирования, а также инструментальные средства для разработки приложений, включая графический интерфейс пользователя. MATLAB – это интерактивная система, основным ее объектом является массив, для которого не требуется указывать размерность явно. Это позволяет решать многие вычислительные задачи, связанные с векторно-матричными формулировками, существенно сокращая время, которое понадобилось бы для программирования на скалярных языках типа С или FORTRAN. Система MATLAB – это одновременно и операционная среда и язык программирования. Одна из наиболее сильных сторон системы состоит в том, что на языке MATLAB могут быть написаны программы для многократного использования.

Несомненным достоинством системы MathLab является сочетание достоинств универсальности и быстродействия цифрового моделирования с наглядностью и возможностью оперативной визуализации результатов, свойственных моделированию аналоговому.

Выбор способа и системы моделирования был продиктован следующими

соображениями:

– применение современных средств вычислительной техники позволяет резко повысить скорость выполнения математических расчетов и одновременно значительно снизить их трудоемкость, что делает применение вычислительной техники и специализированных программных пакетов незаменимым и фактически обязательным при выполнении сложных математических расчетов;

– программная реализация математических моделей посредством стандартных систем программирования требует значительных усилий и большого количества технической работы, прямо не связанной с выполняемой задачей. В этой связи применение специализированных систем компьютерного моделирования имеет значительное преимущество, так как позволяет не только с меньшими усилиями осуществлять построение компьютерных моделей, но и повышает точность расчетов за счет использования высокоэффективных методов вычислений, изначально заложенных в системы компьютерного моделирования;

Система, однако, не свободна от недостатков и, прежде всего здесь следует отметить недостаточную прозрачность математических методов, используемых для решения задач. Одним из выходов, при необходимости, из указанной ситуации может быть отказ от использования стандартных блоков и моделирование на основе непосредственной реализации систем уравнений, моделирующих объект.

Основной целью и задачей работы является разработка математических моделей устройств контроля параметров сопротивления изоляции электроустановок напряжением 6, 10 кВ относительно земли в системах электроснабжения горнодобывающих предприятий, а также сопоставление и сравнение их между собой, анализ их положительных сторон и недостатков.

В качестве примера нами для последующего анализа была принята принципиальная схема устройства для контроля сопротивления изоляции и защитного отключения в сетях с изолированной нейтралью [5].

Для удобства и большей наглядности при отладке модели на основе принципиальной схемы устройстве была составлена расчетная схема замещения. В схеме не учитываются параметры измерительных трансформаторов тока нулевой последовательности (ТТНП).

Далее, следующим этапом исследований является разработка с помощью программы Simulink программного комплекса Matlab расчетной модели, причем необходимые аналитические уравнения связи между токами в ветвях схемы замещения и искомыми параметрами изоляции реализуются путем соответствующих блоков суммирования.

С помощью расчетной модели можно произвести анализ разработанного устройства, исследовать его работу в различных стационарных и переходных режимах, оценить требуемый по условиям чувствительности и помехоустойчивости диапазон изменения параметров измерительной схемы.

Перспективой развития предлагаемой модели является учет параметров несинусоидальности кривой напряжения сети, нелинейности параметров изоляции, а также свойств измерительных ТТНП, включая разработку мероприятий по компенсации свойственных данным аппаратам ЭДС небаланса.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гладилин, Л.В. Электробезопасность в горнодобывающей промышленности / Л.В. Гладилин, В.И. Щуцкий, Ю.Г. Бацезев [и др.]. – М.: Недра, 1977. – 327 с.
2. Петуров, В.И. Классификация способов определения параметров сопротивления изоляции в электрических сетях с изолированной нейтралью / В.И. Петуров // Электробезопасность. – 2008. – №1. – С. 20–24.

3. Кондрашов, В.Е. MATLAB как система программирования научно-технических расчетов / В.Е. Кондрашов, С.Б. Королев. – М.: Мир, 2000. – 380 с.
4. Потемкин, В.Г. MATLAB 6: среда проектирования инженерных приложений / В.Г. Потемкин. – М.: Диалог-МИФИ, 2003. – 360 с.
5. А.с.1653060 СССР, МКИ H02H 3/17. Устройство для контроля сопротивления изоляции и защитного отключения в сетях с изолированной нейтралью / Ю.Г. Бацежев, Г.Ф. Горбачев, В.И. Петуров. – Оpubл. 30.05.91, Бюл. № 20. – 4.

УДК 622:621.315.925

*Петуров В.И., к.т.н., проф., Потапенко Д.С., магистрант, каф. ЭС, Читинский государственный университет, г. Чита, Россия*

### **ПРИНЦИПЫ СОЗДАНИЯ УСТРОЙСТВ КОНТРОЛЯ И ЗАЩИТЫ В ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ ШАХТ И РУДНИКОВ**

Одним важнейших факторов, влияющих на безопасность эксплуатации, надежность и безаварийность систем электроснабжения горнодобывающих предприятий, является непрерывный контроль уровня сопротивления изоляции электрической сети относительно земли. В результате обзорного анализа способов и средств контроля изоляции высоковольтных рудничных электрических сетей напряжением, установлено, что в настоящее время

отсутствуют эффективные средства оперативного контроля, при этом находящиеся в эксплуатации устройства контролируют уровень сопротивления изоляции только отключенных от источника питания участков сети, либо осуществляется только периодический контроль [1]. При контроле изоляции используется пониженное оперативное напряжение, что приводит к существенной погрешности измерения, кроме того, существующие средства контроля не позволяют получить исчерпывающую информацию о состоянии изоляции.

Таким образом, создание устройств непрерывного контроля сопротивления изоляции в высоковольтных рудничных электрических сетях напряжением является актуальной задачей.

Для решения этой задачи разработана методика определения диапазонов и устойчивых уровней сопротивления изоляции относительно земли, установление которых позволяет обосновать требования к устройствам контроля и защиты при разработке их функциональных схем [2]. Наиболее важными из этих требований являются:

- обеспечение пофазного контроля высоковольтной изоляции;
- селективный контроль отходящих присоединений, который совместно с пофазным контролем позволит более оперативно выявлять и устранять повреждения;
- ограничение тока утечки путем компенсации ее емкостной составляющей;
- осуществление непрерывной диагностики состояния изоляции, что обеспечит возможность использовать данное устройство в качестве составляющего элемента в общей системе управления электроснабжением объекта и выполняющего функции обработки и передачи информации и управляющих сигналов.

С учетом указанных требований разработано устройство непрерывного контроля сопротивления изоляции относительно земли на основе использования трансформаторов тока нулевой последовательности (ТТНП) [3]. Устройство позволяет непосредственно контролировать общее сопротивление изоляции сети относительно земли, а также расчетным путем без каких-либо дополнительных переключений в схеме определять пофазное

сопротивление изоляции. Простота расчетных соотношений и отсутствие коммутаций в процессе измерений дают возможность, в дальнейшем, реализовать указанное устройство с использованием микропроцессорной техники [4].

Использование серии устройств непрерывного контроля изоляции на основе ТТНП позволит повысить безопасность и надежность эксплуатации рудничных высоковольтных электрических сетей за счет сокращения времени на поиск и устранение повреждений.

Кроме того, контроль и накопление значений уровня сопротивления изоляции за некоторый промежуток времени позволяет получить динамику изменения его во времени, что дает возможность планировать и осуществлять профилактические работы по поддержанию данного параметра на достаточном эксплуатационном уровне.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петуров, В.И. Классификация устройств контроля и защиты рудничных электрических сетей / В.И. Петуров // Энергетика и энергоэффективные технологии: сб. докладов международной научно-технической конференции, посвященной 50-летию ЛГТУ. – Липецк: ЛГТУ, 2006. – Ч. 1. – С.37–41.
2. Петуров, В.И. Исследование и разработка способов и средств контроля параметров изоляции рудничных электрических сетей: дис. ... канд. техн. наук / В.И. Петуров. – М.: МГИ, 1992. – 120 с.
3. Петуров, В.И. Устройство контроля сопротивления изоляции и защитного отключения в сетях с изолированной нейтралью / В.И. Петуров // Электробезопасность. – 2010. – № 2–3. – С. 25–31.
4. Сидоров А.И. Обеспечение электробезопасности в системах электроснабжения / А.И. Сидоров, В.И. Петуров, А.В. Пичуев, И.Ф. Суворов. – Чита, ЧитГУ, 2009. – 268 с.

УДК 504.55.054:662 (470.6)

*Голик В.И., д.т.н., проф., Прокопов А.Ю., д.т.н., проф., Разоренов Ю.И., Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия*

#### ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМБИНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ

Эффективность работы горнодобывающих предприятий определяется, наряду с величиной затрат на добычу и переработку, качеством и ценностью полезных ископаемых. Решение оптимизационных задач осуществляется во взаимной увязке стадий разработки и производственной мощности рудника [1].

Таковыми критериями являются себестоимость добычи, приведенные затраты и замыкающие затраты на 1 т добываемого полезного ископаемого или прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов, которые могут оказаться взаимно противоречивыми. В многокритериальных задачах одним из часто встречающихся способов их решения является способ компромиссного оптимума, то нахождение такой точки, в которой значение целевой функции близко к оптимальному по каждому из критериев в отдельности.

*Для оптимизации показателей работы предприятий в новых экономических условиях решают задачу по определению наилучших значений всех параметров, входящих в функцию цели. На практике для этого отказываются от наиболее бедных запасов, или, наоборот, вовлекают в эксплуатацию дополнительные запасы, в том числе и некондиционные.*

Для повышения эффективности разработки месторождений важным направлением

является оптимизация производственной мощности предприятий путем комбинирования возможностей традиционных и инновационных технологий. При оценке вариантов комбинирования после исключения явно неприемлемых для детального анализа остается 2-4 системы. Одни из них позволяют добывать рудную массу дешево и с высокой производительностью, но увеличивают разубоживание и потери руды. Другие позволяют более полно извлекать запасы недр и повысить качество добываемой рудной массы, но требуют повышенных затрат. Этот выбор вариантов означает различные решения оптимизационной задачи, которые сравниваются между собой по вышеописанным критериям.

Доказано, что чем больше величина разубоживания, тем меньше извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого. Моделирование процессов разработки месторождений и ряды статистических наблюдений на предприятии с последующим анализом выборочных средних и дисперсий показывают, что в среднем в смысле сходимости по вероятности каждые 10 % разубоживания руды вмещающими породами снижают извлечения металлов при обогащении на 2-3 % , а разубоживание руды закладочным материалом только на 2-3 % приводит к такому же снижению извлечения при обогащении.

Таблица 1

Этапы разработки месторождений полезных ископаемых

Объект	Стадии работ	Продукт стадии	Качественная категория
Месторождение	разведка и изыскания	запасы руд	балансовые руды
			забалансовые руды
			металло - породы
Балансовые запасы	добыча	извлекаемые	кондиционная
			некондиционная
		не извлекаемые	временные потери
			невосполнимые
Горная масса	обогащение	концентрат	кондиционный
			промпродукт
		хвосты	текущие
			лежалые
Концентрат	металлургия	металлы	качественные
		хвосты	текущие
			лежалые

Если рудник имеет резерв увеличения производственной мощности за счет уже вскрытых запасов, например, бедных руд, от которых отказались при переходе на новые кондиции, целесообразен вариант вовлечения этих запасов в эксплуатацию [2].

Расчет параметров оптимизационной задачи для компромиссной целевой функции при системе ограничений указывает на эффективность вовлечения в эксплуатацию богатых руд, поскольку при этом не только уменьшаются удельные затраты на добычу и обогащение, но и увеличивается извлекаемая ценность добываемой рудной массы, руб./т:

$$u_o = 0,01 \sum_{i=1}^n c_o (1 - P) \sum_{j=1}^m \varepsilon_o u_o + \sum_{i=1}^{n_o} c_o (1 - P) \sum_{j=1}^{m_o} \varepsilon_o u_o ,$$

где  $\varepsilon_o$ ,  $\varepsilon_o$  – извлечение металла из основных и дополнительных запасов, доли ед.;  $u_o$  и  $u_o$  – отпускная цена основного и дополнительного металла, руб./т;  $c_o$  и  $c_o$  содержание металла в руде основных и дополнительных запасов, %;

Экономическая эффективность комбинирования технологий определяется сравнением подземной выемки кондиционных руд с извлечением металлов на фабрике (традиционный метод) и подземного выщелачивания (инновационный метод). Комбинирование

традиционного и инновационного методов означает выбор различных значений для параметров оптимизации с учетом допустимых значений параметров и критериев для целевой функции [3].

Показатели традиционной разработки с выдачей всей горной массы на земную поверхность для переработки на заводе в зависимости от глубины разработок приведены в табл.2.

Таблица 2

Показатели традиционной разработки

Показатели	Себестоимость (\$/т) и удельный вес работ (%)									
	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%
Глубина выработки, м	200		400		600		800		1000	
Горно-капитальные работы	1,3	7,8	1,9	10,4	2,8	13,4	4,5	18,8	6,0	22,1
Горно-подготовительные	3,6	21,5	3,8	21,0	4,1	19,5	4,3	18,0	4,5	16,6
Очистные работы	2,9	17,3	3,2	17,5	3,5	16,5	3,7	15,5	4,1	15,2
Горные работы (всего)	7,8	46,5	8,9	49,0	10,4	49,5	12,5	52,5	-	-
Закладочные работы	2,6	15,5	2,7	14,8	3,3	15,8	3,8	15,8	4,3	15,9
Подземный транспорт	0,5	3,0	0,5	2,7	0,51	2,5	0,52	2,2	0,53	2,0
Подъем	0,65	3,9	0,73	4,0	1,2	5,7	1,2	5,0	1,6	5,9
Проветривание	1,1	6,6	1,2	6,5	1,3	6,2	1,4	5,8	1,5	5,5
Водоотлив	0,1	0,5	0,3	1,6	0,46	0,68	-	2,8	0,83	3,1
Общерудничные работы:	3,85	23,0	3,85	20,5	3,85	-	3,85	16,0	-	-
Рудничная стоимость 1т руды	16,7	100	18,3	100	21,0	100	24,0	100	27,2	100
Изменение себестоимости 1т	-	-	-	-	-	125	-	142	-	163
Увеличение стоимости 1т при понижении работ на 100 м, %	-	-	-	4,8	-	8,0	-	7,4	-	9,5

Экономический эффект применения новой технологии состоит в том, что при почти одинаковых затратах добывается больше металла за счет освоения некондиционных ранее запасов.

Показатели инновационной технологии с извлечением части руд для создания компенсационного пространства и выщелачиванием остального массива в блоках на месте их залегания приведены в табл.3.

Показатели комбинированной разработки моделируются для условий: глубина горных работ до 400 м, на этапе 1 в течение года добывается с переработкой на заводе 40000 т балансовых руд с содержанием 7 г/т, на этапе 2 перерабатывается 60000 т балансовых руд с содержанием 3 г/т выщелачиванием на месте залегания, и 40000 т хвостов обогащения содержанием 0,5 г/т выщелачиваются в штабелях с комбинированной механо-химической активацией (табл.4).

Таблица 3

Показатели инновационной технологии

Показатели	Себестоимость (\$/т) и удельный вес работ (%)									
	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%	\$/т	%
Глубина работ, м	200		400		600		800		1000	
Горно-капитальные работы	0,68	7,0	1,15	7,7	1,64	10,0	2,4	13,2	3,0	15,2
Горно-подготовительные	4,7	34,0	5,0	33,5	5,3	32,3	5,6	31,0	5,8	29,3
Отбойка и выщелачивание	3,8	27,4	4,0	26,8	4,1	25,1	4,3	23,6	4,5	22,8
Горные работы (всего)	9,46	68,5	10,15	-	-	67,5	12,3	0,13	-	-
Подземный транспорт	0,19	1,38	0,19	1,28	0,19	1,15	0,19	1,05	0,20	1,0
Подъем	0,36	2,62	0,39	2,64	0,40	2,4	0,50	2,75	0,51	2,6
Откачка растворов	0,16	1,15	0,18	1,88	0,42	2,6	0,54	2,96	0,69	3,5
Водоотлив	0,08	0,6	0,31	2,08	0,46	2,8	0,68	3,75	0,83	4,2
Проветривание	1,1	7,2	1,17	7,8	1,37	8,3	1,49	8,2	1,66	8,5
Общерудничные работы	2,45	17,7	2,45	16,5	2,45	15,0	2,45	13,5	2,45	12,4
Рудничная стоимость 1т руды	13,8	100	14,9	100	16,4	100	18,2	100	19,7	100
Изменение себестоимости 1т	100	-	107,9	-	118	-	131	-	142	-



На рис.1 показан совмещенный график рудничной стоимости 1т руды.

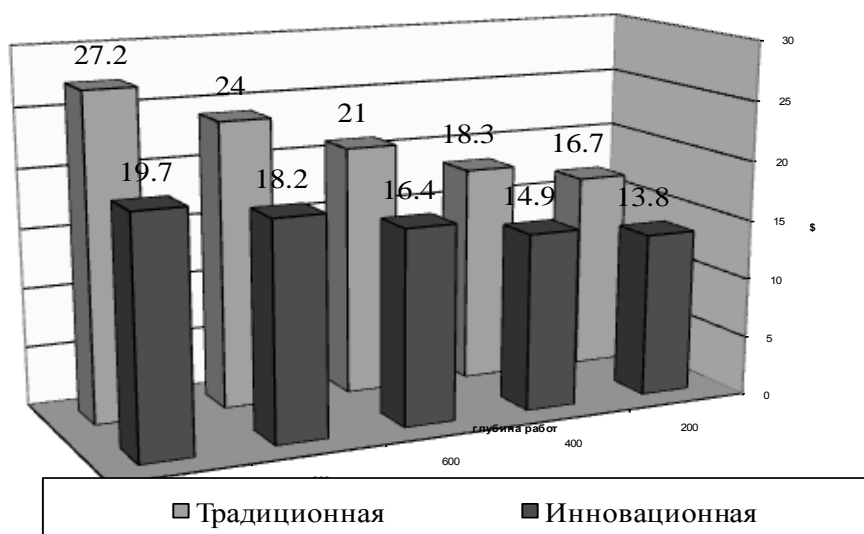


Рис.1. Совмещенный график рудничной стоимости 1т руды, добытой по традиционной и инновационной технологиям

Таблица 4

Показатели извлечения золота на этапах добычи

Показатели	Этап 1	Этап 2	Этап 3	3 этапа
Горно-капитальные работы, \$/т	1,9	1,15	-	-
Горно-подготовительные работы, \$/т	3,8	5,0	-	-
Очистные работы, \$/т	3,2	4,0	-	-
Горные работы (всего), \$/т	8,9	10,15	-	-
Закладочные работы, \$/т	2,7	-	-	-
Подземный транспорт, \$/т	0,5	0,39	-	-
Подъем и сортировка, \$/т	0,73	0,18	-	-
Проветривание, \$/т	1,2	0,31	-	-
Водоотлив (перекачка растворов), \$/т	0,3	1,17	-	-
Оборудование куч выщелачивания, \$/т	-	-	1,0	-
Выщелачивание хвостов, \$/т	-	-	1,0	-
Общерудничные расходы, \$/т	3,85	2,45	-	-
Рудничная себестоимость, \$/т	18,3	14,9	2,0	-
Количество горной массы, т	40000	60000	40000	140000
Содержание золота, г/т	7	3	0,5	-
Количество золота в горной массе, г	280000	180000	20000	480000
Извлечение золота, %	90	60	60	77
Добыто золота, г	252000	108000	12000	372000
Продажная цена, \$/г	10	10	10	10
Рыночная цена, \$/г	12	12	12	12
Прибыль, \$	504000	216000	24000	744000
Эффективность, %	100	-	-	148

На основе экспериментальных и расчётных данных спланирован симметричный план Бокса В<sub>4</sub>. Константы имитационного исследования приняты по данным практики рудника.

Условия опытов в кодовом и натуральном масштабе приведены в табл.5.

В результате статистической обработки результатов имитационного эксперимента и отсева статистически не значимых коэффициентов регрессии были получены следующие уравнения регрессии, оказавшиеся статистически надёжными на уровне значимости 0,05.

Модель экономической эффективности комбинирования технологий на этапах разработки месторождения с независимыми переменными в безразмерном масштабе:

$$W = -0.365 \cdot X_1 + 68288.391 \cdot X_2 + 0.437 \cdot X_3 + 2215.482 \cdot X_4,$$

где  $W$  – прибыль;  $X_1$  – количество горной массы;  $X_2$  – содержание золота в руде;  $X_3$  – извлечение золота из руды;  $X_4$  – рудничная себестоимость.

Таблица 5

Граничные условия независимых переменных

Уровни	Нижний	Средний	Верхний	Интервал
	-1	0	+1	$\Delta$
Количество горной массы, тыс.т ( $X_1$ )	40	90	140	50
Содержание золота в руде, г/т ( $X_2$ )	0,5	3,75	7	3,25
Извлечение золота из руды, % ( $X_3$ )	60	75	90	15
Рудничная себестоимость, \$/т ( $X_4$ )	2,0	10,15	18,3	8,15

Параметры  $B_1, B_2, B_3, B_4$  регрессионной модели (1) были рассчитаны методом наименьших квадратов:

- коэффициент детерминации:

$$R^2 = 0,9991,$$

- расчетное значение критерия Фишера:

$$F_{расч} = 1662,35.$$

- табличное значение критерия Фишера:

$$F_{табл}(5\%; 4; 2) = 19,25.$$

Так как  $F_{расч} > F_{табл}$ , то гипотеза о зависимости значима на уровне 5% принимается как правдоподобная.

Так как в реальном масштабе (1) коэффициенты при  $X_1$  и  $X_3$  во много раз меньше коэффициентов при  $X_2$  и  $X_4$ , то факторы  $X_1$  и  $X_3$  практически не оказывают влияния на показатель прибыли. Влияние фактора  $X_2$  больше, чем фактора  $X_4$ , поскольку коэффициент при  $X_2$  на порядок больше. Таким образом, наиболее сильное влияние на результативный показатель прибыли оказывает фактор содержания металла в руде.

При переводе переменных  $X_i$  в безразмерный (кодовый) масштаб видно, что доля затрат на горные работы в структуре рудничной себестоимости превышает 50 %, а позволяет использовать эти затраты в качестве основного критерия оптимизации, а также для оценки экономической эффективности комбинирования этапов разработки месторождения.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Голик В.И., Разоренов Ю.И.. Проектирование горных предприятий (учебное пособие). Новочеркасск. ЮРГТУ. 2007.
2. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М.1995. -440 с.
3. Исмаилов Т.Т., Голик В.И., Дольников Е.Б. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. Москва. МГГУ. 2005. 540 с.

УДК 622.253.(06)

Дмитриенко В.А., доц., к.т.н., Бадалян Г.Г., инженер, Хмара Н.С., студ., ЮРГТУ (НПИ), г. Шахты, Россия

## РАСЧЕТ ВЕЛИЧИНЫ ЗАХОДКИ В ЗОНЕ НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОД УПРОЧНЕННЫХ ГРУНТОВЫМИ СВАЯМИ

В настоящее время подавляющее большинство подземных объектов в грунтах проводится по последовательной технологической схеме с применением временной крепи, несмотря на значительные затраты труда, времени и финансовых средств. Расчет стоимости строительства участка вентиляционного ствола № 1 ш. «Кадамовская» ОАО «Донуголь» в грунтовом массиве мощностью 20,5 м, показывает, что проходка по последовательной схеме с оставлением колец временной крепи в бетоне увеличивает стоимость на 78%, а трудозатраты на 124%.

Условия строительства вышеуказанного ствола характеризуются наличием на контакте с коренными породами трех слоев пластичных глин с малыми значениями сцепления и угла внутреннего трения. Используя разработанную ранее методику оценки устойчивого состояния породных обнажений в забое ствола [1], установлено, что на глубине 17,6 м боковое давление превышает прочностные характеристики грунтов. То есть проходка без специальных способов повышения устойчивости породных обнажений невозможна.

В рассматриваемых условиях, наиболее эффективными способами упрочнения пород можно считать искусственное замораживание и электрохимическое закрепление, однако и они не исключают применения временной крепи и требуют длительного срока формирования ограждения. Поэтому на наш взгляд заслуживает внимания, разрабатываемый на кафедре ППГС и СМ ШИ(ф)ЮРГТУ (НПИ) способ повышения устойчивости породных обнажений в забое вертикального ствола путем формирования экрана из впрессовываемых свай [2]. Грунтовая свая представляет собой железобетонную конструкцию с высокой несущей способностью не только в продольном, но и в поперечном направлениях, что позволит удерживать от обрушения вертикальные незакрепленные стенки ствола.

Несущая способность грунтовых свай определяется моментом сопротивления «впрессовываемого тела» сваи и величиной заходки, которая представляет собой пролет вертикальной балки, нагруженной горизонтальной составляющей горного давления. Нижний конец сваи зацементирован в коренных породах, а верхний забетонирован в оголовке. По мере проходки, часть поверхности сваи замоноличивается постоянной бетонной крепью, возводимой вслед за продвижением забоя. Таким образом, в первом приближении обнажаемую на величину заходки сваю можно рассматривать как защемленную с двух концов балку с возможностью осевого перемещения. В этом случае ее предельное состояние будет определяться максимальным изгибающим моментом в центре пролета  $M_{max}$ , который определяется по формуле:

$$\dot{I} \ddot{\alpha}_x = q \cdot l^2 / 24, \quad (1)$$

где  $q$  – интенсивность распределенной нагрузки, кН/м;  $l$  – свободный пролет сваи, м. В вертикальных выработках  $q$  равна величине бокового давления приходящегося на 1 м сваи, и рассчитывается по эпюре напряжений (рис. 1).

Для определения несущей способности свай использована методика расчета железобетонных конструкций [3]. По условиям прохождения устья вентиляционного ствола №1 ш. «Кадамовская» в интервале глубин 17,6 – 20,5 м можно формировать сваи диаметром «впрессованного тела» 200 мм со стальной трубой диаметром 32 мм при толщине стенки 5 мм.

В этом случае ширина приведенного сечения составит 17,73 см, а площадь сечения стержня 2.32 см<sup>2</sup>. Расчетное сопротивление осевому сжатию цементного камня принято  $R_c=11,5$  МПа, а стали  $R_s=365$  МПа.

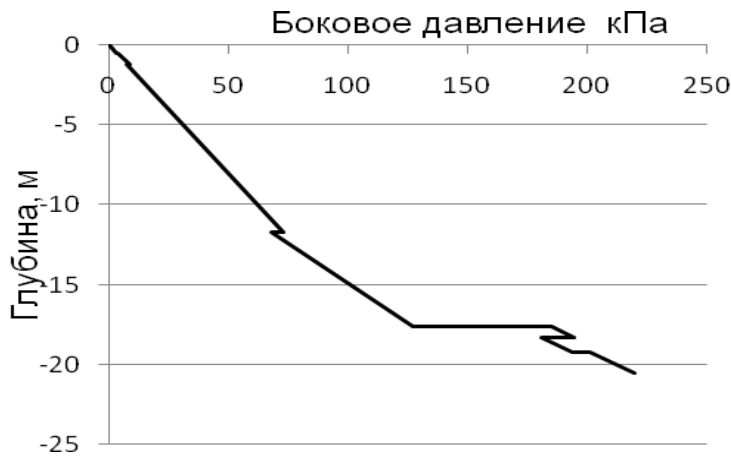


Рис. 1. Эюра напряжений на крепь устья вентиляционного ствола №1ш. «Кадамовская»

В результате вычислений по приведенным выше характеристикам свай определен предельно допустимый изгибающий момент, равный 6,14 кН·м. Расчетное значение допустимого изгибающего момента определяется по формуле:

$$\dot{I}_{\delta} = \eta \cdot \dot{I}_{\ddot{a}} / \xi = 0,85 \cdot 6,14 / 1,2 = 4,3 \dot{I}_{\ddot{a}} \cdot \dot{i} ,$$

где  $\eta$  – коэффициент условий работы;  $\xi$  – коэффициент надежности.

Преобразовав уравнение (1) относительно величины заходки получим:

$$l = \sqrt{24 \cdot M_{\max} / q} \tag{2}$$

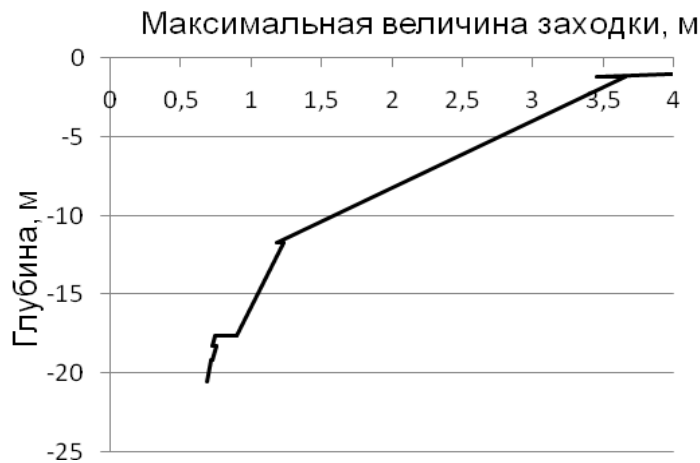


Рис. 2. Зависимость максимальной величины заходки от глубины забоя

Подстановкой полученного значения  $M_p$  и величин интенсивности распределенной нагрузки  $q$  на различных глубинах в выражение (2), определяется максимальная заходка, график изменения которой приведен на рисунке 2. Анализируя полученную зависимость, можно отметить, что в осложненной зоне при принятых параметрах формирования

грунтовых свай, устойчивость породных обнажений обеспечивается только при длине заходки 0,5 м. Корректировкой несущей способности свай и расстоянием между ними можно подбирать требуемую величину заходки.

Таким образом, предлагаемая методика, при упрочнении грунтового массива «впрессовываемыми» сваями, позволяет определять параметры специальных работ и проведения выработки.

#### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. **Дмитриенко В.А., Хмара Н.С.** Совершенствование технологии строительства устья и технологического отхода вентиляционного ствола Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. // Сб. научн. трудов. – Донецк: «Норд-Пресс», вып. № 16. 2010. – С. 162-163.
2. **Дмитриенко В.А., Бадалян Г.Г.** Совершенствование технологии строительства вертикальных заглубленных сооружений в наносных породах Эффективные строительные конструкции. Теория и практика: сборник статей IX Международной научно-технической конференции. – Пенза: Приволжский дом знаний, 2009. – С. 171-174.

УДК 622:621.315.925

*Петуров В.И., проф., к.т.н., Непомнящих И.А. студ., каф. ЭС, Читинский государственный университет, г. Чита, Россия*

#### **РАЗРАБОТКА ВИРТУАЛЬНЫХ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ»**

Топливо-энергетический комплекс – базовая отрасль экономики, обеспечивающая потребности экономики и населения страны в электрической и тепловой энергии, во многом определяющая устойчивое развитие всех отраслей экономики страны. Эффективное использование потенциала отрасли, в том числе горнодобывающего производства, установление приоритетов и параметров их развития создадут необходимые предпосылки для роста экономики и повышения качества жизни населения страны. Процесс опережающего развития всех отраслей топливо-энергетического комплекса является необходимым экономическим фактором успешного инновационного развития.

Однако в последнее время обострилась проблема безопасной и эффективной эксплуатации сложного технологического оборудования на горнодобывающих предприятиях. Выросли общий травматизм и случаи со смертельным исходом. С одной стороны это связано со специфическими условиями работы электроустановок горнодобывающих предприятий и особенностями их эксплуатации. С другой стороны, одной из главных причин травматизма – несовершенство системы подготовки и переподготовки работников отрасли. Найти эффективные пути подготовки квалифицированных специалистов – значит заложить основу высокопроизводительной и безопасной работы, *которая во многом закладывается в период обучения.* Один из них – использование в обучении компьютерных тренажеров и виртуальных лабораторных работ.

С каждым днем увеличивается число персональных компьютеров (ПК), используемых человеком. Вследствие этого растет и пополняется круг программного обеспечения используемого при работе с ПК. Для решения задач производственно-технологического и организационно-экономического управления предприятием внедряются сложные автоматизированные системы управления хозяйственной деятельностью. Немаловажную

роль при этом играет процесс подготовки эксплуатационного персонала, а также специалистов в учебных заведениях высшего и среднего профессионального образования. Для его облегчения и упрощения создаются различные обучающие программы.

Одним из условий, позволяющим обеспечить решение указанных задач в рамках образовательного процесса, является использование современных компьютерных технологий: виртуальные лабораторные работы; компьютерные тренажеры; компьютерное математическое и имитационное моделирование.

Целями данной работы являются:

- разработка основных принципов построения виртуальных лабораторных работ по дисциплине «Электрификация горных предприятий» для студентов специальности 140601.65 «Электромеханика» и реализация их путем создания прикладного программного обеспечения;

- подготовка учебно-методических материалов по разрабатываемым лабораторным работам для студентов всех форм обучения.

Полученные результаты помогут поднять общий уровень и качество образования, а также позиционировать достойное место высшего учебного заведения в образовательном пространстве.

УДК 622.34

*Прокопов А.Ю., д.т.н., проф., Мирошниченко В.В., студ., Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия*

## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ АРМИРОВКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ РУДНИКОВ ЭЛЬКОНСКОГО ГМК**

ЗАО «Эльконский ГМК» создано в 2007 году для отработки месторождений Эльконского ураново-рудного района (319 тыс. т урана, или 6% извлекаемых мировых запасов). На базе месторождений зоны Южная планируется создать одно из крупнейших в мире уранодобывающих предприятий с проектной мощностью до 5 тыс. т в год [1].

Эльконский урановорудный район находится в северо-восточной части Алданского горнопромышленного района республики Саха (Якутия) с центром в г. Алдан (рис. 1, а). В состав района входят месторождения «Элькон», «Эльконское плато», «Курунг», «Дружное», «Непроходимое», «Северное» и «Зона «Интересная» (рис. 1, б).

Основная форма рельефа денудационно-тектоническая, с большой степенью расчленения и различной крутизной склонов. Преобладает среднегорный рельеф с абсолютными отметками водоразделов 650-1000 м, высота отдельных вершин составляет 1100-1300 м.

Климат района резко континентальный с коротким летом и продолжительной (7-7,5 месяцев) морозной зимой. Среднегодовая температура воздуха отрицательная и колеблется от -6,2°С до -10,2°С. Наиболее холодный месяц – январь (-50 – -55°С), наиболее теплые – июль-август (+30 – +35°С). Продолжительность безморозного периода составляет 90 дней, отопительного сезона – 250 дней в году.

В районе развита многолетняя мерзлота мощностью от десятков метров до 200-400 м. Глубина сезонного протаивания на водоразделах и склонах 0,5-5,0 м, в долинах – 2-3 м, до 6 м. Температура мерзлых толщ -3°, -5°С. Сезонное протаивание обычно с конца мая до конца августа.

В настоящее время ЗАО «Эльконский ГМК» проводит комплекс проектных работ по разработке современных высокоэффективных технологий добычи и переработки руд.

Разработана рациональная схема вскрытия и отработки рудных тел (рис. 2, 3), технологии обогащения и переработки золотоурановых руд, экологических мероприятий.

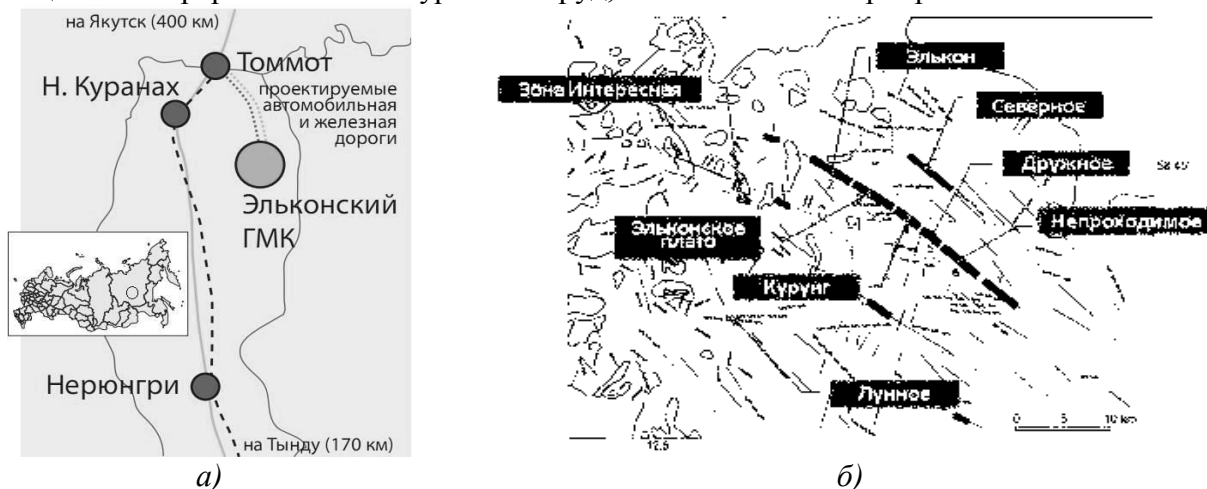


Рис. 1. Расположение Эльконского месторождения урановых руд:  
 а – схема географического района; б – схематическая карта Эльконского ураново-рудного района

Особенностями месторождения являются:

- оруденение, при преимущественно слепом характере, имеет значительную протяженность по вертикали (более 2 км) без признаков выклинивания на глубине;
- руды месторождения характеризуются рядовым качеством (среднее содержание 0,147 %, но могут быть отнесены к высококонтрастным (участки Курунг, Эльконское Плато, Элькон) и среднеконтрастным (участок Дружный) со средним коэффициентом радиометрического обогащения 1,6 при выходе отвальных хвостов 41 % и извлечении 94,5 %;
- в качестве попутных компонентов, извлекаемых совместно с ураном, руды месторождения содержат золото и серебро в количествах соответственно 0,8 и 10,2 г/т;
- глубокое залегание рудных тел (глубины от 300 до 1000 м);
- малые размерами рудных тел (2 – 5 м).

Проект проходки, крепления и армирования вертикальных стволов рудников Эльконского ГКМ был выполнен ООО «НТЦ «Наука и практика» с привлечением студенческой научно-исследовательской лаборатории (СНИЛ) «Шахтостроитель» Шахтинского института (филиала) ЮРГТУ(НПИ).

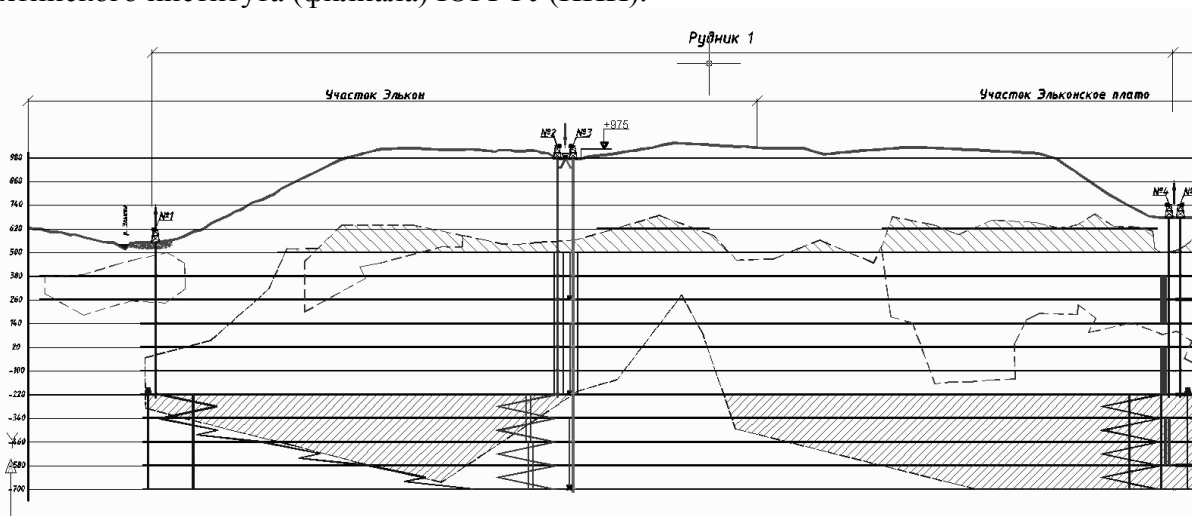


Рис. 2. Вертикальная схема вскрытия рудника №1 (участки Элькон и Эльконское плато)

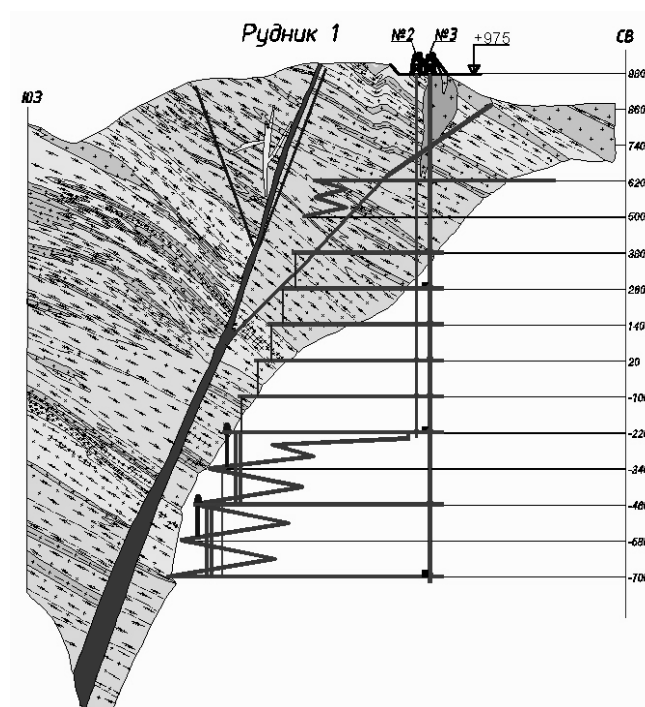


Рис. 3. Система отработки рудного тела

Все месторождение было разбито на 4 рудника. Схема вскрытия месторождения предусматривает проходку 17 вертикальных стволов, глубина которых из-за существенной пересеченности местности (абсолютные отметки устьев от +550 до +1045 м) и вскрытия разных горизонтов (-220 и -700 м), колебалась от 770 м (вентиляционный ствол №1) до 1745 м (вспомогательный ствол №13). Диаметр стволов – 6,0; 7,5 и 8,0 м (табл. 1).

Таблица 1

Характеристика вертикальных стволов Эльконского ГМК

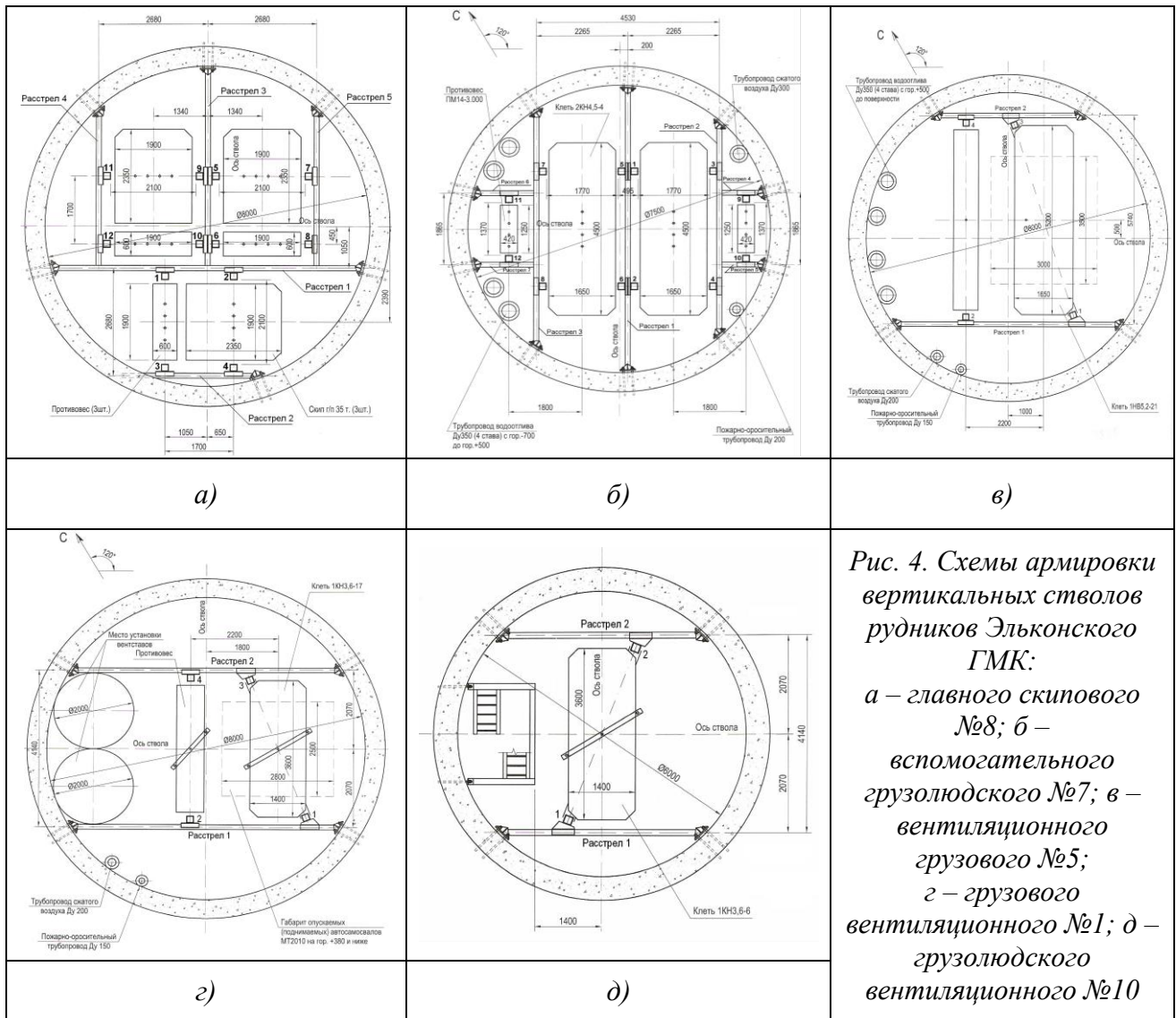
№ рудника	№ ствола	Название	Диаметр, м	Глубина до нижнего горизонта, м	Мощность многолетнемерзлых пород, м	Абсолютная отметка устья	Число сопряжений
1	1	Вентиляционный	8,0	770	50	+ 550	13
	2	Воздухоподающий	8,0	1220	100	+ 1000	12
	3	Вспомогательный	7,5	1700	100	+ 1000	14
	4	Вентиляционный	8,0	875	50	+ 655	14
2	5	Вентиляционный	8,0	875	50	+ 655	14
	6	Воздухоподающий	8,0	820	50	+ 600	12
	7	Вспомогательный	7,5	1300	50	+ 600	14
	8	Главный, скиповый	8,0	1180	50	+ 600	12
	9	Вентиляционный	8,0	1129	200	+ 909	16
3	10	Вентиляционный	6,0	1129	200	+ 909	9
	11	Вентиляционный	8,0	1129	200	+ 909	16
	12	Воздухоподающий	8,0	1265	300	+ 1045	21
	13	Вспомогательный	7,5	1745	300	+ 1045	18
4	14	Вентиляционный	8,0	1265	н.д.	+ 1045	11
	15	Воздухоподающий	8,0	1240	н.д.	+ 1020	10
	16	Вспомогательный	7,5	1720	н.д.	+ 1020	14
	17	Вентиляционный	8,0	850	н.д.	+ 630	6



При проектировании армировки вертикальных стволов все они в зависимости от назначения и оборудования подъемов были сведены к 5 основным схемам поперечного сечения (рис. 4).

При проектировании армировки вертикальных стволов были учтены следующие особенности:

- резкоконтинентальный климат района, характеризующийся годовой амплитудой температур до 85-90°С и возможность возникновения экстремальных температурных нагрузок на армировку воздухоподающих стволов в аварийных ситуациях;
- наличие до 8 водоносных горизонтов ниже зоны многолетнемерзлых пород, распространяющейся до глубин 50 – 300 м (табл. 1) и нецелесообразность нарушения сплошности бетонной крепи лунками для заделки расстрелов;
- значительное количество сопряжений стволов (от 6 до 21) с горизонтами и нецелесообразность применения лобового расположения проводников относительно подъемных сосудов с переходом на другие схемы армировки на участках сопряжений;
- высокая интенсивность подъема в главном скиповом стволе и незначительные интенсивности в вентиляционных стволах (табл. 2).



Для каждой из 5 принятых схем армировки (рис. 4) СНИЛ «Шахтостроитель» были выполнены расчеты армировки по предельным состояниям из условия потери устойчивости движения подъемного сосуда, из условия прочности элементов армировки, из условия ограничения прогибов проводников.

Основные принятые параметры армировки приведен в табл. 2.

Основными особенностями выполненного проекта армирования стволов являются:

– максимальная типизация и унификация сечений, схем и профилей элементов армировки;

– диагональное расположение проводников относительно клетей в грузолюдских и грузовых стволах с целью упрощения армировки на сопряжениях с несколькими горизонтами;

– анкерное крепление расстрелов с использованием элементов податливости в узлах с целью компенсации изменения длины расстрелов вследствие температурных колебаний.

Таблица 2

Параметры армировки вертикальных стволов

Ствол	Интенсивность подъема, МДж	Шаг армировки, м	Профиль		Расположение проводников относительно	
			проводников в	расстрелов	подъемных сосудов	противовесов
Главный скиповой (рис. 4, а)	24,8	6	коробчатый 200×200×1 4	коробчатый 200×200×1 4	боковое	лобовое
Вспомогательный грузолюдской №7 (рис. 4, б)	3,82	6	коробчатый 160×160×1 1	двутавр 36М	боковое	лобовое
Вентиляционный грузовой №5 (рис. 4, в)	1,57	6	коробчатый 160×160×1 1	двутавр 30М	диагональное	лобовое
Грузовой вентиляционный №1 (рис. 4, г)	0,95	6	коробчатый 160×160×1 1	двутавр 30М	диагональное	лобовое
Грузолюдский вентиляционный №10 (рис. 4, д)	0,66	6	коробчатый 160×160×1 1	двутавр 30М	диагональное	–

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Официальный сайт ЗАО «Эльконский ГМК» – <http://www.elkon.armz.ru>
2. **Прокопов А.Ю.** Нагрузки и воздействия на жесткую армировку. – Ростов н/Д: Изд-во журн. «Изв. вузов. Техн. науки. Сев.-Кавк. регион», 2008 – 288с.

УДК 622.28

*Прокопов А.Ю., д.т.н., проф. каф. ППГССМ, Михалко И.В., студ., Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия*

### **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ДЕСЯТИЛЕТИЯ НЕЗАВИСИМОСТИ КАЗАХСТАНА» ДОНСКОГО ГОКА ОАО «ТНК «КАЗХРОМ»**

Донской горно-обогатительный комбинат – филиал ОАО «ТНК «Казхром» – предприятие по добыче и обогащению хромовых руд, расположен в западном Казахстане в северной части Мугалжарских гор на базе группы Южно-Кемпирсайских месторождений хромитовых руд, которые по подтвержденным запасам занимают второе место в мире, а по высокому качеству не имеют аналогов в мире. В составе Донского ГОКа 25 структурных подразделений с численностью 7700 человек, в том числе 5 основных товаропроизводящих цехов: шахта «Молодежная», шахта «Десятилетия независимости Казахстана» (ДНК), рудник «Донской» с двумя карьерами, ДОФ-1 и ДОФ-2.

В структуре запасов хромовых руд на 1 января 2010 г. 92,8% пригодно для подземного способа добычи. В связи с сокращением запасов богатых хромовых руд в верхних частях месторождения, комбинат ведет интенсивное строительство шахт.

Добыча руды на шахте ДНК строится на базе месторождений «Алмаз-Жемчужина», «Миллионное», «Первомайское № и №21. Поле шахты вскрыто 4 стволами: клетевым, скипо-клетевым, вентиляционным и вспомогательным. Ввод шахты в эксплуатацию предусмотрен в 2 очереди, каждая мощность 2 млн. руды в год. Первая экспериментальная очередь шахты мощностью 100 тыс. т руды в год была сдана в 1999 г., а в 2001 г. она введена на полную мощность в 2 млн. т. В 2003 г. началось строительство второй очереди.

Проходка горизонтальных выработок ведется буровзрывным способом, а восстающие проходят с помощью комбайнов 2КВ и «Робинс». Все горизонтальные капитальные выработки крепятся металлическими арками из спецпрофиля СВП-22 или СВП-27 с шагом 0,5 – 1 м, а ходовые восстающие армируют сборными металлическими секциями с лестничным отделением.

Скальный массив шахтного поля шахты ДНК характеризуется значительной структурной и механической неоднородностью. В первую очередь это проявляется в его значительной тектонической нарушенности. В породах присутствует заполнитель трещин – материал талько-сланцевого состава (флагопит, хлорит, тальк, хризотил, каолин, серпентин, серпофит) [1].

При проходке в сложных горно-геологических условиях (сильнотрещиноватых серпентинитах) участка грузового квершлага гор. -480 м и 8-го съезда за период с октября 2010 по февраль 2011 г. произошло 13 вывалов. Кроме того, наблюдалось пучение почвы (рис. 1, а) и неустойчивое состояние забоев, приводящее к расслоению и обрушению пород из забоя (рис. 1, б), что существенно затрудняло ведение горнопроходческих работ и повышало риск травмирования проходчиков.

В феврале 2011 г. оба вышеупомянутых забоя были остановлены до принятия дополнительных мер. Для усиления крепи и повышения устойчивости массива Донским ГОКом на неустойчивых участках были предложены и реализованы следующие технические решения:

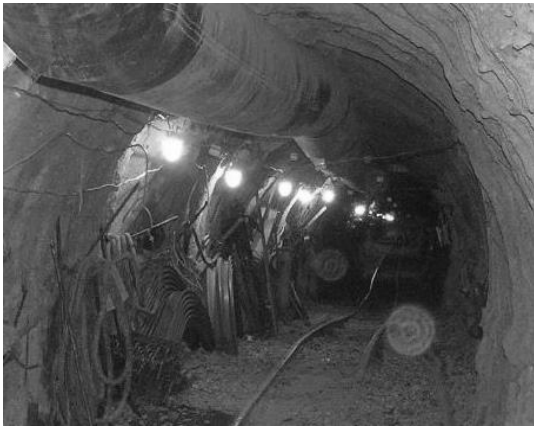
- по контуру выработки пробурены шпуры, в которые вставлены стержни из арматуры периодического профиля, опирающиеся на последнюю раму постоянной арочной крепи (рис. 2, а);
- в кровлю выработки пробурены под углом 2 тампонажные скважины и через

кондукторы произведено нагнетание цементного раствора (рис. 2, б);

– при подходе к неустойчивому участку шаг постоянной рамной крепи снижен сначала до 0,5, а затем до 0,25 м (рис. 2, в);

– возведение набрызгбетонной крепи поверх установленной податливой арочной крепи (рис. 2, г);

– временное анкерное крепление забоя выработки.



а)



б)

Рис. 1. Проявления горного давления на шахте ДНК:

а – пучение почвы в грузовом квершлаге гор.-480 м, б – вывал в забое 8-го съезда 3.02.2011 г.



а)



б)



в)



г)

Рис. 2. Мероприятия по повышению устойчивости, принятые Донским ГОКом:

а – установка стержней, б – цементация пород кровли;

в – уменьшение шага рамной крепи; г – набрызгбетонирование рамной крепи

Принятые меры в некоторой степени повысили устойчивость выработок, но являются,

на наш взгляд недостаточно эффективными по следующим причинам:

- стержни арматуры, вставленные в пробуренные шпуры, не работают, как анкеры, а только частично передают нагрузку, как консоли, от неустойчивых пород, находящихся в кровле будущих заходок, на 2 первые от забоя рамы постоянной крепи;
- нагнетание цементного раствора через 2 скважины, образует в кровле выработки 2 области упрочненного массива, никак не связанные с арматурными стержнями и не образующие с ними единой железобетонной конструкции, т.е. арматура и бетон работают независимо друг от друга, что на порядок снижает эффективность работы бетона при действии растягивающих нагрузок, характерных для кровли;
- набрызгбетонирование поверх арочной крепи полностью лишает ее конструкцию податливости, что неизбежно приведет к росту напряжений в крепи.

Для повышения устойчивости выработок в описанных условиях специалистами Шахтинского института (филиала) ЮРГТУ(НПИ) было предложено Донскому ГОКу выполнить опережающее упрочнение приконтурного массива с помощью инъекционных анкеров (рис. 3), которые создают в кровле будущей выработки сплошной железобетонный «зонтик», предохраняющий выработку от обрушения неустойчивых трещиноватых пород [2].

Альтернативным вариантом может быть опережающее упрочнение выработки по технологии компании Minova с применением для упрочнения массива полиуретановых смол (рис. 4).

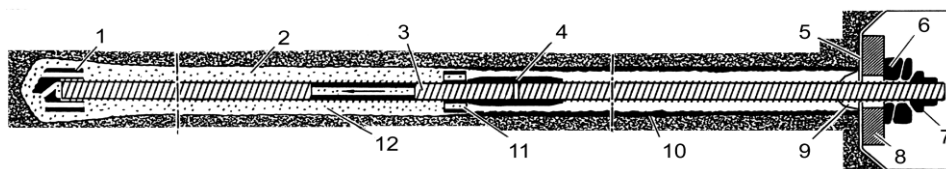


Рис. 3. Схема установки инъекционного анкера: 1 – крестообразная коронка с направляющей трубой; 2 – впрессовываемое тело; 3 – винтовая арматура; 4 – соединительная гайка; 5 – шпунтовая стенка; 6 – две клиновые шайбы; 7 – гайка с фланцем; 8 – пластина для распределения нагрузки; 9 – пакер; 10 – корж; 11 – распорка; 12 – цементный камень.

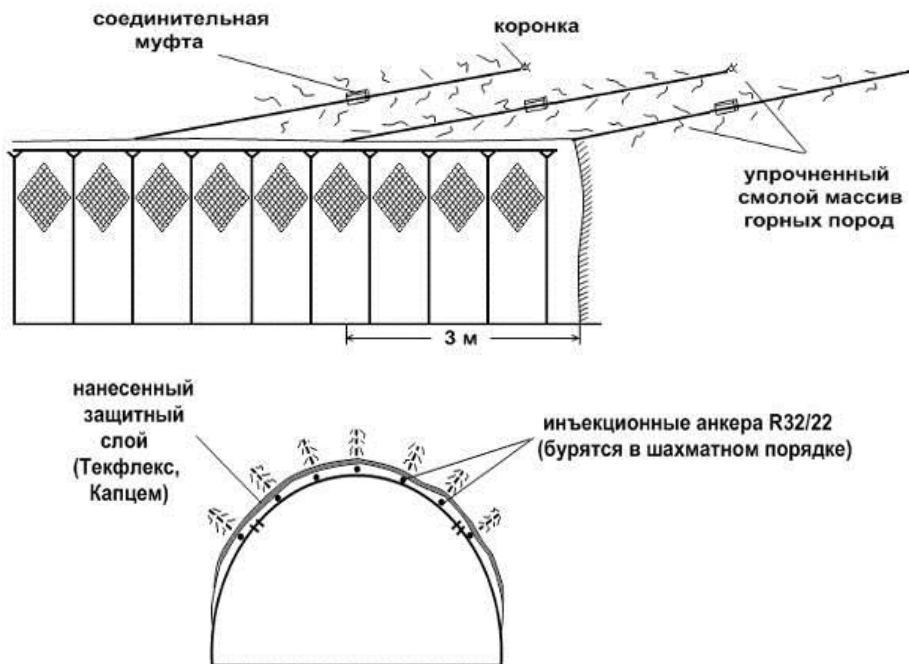


Рис. 4. Опережающее упрочнение пород по технологии Minova [3]

В обоих вариантах в кровлю выработки под углом  $20^\circ$  к горизонту бурятся шпуры, при этом полая буровая штанга остается в шпуре и выполняет затем роль анкера-инъектора.

При бурении шпуров длиной 3 – 6 м штанги могут наращиваться с помощью соединительных муфт. После бурения шпура его устье герметизируется пакерующим устройством и производится нагнетание тампонажного раствора (полимерного состава). При соответствующем давлении нагнетания состав заполняет трещины, образуя замкнутый упрочненный массив пород, «сшитый» стержнями анкеров-инъекторов. Таким образом, формируется упрочненный массив, работающий, как единая несущая железобетонная конструкция, одинаково хороша воспринимающая, как сжимающие, так и растягивающие нагрузки со стороны пород кровли и боков выработки.

Для снижения воздействий на породу со стороны атмосферы выработки и повышения устойчивости контура выработки, может производиться покрытие кровли и стен путем набрызга твердеющим составом типа полимерного покрытия Текфлекс или цементной смеси Капцем и т.п.

Предложенная технология обладает следующими достоинствами:

- за счет применения инъекционных анкеров производится химическое упрочнение массива (смолой Беведол-Беведан) на 6 м;
- за счет химического упрочнения породного массива и проклеенных анкеров повышается уровень безопасности труда при возведении металлоарочной крепи;
- за счет применения полимерного покрытия Текфлекс или цементной смеси Капцем исключается влияние рудничной атмосферы на разрушающие свойства горных пород;
- наличие опережающего упрочненного массива на длине не менее 3м позволит обеспечить его устойчивость.

Для повышения технико-экономической эффективности и безопасности горнопроходческих работ Донскому ГОКу рекомендовано также внедрение следующих мероприятий:

- механизировать процесс бурения, что позволит осуществить внедрение элементов контурного или «щадящего» взрывания;
- производить своевременное и качественное заполнение закрепного пространства (забутовку), создавая тем самым единую несущую конструкцию «крепь – массив», позволяющую исключить формирование и развитие процесса вывалообразования в приконтуром массиве;
- проведение горных выработок необходимо проводить с определением и районированием трасс проведения выработок с применением геофизических методов прогноза;
- в сложных горно-геологических условиях проходку необходимо осуществлять с предварительным упрочнением приконтурного массива на глубину 6 – 10 м по одной из вышеописанных технологий.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. **Третьяк А.В.** Информационный обзор существующих горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условий отработки месторождений на шахтах Донского ГОКА. – Доклад на заседании Круглого стола «Внедрение передовых технологий по проходке горизонтальных горных выработок в сложных горно-геологических условиях. Выбор и обоснование оптимального типа крепи горизонтальных горных выработок с учетом конкретных горно-геологических условий хромитовых месторождений Донского ГОКа (Казахстан), г. Хромтау, 21-25 февраля 2011 г.
2. **Прокопов А.Ю.** Обоснование эффективных ресурсосберегающих способов крепления капитальных горных выработок – Там же.
3. **Оленченко П.П.** Предложения ТОО СП «Минова Казахстан» по повышению прочностных характеристик вмещающих выработку горных пород – Там же.



УДК 622.4(075.8)

Прокопов А.Ю., д.т.н., проф., Прокопова М.В., к.т.н., доц., Решетняк М.А., студ.,  
Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия

### ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПУТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ ВОЗДУШНЫХ ПОТОКОВ В ПЕРИОД РЕКОНСТРУКЦИИ ПОДЗЕМНОГО КОМПЛЕКСА ЗАВОДА «ПРОЛЕТАРИЙ» ОАО «НОВОРОСЦЕМЕНТ»

Технологическая схема транспортировки цементного сырья в подземном комплексе выдачи мергеля завода «Пролетарий» ОАО «Новоросцемент» предусматривает погрузку сырья в самосвалы и подачу его в приемный бункер на горизонте 445 м (рис. 1). Далее сырье подается по вертикальному рудоспуску №3 на погрузочный узел №3 на горизонте 320 м, где оно перегружается на ленточный конвейер и доставляется на перегрузочный узел №2. Здесь сырье загружается в вертикальный рудоспуск №4 и по нему поступает вниз на погрузочный пункт №4 на горизонте 195 м. Из погрузочного пункта №4 сырье ленточным конвейером подается в эстакадно-штабельный склад.

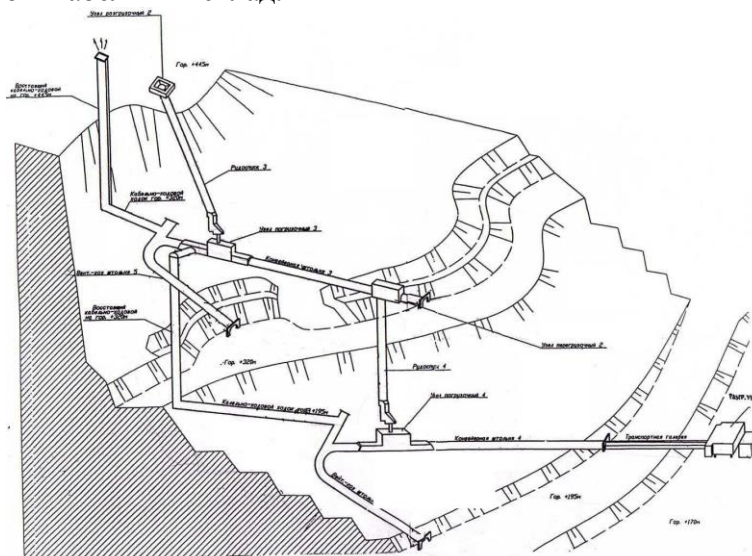


Рис. 1. Подземный комплекс выдачи мергеля цементного завода «Пролетарий» ОАО «Новоросцемент»

Схема вентиляции на период эксплуатации подземного комплекса предусматривает 2 вентиляторные установки главного проветривания П-1 и П-2, работающие в нормальном режиме на нагнетание и установленные в 20-25 м от порталов вентиляционных штолен №5 и №6. Выдача исходящих струй осуществляется через конвейерные штольни №3 и №4, кабельно-ходовой восстающий на гор. +445 м и рудоспуск №3. Для обеспыливания воздуха в погрузочных узлах предусмотрена система аспирации. Вследствие износа крепи и оборудования рудоспусков с 2011 г. запланирована их реконструкция, предусматривающая усиление крепи и футеровку аккумулялирующей части. В рудоспуске №3, пройденном под углом 64,5°, предусмотрено сводчатое сечение с сооружением обратного свода, который крепится монолитным бетоном и футеруется стальными плитами посредством 8 анкеров А-Ш, закрепляемых полимерными ампулами АКЦ-1У. Рудоспуск №4, пройденный под углом 85,5°, имеет круглое сечение и металлобетонную крепь, которая футеруется слоем фибробетона толщиной 90 мм и металлическими плитами толщиной 60 мм.

На период реконструкции в рудоспусках предусмотрена установка полков

соответственно сводчатой и круглой формы поперечного сечения, которые занимают большую площадь сечения ствола, составляющую в рудоспуске №3 – 63%, в рудоспуске №4 – до и после реконструкции соответственно 69 и 86% от сечения выработки в свету (рис. 2).

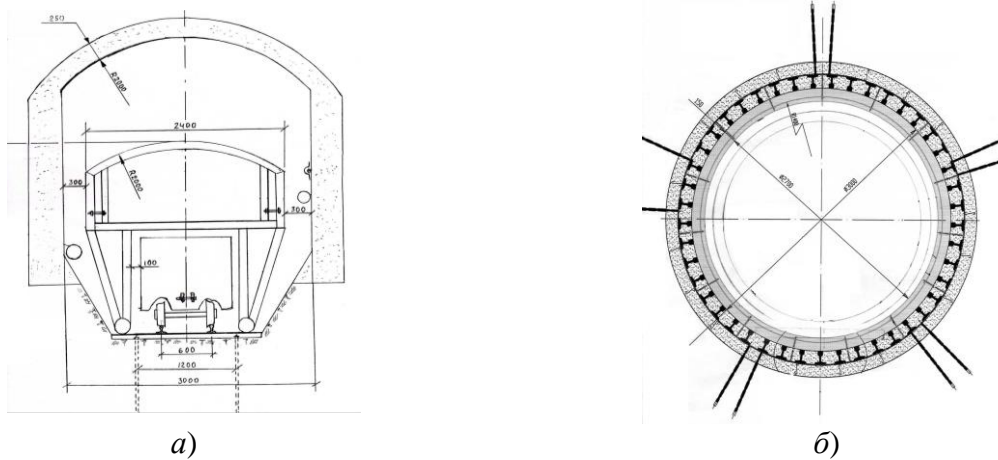


Рис. 2. Поперечные сечения в период реконструкции: а – рудоспуска №3, б – рудоспуска №4

Научно-техническим сопровождением проектирования реконструкции рудоспусков занимались ООО «НТЦ Геотехника» и студенческая научно-исследовательская лаборатория (СНИЛ) «Шахтостроитель» Шахтинского института (филиала) ЮРГТУ(НПИ).

Основными задачами исследований СНИЛ «Шахтостроитель» были:

1. Анализ существующей схемы вентиляции выработок на предмет соблюдения требований Правил безопасности [1].
2. Расчет аэродинамического сопротивления и депрессии выработок подземного комплекса до начала реконструкции и анализ перераспределения воздушных потоков после размещения полков в рудоспусках.
3. Разработка рекомендаций по улучшению вентиляции на период реконструкции рудоспусков.

Для аналитического расчета вентиляционной сети была построена ее аэродинамическая схема, моделирующая распределение воздушных потоков до начала реконструкции рудоспусков (рис. 3)

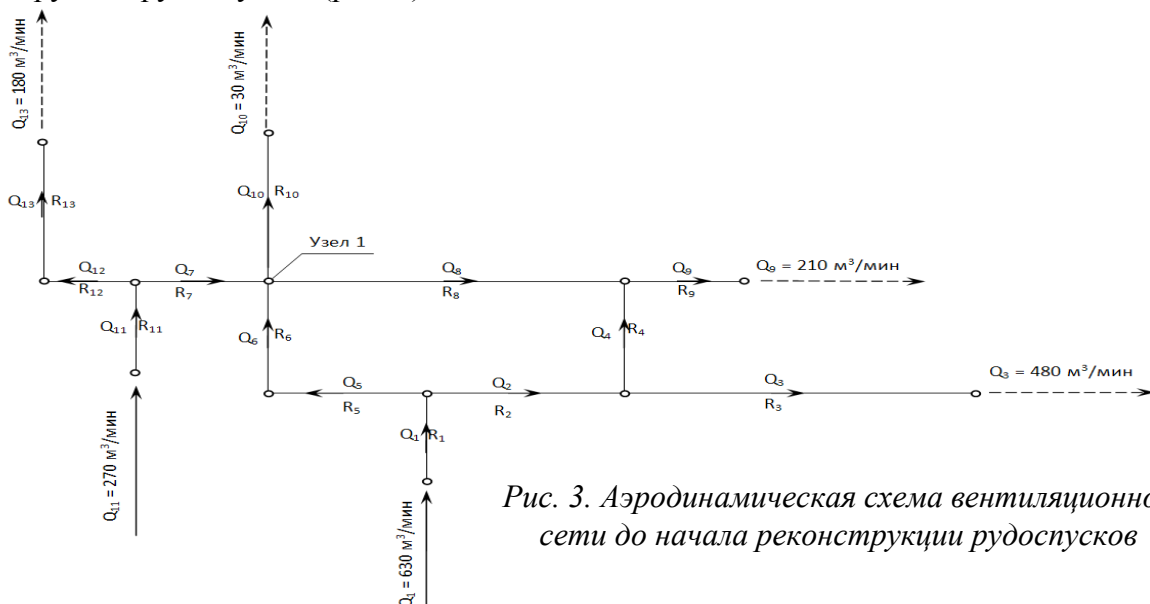


Рис. 3. Аэродинамическая схема вентиляционной сети до начала реконструкции рудоспусков

Так как работы по реконструкции рудоспуска №3 (в т.ч. процессы, связанные с



пылеобразованием) ведутся в направлении сверху вниз, лучшие, с точки зрения безопасности, условия труда рабочих могут быть обеспечены при нисходящем вентиляционном потоке, т.е. при поступлении свежего воздуха в рудоспуск №3 непосредственно с дневной поверхности.

Это возможно только при переключении вентиляторной установки П-1 на реверсивный режим работы. Однако, как показали расчеты, одним только переключением на реверсирование невозможно достичь требуемой минимально допустимой скорости воздуха в рудоспуске №3 даже до начала реконструкции, а тем более после установки в нем полка, создающего значительное аэродинамическое сопротивление.

Нами были научно обоснованы и предложены 2 варианта обеспечения режима вентиляции в рудоспуске №3 на период его реконструкции, которые полностью соответствуют Правилам безопасности [1].

1-й вариант – без использования вентиляционных сооружений, перераспределяющих воздушные потоки (рис. 4).

В этом случае  $Q_6 = 60 \text{ м}^3/\text{мин}$ , поэтому требуемый поток

$$Q_7 = 324 + 60 = 384 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Фактически ожидаемый поток  $Q_7$  при реверсировании П-1 и отсутствии вентиляционных дверей и шлюзов  $Q_7 = 130 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

Образующийся «дефицит» воздушного потока, равный  $Q_{\text{в}} = 384 - 130 = 254 \text{ м}^3/\text{мин} = 4,23 \text{ м}^3/\text{с}$ , можно компенсировать установкой вентилятора местного проветривания ВМ-5М, обеспечивающего подачу до  $4,7 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Вентилятор ВМ-5М устанавливается на сбойке в нижней части рудо-спуска №3, подключается к короткому отрезку жесткого вентиляционного трубопровода, конец которого выводится под  $90^\circ$  в рудоспуск. Режим работы ВМП – всасывающий, дополнительное количество воздуха поступает от ВМП в вентиляционно-хозяйственную штольню №5 и по ней на поверхность.



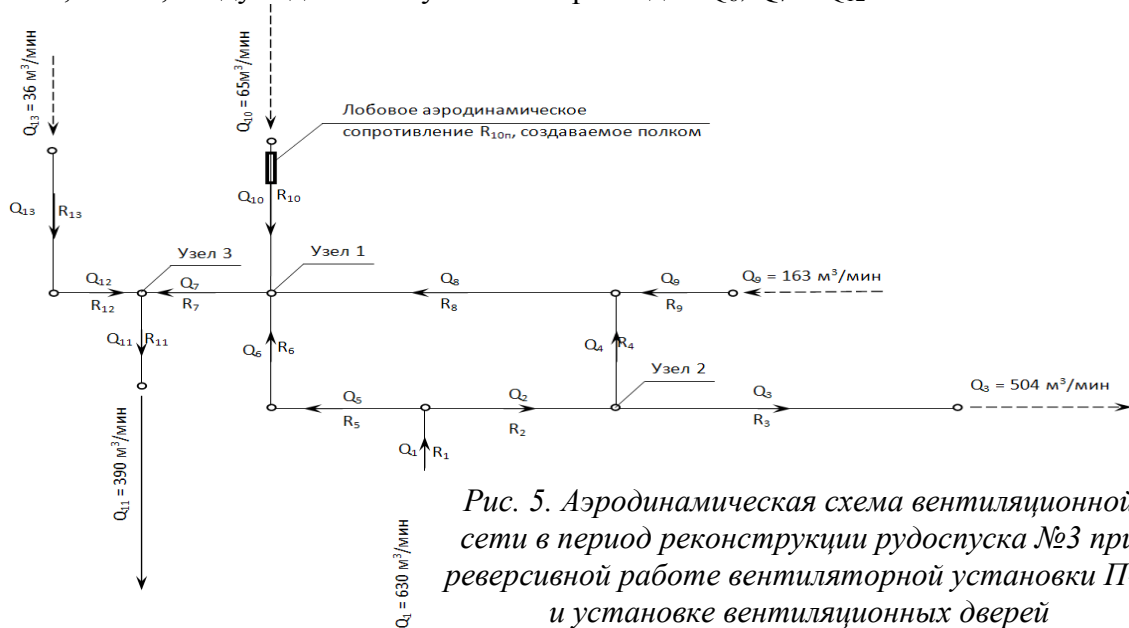
Рис. 4. Аэродинамическая схема вентиляционной сети в период реконструкции рудоспуска №3 при реверсивной работе вентиляторной установки П-1 и работе ВМП в рудоспуске №3

2-й вариант – без использования ВМП, с перераспределением воздушных потоков вентиляционными сооружениями с регулируемым аэродинамическим сопротивлением (рис. 5).

Так как количество воздуха, выдаваемое в результате реверсирования установки П-1 через вент.-хоз. штольню №5  $Q_{11} = 390 \text{ м}^3/\text{мин}$ , а  $Q_7 - Q_6 \geq 324 \text{ м}^3/\text{мин}$ , то «запас» расхода,

который может быть распределен на потоки  $Q_6$  и  $Q_{12}$  не должен превышать  $Q_6 + Q_{12} \leq 390 - 324 = 66 \text{ м}^3/\text{мин}$ . Разделив этот расход пропорционально сечениям соответствующих ветвей, получим максимально возможные потоки через ветви 6 и 12:  $Q_6 = 30 \text{ м}^3/\text{мин}$ ;  $Q_{12} = 36 \text{ м}^3/\text{мин}$ . Тогда  $Q_7 = 324 + Q_6 = 354 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

Такое воздухораспределение возможно только при создании дополнительных аэродинамических сопротивлений (вент. дверей с окном переменного сечения, шлюзов и т.п.) в кабельном ходке гор. +320 м и кабельном ходке гор. +195 м. Путем регулирования пропускного сечения вент. дверей и выполнении соответствующих замеров расхода воздуха в ветвях 6, 7 и 12, следует добиться указанных расходов  $Q_6$ ,  $Q_7$  и  $Q_{12}$ .



В результате выполненных СНИЛ исследований были сделаны следующие выводы и даны рекомендации по совершенствованию схемы вентиляции:

1. Депрессия выработок и размещаемых для реконструкции полков незначительна и не требует увеличения имеющейся депрессии вентиляторов.
2. Установка полков и проведение работ по реконструкции существенно повышает имеющееся аэродинамическое сопротивление рудоспусков:
  - в рудоспуске №3 почти в 2 раза (с 0,023 до 0,044  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ).
  - в рудоспуске №4 на начало реконструкции – с 0,05 до 0,086, а в конце реконструкции – до 0,278  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ , т.е. в 5,5 раза.
3. Для обеспечения воздухом рудоспуска №3 при его реконструкции необходимо реверсирование вентилятора П-1 в сочетании с установкой дополнительного ВМП или в сочетании с регулированием вент. дверями.
4. Для обеспечения воздухом в рудоспуске №4 при его реконструкции должны быть герметично закрыты вентиляционные двери (шлюз) в кабельном ходке гор. +195 м. При необходимости увеличения расхода воздуха в рудоспуске №4 выше минимально допустимой, целесообразно создать дополнительное регулируемое аэродинамическое сопротивление в конвейерной штольне 4 (на участке между погрузочным узлом 4 и порталом).

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. **Единые** правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ 03-553-03). – М:

Госгортехнадзор России, 2003. – 200 с.  
УДК 622.28

*Прокопов А.Ю., д.т.н., проф. каф. ППГССМ, Черных В.Г., к.т.н., доц., зав. каф. ТМО.,  
Петрашев В.Е., инж. каф. ТМО, Фролов А.С., студ. каф. ГМО, Шахтинский институт  
(филиал) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия*

## **О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО ВЗРЫВОНАВАЛОЧНОГО КОМПЛЕКСА ПКВН-2008 В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «10 ЛЕТ НЕЗАВИСИМОСТИ КАЗАХСТАНА»**

Горные работы и добыча на Южно-Кемпирсайском месторождении хромитовых руд (Казахстан) начаты в 1938 году с карьера «Гигант», всего в работе в разные году находилось 20 карьеров. В связи с сокращением запасов богатых хромовых руд в верхних частях месторождений, комбинат ведет интенсивное строительство шахт. В 1982 году началась подземная добыча на шахте «Молодежная», в 1999 г. введена мощность 1-й подочереды первого пускового комплекса шахты «Центральная», а в 2001 г. – шахта «10 лет независимости Казахстана» (ШДНК), мощностью четыре миллиона тонн руды в год [1].

Шахтные поля шахт Донского ГОКа располагаются в сложнейших горно-геологических зонах, которые характеризуются значительной структурной и механической неоднородностью, наличием мощных зон дробления, расчленением массива на крупные тектонические блоки, в пределах которых широко проявлены разрывные нарушения более высоких порядков. Специалистами комбината совместно с институтами создана новая технология разработки мощных рудных тел. Она предусматривает использование блочной структуры рудного массива для самообрушения руды с регулируемой интенсивностью за счет концентрации горного давления в замковой части динамического свода естественного равновесия или путем предварительного разупрочнения рудного массива в пределах выемочного блока.

Однако тяжелые горно-геологические условия значительно усложняют поддержание и снижают темпы проведения капитальных горных выработок (до 40 м/мес.).

В настоящее время, проходка горизонтальных выработок ведется буровзрывным способом. Все горизонтальные горно-капитальные выработки крепятся металлическими арками из спецпрофиля СВП-22 и СВП-27, устанавливаемыми через 0,5 – 1 м, и их сечение не превышает 12 м<sup>2</sup> в свету. В качестве средств механизации рабочих процессов используется: для погрузки – шахтная погрузочная машина ППН-1; для бурения шпуров – ручные пневматические перфораторы ПП 64. Остальные процессы не механизированы, что также оказывает существенное влияние на темпы проведения выработок.

Учитывая все это, возникла необходимость дальнейшего совершенствования технологии проведения горных выработок, направленной на оптимизацию стоимости работ, механизацию ручного труда и увеличение скорости проведения и крепления горной выработки.

Специалисты Донского ГОКа разработали технологию проведения горных выработок в сложных горно-геологических условиях с предварительным упрочнением приконтурного массива по схеме:

- предварительное упрочнение приконтурного массива на глубину 6–10 м;
- бурение шпуров в забое (щадящее бурение) с последующим контурным взрыванием;
- уборка породы в объеме от 50 до 100 % , оборка кровли;
- возведение арочной крепи, с последующим заполнением зарамного закрепленного пространства пенозабучкой.

При данной технологии, малом сечении выработки и крепких породах оптимальным вариантом механизации перечисленных процессов, на наш взгляд, является разработанная сотрудниками кафедры «Технологические машины и оборудование» Шахтинского института (филиала) ЮРГТУ (НПИ) на базе клинового перегружателя агрегатированная система, получившая название «Проходческий комплекс взрывонавалочный – ПКВН-2008» (рис. 1).

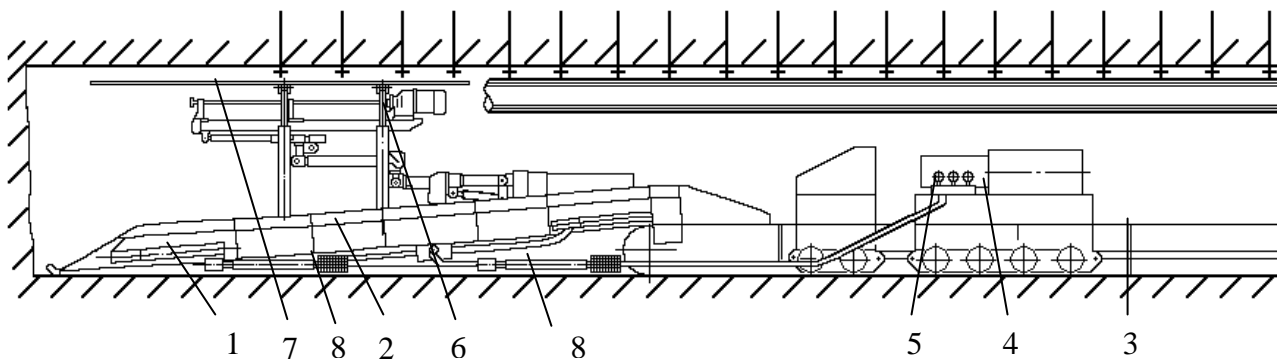


Рис. 1. Проходческий комплекс взрывонавалочный ПКВН-2008:

- 1 – погрузочный модуль; 2 – бункер для взрывонавалки; 3 – скребковая часть;  
4 – маслостанция; 5 – блок и пульт управления; 6 – манипулятор с бурильной машиной;  
7 – предохранительная крепь; 8 – механизм самопередвижки

Отличительными особенностями комплекса являются возможность работы в режиме взрывонавалки, который исключает необходимость отвода оборудования перед буровзрывными работами на безопасное расстояние и уменьшает трудоемкость механизированной погрузки, а также использование става перегружателя для перемещения по нему технологического оборудования. Комплекс предназначен для проведения горизонтальных и слабонаклонных (от  $+5^\circ$  до  $-15^\circ$ ) выработок сечением до  $12 \text{ м}^2$  по породам крепостью до  $f=14$  по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова [2].

Оборудование комплекса имеет следующий состав (рис. 1): приемная клиновья часть с погрузочным модулем 1, бункер для взрывонавалки 2, разгрузочная скребковая часть 3, маслостанция 4, блок и пульт управления 5, гидравлический манипулятор с бурильной машиной 6 на специальной порталной тележке, которая перемещается по ставу с помощью подвижной части перегружателя специальным механизмом, предохранительная крепь 7, перемещающаяся по направляющим на бортах бункера 2 с помощью специальных ходовых кареток, механизм самопередвижки 8.

Перед началом взрывных работ комплекс устанавливается на расстояние  $0,5 \div 0,8 \text{ м}$  от груди забоя. После взрывания, проветривания и осмотра выработки начинается выгрузка основной части штабеля из бункера для взрывонавалки, который представляет собой желоб по длине перегружателя с днищем, прямыми и наклонными (под углом  $50^\circ$ ) бортами, на верхней кромке которых шарнирно закреплены поворотные части бортов для перекрытия всей ширины выработки.

Головная секция бункера имеет передние поворотные борта с углом наклона к почве  $\approx 30^\circ$ , которые перекрывают боковые части выработки от взрывной волны. Выгрузка горной массы осуществляется клиновым перегружателем на разгрузочную скребковую часть. Горная масса, попавшая на борта бункера, ссыпается на клиновья перегружатель, установленный посередине бункера, при повороте бортов с помощью гидроцилиндров и самотеком и также подается на скребковую часть.

Бурение шпуров по забою и для предварительного упрочнения осуществляется при помощи бурильного оборудования, перемещающегося к забою по ставу перегружателя с помощью подвижных клиньев.

По мере выгрузки штабеля комплекс перемещается вперед при помощи механизма

самопередвижки 8, который расположен у почвы выработки и защищен бортами комплекса от действия взрыва. Операции погрузки и бурения шпуров ведутся в призабойной зоне под защитой предохранительной крепи. Также, комплекс может оборудоваться крепеустановщиком и оборудованием для пенозабурки.

Таким образом, применение современного агрегатированного комплекса на шахтах Донского ГОКа обеспечит высокие темпы проведения капитальных горных выработок.

#### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Тиль В.В. ОАО «Донской ГОК»: вступая в новый век / Горный журнал. – 2001. – №11. – С.23-24.
2. Хазанович Г. Ш., Воронова Э. Ю. Усовершенствование проходческого комплекса для проведения горных выработок по крепким породам с использованием взрывонавалочных технологий / Горное оборудование и электромеханика. – 2009. – №7. – С.2-4.

УДК 622.831.1: 519.216

*Шашенко А.Н. д.т.н., проф., зав. каф. СГМ, Кондратюк И.В., асп., каф. ВМ, «НГУ», г. Днепрпетровск, Украина*

#### **ВОЛНОВЫЕ ПРОЦЕССЫ, СОПРОВОЖДАЮЩИЕ ЯВЛЕНИЕ ВЫБРОСА**

В Государственном высшем учебном заведении «Национальный горный университет» проводятся исследование и разработка методов и средств акустического контроля состояния призабойной части угольных пластов в процессе их отработки. Акустические системы в настоящее время являются одними из основных средств получения информации о состоянии горного массива, позволяющие наблюдать ход процессов разрушения сочетающие отсутствие необходимости внедрения в массив и независимость процесса контроля от хода горных работ.

В целях проверки эффективности существующих методов и их модификаций для контроля призабойных частей пластов были проведены работы по регистрации акустических колебаний, в ходе которых было получено большое количество информации с помощью акустической аппаратуры АК-1М. Часть информации была обработана. Обработка полученной информации производилась с целью определения принципов построения и функционирования автоматизированной аппаратуры акустического контроля. При этом обнаружено дополнительно явление, которое относится к стадии развития выброса, и к стадии его протекания. Это явление связано с реверберацией упругих волн в угольном пласте и синхронизацией этими волнами моментов разрушения (прорастания трещин) [1].

При детальном изучении формы акустических импульсов, фиксируемых геофоном, было обнаружено, что по мере повышения энергии источника акустического импульса (энергии разрушения материала при подрастании трещины) в структуре акустического сигнала появляются участки с практически одинаковой частотой условно называемого "хвосты". Появление этих участков можно частично объяснить резонансными явлениями в геофонах, хотя их стандартные амплитудно-частотные характеристики не содержат резонансных максимумов на наблюдавшихся частотах (в среднем около 200 Гц). В "хвостах" акустических импульсов часто наблюдаются низкочастотные биения (рис. 1). По мере накопления экспериментальных материалов обнаружилось, что частоты заполнения "хвостов" и частоты биений в них на различных пластах различны, хотя геофоны применялись одни и те же, т.е. наблюдаемое явление связано скорее всего с волновыми

процессами, протекающими в пласте.

Определенное по "хвостам" импульсов затухание волн имеет порядок 10 дБ/км. Затухание продольных волн в пласте составляет около 1 дБ/м [2], следовательно, регистрируемые волны не являются прямыми продольными или поперечными и наблюдается явный волноводный эффект. Сравнивая полученные акустические колебания с колебаниями, приведенными в работе [3], можно сделать вывод о том, что регистрируемые волны являются поперечными каналовыми волнами. Поперечная каналовая волна представляет собой суперпозицию двух противофазных волн Релея, распространяющихся вдоль границ пласта [4]. Подробно природа каналовой волны описана в работах [5, 6, 7].

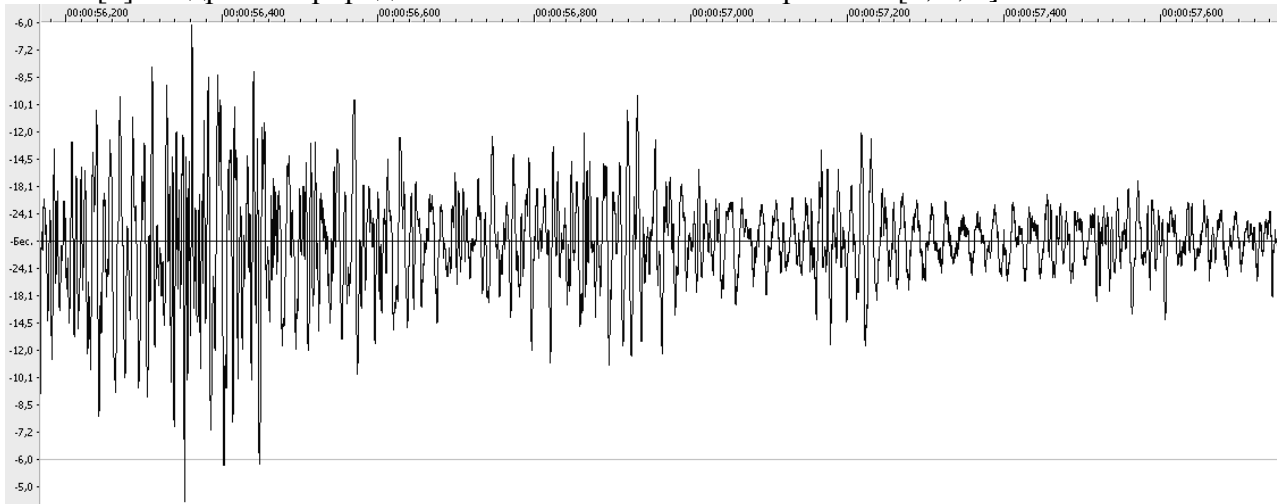


Рис.1. Биения в "хвосте" акустического импульса

При дальнейшем исследовании обнаружилось, что непосредственно перед выбросом интервалы между моментами возникновения акустических импульсов с достаточной точностью кратны времени пробега волной расстояния между штреками. График изменения этой кратности перед выбросом приведен на рис. 2. По вертикальной оси - кратность интервала между импульсами времени пробега волной длины лавы, по горизонтальной оси - номер сейсмоимпульса.

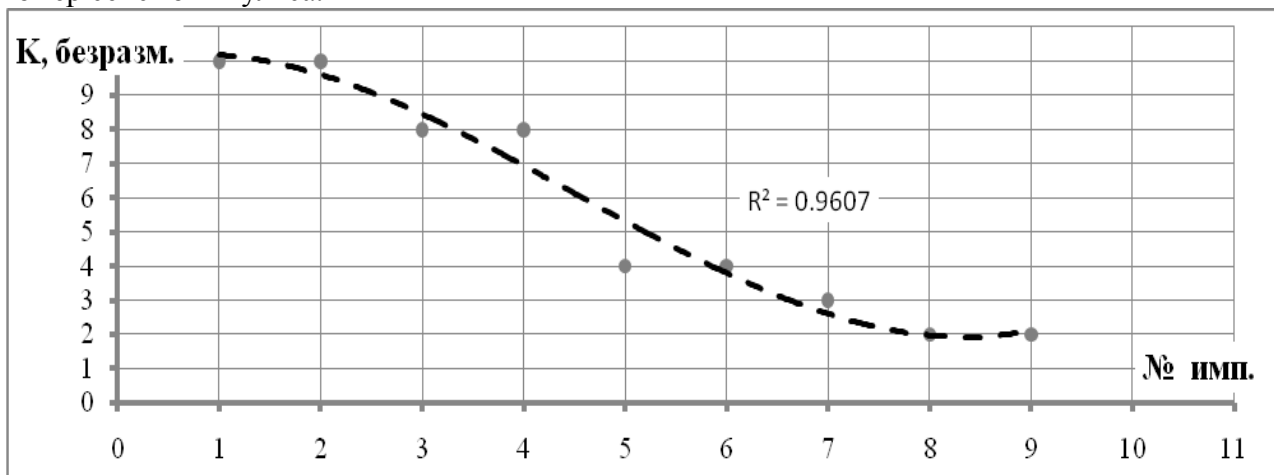


Рис.2. Изменение перед выбросом кратности интервала между импульсами времени пробега каналовой волной длины лавы

Характерно то, что выброс начинается после достижения вышеупомянутой кратностью минимальной величины.

В начальной стадии выброса еще прослеживается появление отдельных акустических

импульсов с изменением амплитуды и частотной составляющей сигнала. Затем частотная составляющая регистрируемого сигнала становится практически однородной, амплитуда сигнала возрастает настолько, что если она и изменяется, то эти изменения невозможно определить из-за ограничения используемой аппаратуры. В конце выброса также появляется возможность выявления отдельных акустических импульсов, затем импульсы отделяются друг от друга и между ними появляются увеличивающиеся интервалы. Структура акустического сигнала приведена на рис. 3, но т.к. процесс занимает довольно длительное время, наглядность его немного теряется.

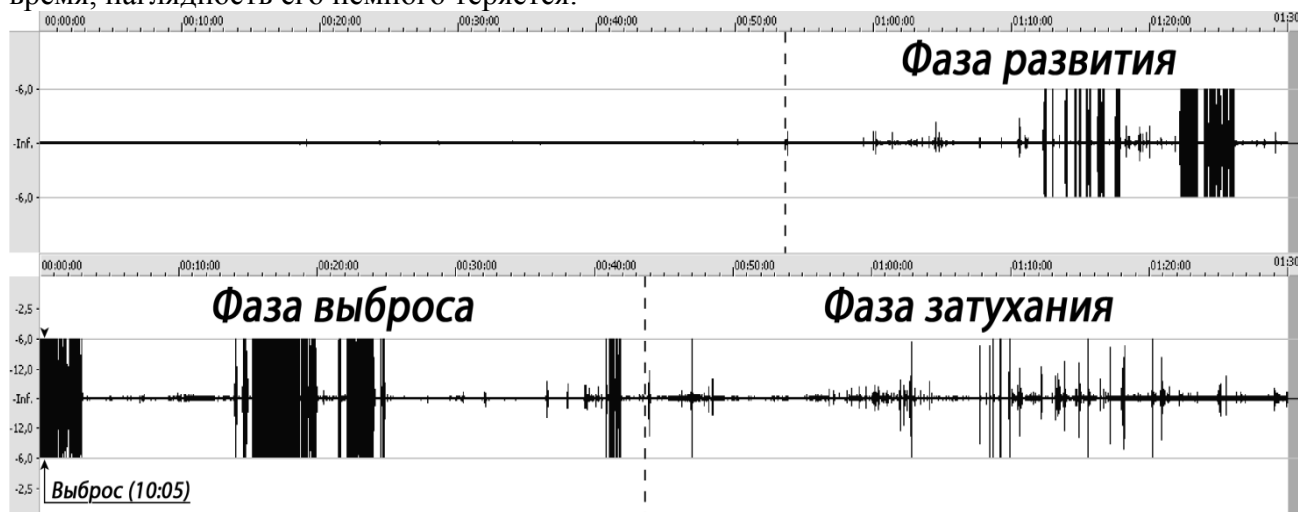


Рис.3. Структура акустического сигнала при выбросе, зафиксированном на шахте им. А.А. Скочинского ГП „ДУЭК”, произошедшего 08.06.2009 года в 10 часов 5 минут 27 секунд

Анализируя структуру сигнала можно представить, что процесс выброса протекает следующим образом.

При появлении или развития в угольном пласте трещины появляется упругий акустический импульс, имеющий достаточно широкий энергетический спектр. Часть этого спектра затухает на сравнительно небольших расстояниях от трещины, а та часть, которая трансформируется в каналовую волну, распространяется на большие расстояния (до нескольких километров) с малым затуханием [8, 9]. Так как длина лавы меньше этого расстояния, волны, достигающие бортов штреков, отражаются от них, изменяя при этом фазу на  $180^\circ$ . Отраженные от бортов штреков волны встречаются в точке, расположенной относительно оси симметрии лавы симметрично точке, в которой находится источник. В этой точке образуется первый интерференционный максимум [10]. Волна при этом проходит путь, равный длине лавы. При проходе волной следующего отрезка пути той же длины максимум образуется в точке зарождения волны. В каждой из этих точек максимум, в котором амплитуда напряжений в волне удваивается, появляется через время, равное удвоенному времени пробега волной длины лавы.

Биения в волне могут возникнуть в случае, если в резонаторе, образуемом пластом и отражающими волны поверхностями бортов штреков, образуются две стоячие волны с разными частотами. Если в волнах имеются набеги фазы, их интерференционные максимумы будут перемещаться вдоль лавы. То же будет наблюдаться, если в пласте будут существовать две различные моды волн с одинаковыми номерами. Биения в этом случае возникнут в каждой из них за счет обмена энергией между модами.

Коэффициент концентрации напряжений в вершине трещины может осциллировать [11, 12]. Такая осцилляция возможна и при подрастании газонаполненной трещины, падении вследствие этого давления газа в ней и последующего подъема давления в трещине за счет

притока газа [13]. В любом случае, если трещина после подрастания продолжает получать энергию извне или изнутри пласта, наступит момент, когда произойдет очередное подрастание.

При наличии в пласте упругих волн поле напряжений у конца трещины взаимодействует с полем напряжений волны. Эти напряжения, складываясь, могут превысить величину предельной концентрации напряжений, при которой трещина подрастает [14, 15]. Если собственные напряжения у конца трещины нарастают достаточно медленно, поле волны, пусть даже напряжения в нем малы, спровоцирует подрастание. При этом причиной роста трещины являются не напряжения в волне, которые могут быть сравнительно малыми, а энергия газа или горного давления. Волна в этом случае является лишь спусковым механизмом процесса роста трещины.

Порожденная трещиной волна постепенно затухает. Если коэффициент концентрации напряжений осциллирует медленно, так, что к очередному подрастанию происходит практически полное затухание волны, процесс разрушения зависит лишь от притока энергии к трещине и не зависит от порождаемой ей волны. Если же волна к очередному моменту подрастания не успевает затухнуть, очередное подрастание будет спровоцировано волной в некоторый момент времени, несколько опережающий "естественный" момент подрастания, определяемый осцилляцией напряжений у конца трещины [12]. При этом "новая" волна, порожденная ростом трещины, окажется синфазной с предыдущей, особенно если волна близка к монохроматической. Для немонохроматической волны в этом случае, появится синфазность волн по некоторой частоте спектра волны. При этом спектр волны изменится, а частота, на которой произошел "захват" новой волны, в силу синфазности увеличит свою спектральную плотность, другие частоты спектра волны, не кратные частоте захвата, будут интерферировать случайным образом и их спектральная плотность в целом уменьшится. Другими словами, при синхронизации разрушения волной ее спектр будет обогащаться частотами, на которых происходит "захват" новой волны. Естественно, при этом амплитуды "новой" и "старой" волн должны быть одного порядка, т.е. "старая" волна не должна успевать затухнуть.

Так как напряжения в каналовой волне в области нахождения породившей ее трещины максимальны при появлении в этой области интерференционного максимума, следует ожидать синхронизации ее роста волной преимущественно в эти моменты, что и наблюдается в реальном процессе (рис. 2).

Если скорость притока энергии к трещине увеличивается, следует ожидать повышения частоты осцилляции коэффициента концентрации напряжений у ее конца (увеличение притока газа к газонаполненной трещине или нарастающая потеря устойчивости областей, между которыми перераспределяется избыточное горное давление). При достижении частотой осцилляции напряжений у конца трещины некоторой критической величины энергия, преобразуемая трещиной в энергию упругой волны, начнет накапливаться в волне, приток энергии в волну превысит ее затухание. При этом в спектре волны в еще большей степени выделятся частоты захвата, а остальные частоты будут существенно подавлены.

При нарастании амплитуды волны в области интерференционного максимума, где амплитуда удваивается, следует ожидать, прежде всего, нагрева среды, начинающегося с момента выхода амплитуды напряжений на нелинейный участок характеристики "напряжение - деформация".

Нагрев понижает предел прочности, следовательно, частота осцилляции коэффициента концентрации напряжений увеличится, увеличится и скорость притока энергии в волну. В процессе появляется положительная обратная связь, наличие которой предполагается в работах С.Н. Осипова [16, 17]. Трактовка Осиповым С.Н. процесса развития и протекания выброса, как колебательного процесса с положительной обратной



связью совпадает с результатами наших исследований. Причиной появления колебаний в пласте С.Н. Осипов считает стрельяние угля и пород, что в принципе, также может привести к появлению каналových волн.

И при нагреве среды и по мере роста напряжений в волне в процесс разрушения могут быть вовлечена трещины, концентрация напряжений в вершинах которых в силу их меньших по сравнению со "стартовой" трещиной размеров или иной пространственной ориентации не достигала критических значений (о влиянии длины и ориентации трещины на концентрацию напряжений см. [11]). Для раскрытых трещин с газом возможны также ускорение десорбции газа в трещины и увеличение его давления при нагреве. Наконец, не исключено, что при быстром росте напряжений в волне, если ее энергия не успевает рассеяться при нелинейном деформировании среды, волна в области интерференционного максимума может перейти в ударную. В любом из этих случаев в интерференционном максимуме произойдет быстрое разрушение среды в некотором объеме, характерный размер которого, обобщая приведенные выше соображения, можно определить как имеющий порядок половины длины волны, на которой происходит синхронизация разрушения. Учет данных по частотам колебательных процессов при выбросах, приведенных в работе [17] и данных, полученных экспериментальным путем, позволяет оценить этот характерный размер области разрушения при выбросе угля величиной от 1 до 8 м (скорости в пределах 1000-1600 м/с и частоты в пределах 100-500 Гц). Полученные размеры совпадают со статистикой, приведенной в работе [18].

Ограничение размера области разрушения половиной длины каналовой волны объясняется тем, что при включении в разрушение новых трещин и росте полости выброса трещины, растущие на противоположных краях полости, будут генерировать импульсы каналových волн, взаимные фазовые сдвиги которых по мере роста полости (при одновременном росте трещин) будут стремиться к  $180^\circ$ . В целом, если трещины на краях полости не растут совершенно случайным образом и существует тенденция к их более или менее одновременному подрастанию, по мере роста полости в процессе появится усиливающаяся отрицательная обратная связь, что приведет к прекращению разрушения.

Обобщая вышеизложенное, можно сделать выводы, что процессы развязывания и протекания внезапного выброса в горных выработках могут интерпретироваться как единый процесс установления энергетического равновесия, происходящий в волноводном резонаторе, образованном акустически активной твердой средой, преобразующей запасенную в ней неравномерно распределенную потенциальную энергию квазистатических напряжений в колебательную энергию упругих волн. При определенных условиях этот процесс переходит в самоподдерживающееся выделение энергии при участии волны как механизма самоподдерживания процесса, приобретающего характер спонтанного разрушения некоторого объема среды внутри волновода.

Явление спонтанного разрушения акустически активной среды, происходящего при когерентной генерации каналových волн в твердых волноводах, может быть использовано для разработки без инструментальных способов добычи угля и других полезных ископаемых, способов дистанционного безвзрывного разрушения горных пород, импульсных генераторов ультразвуковых волн и т.п. Непосредственно для решения задач прогноза внезапных выбросов - это явление также может быть использовано, так как, по описанным выше наблюдениям, синхронизация разрушения волной в области будущего выброса эпизодически появляться задолго до выброса.

Придание горным выработкам формы, исключаяющей реверберацию каналových волн с образованием интерференционных максимумов, должно по нашему мнению понизить их выбросоопасность. Могут быть также разработаны специальные способы, вызывающие повышенное затухание каналových волн или их отражение в направлениях, безопасных в смысле образования интерференционных максимумов. Наиболее простым способом является

нарушение волноводной проводимости среды, что, видимо, частично реализуется в способах разгрузочных щелей, гидроразрыва и гидрорыхления и т.п., широко применяемых для борьбы с выбросами [19].

В заключение необходимо отметить, что информация, позволившая обнаружить описанные явления, получена благодаря анализу акустических колебаний, что свидетельствует о перспективности применения такого способа, для контроля состояния горного массива в научных и технологических целях и их высокой информативности.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сейсмическая стратиграфия, М.: Мир. Ред. Ч. Пейтон. -Т.1-2. 1982, 846 с.
2. Анцыферов М.С., Анцыферова Н.Г., Каган И.Я. Сейсмоакустические исследования и проблема прогноза динамических явлений. М., "Наука", 1971, 136 с.
3. Dlouhy I., Stas B., Kovacs F.. Prvni skusenosti s aplikaci slojove vlny ve sloi 35-2 KRA na dole President Gottwald v DKR. Konference ZPCTVS k aktualnim hornickim problemum karvinske casti DKR, 1971, С. 8.
4. Красильников В.А., Звуковые и ультразвуковые волны в воздухе, воде и твердых телах - М.: Физматгиз,1960. - 560 с.
5. Левшин А.Л. Поверхностные и каналовые сейсмические волны. М., "Наука", 1973, 495 с.
6. Брехсвских Л.М. Волны в слоистых средах. М., "Наука", 1973, 343 с.
7. Krey Th. Channel vaves as a tool of applied geophysics in coal mining. "Geophysics", 28, P.1, 1963 , p.p. 701-715.
8. Анциферов А.В. Теория и практика шахтной сейсморазведки. - Донецк; ООО "Алан", 2003 - 311 с.
9. Глухов А.А., Азаров Н.Я. Анализ результатов математического моделирования при определении параметров тектонических нарушений сейсмоакустическим методом // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. Випуск 3 / 36. наук. пр. – Донецьк, УкрНДМІ НАН України, 2008. – С. 89 – 104.
10. Яворский Б.М., Пинский А.А. Основы физики. — М.: Наука, 2003, — т.2, 737 с.
11. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. М., "Наука", 1974, 640 с.
12. К оценке надежности элементов конструкций из анизотропных неоднородных материалов. Колчин Г. Б., Носиков А. И., Эрнст А. В. // Известия В НИИГ им. Б. Е. Веденеева. - 1999. - Т. 234. - С. 66-72.
13. Корепанов К.А., Ирисов С.Г. Роль трещин в развязывании внезапных выбросов угля, породы и газа. В сб.: Вопрос теории внезапных выбросов угля, породы и газа. Киев, "Наук. Думка", 1973; с. 82-88.
14. Финкель В.М., Гузь М.С., Червов Г.А.. К вопросу о взаимодействии релеевских волн со стационарной макро трещиной. В сб.: Добыча угля гидравлическим и механо - гидравлическим способом. Труды ВНИИГ гидроугля, 22. Новокузнецк, 1972; с. 181-188.
15. Черепанов Г.Я., Ершов Л.В., Механика разрушения. М., "Машиностроение", 1977; 224 с.
16. Осипов О.Н.. О вибрационно-волновом механизме выбросов породы. "Уголь Украины", № 10, 1975; с. 37-40.
17. Осипов С.Н.. О вибрационно-волновом механизме выбросов угля и газа. "Уголь Украины", № 7, 1978; с. 43-46.
18. Розанцев Е.С., Медведев И.Г., Петров Л.П., Попов И.Н.. Систематизированные данные по внезапным выбросам угля и газа на шахтах восточных и северных месторождений стран. КузНИИШахтострой, Кемерово, 1973; 248 с.
19. Бурчаков А.Г., Гринько Н.К., Ковальчук А.Б.. Технология подземной разработки

пластовых месторождений полезных. М., "Недра", 1978; 536 с.  
УДК 622.14.04

*Выгодин М.А., к.т.н., доц., Солодянкин А.В., д.т.н., проф., Рябоконт В.В., студ., Рубан Н.Н., студ., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

## **НЕКОТОРЫЕ РЕШЕНИЯ В ПРОГРАММЕ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ГОРОДА ДНЕПРОПЕТРОВСКА**

Развитие городов-мегаполисов в настоящее время при остром дефиците свободных территорий для строительства на поверхности, плотной городской застройке невозможно без освоения подземного пространства.

Особенность развития состоит в комплексной застройке пригодных для этого территорий, как в сложившейся части города, так и в развивающихся его районах, в функциональной и архитектурной взаимосвязи с поверхностной застройкой.

При разработке стратегии развития города важно обобщение и использование опыта перспективного планирования наземного строительства и освоения подземного пространства крупных городов мира. Наиболее развитыми в этом плане являются Монреаль, Торонто, Лас-Вегас, Париж, Токио, Стамбул и др. Зарубежный опыт показывает, что для обеспечения устойчивого равновесия и комфортного проживания в мегаполисе доля подземных сооружений от общей площади вводимых объектов должна составлять 20-25%. В Москве же эта цифра не превышает 8%, в Киеве не более 6%, еще меньше в других городах СНГ [1].

На современном этапе город Днепрпетровск является сложившимся мегаполисом с многочисленными памятниками исторического наследия, развитой промышленностью, культурными и научно-образовательными центрами.

В настоящее время в структуре развития Днепрпетровска существует безусловная диспропорция. Преобладающим является строительство объектов на поверхности, среди которых основной объем занимают торгово-развлекательные комплексы, супермаркеты, гостиницы и здания офисного типа. Строительство выше перечисленных объектов коммерческого назначения по вполне понятным требованиям рынка и необходимости быстрой окупаемости капитальных затрат тяготеет к центральным плотно застроенным районам города. Эта тенденция усложняет и без того серьезные проблемы, существующие в Днепрпетровске, с наличием свободных земельных участков, резервов мощности электроэнергии, водопотребления, сбросов хозяйственно-бытовых и дождевых стоков, с обеспечением внутриквартальными подъездами и местами для парковки легковых автомобилей.

Реализация технических условий подключения объектов строительства к существующим городским инженерным сетям траншейным способом и согласования трассы прокладки с многочисленными эксплуатационными службами города в результате создает большое неудобство для горожан и увеличивает продолжительность строительства.

Как правило, техническими условиями, а, следовательно, и в проектной документации не решаются вопросы увязки строящихся объектов поверхности с существующими подземными объектами метрополитена на уровнях комплекса выработок верхних и промежуточных вестибюлей и даже подземных переходов. Сооружение в будущем объединяющих подземных объектов потребует отдельных затрат на реализацию инженерных мероприятий по защите зданий.

В связи с этим, одной из важных направлений развития Днепрпетровска является планирование комплексов, объединяющих объекты как наземные, так и подземные. Такие комплексы позволят снять «напряженность» в деловых кварталах города, насыщенных

транспортными линиями и пассажиропотоками и т.д.

Эффективность и целесообразность развития подземной инфраструктуры города заключается в комплексном использовании таких подземных объектов, как:

- торгово-развлекательные комплексы;
- культурные и спортивные центры;
- механизированные стоянки для легковых автомобилей;
- проходные тоннели для расположения в них инженерных сетей, которые сооружаются совместно с выработками метрополитена;
- автодорожные транспортные тоннели, совмещенные с тоннелями метро, расположенных в центрально-городской застройке Днепропетровска, и соединенных подземными переходами со станциями метро, авто- и железнодорожными вокзалами, гостиницами, торговыми центрами.

В качестве примеров подобных объектов при разработке «Стратегии развития города Днепропетровска до 2025 года» предложены следующие решения. Комплексное освоение подземного пространства под площадью им. Ленина и ул. Глинки (рис. 1) в увязке с объектами станций метро «Центральная» и строительством транспортного тоннеля под рекой Днепр до станции метро «Проспект Воронцова» на левом берегу (рис. 2), что значительно облегчает движение транспорта с правого берега, и частично решает проблему мостов, а также транспортных развязок на проспекте им. газеты Правды.

Особо прогрессирующим явлением усложняющим условия строительства является подтопление территорий, спровоцированное, помимо гидрологических условий, техногенными явлениями (порывы водопроводно-канализационных трубопроводов, теплотрасс и т.д.).

Проблемы подтопления территорий предполагается решать путем совмещения технологических и дренажных функций горных выработок метрополитена и сооружением подземных коммуникационных и дренажных галерей регионального и локального назначений.

Эффективность от реализации этих предложений заключается в устранении подтопления территорий, увеличении устойчивости склонов, централизации коммуникационных сетей и централизации группового водоотлива с технологией деминерализации воды и использовании ее в технических целях.

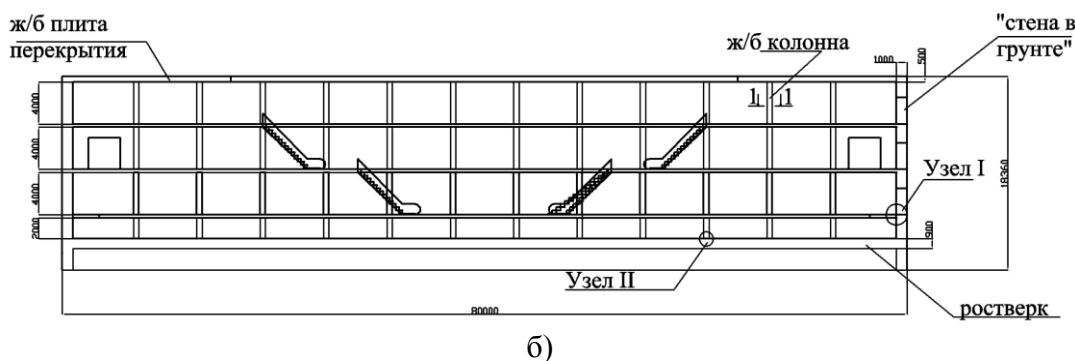
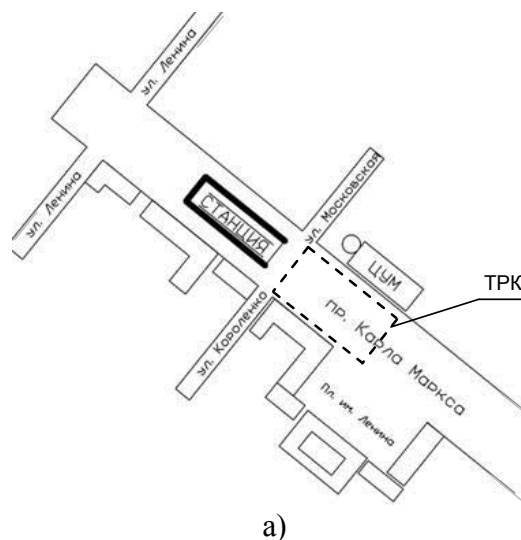


Рис. 1. Подземный многофункциональный комплекс станции метро «Центральная»: а –

*общеувязочный узел станции, б – торгово-развлекательный комплекс*

Целый ряд вопросов в «Стратегии развития города Днепропетровска» связан с созданием и реконструкцией памятников архитектуры и их активное включение в современную жизнь города.

Характерным для настоящего времени является появление проектов реконструкции как отдельных зданий, так и целых их комплексов и кварталов.

И, как правило, одно из направлений реконструкции и повышения эффективности эксплуатации существующих площадей связано с использованием подземного пространства. В качестве примеров можно привести проект реконструкции Уральского геологического музея [2], Национальной академии наук Украины [3] и др.

Эти проекты, с одной стороны разрешают назревшие проблемы, вызванные развитием города, с другой стороны – дают новые возможности в части благоустройства, комфорта территорий, новых функций зданий и дополнительных площадей.

В настоящее время на кафедре строительства и геомеханики рассматривается проект реконструкции территории и зданий Национального горного университета. Проект реконструкции включает в себя сооружение подземного гаражного комплекса, подземного аудиторно-лабораторного комплекса, а также строительство высотного здания (рис. 3). Новое здание вписывается внутрь существующего главного корпуса университета и имеет подземную часть, где предполагается размещение помещений книгохранилища, архива, технических служб и других помещений.

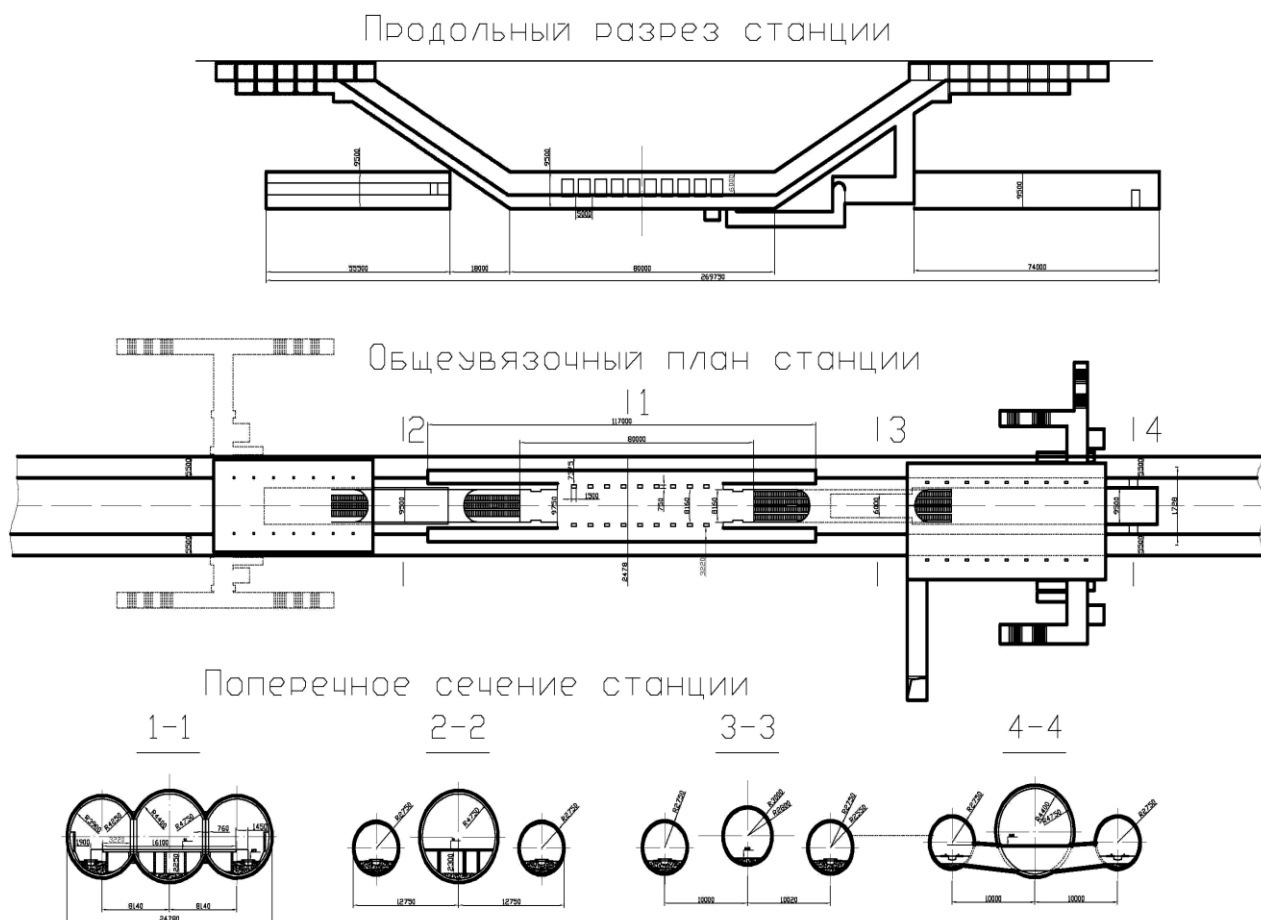


Рис. 2. Проект станции метро «Проспект Воронцова»

В целом устойчивое гармоничное развитие города Днепропетровска, как мегаполиса и как города «экономики знаний», невозможно без рационального развития подземного

пространства, темпы которого опережают строительство объектов поверхности.

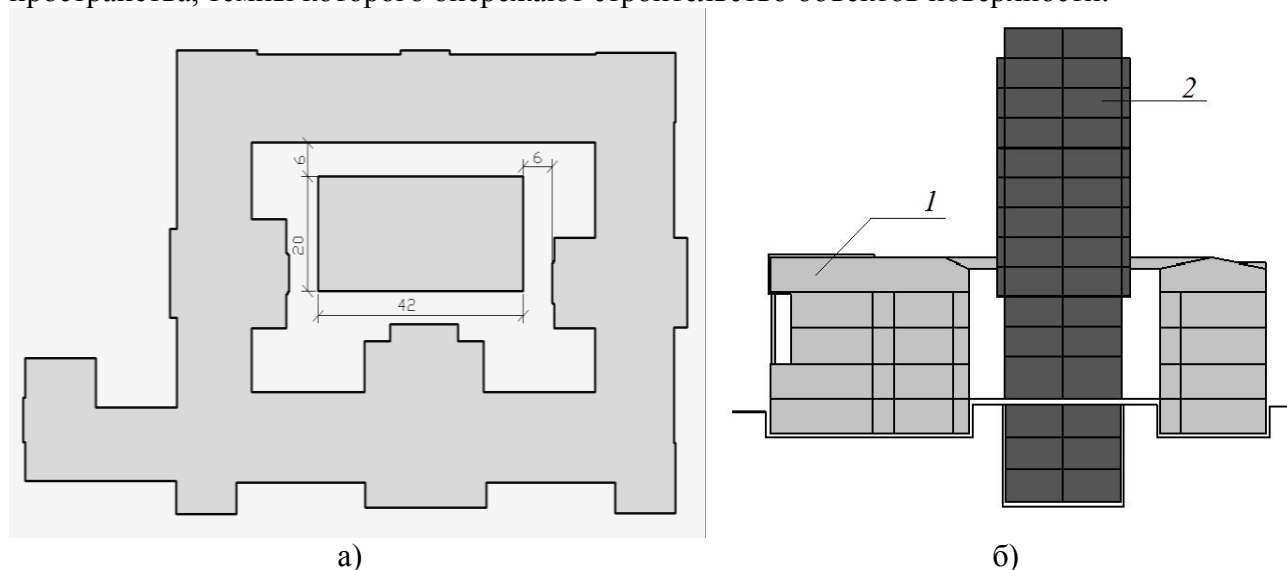


Рис. 3. Проект реконструкции главного корпуса Национального горного университета: а – план зданий, б – схема расположения и конструкция старого (1) и нового (2) зданий.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Подземная урбанизация. Закономерный этап развития крупных городов // [www.stroygorhoz](http://www.stroygorhoz).
  2. Краев Ю.К., Поленов Ю.А. Освоение подземного пространства – перспектива развития Уральского геологического музея // Известия вузов. Горный журнал. – 1994. – № 9-10. – С. 89-119.
- Национальная академия наук Украины решила реконструировать целый квартал Киева! // <http://www.kansas.ua>.

УДК 622.1:622.834

Халимендик Ю.М., д.т.н., проф., зав. каф. Маркшейдерии, Кучин А.С., докторант каф. Маркшейдерии, Леонов С.Ф., асп. каф. Маркшейдерии, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина

#### ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВПЕРЕДИ ДВИЖУЩЕГОСЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Техногенное влияние подземных горных разработок на массив горных работ приводит к изменению его состояния равновесия и перераспределению нагрузок в пространстве. При этом вокруг магистральных, подготовительных и очистных выработок возникают зоны повышенных напряжений и снижения нагрузки. При изучении напряженно-деформированного состояния пород в этих зонах интерес представляет их пространственная локализация, распределение и величины напряжений.

При разработке пластовых месторождений наиболее масштабное проявление перераспределения напряжений в массиве горных пород наблюдается вокруг очистных выработок. При выемке полезного ископаемого в лавах процесс сдвижения доходит до земной поверхности, необратимо воздействуя на горный массив. Обрушение горных пород вокруг очистной выработки со стороны нетронутого массива формирует зону повышенного

горного давления.

В настоящее время исследование напряженно-деформированного состояния вокруг очистной выработки выполняется на основе комплексного применения экспериментальных и теоретических методов. При этом очевидно, что применение только теоретических методов, базирующихся на выдвинутых гипотезах без достаточного экспериментального подтверждения неприемлемо. Экспериментальные исследования позволяют с достаточной достоверностью описать геомеханические процессы в массиве горных пород, но из-за сложности и трудоемкости постановки эксперимента в производственных условиях они не многочисленны. Таким образом, изучение геомеханического состояния горных пород при подземной разработке должно осуществляться совместно с помощью применения экспериментальных и теоретических методов. При этом первостепенное место занимают экспериментальные натурные исследования.

Среди теоретических гипотез о сдвигении горного массива известны: гипотеза волны давления, свода давления, консольной балки, предварительного разрушения, сыпучей среды, ступенчатого опускания, блочного обрушения [1,2,3]. С совершенствованием средств автоматизации вычислительных процессов стал популярен метод конечных элементов, адаптированный для горных условий [4,5]. Каждый из приведенных методов с большей или меньшей степенью допущений и упрощений описывает процессы напряженного массива горных пород вокруг очистной выработки.

Экспериментальные методы исследования предполагают проведение маркшейдерских, геодезических, геофизических, динамометрических наблюдений, а также наблюдений на моделях из эквивалентных материалов. Последний метод дает лишь качественную картину происходящих процессов без количественной оценки в реальных условиях разработки пластов. Сложность выполнения экспериментальных наблюдений в производственных условиях приводит к трудностям постановки «чистого» эксперимента. Наиболее трудоемкими являются натурные наблюдения за изменением состояния горного массива и земной поверхности при движении очистного забоя. Часто исследования напряженного состояния горных пород впереди очистного забоя выполняют по наблюдениям за состоянием крепи горных выработок и изменением её геометрических параметров. Такой подход дает качественную картину о происходящих геомеханических процессах и приближенное представление о геометрии зоны опорного давления перед движущимся очистным забоем. Для установления состояния массива горных пород и количественных показателей его деформированности закладываются специальные наблюдательные станции. Возможности их заложения ограничены наличием производственных факторов и периодом «жизни» выработок. Таким образом, можно перечислить основные способы и места заложения наблюдательных станций:

- горизонтальные линии реперов, заложенные в под- и надрабатываемых выработках, на земной поверхности;
- вертикальные и наклонные линии реперов, заложенных в специально пробуренных скважинах или шпурах [6];
- геофизическое зондирование в скважинах и горных выработках;
- динамометрические измерения в камерах и нишах.

В зависимости от применяемого способа могут быть получены вертикальные и горизонтальные смещения точек, деформация толщи горных пород, показатели прироста горного давления, степень нарушенности и плотности пород.

К сожалению, сложность проведения натурных наблюдений на специальных наблюдательных станциях в горных выработках существенно ограничивает их количество. Это особенно актуально для Западного Донбасса, отличающегося своими горно-геологическими условиями от других угольных бассейнов Украины. Следовательно, проведение специальных наблюдений за состоянием массива является приоритетной задачей

в области становления науки о сдвигении горных пород.

С целью установления закономерностей деформирования массива горных пород впереди движущегося очистного забоя в условиях шахты «Самарская» ОАО «Павлоградуголь» была заложена специальная наблюдательная станция. Задача выполняемых наблюдений состояла в получении деформационных характеристик массива в динамической зоне опорного давления и вертикальных смещений горных пород.

Маркшейдерские инструментальные наблюдения выполнялись в 539-м сборном штреке при движении забоя 539-й лавы. Репера профильных линий заложены в вертикальную и наклонную скважины, пробуренные в кровле сборного штрека. Высота скважин составила 20 и 28 м, диаметр – 230мм. Устья скважин расположены на расстоянии около 0.7 м от борта, примыкающего к контуру очистной выработки.

Лава отрабатывается на глубине 170м длинным столбом по восстанию пласта. Массив горных пород в кровле очистной выработки представлен чередующимися аргиллитами, алевролитами и песчаниками низкой крепости. В основной кровле залегает аргиллит мощностью 8 м и средним сопротивлением сжатию 13-15 МПа.

Для определения вертикальных деформаций и перемещений породных слоев в скважинах закреплены репера, конструкция которых представлена на рис. 1.

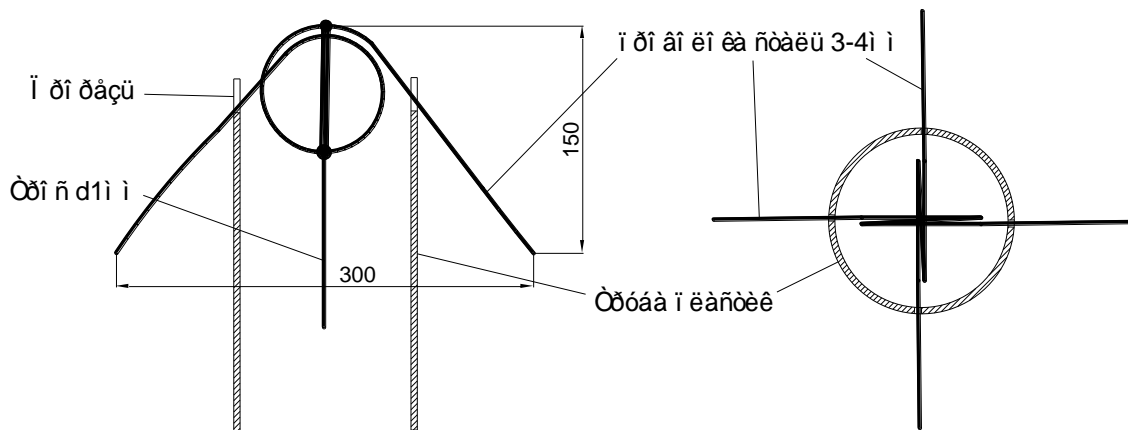


Рис. 1. Конструкция реперов для закрепления в скважинах

Репера (датчики) изготовлялись из стальной проволоки диаметром 4 мм с высокой упругостью, исключающей наличие пластических деформаций при натяжении. Репер имеет четыре точки фиксации к стенкам скважины, обеспечивающие надежное закрепление. К спиральной части датчика прикреплены стальные измерительные тросы диаметром 1 мм. Трос обеспечивает высокую надежность крепления и малую упругую деформацию на растяжение. Испытания показали, что при приложении силы к концу троса в 5Н эффект «спирали» полностью отсутствовал. При измерении с постоянной нагрузкой во всех наблюдениях линейная погрешность за счет упругой деформации отсутствует. Датчики доставлялись в скважины с помощью быстромонтируемых пластиковых труб для домашней канализации. Для исключения отсоединения труб при извлечении, последние фиксировались шурупами. Выбранная конструкция и способ установки позволил закрепить 12 датчиков на суммарную глубину 103 м за одну рабочую смену. Концы тросов выведены в выработку с выпуском 1.5 м и промаркированы по глубине. По окончании закладки станции концы тросов имели одинаковую абсолютную отметку.

Схема размещения реперов в скважинах представлена на рис. 2.

Максимальная технически возможная высота установки датчиков составила в вертикальной скважине 18.5м, в наклонной – 22м.

Маркшейдерские инструментальные наблюдения заключались в измерении расстояний между концами тросов и их нивелировку. Расстояния измерялись рулеткой при



постоянном натяжении с точностью взятия отсчета 0.5 мм. Измерения выполнялись минимум дважды разными исполнителями. В качестве исходного, при измерении расстояний принят репер, закрепленный на максимальной высоте.

Для нивелировки концов тросов использовался нивелир TOPCON AT-G6. Для производства измерений в сборном штреке закреплены 3 группы реперов: на ПК80 (240 м до скважин), на ПК90 (140 м) и на ПК 100 (40 м). В каждой группе имелись репера, закрепленные на анкерах (основные) и на арочной крепи выработки (контрольно-вспомогательные). Определение высотных отметок концов тросов осуществлялось по превышениям, измеренным от 3-ей группы реперов. Высота реперов на ПК100 получена проложением замкнутого нивелирного хода от группы реперов на ПК80. Измерения выполнялись по методике нивелирования IV класса. При производстве каждой серии наблюдений осуществлялся контроль превышений между группами реперов и реперами в группе.

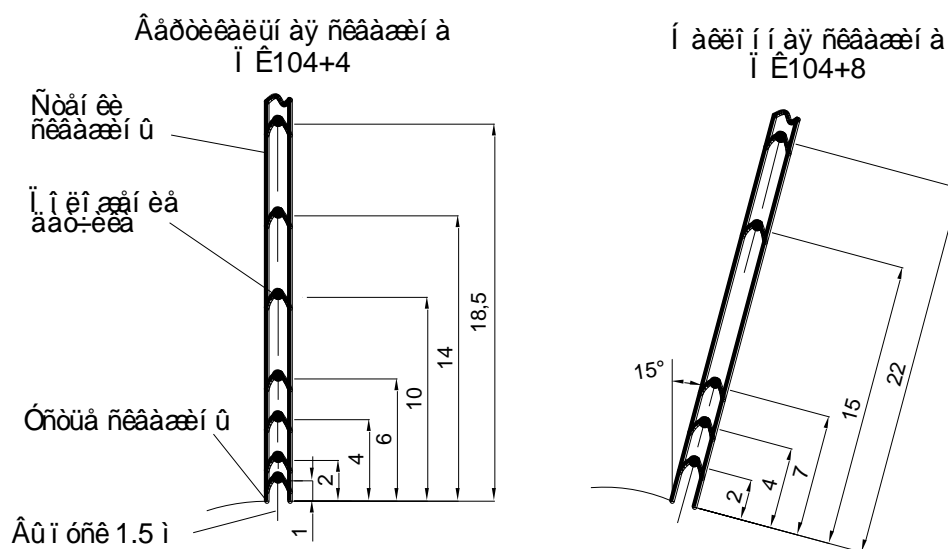


Рис. 2. Схема размещения реперов в скважинах

На момент первого наблюдения скважины находились на расстоянии 46 м от движущегося очистного забоя (скорость подвигания 4-5 м/сут). Всего выполнено 11 серий наблюдений со средней периодичностью 1-2 дня. Результаты 2-го и 3-го наблюдений показали отсутствие перемещения датчиков в скважинах. При приближении очистного забоя к вертикальной скважине на расстояние 22 м (4 наблюдение) зафиксированы незначительные относительные перемещения датчиков в пределах 0-3 мм. По результатам 5-го и 6-го наблюдений максимальные перемещения возросли соответственно до 7 и 10 мм. Интервал времени между наблюдениями в этот период составил 1 день.

После прохождения забоя наклонная скважина была “обрезана” на расстоянии 25 см от борта выработки. Репера на высоте 1 и 2 м в вертикальной скважине имели перемещения 111 мм в сторону выработки, что свидетельствует о расслоении пород основной кровли в интервале 4-6 м.

Анализ вертикальных деформаций толщи пород в перемещающейся зоне опорного давления указывает на наличие участков сжатий и растяжений. Это явление проиллюстрировано на рис. 3. На графике деформаций можно выделить две зоны: до высоты 7 м – растяжений, выше – сжатий.

При приближении очистного забоя к скважине вертикальные деформации постепенно увеличивались до значения  $6 \times 10^{-3}$ . Максимальные деформации растяжения сосредоточены в интервале 1-2 м, сжатия – в интервале 8-10 м. Точка смены знака деформаций по всем сериям наблюдений зафиксирована на высоте 7 м. По мере приближения очистного забоя

вертикальные сжатия массива в интервале 14-22м постепенно снижались от значения 1.5 мм/м до 0.4 мм/м. Результаты наблюдений по наклонной скважине качественно и количественно соответствуют результатам по вертикальной скважине, вследствие чего отдельно не рассматриваются в рамках данной работы.

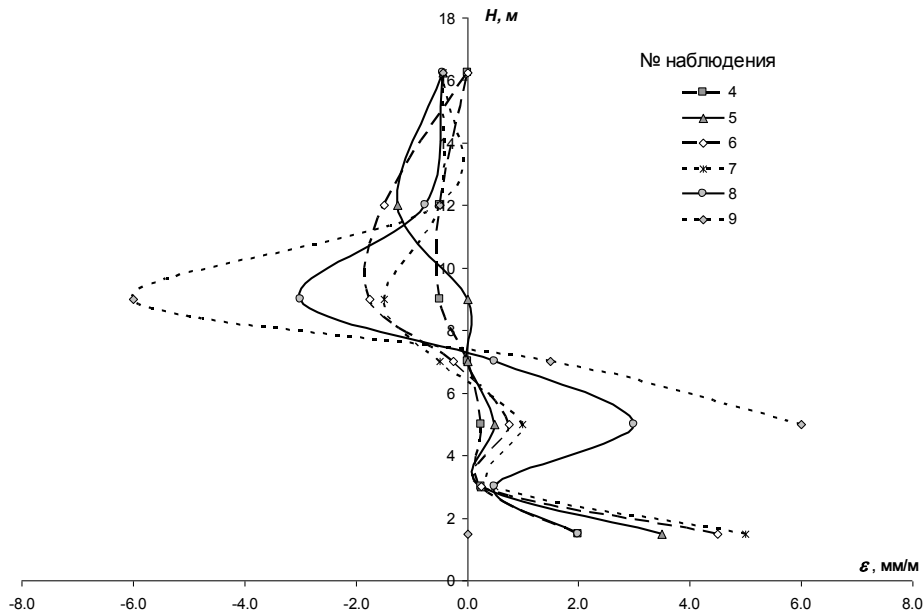


Рис 3. Вертикальные деформации скважины на ПК 104+4

#### Выводы.

В вертикальной плоскости впереди движущегося очистного забоя формируются зоны деформаций растяжения и сжатия. Граница между зонами не зависит от положения забоя и находится на высоте 7м от кровли выработки.

Высота зоны деформаций по результатам наблюдений может быть принята равной 16м при глубине разработки угольного пласта 170м.

После прохода очистного забоя пачка пород кровли на высоту 4-6м отделяется с возникновением неупругих деформаций.

Практический интерес полученных результатов заключается в установлении высоты зоны упругих и неупругих деформаций впереди движущегося очистного забоя, что позволяет обосновать длину анкеров для поддержания непогашаемых выработок.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Управление горным давлением / [А.А. Борисов, В.И. Матанцев, Б.П. Овчаренко, Ф.Н. Воскобоев]; Под ред. А.А. Борисова. – М.: Недра, 1983. – 168 с.
2. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / Борисов А.А. – М.: Недра, 1964. – 298 с.
3. Беляев Е.В. / Теория подрабатываемого массива горных пород / Беляев Е.В. – М.: Наука. – 1987. – 176с.
4. Гавриленко Ю.Н. Математическое моделирование сдвижения горных пород и земной поверхности в слоистом массиве методом конечных элементов / Ю.Н. Гавриленко // Известия Донецкого горного института. – 1997. - №1. – С.87 – 93.
5. Фадеев А.Б. / Метод конечных элементов в геомеханике Фадеев А.Б. – М.: Недра, 1987, 221 с.
6. Гришин А.В. Определение параметров сдвижения по результатам краткосрочных наблюдений / Гришин А.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва.

– 2006. – № 10. – С. 144-150.  
УДК 622-112.3+519.2

*Мещанинов С.К., д.т.н, проф. каф. физики, Павлова Ю.Д., студ., НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

## ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ И ЕГО УСТОЙЧИВОСТЬ

Существует значительное число исследований, посвященных анализу напряженно-деформированного состояния (НДС) породных массивов и их долговременной устойчивости при ведении подземных горных работ. Однако они не учитывают в явном виде градиенты температур, возникающие в областях искусственно созданных породных обнажений, а также существующие естественные тепловые поля в массиве. Несмотря на это, в настоящее время установлена непосредственная взаимосвязь относительного напряженного состояния и температуры породного массива. В естественных условиях залегания пласта имеются аномалии в распределении температуры по шахтному полю, которые соответствуют аномалиям в распределении напряжений. Под влиянием горных работ также происходит изменение температуры в краевой части пласта. Все это свидетельствует о наличии связи между температурой и НДС породного массива.

Коэффициент теплопроводности горных пород зависит от плотности, трещиноватости, наличия пустот, фазового состояния, содержания влаги и водонасыщения, температуры. С точки зрения долговременной устойчивости, очевидно, что коэффициент теплопроводности зависит от изменения всей совокупности перечисленных параметров, что иначе можно назвать его зависимостью от степени поврежденности пород.

При рассмотрении вопросов устойчивости породного массива, как правило, речь идет об одновременном воздействии на приконтурную область массива статических и переменных (технологических) нагрузок.

При разрушении твердого тела образование каждой трещины приводит к выделению энергии  $W$ , запасенной в нагруженном теле. Трещинообразование возможно, если  $W > 0$ , т.е. если энерговыделение из тела больше его энергоемкости (способности поглощать выделяемую локальную энергию). При  $W > 0$  образование трещины выступает как форма релаксации неравновесной незамкнутой системы, какой является нагруженное тело. Для эволюции таких систем характерно уменьшение свободной энергии  $F$  со временем, причем из всех возможных траекторий релаксации реализуется та, для которой величина  $F$  максимальна. При образовании одной трещины свободная энергия  $F = W - TS$  понижается за счет возрастания статистической энтропии на величину  $\Delta S = K \ln N$ , вызванного наличием в теле эффективных мест возможного трещинообразования. Дальнейшее развитие этого подхода приводит к определению критической концентрации зародышевых трещин, обуславливающих потерю устойчивости и разрушение тела на основе концентрационного критерия разрушения. Последний вряд ли применим по отношению к разрушению горных пород на макроуровне (начиная от образца до породного обнажения) в связи с тем, что горная порода является материалом с ярко выраженной анизотропией физико-механических свойств. Изменение энтропии можно записать в следующем виде:

$$dS = \frac{\partial Q}{T} + dS_i, \quad (1)$$

где  $dS_i$  – рассматривается как прирост энтропии внутри твердого тела (породы) во время протекания процесса изменения его состояния.

Необратимый прирост энтропии внутри тела при неупругом и необратимом

протекании процесса, что соответствует механизму разрушения горных пород, определяют в виде соотношения:

$$dS_i = \frac{1}{T} \sigma_{ik} \partial \varepsilon_{ik} \quad (2)$$

учитывая, что

$$dU = \partial q - \partial A \text{ и } \partial A = \sigma_{ik} (d\varepsilon_{ik}^y + \partial \varepsilon_{ik}^h), \quad (3)$$

где  $d\varepsilon_{ik}^y$  – упругая часть деформации;  $\partial \varepsilon_{ik}^h$  – неупругая часть деформации, имеем:

В соответствии с соотношениями (2) и (3) энтропия пород, а, следовательно, и их устойчивость должны непосредственно зависеть от температуры. Исследованию этого вопроса и посвящена данная работа.

Здесь следует сразу сделать оговорку о том, что, как известно, на больших глубинах температура породного массива достигает 40<sup>0</sup>С и более. При проведении выработок в таких условиях имеют место температурные напряжения, в особенности при охлаждении шахтной вентиляционной струи, когда в приконтурной области возникает градиент температур. Так как для горных пород характерен положительный градиент кривой напряжение-деформация. Прочностным испытаниям были подвергнуты сухие и влажные горные породы: гранит, андезит, песчаник и туф. Установлено, что прочность этих пород снижается при повышении температуры, а деформация в пиковой точке увеличивается. Градиент участка кривой, характеризующей взаимосвязь напряжения и деформации после разрыва при повышении температуры становится меньше. При действии на приконтурную область массива одновременно нескольких факторов (как правило, это – технологическое воздействие, как следствие ведения горных работ, силы горного давления; тектонические процессы), по изменению одного конкретного параметра трудно оценить количество накопленных повреждений. В таких случаях стремятся ввести обобщенный критерий эквивалентности. В качестве одного из таких критериев и предлагается использовать энтропию. Интерес представляет процесс изменения энтропии по ходу накопления повреждений, а также скорость изменения энтропии (обобщенная скорость накопления повреждений,  $dS/dn$ ) и ускорение энтропии  $d^2S/dn^2$  от цикла к циклу. Здесь  $n$  – номер цикла нагружения при испытаниях образцов горных пород в режиме одноосного сжатия до предела прочности.

Проанализируем процессы изменения  $S$ ,  $dS/dn$ ,  $d^2S/dn^2$  от количества циклов нагружения при различных температурах. В качестве образцов для испытаний были использованы образцы песчаника (шх. им. В.И. Ленина, Макеевка, гор. 800 м), каменного угля (шх. Западно-Донбасская, Павлоград, гор. 480 м) и глинистого сланца (шх. Западно-Донбасская, Павлоград, гор. 480 м) призматической формы. Испытания проводились при температуре 20<sup>0</sup>, 30<sup>0</sup> и 50<sup>0</sup>: образец нагружался на прессе в режиме одноосного сжатия до предела прочности. По ходу нагружения фиксировались значения  $\sigma$  и  $\varepsilon$ . Как только образец начинал разрушаться, что было видно по прекращению роста  $\sigma$ , нагрузку снимали, после чего начинали следующий цикл нагружения. Так постепенно образец доводили до разрушения, одновременно фиксируя текущие значения  $\sigma$  и  $\varepsilon$  в каждом цикле.

Кривые наглядно иллюстрируют монотонный рост величины энтропии горных пород от цикла к циклу. Чем выше температура, тем этот процесс интенсивнее, что говорит об увеличении скорости роста поврежденности в горной породе при увеличении ее температуры. Если рассматривать энтропию  $S$  как параметр, характеризующий поврежденность породы, о чем говорилось выше, то мы получили наглядное иллюстрированное представление эволюции породы вплоть до ее разрушения.

Полученные экспериментальные зависимости представлены на рис. 1.

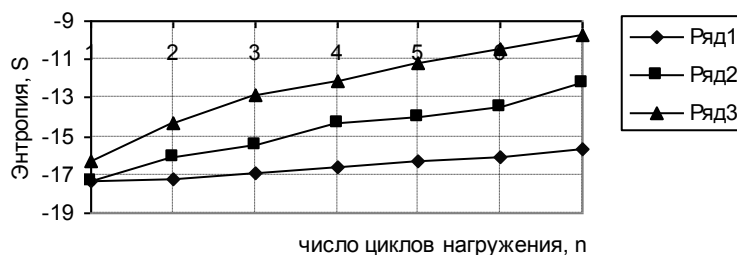


Рис. 1.а Зависимость энтропии песчаника (их. им. Ленина, гор. 800 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1-20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

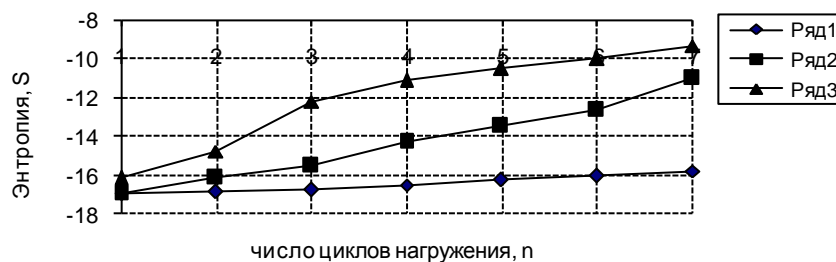


Рис. 1.б. Зависимость энтропии угля (их. З. - Донбасская, гор. 480 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

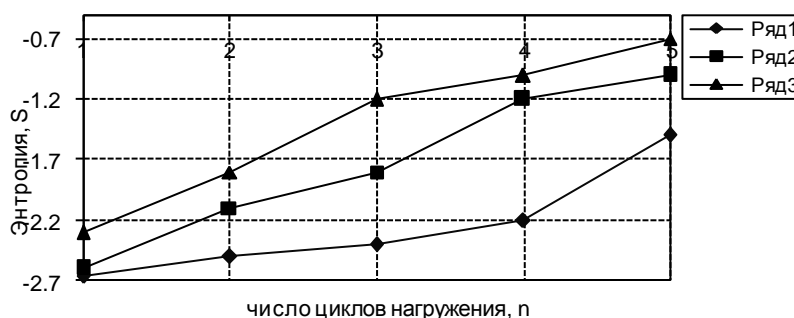


Рис. 1.в. Зависимость энтропии глинистого сланца (их. З. - Донбасская, гор. 480 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

Интерес здесь также представляет рассмотрение скорости роста поврежденности, как величины, по которой непосредственно можно осуществить прогноз долговременной устойчивости того или иного породного контура. Запишем критерий длительной устойчивости в виде:

$$S < S_*, \tag{4}$$

где  $S_*$  – значение энтропии в момент, предшествующий разрушению.

Тогда, с привлечением кинетической теории прочности, энтропийный метод оценки устойчивости может аналитически быть выражен следующим образом:

$$S = S_0 \exp(-k_s t), \tag{5}$$

где  $S_0$  – начальное значение энтропии неповрежденной породы,  $k_s$  – скорость изменения энтропии.

Из соотношения (5) может быть найдено время сохранения устойчивости приконтурной областью массива:

$$t = \frac{\ln(S^*/S_0)}{k_s} \quad (6)$$

Представленные на рис. 2, 3 зависимости скорости и ускорения энтропии от количества циклов нагружения имеют довольно хаотический характер. Полученные как результат несложной математической обработки данных, представленных на рис. 1., они вряд ли могут быть подвергнуты какому-либо более или менее серьезному анализу. Очевидно, что такое изменение величин скорости и ускорения энтропии горной породы по ходу ее разрушения связано, в первую очередь, с многостадийным и сложным характером трещинообразования, обусловленным одновременным протеканием двух взаимно противоположных процессов: роста количества трещин и их закрытия (рекомбинации).

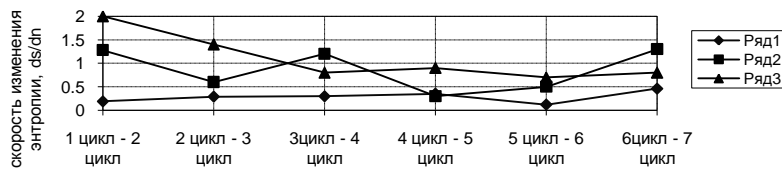


Рис. 2.а. Зависимость скорости изменения энтропии  $ds/dn$  песчаника (их. им. Ленина, гор. 800 м, «кубик») от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20°C; 2 - 30°C; 3 - 50°C.

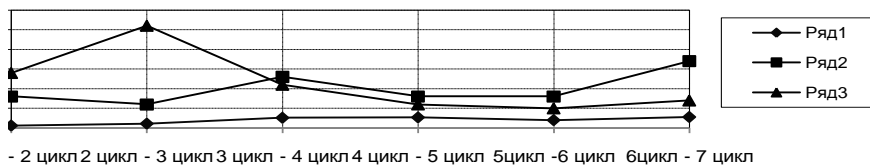


Рис. 2.б. Зависимость скорости изменения энтропии  $ds/dn$  угля (их. 3. - Донбасская, гор. 480 м, «кубик») от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20°C; 2 - 30°C; 3 - 50°C.

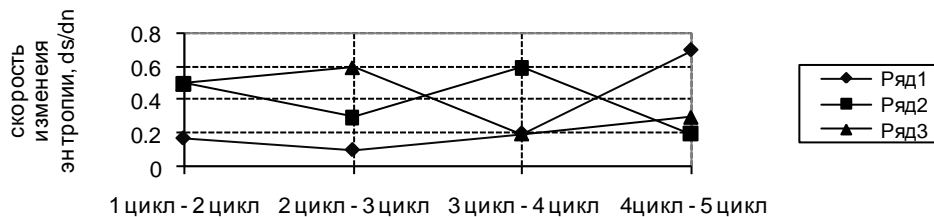


Рис. 2.в. Зависимость скорости изменения энтропии  $ds/dn$  глинистого сланца (их. 3. - Донбасская, гор. 480 м, «кубик») от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20°C; 2 - 30°C; 3 - 50°C.

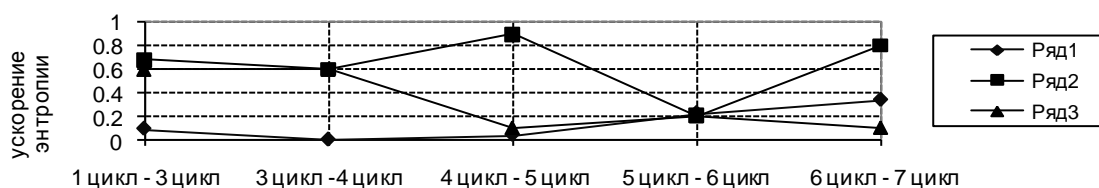


Рис. 3.а. Зависимость ускорения энтропии песчаника (их. им. Ленина, гор. 800 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

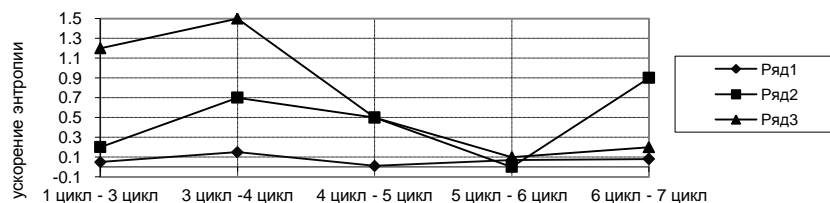


Рис. 3.б. Зависимость ускорения энтропии угля (их. 3. - Донбасская, гор. 480 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

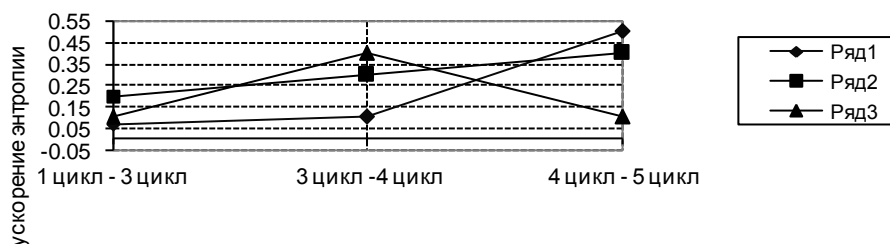


Рис. 3.в. Зависимость ускорения энтропии глинистого сланца (их. 3. - Донбасская, гор. 480 м, "кубик") от числа циклов нагружения при различных температурах: 1 - 20<sup>0</sup>С; 2 - 30<sup>0</sup>С; 3 - 50<sup>0</sup>С.

Для горных пород закрытие трещин – процесс слабовыраженный. Поэтому экспериментальные данные, свидетельствующие об уменьшении энтропии могут быть объяснены переходом части материала образца в вязкотекучее состояние и «залечиванием» трещин. В связи с хаотическим характером зависимостей рис. 2, 3, их дальнейшее рассмотрение нецелесообразно. С другой стороны, для осуществления прогноза по зависимости (6), необходимо знание величины  $k_s$ . В связи с этим, предлагается использовать усредненное значение скорости  $dS/dn$ , как скорости изменения энтропии от начального ( $S_0$ ) до конечного ( $S_*$ ) значений. Естественно, что подобный вариант возможен только в лабораторных условиях при достаточном количестве образцов. Для осуществления прогноза устойчивости реального породного контура необходимы предварительные лабораторные исследования по определению скорости изменения энтропии  $k_s$  образцов из этого контура. Затем, с использованием критериев подобия осуществляется пересчет  $k_s$  для конкретных условий и периодический контроль близости текущего значения энтропии  $S_i$  к ее критическому значению  $S_*$  (соотношение (6)).

#### Выводы.

- Скорость накопления поврежденности,  $\alpha$ , следовательно, и устойчивость приконтурной области массива находятся в непосредственной зависимости от температуры слагающих их пород.

- Текущие значения скорости и ускорения энтропии горных пород не являются достаточно достоверными и однозначными характеристиками для осуществления долговременного прогноза устойчивости приконтурной области массива.



УДК 622.273

*Солодянкин А.В., д.т.н., проф., каф. СГМ НГУ, г. Днепрпетровск,  
Дудка И.В., асс., каф. горного дела АФГТ ВНУ им. В. Даля, г. Антрацит, Украина*

## ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УВЕЛИЧЕНИЯ ДЛИНЫ ЛИНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

**Введение.** В ближайшее время уголь останется основным отечественным топливно-энергетическим сырьем, гарантирующим энергетическую безопасность и экономическую независимость страны, так как в выработке электроэнергии доля угля составляет 30% [1].

Однако, если по объемам добычи угля Украина входит в десятку ведущих стран мира, то по технико-экономическим показателям значительно уступает многим из них. Например, месячная производительность труда рабочего очистного забоя в Украине (27,4 т) почти в пять раз ниже, чем в России (132,9 т).

Одним из путей повышения технико-экономических показателей подземной добычи угля является увеличение длины лавы. Средняя длина очистного забоя в Украине составляет 179 м, в объединениях Красноармейскуголь – 215, Донецкуголь – 201, Макеевуголь – 191, Донбассантрацит – 188, Ровенькиантрацит – 187.

В тоже время в угольной промышленности Германии лавы длиной до 450 м стали обычным явлением начиная с 1990-х годов. При разработке аналогичных угольных месторождений в США отмечается тенденция увеличения длины лав. В Австралии также заметна тенденция к увеличению длины лав до 300 м и более, хотя в настоящее время средняя длина лавы составляет 240 м при средней мощности пластов около 3 м. Высокопроизводительные участки работают и на предприятиях компании «Шеньхуа» в КНР, где при длине выемочного поля 3-6 км и мощности пластов до 6,5 м длина лавы равняется 300 м [2].

Анализ показателей работы ведущих предприятий показывает, что с увеличением длины лавы сокращается их число, растет нагрузка на забой, транспортную выработку, увеличивается концентрация производства, уменьшается объем вспомогательных работ.

В тоже время, увеличение длины лавы значительно сокращает объемы подготовительных работ, а также трудовые и материальные средства на их поддержание.

### Оценка эффективности увеличения длины очистного забоя на ОП «Шахта «Комсомольская»

В связи со значительным подъемом производства на ОП «Шахта «Комсомольская» в период с 2003 г. существенно увеличилась добыча угля.

Вследствие интенсификации производства увеличилось число одновременно работающих очистных забоев и скорость подвигания линии очистного забоя, из чего следует, что уменьшилось и время на отработку одной лавы. Все эти факторы приводят к росту объемов подготовительных работ (рис. 1). Некоторое снижение объема проведения горных выработок в 2009 г., в сравнении с предыдущим годом, объясняется экономическим кризисом, при этом рост годового проведения вскрывающих выработок сохранился (+ 72 м).

Подготовка угольных пластов к отработке на шахте «Комсомольская» сопровождается большими объемами проходческих работ, снизить которые, с сохранением темпов роста добычи угля и производства, можно при увеличении длины линии очистного забоя.

В результате увеличения длины лавы, уменьшение суммарной длины подготовительных выработок достигается за счет увеличения ширины выемочного столба. Длина выемочного столба при подготовке лавами 200 м и 300 м является одинаковой, в связи с этим одинаковой является и длина оконтуривающих подготовительных выработок ( $L_{\text{подг.в}}$ ).

При отработке панели с одинаковыми размерами по падению и простиранию забоями длиной 200 м и 300 м суммарная длина подготовительных выработок ( $\Sigma L_{1\text{подг.в}}$  и  $\Sigma L_{2\text{подг.в}}$ ) будет различной.

Так при размерах панели по простиранию 1000 м и по падению 600 м для полной отработки панели потребуется 3 лавы длиной 200 м. Суммарная протяженность подготовительных выработок составит 4000 м (рис. 2).



Рис.1. График объемов годового проведения горных выработок по ОП «Шахта Комсомольская»

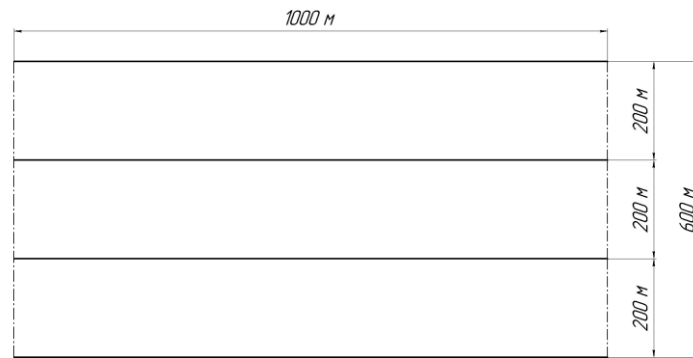


Рис. 2. Схема отработка панели лавами длиной 200 м

В случае отработки панели с такими же параметрами (по простиранию – 1000 м, по падению – 600 м) очистными забоями длиной 300 м для отработки запасов угля в панели потребуется 2 лавы. Суммарная протяженность подготовительных выработок, в этом случае, будет равна 3000 м (рис. 3).

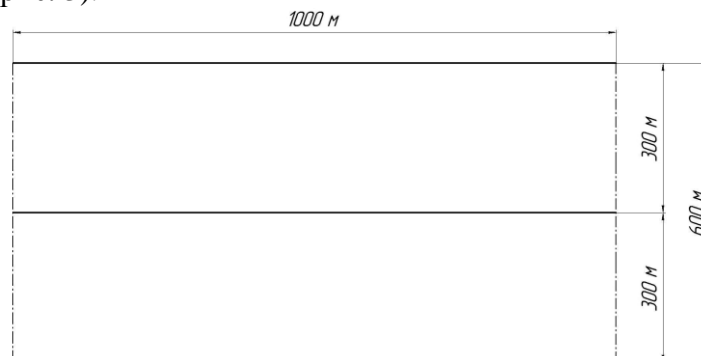


Рис. 3. Схема отработка панели лавами длиной 300 м

Простые расчеты показывают, что при отработке запасов угля в панели лавами длиной 300 м требуемая суммарная протяженность подготовительных выработок на 1000 м меньше (на 25 %), чем при отработке лавами в 200 м.

Кроме этого уменьшается время на монтаж-демонтаж очистного оборудования за счет сокращения циклов подготовительно-заключительных работ. При длине лавы равной 200 м

для полной отработки панели с заданными выше параметрами монтаж очистного оборудования производится в 3-х лавах, в то же время, при длине лавы равной 300 м, для отработки панели потребуется монтаж оборудования в 2-х лавах.

Следует также отметить, что увеличение длины лавы, в конечном счете, приводит к увеличению объемов угля, выдаваемого из очистного забоя, и требует соответствующего увеличения производительности и габаритов транспортных средств, а также повышения количества воздуха для проветривания добычного участка, что неизбежно повлечет за собой увеличение площади поперечного сечения подготовительных выработок.

Известно, что интенсификация очистных работ на шахтах Украины уже потребовала увеличения сечения выработок в среднем от 9 до 13 м<sup>2</sup>. В дальнейшем эта величина возрастет до 16,6 м<sup>2</sup>. Однако уже сейчас на шахтах Германии [3], Нидерландов [4] и др. ведущих угледобывающих стран площадь поперечного сечения подготовительных выработок составляет 20...24 м<sup>2</sup> (ширина 6,5 м, высота 4,5 м), магистральных 30 м<sup>2</sup>.

В исследуемый период с 2007 по 2011 г. шахтой «Комсомольская» было отработано и отрабатываются, в т.ч. планируются, ряд очистных забоев с различными параметрами.

Типовое сечение подготовительных выработок, применяемое на шахте «Комсомольская» при разной длине лавы составляет  $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$ , для двух выемочных выработок, оконтуривающих лаву, соответственно 25,6 м<sup>2</sup> (табл. 1).

Площадь поперечного сечения подготовительных выработок обратно пропорциональна скорости их проведения, которая в случае применения сплошной или комбинированной системы разработки непосредственно влияет на скорость подвигания очистного забоя. Стоимость проведения подготовительной выработки также напрямую зависит от сечения.

Таблица 1

Данные по очистным забоям шахты «Комсомольская»

Точка на графике	Название очистного забоя	Угольный пласт	Длина лавы, м	Года ввода-вывода	Суммарное сечение выработок, м <sup>2</sup>	Сечение подготовительных выработок, приходящееся на 1 м лавы, м <sup>2</sup> /м
1	19 зап. лавы	$h_{10}$	165	2009-2011	25,6	0,1552
	18 зап. лавы	$h_{10}$	165	2011	25,6	0,1552
2	3 вост. лавы	$h_8$	180	2007-2009	25,6	0,1422
3	4 вост. лавы	$h_8$	190	2010-2011	25,6	0,1347
4	317 лавы	$h_{10}$	211	2007-2007	25,6	0,1213
5	324 лавы	$h_{10}$	235	2007-2008	25,6	0,1089
	323 лавы	$h_{10}$	235	2008-2008	25,6	0,1089
6	16 вост. лавы	$h_7$	250	2009-2010	25,6	0,1024
	15 вост. лавы	$h_7$	250	2010-2011	25,6	0,1024
7	318 лавы	$h_{10}$	298	2007-2008	25,6	0,0859
8	326 лавы	$h_{10}$	300	2008-2009	25,6	0,0853
	327 лавы	$h_{10}$	300	2009-2010	25,6	0,0853
	328 лавы	$h_{10}$	300	2010-2011	25,6	0,0853
	329 лавы	$h_{10}$	300	2011	25,6	0,0853

Известно, что в себестоимость угля входят расходы на сооружение, ремонт и поддержание протяженных выработок. Соответственно, приняв объем подготовительных выработок  $V_{подг.в} = S_{св} L_{подг.в}$ , необходимых для подготовки выемочного столба, можно определить показатель условных затрат на их проведение и поддержание, которые приходятся на единицу объема добываемого в рассматриваемом очистном забое угля  $V_y = V_{1м} L_{оз}$ :

$$K_s = S_{св} / L_{оз}, \text{ м}^2/\text{м}.$$

По результатам обработки данных, приведенных в табл. 1, рассчитано удельное сечение подготовительных выработок в свету, приходящееся на 1 м длины очистного забоя  $K_s$  (рис. 4).

Полученные значения показывают, что при увеличении длины лавы имеется значительный резерв в плане увеличения площади поперечного сечения подготовительных выработок для обеспечения беспрепятственного пропуска возросших транспортных потоков и нормального проветривания добычного участка. Так, при площади сечения подготовительных выработок в свету  $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$  и длине лавы  $L_{оз} = 200 \text{ м}$  величина  $K_s = 0,13 \text{ м}^2/\text{м}$ , а при длине лавы  $L_{оз} = 300 \text{ м}$   $K_s = 0,085 \text{ м}^2/\text{м}$ . Это означает, что даже при увеличении площади сечения подготовительных выработок  $S_{св}$  до  $18,0 \text{ м}^2$  (почти в 1,5 раза), относительные затраты на проведение и поддержание выработок будут меньше, чем при сечении выработок  $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$  и длине лавы  $L_{оз} = 200 \text{ м}$ .

**Выводы.** Сохранение темпов роста добычи угля и производства на шахтах при снижении объемов проходческих работ возможно при увеличении длины линии очистного забоя.

Выполненные расчеты показывают, что при отработке запасов угля в панели лавами длиной 300 м требуемая суммарная протяженность подготовительных выработок на 1000 м меньше (на 25 %), чем при отработке лавами в 200 м. При этом уменьшается время на монтаж-демонтаж очистного оборудования, за счет сокращения количества циклов подготовительно-заключительных работ.

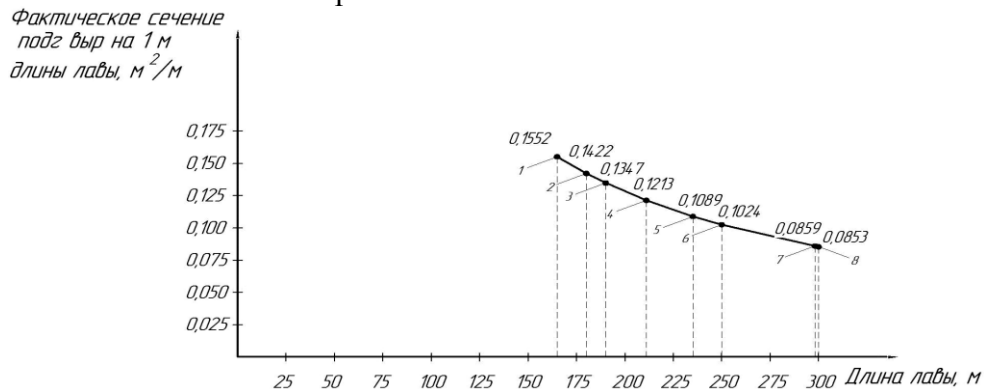


Рис.4. График зависимости удельного сечения подготовительных выработок в свету на 1 м длины очистного забоя от длины лавы

Результаты проведенных исследований свидетельствуют, что при увеличении длины лавы имеется значительный резерв в плане увеличения площади поперечного сечения подготовительных выработок (до  $18,0 \text{ м}^2$ ) для обеспечения беспрепятственного пропуска возросших транспортных потоков и нормального проветривания добычного участка.

При этом следует учитывать, что чрезмерное увеличение длины лавы вызывает ряд технических и организационных затруднений в доставке материалов и оборудования, в передвижении по лаве рабочих, что приводит к снижению производительности. Кроме того, увеличение длины лавы в определенных горно-геологических условиях ограничивается устойчивостью основной кровли. Изучению этих вопросов должны быть посвящены отдельные исследования.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Грядущий Б.А., Мухин Е.П., Грядущий В.Б. Стратегические направления возрождения угольной отрасли // Уголь Украины. – 2007. – № 1. – С. 9.
2. Роман А. Современное забойное транспортное оборудование в каменноугольной промышленности // Глюкауф. – 2008. – № 1(2). – С. 30-35.
3. Баймдик Ю., Штеттнер М.Т. Буровзрывная проходка пластовых штреков с анкерной крепью. Выявление потенциала повышения производительности // Глюкауф. – 2008. – № 2(3). – С. 18-27.
4. Мартенс П., Ратман Л., Крингс Й. Перспективное планирование для нидерландской каменноугольной концессии «Беатрикс» // Глюкауф. – 2009. – № 3. – С. 40-43.

Наукове видання

ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ  
МАТЕРІАЛИ 5-Ї МІЖНАРОДНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ  
КОНФЕРЕНЦІЇ МОЛОДИХ УЧЕНИХ, АСПИРАНТІВ І СТУДЕНТІВ  
(Російською мовою)

Доповіді подано в редакції авторів.

Відповідальний за випуск С.М. Гапєєв.

Комп'ютерна верстка О.В. Халимендик.

Підписано до друку \_\_\_\_\_. Формат 30x42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 9,4.  
Обл.-вид. арк. 9,4. Тираж 300 прим. Зам. № \_\_\_\_.

Підготовлено до друку та видруковано у Державний ВНЗ “Національний  
гірничий університет”.

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842.  
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.