

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИСХОДНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ СЕЙСМИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ В ГОРНОМ МАССИВЕ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ И ГОРНЫХ УДАРАХ

*О. А. Вовк, канд. техн. наук, А. Е. Гай, канд. физ.-мат. наук (НАУ),  
Л. Н. Леванкова, инж. (ИГМ НАН Украины)*

*Розглянуто питання сейсмічної безпеки підземних виробок при масових підземних вибухах, закономірності поширення сейсмовибухових хвиль і можливості їх використання при аналізі раптових викидів і гірських ударів, що генерують сейсмічні коливання великої інтенсивності.*

Исходными параметрами для анализа сейсмозрывных волн являются физико-механические характеристики пород в районе очага, горных выработок и во всей толще между этими пунктами. К ним относятся плотность, прочность на сжатие, растяжение на сдвиг, модуль упругости, коэффициент Пуассона, скорости продольных и поперечных волн, коэффициент анизотропии и др. На основании этих характеристик разработан ряд классификаций горных пород: пятибалльная классификация по сейсмичности, шкала по критическим деформациям, по прочности (шкала проф. М. М. Протодьяконова), 12-балльная шкала интенсивности сейсмических сотрясений, в основу которой положен фактор массовой скорости. На их основе разработаны критерии безопасности в зависимости от типа горных выработок и характера горных пород, в которых они пройдены. Некоторые из этих классификаций, к которым мы будем обращаться в процессе рассмотрения задач промышленной сейсмики в плане сейсмической безопасности подземных сооружений, приводятся в работах [6, 7, 8]. В [6] дана классификация горных пород по степени сейсмической активности, представлена шкала допустимых скоростей для сооружений в породах различной сейсмической активности. В [7] приводится классификация подземных сооружений с подразделением на 4 класса по срокам эксплуатации и другим показателям и допускаемые при этом массовые скорости (табл. 1)

В работе [8] авторы подразделяют выработки на следующие 4 категории по факторам ответственности, пролету обнажений и необходимой степени их сохранности.

I. Кратковременно используемые, не содержащие магистралей.

II. Хозяйственные штреки, выработки вентиляционного горизонта и др.

III. Выработки, содержащие магистралей, а также имеющие стационарные установки. Выработки откаточного горизонта.

IV. Очистные незаполненные камеры, сопряжения выработок пролетом более 7 м, склады взрывчатых веществ (ВВ), насосные станции.

Таблица 1. Рекомендуемые допустимые скорости колебаний для сооружений разных классов в различных породах [7]

Характеристика горных пород	Крепность пород*	Скорость прохождения продольной волны, км/с	Допустимая скорость колебаний для сооружений, см/с			
			I класса	II класса	III класса	IV класса
Рыхлообломочные отложения и наносы	0,5...1	1...2	4,08	8,2	12,2	20,4
Сильнотрещиноватые породы с глиной и высокой пористостью	1...3	2...3	6,8	13,6	20,3	34,0
Скальные породы со значительной естественной трещиноватостью	3...5	3...4	9,5	19,0	28,4	47,5
Относительно монолитные породы с отдельными трещинами и пустотами	5...9	4...5	12,2	24,4	36,7	60,0
Монолитные породы слаботрещиноватые	9...14	5...6	14,9	29,8	44,6	74,5
Очень крепкие и монолитные породы практически без трещин	14...20	6...7	17,8	35,6	53,3	89,0

\* – по шкале проф. М. М. Протодаjkонова

Допустимые скорости колебаний эти авторы предлагают также принимать в зависимости от типа пород и категорий выработок (табл. 2).

Таблица 2. Допустимые скорости колебаний по классификации Коренева и др. [8], см/с

Породы, окружающие выработку и крепь	Категория выработки			
	I	II	III	IV
Скальные породы ( $f > 6$ )	160	140	110	85
Скальные нарушенные породы ( $f > 6$ )	60	50	40	30
Бетонная монолитная крепь	–	40	30	20
Деревянная крепь	35	30	25	15

Как видим, главным критерием сейсмобезопасности в большинстве случаев выступает массовая скорость частиц в сейсмической волне. При этом заметно отсутствие единого методического подхода к установлению оптимальных величин этого параметра.

Из сравнения данных табл. 1 и 2 видно, что при идентичных классификациях выработок рекомендуемые допускаемые скорости колебаний различаются в аналогичных горных породах. Так, например, для выработок IV

класса по табл. 1 (I категория согласно табл. 2) в скальных нарушенных породах крепостью 5...9 (в табл. 2  $f > 6$ ) допускаемая скорость принимается равной 60 см/с, а согласно данным табл. 2 – 160 см/с. В скальных нарушенных породах для этой категории выработок имеем соответственно 34 и 60 см/с. Эта тенденция наблюдается при сравнении всех категорий выработок и в разных породах, что объясняется как сложностью учета устойчивости пород к динамическим воздействиям, так и неопределенностью методических подходов, оставляющих неясным вопрос о влиянии угла падения и отражения волны от стенок выработок, существенно влияющих на интенсивность сигнала на границе выработки.

В этих таблицах не учитывается должным образом временной параметр (не только период колебаний, но и их длительность). Если при взрывных источниках колебаний период в скальных породах может составлять 0,01...0,03 с, то длительность волнового воздействия достигает 1...2 с [9]. Еще больше эта разница при горных ударах (рис. 1). Поэтому при использовании соотношений промышленной сейсмологии для анализа горных ударов это положение следует учитывать.

Таким образом, расчет массовой скорости и обоснование величин допустимых значений для конкретных условий представляется достаточно сложной задачей как для случаев, когда источником выступает взрыв химического ВВ, так и при горных ударах.

Рассмотрим методику определения массовой скорости при взрывах зарядов различной геометрии и попытаемся установить степень обоснованности использования этих данных в задачах сейсмологии горных ударов.

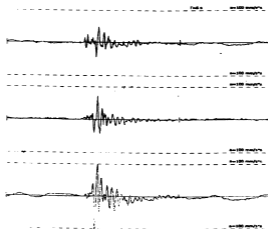


Рис. 1. Сейсмограмма горного удара энергией  $6,2 \cdot 10^4$  Дж

Массовую скорость чаще всего определяют с использованием принципа геометрического или энергетического подобия М.А. Садовского по формуле [7]

$$U = K_n \left( \frac{\sqrt[3]{Q_{\text{вв}}}}{r} \right)^n, \quad (1)$$

где  $Q_{\text{вв}}$  – масса ВВ;  $r$  – расстояние от границы зоны деформаций;  $K_n$  и  $n$  – эмпирические коэффициенты, в качестве примера для некоторых горных пород приведены в табл. 3.

Таблица 3. Значения коэффициентов  $K_n$  и  $n$  в формуле (1) для некоторых горных пород при взрывании в подземных условиях

Породы	Скорость продольной волны $V_p$ , м/с	Скорость поперечной волны $V_s$ , м/с	Коэффициенты	
			$K_n$	$n$
Амфиболиты и амфиболовые сланцы	5000	3600	115	1,5
Углистые, углисто-кремнистые и углисто-карбонатные сланцы, темные и светлые филлиты	2000...2500	1000...1300	230	1,2
Известняки силлура	2400	1300	265	1,57
Углисто-кремнистые, углисто-глинистые и слюдяно-глинистые сланцы	1900	1000	310	1,5

Как видим, для определения величины этого параметра необходимо получить эмпирические коэффициенты  $K_n$  и  $n$ , что для подземных условий представляет значительные сложности. Поэтому в ряде литературных источников делаются попытки замены эмпирических коэффициентов функциями прочностных и динамических характеристик горных пород. Так, например, в [6] предлагается коэффициент  $K_n$  определять по следующему соотношению:

$$K_n = \frac{G^{2/3}}{\rho V_p}, \quad (2)$$

где  $G$  – модуль всестороннего сжатия.

Этот модуль можно выразить через другие константы среды, тогда (2) может быть записано следующим образом:

$$K_n \cong 1,36\mu^{1/2} \sqrt{\frac{V_p}{\rho}}, \quad (3)$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Если принять допущение, что на некотором диапазоне расстояний показатель эффективного затухания скорости колебаний  $n$  имеет постоянное значение (по Садовскому равное 2 в диапазоне приведенных расстояний до 12 м/кг<sup>1/3</sup> и 1,5 на более дальних пунктах), то появляется возможность оценки величины массовой скорости практически в любых горных породах, не прибегая к нахождению эмпирических коэффициентов пропорциональности.

Всесторонний анализ сейсмических эффектов при движении сейсмозврывных волн в массиве возможен при условии нахождения таких параметров: радиус зоны необратимых деформаций ( $r_w$ ), время нарастания массовой скорости до максимума  $t_1$ , преобладающий период колебаний на границе очага  $T$ , частота максимума спектра.

Зная эти начальные параметры, можно проследить изменение с расстоянием силовых и кинематических констант сейсмических волн на любом заданном расстоянии. При этом желательно получать начальные параметры, базируясь на паспортных характеристиках грунтов, что позволит получить обобщенные показатели, не прибегая к эмпирическим корректирующим коэффициентам.

Рассмотрим приведенную в [6] схему действия сосредоточенного заряда в среде. Вблизи заряда под действием давления продуктов взрыва среда деформируется неупруго, наблюдается активное разрушение породы в пределах определенного объема. За этой зоной наблюдается зона упругопластического разрушения с образованием трещин, внешняя граница которой может рассматриваться как граница очага с радиусом  $r_w$ , где необходимо находить требуемые начальные параметры. Массовую скорость в [6] предлагается вычислять по формуле

$$U = K_c \cdot K_{cp} \left( \frac{r}{\sqrt[3]{Q_{об}}} \right)^{-n}, \quad (4)$$

где  $K_c$  – коэффициент сейсмичности [6];  $K_{cp}$  – поправочный коэффициент, учитывающий разность сейсмической активности пород у очага ( $K_c^{oc}$ ) и вокруг объекта ( $K_c^{об}$ ), равен

$$\left( \frac{K_c^{oc}}{K_c^{об}} \right)^{3/2} \quad (5)$$

Если очаг и защищаемый объект находятся в однородной среде одинаковой сейсмической активности, то  $K_{cp} = 1$ .

Особенностью волновой картины в ближней зоне вокруг заряда является наличие пластических и упругопластических волн с наиболее высоким коэффициентом затухания (значения  $n$  могут достигать 4) и высокой частотой колебаний, которая достигает максимума на границе зарождения упругих волн, и затем в продольной волне остается практически постоянной в однородной среде.

Некоторое представление о механизме движения волн вокруг очага взрыва дается в работе [6], в которой приведены значения коэффициента затухания  $n = 1,3 \dots 2$  в зависимости от характеристики волнового движения на различных приведенных расстояниях. В этой работе рекомендуется при определении массовой скорости на различных расстояниях от очага взрыва вводить в формулу (4) коэффициент  $a$ , учитывающий специфику нелинейности колебаний и равный в ближней зоне 1, а в дальней 0,35.

Таким образом, на внешней границе зоны необратимых деформаций, автор, как и М. А. Садовский, рекомендует коэффициент  $n$  принимать равным 2, а на больших расстояниях – около 1,5.

Поскольку зона сейсмического очага взрыва создается волной напряжения, а собственные колебания излучателя пропорциональны длине поперечных волн, то размеры очага могут определяться по формулам

$$r_n = V_p \tau, \text{ или } r_n = V_s T, \quad (6)$$

где  $V_p$  – скорость распространения пластической составляющей волны напряжений, м/с;  $\tau$  – продолжительность положительной фазы волны напряжений, с;  $T$  – период колебаний на границе сейсмического очага, с;  $V_s$  – скорость распространения поперечных волн, м/с.

Массовую скорость на границе сейсмоизлучателя в работе [10], исходя из паспортных характеристик породы, предлагается определять следующим образом:

$$U = \frac{V_s^2 \sqrt[3]{\left(1 - \frac{4V_s^2}{3V_p^2}\right)^7}}{V_p \left(1 - \frac{V_s^2}{V_p^2}\right) 10^4}. \quad (7)$$

Размеры радиуса излучателя, кроме (6), могут быть получены другими способами. В частности, зная массовую скорость ( $U$ ) на расстоянии  $r_n$ , из формул (1) и (7) можно записать, приняв  $n = 2$ :

$$r_n = \sqrt{\frac{K}{U}} \cdot \sqrt[3]{Q_m}, \quad (8)$$

где  $K$  принимается по (2) или (3),  $U$  – по формуле (7).

На границах очага сейсмических колебаний значения периода колебаний можно вычислить по формуле [9]

$$T = K_T \sqrt[3]{Q_m}. \quad (9)$$

где  $K_T$  – эмпирический коэффициент пропорциональности, равный для большинства скальных пород 0,004...0,005.

Как видно, радиус излучателя  $r_n$  может быть получен по (8) на основе паспортных характеристик породы и ВВ для любых условий. Тогда период

колебаний на границе очага радиусом  $r_1$  может быть найден из следующего эмпирического соотношения [4]:

$$T = 1,45 \cdot r_0^{1,15} \cdot 10^{-3}. \quad (10)$$

Зная приведенные выше параметры, можно перейти к определению плотности сейсмической энергии на границе очага  $\mathcal{E}_0^c$ , Дж/м<sup>2</sup>, по выражению [4]:

$$\mathcal{E}_0^c = 0,625 \rho V_p U_{\max}^2 \cdot T. \quad (11)$$

На расстоянии  $r$  от очага изрыва до защищаемой горной выработки плотность энергии  $\mathcal{E}_r^c$  будет равной

$$\mathcal{E}_r^c = 1,75 \cdot 10^6 \mathcal{E}_0^c \cdot r^{-3,2}. \quad (12)$$

Из (11) и (12) можно найти массовую скорость сейсмической волны на контуре выработки

$$U_{\max} = 2 \sqrt{\frac{\mathcal{E}_r^c}{0,625 \rho V_p T}} = 2,53 \sqrt{\frac{\mathcal{E}_0^c}{\rho V_p T}}. \quad (13)$$

Представляет интерес рассмотрение взаимодействия сейсмической волны с подземной выработкой на основе силового критерия. Известно, что на стенке выработки основную роль в процессе разрушения играют радиальные напряжения ( $\sigma_r$ ), а в глубине массива тангенциальные ( $\sigma_t$ ). Массовая скорость с напряжениями связана соотношениями [9]

$$\sigma_r = \frac{U \rho V_p}{g} \cdot 10^{-3}; \quad \sigma_t = \frac{\mu}{1-\mu} \sigma_r. \quad (14)$$

Напряжение с расстоянием ( $r_x$ ) изменяется по экспоненциальному закону

$$\sigma_x = \sigma_0 \cdot e^{-\alpha x}, \quad (15)$$

где  $\sigma_0$  – напряжения на границе очага;  $\alpha$  – коэффициент затухания сейсмической волны.

Для продольной волны он равен

$$\alpha_p = 2\pi A, \quad (16)$$

где  $A$  – амплитуда, определяемая как  $\frac{f}{V_p}$ .

Начальное напряжение ( $\sigma_0$ ) может быть найдено по формуле Ландау-Лифшица:

$$\sigma_0 = U_{\max} \cdot V_p \frac{\rho}{g} \quad (17)$$

или, с учетом соотношения  $U_{\max} = 2\pi f A$ ,

$$\sigma_n = 0,64 f^2 \rho \frac{V_x}{V_p} \quad (18)$$

Характер повреждений горных выработок, помимо силовых воздействий, зависит также от соотношения между преобладающей длиной волны  $\lambda$  и поперечным размером выработки ( $h$ ), которое называют коэффициентом дифракции  $K_{\text{диф}} = \frac{\lambda}{h}$ , что при  $\lambda = V_p T$  запишется как

$$K_{\text{диф}} = \frac{V_p}{h} \quad (19)$$

При значении этого коэффициента  $K \leq 4$  повреждения горно-подготовительных выработок имеют характер откольных в приконтурной части массива в основном по имеющимся структурным ослаблениям с малым коэффициентом сцепления. Повреждения междукамерных целиков и кровли камер вызываются растягивающими напряжениями, обусловленными отраженной волной, в то время как выработки малого сечения деформируются в результате квазистатического нагружения.

Безопасные расстояния в первом случае (по фактору отраженной волны) могут быть найдены из выражения

$$r_{\delta} = \left( \frac{K_n \rho V_p}{K_{\text{упр}} g (\sigma_p K_{\infty} - \sigma_{\text{ст}})} \right)^{1/n} \cdot \sqrt[3]{Q_{\text{вв}}^{\text{пр}}}, \quad (20)$$

где  $K_n$  – коэффициент, вычисляемый по (3), но с поправкой на эмпирический коэффициент уровня надежности умножением на 1,2;  $K_{\text{упр}}$  – эмпирический коэффициент, учитывающий фактор динамического упрочнения пород и определяемый в лабораторных условиях; при динамическом растяжении с преобладающей скоростью нагружения для пород типа магнетитов  $K_{\text{упр}} = 2,87..2,57$ , при динамическом сжатии 1,6;  $\sigma_p$  – предел прочности на статическое растяжение, МПа;  $K_{\infty}$  – экспериментальный коэффициент структурного ослабления породы в массиве, ориентировочно может приниматься равным 0,3...0,4;  $\sigma_{\text{ст}}$  – статические напряжения, действующие по нормали к плоскости обнажения (контур);  $Q_{\text{вв}}^{\text{пр}}$  – масса ВВ, приведенная к сосредоточенному заряду.

Во втором случае (деформация стенок выработок) по критерию квазистатических нагружений тангенциальными напряжениями  $\sigma_t$ . Они на контуре незакрепленной выработки определяются по следующей формуле

$$\sigma_t = K_1 \cdot \sigma_x + K_2 \cdot \sigma_z, \quad (21)$$

где  $\sigma_x$  и  $\sigma_z$  – горизонтальные и вертикальные тангенциальные напряжения в массиве горных пород вне зоны влияния выработки;  $K_1$  и  $K_2$  – эмпирические коэффициенты концентрации тангенциальных напряжений в данной точке контура от действия единичной горизонтальной и вертикальной нагрузок;  $K_1$  – коэффициент концентрации напряжений при движении плоской волны под



углом  $\alpha$  к горизонтальной оси от единичной радиальной и единичной тангенциальной нагрузки при  $\mu = 0,3$ , а также от тангенциальных напряжений от действия единичных горизонтальных ( $\sigma_x$ ) и вертикальных ( $\sigma_z$ ) нагрузок (табл. 4).

Таблица 4. Значения коэффициента концентрации напряжений на контуре однопутевой выработки

Элемент выработки	Значение $K_t$ при угле $\alpha^*$ , град			Значение $K_x$ и $K_z$ при угле $\theta^{**}$ , град					
	0	45	90	90		135		180	
				$K_x$	$K_z$	$K_x$	$K_z$	$K_x$	$K_z$
Стенка	-0,05	0,74	1,54	-0,87	1,91	-	-	-	-
Сопряжение	2,33	2,18	2,02	-	-	1,8	1,24	-	-
Кровля	2,0	1,08	0,17	-	-	-	-	2,37	-0,85

$\alpha^*$  – угол между направлением движения волны и нормалью к свободной поверхности;  $0^{**} - 90 + \alpha$  – угол между напряжением движения волны и плоскостью свободной поверхности.

Как видно из табл. 4, наибольшее значение коэффициента концентрации напряжений на конце выработки имеет место в сопряжении стенки выработки с кровлей, когда плоская волна движется вдоль оси выработки, то есть при  $\alpha = 0$ . Общее условие устойчивости горных пород вблизи обнажений от сейсмического действия взрыва, состоит в том, чтобы сумма динамических и статических напряжений не превышала предел прочности пород на сжатие, растяжение и срез в соответствии с известными гипотезами прочности по критериям предельного состояния [1].

Четвертая гипотеза о потенциальной энергии формоизменения, предполагающая наступление критического состояния при достижении энергией формоизменения предельной величины, наиболее приемлема при рассмотрении деформации подготовительных и эксплуатационных выработок.

Как видим, формула (20) для расчета сейсмобезопасных расстояний имеет полуэмпирическую структуру, поскольку в линейный коэффициент пропорциональности входят эмпирические константы (коэффициент уровня надежности, коэффициент динамического упрочнения  $K_{упр}$ , коэффициент структурного ослабления  $K_{со}$ , коэффициент затухания  $n$ ).

Формула (20), справедлива, только в том случае, когда угол  $\alpha$  между направлением движения волны и свободной поверхностью кровли выработанного пространства равен нулю. При  $\alpha \neq 0$  вводится коэффициент, получаемый по законам теории упругих волн.

Из (20) можно получить допустимую скорость движения частиц породы:

$$U_{доп} = \frac{K_{упр} n (\sigma_p K_{со} - \sigma_{ст})}{\rho V_p} \quad (22)$$

Безопасное расстояние от очага взрыва до линейно протяженной выработки  $r_0^*$  находим по формуле, аналогичной (20), но учитывающей влияние крепи и концентрацию квазистатического нагружения:

$$r_0^* = \frac{(1,1 \cdot K_{кр} \rho V_{кр} K_1 K_{кр})^{1/n}}{K_{кр} \cdot g (\sigma_{сж} \cdot K_{сж} - \sigma_t)} \cdot \sqrt[3]{Q_{вз}^{вз}}, \quad (23)$$

где  $K_{кр}$  – коэффициент, учитывающий влияние крепи, то есть повышение допустимой скорости по сравнению с незакрепленной выработкой (например, для металлической арочной крепи  $K_{кр} = 2,5$ , для бетонной монолитной крепи – 2,2). Формула справедлива для случаев, когда  $K_{кр} \geq 4$ .

Из изложенного выше можно видеть, что выражение (23) также носит полуэмпирический характер, что не позволяет ее использовать без проведения дополнительных исследований в каждом конкретном случае. Однако, помимо информации о наиболее опасных местах контура выработки с точки зрения деформации и о степени влияния крепления, положительным моментом формул (20)–(23) является использование базовых характеристик среды и источника сейсмических волн. Это повышает достоверность результатов, так как позволяет уменьшить влияние ошибок, неизбежных при получении эмпирических данных.

### Выводы

1. Соотношения для определения параметров промышленной сейсмичности, в частности, учет влияния крепления выработок на их устойчивость при действии сейсмозрывных нагрузок, могут быть использованы при изучении сейсмического действия горных ударов на подземные сооружения.

2. В этом случае необходимо учитывать различия временных параметров, а также фактическую геометрическую конфигурацию очага горного удара.

1. Падуков В. А. Горная геомеханика. – Санкт-Петербург. – Гос. горн. ин-т им. Г. В. Плеханова. – 1997. – 134 с.

2. Цейтлин Я. И., Гильманов Р. А. Об энергетическом критерии опасности действия взрывных волн промышленных взрывов // Взрывное дело. – № 85/42 “Сейсмика промышленных взрывов”. – М.: Недра, 1983. – С. 61–73.

3. Chudek M., Kuzmenko A. A., Wovk O. A. O prognozowaniu intensywności sejsmicznego oddziaływania tąpnięcia // Materiały naukowe X Jubileuszowe Międzynarodowe Sympozjum Geotechnika-Geotechnics 2002. Cześć-polska. – Ustron. – 2002. – S. 195–205.

4. Chudek M., Wovk O. A., Kuzmenko A. A. O propagacji energii sejsmicznej przy procesach dynamicznych // Zeszyty naukowe politechniki Śląskiej. – Seria: Górnictwo, 2258. – 2004. – S. 59–69.

5. Chudek M. Geomechanika. – Gliwice: Wyd Politechniki Śląskiej, 2002. – 637 s.

6. *Богоцкий В. Ф.* Прогноз и ограничение сейсмической опасности промышленных взрывов // Взрывное дело. – № 85/42 «Сейсмика промышленных взрывов» – М.: Недра. – 1983. – С. 201–213.

7. *Справочник взрывника* / Под ред. проф. Б. Н. Кугузова. – М.: Недра, 1988. – 511 с.

8. *Коренев Г. Н., Швидько П. В., Дядюшко В. Р.* Методика оценки сейсмической опасности при подземных взрывах // Взрывное дело. – № 85/42. «Сейсмика промышленных взрывов». – М.: Недра, 1983. – С. 234–238.

9. *Штейнбах Н. А., Волчанская В. А.* Оценка действия направленных взрывов на сохранность скального массива и сооружений. – Там же. – С. 238–242.

10. *Мосинев В. Н., Богоцкий В. Ф.* Основные научно-технические проблемы сейсмики ближней зоны. Там же. – С. 89–101.

УДК 622.231

## РОЗВИТОК ВИБУХОВИХ ТЕХНОЛОГІЙ В ГЕОБУДІВНИЦТВІ

*В. Г. Кравець, докт. техн. наук, В. В. Ванічна, Л. В. Шайдецька, аспіранти  
(НТУУ „КПІ”)*

*Виконан анализ способів образования сплошной щели в грунтах с использованием взрыва системы скважинных зарядов.*

Енергія вибуху використовується і дає значний ефект при розв'язанні складних інженерних задач у будівництві. До таких задач належить, зокрема, будівництво споруд, які потребують заглиблення в ґрунт на 15–20 м і більше, особливо в нестійких обводнених ґрунтах. Так, технологія спорудження протифільтраційних завіс за допомогою вибуху дозволяє скоротити час та кошти на їх спорудження. Таку технологію доцільно застосовувати в пластичних глинистих ґрунтах, оскільки при ущільненні вибухом вони набувають додаткової міцності. Протифільтраційні завіси можуть також широко використовуватися в місцях захоронення шкідливих токсичних відходів для захисту від просочування небезпечних матеріалів та продуктів вилуговування.

При створенні споруд типу „стіна в ґрунті” шляхом вибухового обвалення [1] з перемішуванням глинофосфатної суспензії та ґрунту із зони обвалення важливо правильно розрахувати кількість глинистого розчину з домішками у вибуховій порожниці на момент вибуху. Це дає змогу оцінити економічну доцільність використання методу вибухового обвалення ґрунту при спорудженні протифільтраційних екранів.

Розглянемо особливості способу зведення підземних споруд, що включає встановлення буронабивних паль і спорудження стіни в ґрунті шляхом занурювання збірних пустотілих стінових панелей на потрібну глибину за допомогою вібродинамічного пристрою. Новим у цьому способі є те, що занурення панелей