

УДК [622.02:539.2]:622.83

**К РАСЧЕТУ ЭЛЕМЕНТОВ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ В ПОРОДАХ РАЗНОЙ ПРОЧНОСТИ
С УЧЕТОМ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ**

**С. И. Скипочка, Т. А. Паламарчук, А. А. Яланский, Л. В. Прохорец,
Н. Т. Бобро**

Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
ул. Симферопольская, 2-А, г. Днепр, 49005, Украина.
E-mail: office.igtm@nas.gov.ua

Для вмещающих пород различной степени прочности предложены разные методы расчета элементов камерно-столбовой системы разработки с учетом повышения интенсификации горных работ. Приведены уравнения для определения величины устойчивого пролета камеры, необходимой мощности несущего слоя потолочины для сохранения устойчивости сооружения, а также другие параметры, величину которых можно уточнить, а также спрогнозировать их изменение во времени, если заменить в предложенных уравнениях, описывающих искомые параметры, упругие характеристики вмещающих пород и пределы их прочности на временные операторы, а также учесть зависимости предела прочности горных пород от скорости ведения горных работ, что позволит не только учитывать изменение параметров камерно-столбовой системы разработки от времени, но и их изменение от скорости ведения горных работ в окрестности геотехнических сооружений.

Ключевые слова: прочность горных пород, интенсификация, скорость подвигания очистных работ, параметры камерно-столбовой системы разработки.

**ДО РОЗРАХУНКУ ЕЛЕМЕНТІВ КАМЕРНО-СТОВПОВОЇ СИСТЕМИ
РОЗРОБКИ В ПОРОДАХ РІЗНОЇ МІЦНОСТІ З УРАХУВАННЯМ
ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ**

**С. І. Скіпочка, Т. А. Паламарчук, А. О. Яланський, Л. В. Прохорець,
М. Т. Бобро**

Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України
вул. Сімферопольська, 2- А, м. Дніпро, 49005, Україна.
E-mail: office.igtm@nas.gov.ua

Для вміщуючих порід різного ступеня міцності запропоновані різні методи розрахунку елементів камерно-стовпової системи розробки з урахуванням підвищення інтенсифікації гірничих робіт. Наведено рівняння для визначення величини стійкого прольоту камери, необхідної потужності несучого шару стелини для збереження стійкості споруди, а також інші параметри, величину яких можна уточнити, а також спрогнозувати їх зміну в часі, якщо замінити в запропонованих рівняннях, що описують приведені параметри, пружні характеристики вміщуючих порід і межі їх міцності на тимчасові оператори, а також врахувати залежності межі міцності гірських порід від швидкості ведення гірських робіт, що дозволить не тільки враховувати зміну параметрів камерно-стовпової систе-

ми розробки від часу, але і їх зміну від швидкості проведення гірничих робіт в околиці геотехнічних споруд.

Ключові слова: міцність гірських порід, інтенсифікація, швидкість посунання очисних робіт, параметри камерно-стовпової системи розробки.

АКТУАЛЬНОСТЬ РАБОТЫ. Повышение устойчивости горнотехнических сооружений и обеспечение безопасности труда шахтеров является важнейшей задачей и необходимым условием при разработке месторождений полезных ископаемых. Эта задача является многофункциональной, она включает как обязательное проведение оперативного и текущего мониторинга состояния геотехнических систем, так и предварительное выполнение расчетов по обоснованию параметров систем разработок с учетом всевозрастающей интенсификации горных работ, а также своевременное внедрение современных технологических решений, обеспечивающих повышение безопасности горных работ [1–10].

Цель работы – установить наиболее эффективные методы расчета элементов камерно-столбовой системы разработки в породах различной прочности с учетом интенсификации горных работ.

МАТЕРИАЛ И РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ. При расчете *устойчивых* потолочин выработки широко используют положения теории сопротивления материалов. При этом потолочина рассматривается как балка, лежащая на опорах. Если непосредственная кровля представлена однородными породами, расчет устойчивого пролета может быть выполнен по формуле В.Д. Слесарева:

$$l = A \sqrt{\frac{\sigma_p h}{g}}. \quad (1)$$

Если непосредственная кровля представлена слоистыми породами, расчет выполняется по формуле Г.Н. Кузнецова.

$$l = k_a k_l A \sqrt{\frac{\sigma_{изг} h}{(1+k_n)g}}, \quad (2)$$

где A – коэффициент, учитывающий характер защемления кровли на опорах (для балки из пластического материала $A = 2$, для упругой балки $A = \sqrt{2}$); σ_p и $\sigma_{изг}$ – пределы прочности на растяжение и изгиб пород несущего слоя мощностью h и объемным весом g ; k_n – коэффициент пригрузки со стороны вышележащей толщи ($k_n h_1 + 1/h_1 < 1$); k_a и k_l – коэффициенты, учитывающие угол падения пласта и устойчивость пролета во времени.

Если в процессе выемки допускается частичное обрушение пород кровли в выработанное пространство (например, при *неустойчивой* кровле, представленной хорошо диспергируемыми породами), часть слоев непосредственной кровли рассчитываются как защемленные консольные плиты, а верхние слои в центральной части - как балку. Слои создают при обрушении подобие карнизов над стенками выработки, при этом пролет кровли постепенно уменьшается снизу

вверх. Определив пролет несущих слоев и размер карнизов, можно рассчитать размер и время развития зоны обрушения.

При расчете потолочин камер принято, что в результате действия горизонтальных сжимающих напряжений в потолочине возникают внутренние растягивающие напряжения, направленные перпендикулярно плоскости обнажения.

Величина растягивающих напряжений зависит от общей системы чередования камер и целиков, глубины заложения камер, их пролета, размеров целиков, прочностных и деформационных свойств горных пород. При достижении растягивающими напряжениями предела прочности происходит разрушение, что приводит к образованию в потолочине свода.

Форма и параметры свода естественного равновесия получены в результате решения плоской периодической задачи теории упругости.

Реакция целика представлена равномерной нагрузкой интенсивностью:

$$q = \gamma H \frac{l}{a}.$$

Полагается, что число камер достаточно велико и влиянием крайних пролетов можно пренебречь. При решении выбран приближенный метод, использующий гипербола-тригонометрические ряды.

Необходимый пролет камер l определяют по технологическим соображениям, как следует из опыта работы гипсовых шахт, обычно он не превышает 12 м. Затем по приведенным ниже формулам определяют величину свода для данного пролета l .

Потолочина камеры может быть оформлена либо в виде плоской плиты, либо в виде свода. Форму потолочины выбирают в каждом конкретном случае по техническим, технологическим и экономическим соображениям.

Параметры кривой свода, обеспечивающего устойчивость камеры пролетом l определяют очень сложным уравнением. В виду этого допускается использование его аппроксимации параболой с вершиной в точке (L, h_c) , имеющей уравнение:

$$y = -\frac{h_c}{l^2} \left[x^2 - (a + 2l)x + \left(\frac{a}{4} + l\right)a \right], \quad (3)$$

где $h_c = \frac{2\sigma_p - \gamma H \left[\pi \left(3 + \frac{l}{a} \right) - 4 \right]}{4\gamma \left(1 - \frac{2HQ(v)}{(a+l)\pi} \left[2 + \pi \left(3 + \frac{l}{a} \right) \right] \right)}$ – высота свода естественного равновесия;

$$Q(v) = (q + (q^2 - 1)^{1/2}); \quad q = \frac{(1+v)}{(1+2v^2)}.$$

Необходимую мощность несущего слоя плоской потолочины h_k определяют с учетом веса пород в объеме свода и его собственного веса по формуле:

$$h_k = \frac{0,1bl^2n\gamma_1}{\sigma_{изг}} + \sqrt{\frac{0,35l^4n_2\gamma_1^2}{\sigma_{изг}^2} + \frac{l^2\gamma h_c n}{4\sigma_{изг}}}. \quad (4)$$

При расчете элементов камерно-столбовой системы разработки весьма широко используются положения гипотезы возникающих растягивающих напряжений, разработанной в ИГТМ НАН Украины. Идея метода [2] заключается в представлении механизма процесса разрушения горных пород при сжатии как отрыва под действием внутренних растягивающих напряжений.

В качестве условия прочности принято соотношение:

$$\sqrt{\sum_{i=1}^n \sigma_i^2} \leq \frac{\sigma_p}{n}, \quad (5)$$

где σ_i – растягивающие компоненты возникающих напряжений; n – их количество.

Нагрузку на целик определяют, как полный вес столба пород до поверхности:

$$P = (a+l)(b+l')\gamma Hn, \quad (6)$$

где a – ширина целика; b – длина целика; l – пролет камеры; l' – пролет сбойки; γ – удельный вес налегающих пород; H – глубина залегания; n – коэффициент запаса прочности.

Несущую способность целика определяют с учетом деформационных и прочностных свойств горных пород, геометрических размеров элементов системы разработки и особенностей процесса разрушения по формуле:

$$R = \frac{abK_\phi K_c \sigma_p (1+2\nu^2)}{\nu}, \quad (7)$$

где $K_\phi = \frac{0,21h_0/a+0,79}{0,7h_0/a+0,28}$ – коэффициент формы; $K_c = 0,9$ – коэффициент структурного ослабления; σ_p – предел прочности при растяжении; ν – коэффициент Пуассона.

Формула для расчета ширины ленточных целиков учитывает боковой распор:

$$(a+l)\gamma Hn = \frac{aK_\phi K_c \sigma_p (1+2\nu^2)(1-\nu)}{\nu}. \quad (8)$$

В зонах геологических нарушений необходимо оставление *нарушенной* части в середине целика. При этом размер b *ненарушенной* части целика с каждой стороны от нарушения необходимо определять по формуле:

$$2b = \frac{(l_{з.н.}+l)(a+l)\gamma Hn - a l_{з.н.} K_\phi K_c \sigma_p K_0 \frac{1+2\nu^2}{\nu_H}}{aK_\phi K_c \sigma_p \frac{1+2\nu^2}{\nu} - (a+l)\gamma Hn}, \quad (9)$$

где $l_{з.н.}$ – ширина нарушенной зоны в целике; $K_0=K_{сн}/K_c$; $K_{сн}$ – коэффициент структурного ослабления нарушенных пород; ν_n – коэффициент Пуассона нарушенных пород.

При расчетах с учетом фактора времени коэффициент Пуассона в формулах (7), (8), (9) необходимо заменить временным оператором:

$$\bar{\nu}(\tau) = \nu \left\{ 1 + \frac{1-2\nu_0}{2\nu_0} \frac{\chi}{\beta} \left[1 - \exp((1-\alpha)^{(1-\alpha)} \beta \tau^{(1-\alpha)}) \right] \right\}, \quad (10)$$

где ν_0 – условно мгновенное значение коэффициента Пуассона; χ и β – реологические константы горных пород; τ – время.

Коэффициент запаса прочности по истечению времени τ после оформления целика определяется по формуле:

$$n = \frac{abK_\phi K_c \sigma_p}{(a+l)(b+l')\gamma H} \cdot \frac{1+2\nu^2(\tau)}{\nu(\tau)}. \quad (11)$$

Для повышения несущей способности уже оформленных, но по какой-либо причине *ослабленных* целиков (из-за нарушения технологии, непредвиденного попадания в зону геологического нарушения и т. п.) рекомендуется применение анкерной крепи.

Высота таких целиков определяется по формуле:

$$h_1 = h_0 \sqrt{1 - \frac{\sigma_p + (K-1)\sigma\eta n}{\sigma\eta K t h_0 (h_0/a)n}}, \quad (12)$$

где $\sigma = \frac{(a+l)(b+l')\gamma H}{ab}$ – напряжение, приложенное к целику.

Суммарный отпор на единицу длины целика анкерной крепи определяют по формуле:

$$T = 2h_1 \left\{ \sigma\eta \left[K t h_0 (h_0/a) \left(1 - \frac{h_1^2}{3h_0^2} \right) + 1 - K \right] - \frac{\sigma_p}{n} \right\}. \quad (13)$$

Количество анкеров на единицу площади зоны анкерования

$$N = T/2h_1F,$$

где F – максимально допустимое усилие закрепления одного анкера.

Следует отметить, что при изучении механизма формирования горного давления в настоящее время в зависимости от класса горных пород по устойчивости применяют различные гипотезы горного давления. Многочисленными исследованиями установлено, что в *слабосвязанных*, рыхлых, трещиноватых породах

при обрушении кровли образуется ступенчатая полость, контур которой приближенно можно заменить кривой второго порядка.

Для оценки нагрузки на крепь, а также для определения предельного пролета камеры воспользуемся условием равновесия В. Риттера:

$$P = \gamma \int_0^l y dx - \sigma_p \int_0^l (1 - y'^2) dx, \quad (14)$$

где P – давление на крепь; γ – удельный вес породы; l – пролет выработки; σ_p – предел прочности породы на разрыв; $y' = \frac{dy}{dx}$.

Для уточнения формы кривой, ограничивающей свод обрушения, использован метод вариационного исчисления. В развернутом виде уравнение Эйлера для подынтегральной функции записывается следующим образом:

$$y'' \frac{\partial^2 I}{\partial y'^2} + y' \frac{\partial^2 I}{\partial y \partial y'} + \frac{\partial^2 I}{\partial x \partial y'} - \frac{\partial I}{\partial y} = 0. \quad (15)$$

После преобразований с учетом граничных условий

$$x=0, \quad y=0;$$

$$x=l \cos \alpha, \quad y=l \sin \alpha,$$

получим:

$$y = \frac{\gamma x}{4\sigma_p} (l \cos \alpha - x) + x \operatorname{tg} \alpha. \quad (16)$$

Проведя простые преобразования, получаем критическое значение величины пролета, соответствующее моменту, предшествующему обрушению для породных пластов, залегающих под углом α :

$$l = \frac{12\sigma_p \operatorname{tg} \alpha \left(\sqrt{1 + (12\cos^2 \frac{\alpha}{2} - 7\cos \alpha - 4\cos^3 \alpha) (1 - \sin^2 \frac{\alpha}{2}) \frac{\cos \alpha}{2 \sin^2 \alpha}} - 1 \right)}{\gamma (12\cos^2 \frac{\alpha}{2} - 7\cos \alpha - 4\cos^3 \alpha)}. \quad (17)$$

Максимальная высота свода соответствует $x=l/2$ и равна

$$y_{\max} = \frac{\gamma l^2 \cos \alpha}{16\sigma_p}, \quad (18)$$

при этом величина пролета, соответствующая моменту, предшествующему отрыву свода, равна

$$l = \frac{7\sigma_p}{\gamma}. \quad (19)$$

С целью учета глубины заложения выработки при расчете нагрузки на крепь воспользуемся аппаратом для решения задачи о равновесии абсолютно гибкой и нерастяжимой нити [3], находящейся в поле силы тяжести, поскольку при абсолютно гибкой и нерастяжимой нити, как и при образовании свода давления над горной выработкой, действуют силы гравитационного поля.

Модуль силы тяжести на единицу длины контура выработки равен

$$F_x = 0, \quad F_y = P. \quad (20)$$

Основные уравнения имеют вид

$$T \frac{dx}{dS} = R, \quad \frac{d}{dS} \left(T \frac{dy}{dS} \right) + F_y = 0, \quad (21)$$

где T – сила сжатия горных пород; R – проекция силы тяжести на ось x на единицу длины свода обрушения.

Подставляя значение F_y в уравнение (20) и учитывая равенство

$$dS = \sqrt{1 + y'^2} dx$$

после разделения переменных, получим:

$$\frac{dy'}{\sqrt{1+y'^2}} = -\frac{dx}{A}, \quad \text{где } A = \frac{R}{P}. \quad (22)$$

Решение получим в виде

$$\frac{R}{P} \left(1 - ch \frac{xP}{R} \right) = (h - h_x) \operatorname{seca} - xtga. \quad (23)$$

(h – высота наклонного свода в точке $x=0$, $h' = h \operatorname{seca} + \delta tga$).

Проекция силы сжатия (растяжения) на единицу длины выработки R_x определяется из трансцендентного уравнения (23), давление на крепь – как разность нормальной составляющей веса вышележащих пород и сил сопротивления отрыву свода

$$P_x = \gamma H_x - R. \quad (24)$$

Для малых x , а также для слабых боковых пород при разложении гиперболического косинуса в ряд ограничимся двумя первыми членами.

Проекция силы сжатия (растяжения) на единицу длины выработки

$$R = \frac{\gamma x^2 (H - h_x \operatorname{seca} - tga - xtga)}{2((h_x - h) \operatorname{seca} + xtga)}. \quad (25)$$

Нормальную составляющую давления на крепь определим из уравнения (24)

$$P_x = \gamma(H - h_x \sec\alpha - \delta t \operatorname{tg}\alpha) \left(1 - \frac{x^2}{2((h_x - h)\sec\alpha + xt \operatorname{tg}\alpha)}\right). \quad (26)$$

Такой методический подход позволяет учесть не только глубину заложения выработки, но и ввести динамическую осциллирующую нагрузку, воздействующую на крепь.

Ранее выполненными исследованиями [6] показаны большие перспективы применения анкерных стяжных крепей (АСК), конструктивно представляющих собой установленные под определенным углом к контуру выработки анкера и натянутые между собой, чем обеспечивается передача нагружающих усилий на породы, их самозапирание, консолидация блочно-плиточных структур и повышение монолитности массива. Таким образом, геомеханическая особенность воздействия АСК состоит в том, что процесс управления состоянием пород связан с повышением их приконтурной и глубинной устойчивости. Горнотехнологический аспект связан с тем, что АСК работает в принудительном, совместно с породным массивом, режиме деформирования. Работа АСК по такому механизму делает ее весьма перспективной для применения в большепролетных выработках с проявлениями сводообразования в потолочине.

Важным для применения АСК является определение ее параметров. При определении параметров анкерной стяжной крепи применен математический аппарат для решения задач о равновесии абсолютно неупругой гибкой нити, которая находится в поле силы тяжести.

Рассмотрим анкерную стяжную крепь в виде неподдающейся растяжению гибкой нити. Тогда получим уравнение, аналогичное (21):

$$T \frac{dX}{ds} = N; \quad \frac{d}{ds} \left(T \frac{dY}{ds} \right) + F_y = 0; \quad F_y = q, \quad (27)$$

где T – усилие натяжения анкерной крепи; N – проекция усилия натяжения анкерной крепи на ось X на единицу его длины; q – модуль веса анкерной крепи на единицу его длины.

Так же, как и для рассмотрения свода обрушения, получим в новой системе координат ($X = x$, $Y = H - h_c$) уравнение, которое описывает анкерную крепь при таких граничных условиях при $Y = 0$; $Y' = 0$ при $X = 0$;

$$Y = \frac{N}{q} \left(ch \frac{Xq}{N} - 1 \right).$$

Так как $X = x$, а $Y = H - h$, то в предыдущей системе координат получим

$$y = \frac{N}{q} \left(1 - ch \frac{xq}{N} \right) + H. \quad (28)$$

Решая совместно с уравнением (16), раскладывая в ряд и оставляя три первых члена, расстояние между рядами анкеров B можно оценить из неравенства

$$B \leq \frac{2R(H-h_c)}{P} \left[\frac{6\left(\frac{P-q}{R-N}\right) + \frac{1}{2} \sqrt{\frac{1}{4}\left(\frac{P-q}{R-N}\right)^2 - \frac{q^3 h_c}{6}\left(\frac{1}{R^3} - \frac{1}{N^3}\right)}}{q^3\left(\frac{1}{R^3} - \frac{1}{N^3}\right)} \right]^{\frac{1}{2}}, \quad (29)$$

где P – модуль силы тяжести на единицу длины контура потолочины камеры; R – проекция силы сжатия на ось x на единицу длины свода обрушения.

Высоту свода h_c можно определить по формуле

$$h_c = \frac{2\sigma_p - \gamma H \left[\pi \left(3 + \frac{L}{a} \right) - 4 \right]}{4\gamma \left\{ 1 - \frac{Q(\nu)}{2\pi} \left[2 + \pi \left(\frac{L}{a} + 3 \right) \right] \right\}}, \quad (30)$$

где $Q(\nu) = \frac{1+\nu}{1+2\nu^2}$; σ_p – предел прочности при растяжении; L – ширина камеры; a – половина ширины целика; ν – коэффициент Пуассона.

Для определения параметров анкерной стяжной крепи определим вес породы, которая находится в контуре свода, и будем сравнивать ее с нагрузками на анкерную крепь:

$$P_1 = \gamma V, \quad (31)$$

где V – объем породы, равный:

$$V = Sa = a \int_D \int dx dy. \quad (32)$$

Вычислив интеграл, получим:

$$P_1 = 4\gamma a \left[\left(\frac{R}{P} - h_c \right) x \cdot sh \frac{xP}{R} \right], \quad (33)$$

где $2x$ – ширина свода обрушения.

Для оценки силы тяжести на единицу длины анкерной стяжной крепи определим необходимую ее длину:

$$L = \int \sqrt{1 - y'^2} dx = \frac{2N}{q} sh \frac{xq}{N}, \quad (34)$$

где x – координата замка анкерной стяжной крепи в массиве горных пород.

Таки образом, для обеспечения надежной работы анкерной стяжной крепи, необходимо, чтобы нагрузка на единицу ее длины не превышала q . Из этого условия можно определить расстояние между анкерами

$$a \leq \frac{Nsh \frac{xN}{q}}{2\gamma \left[\frac{P}{R} - h_c \right] x \cdot sh \frac{xP}{R}} \quad (37)$$

Аналізуючи вираження для a і B , можна зробити висновок, що якщо підібрати відповідні розміри анкерної стяжної кріпки, то, приймаючи до уваги стан і властивості гірських порід, а також параметри та місцезнаходження виробки, можна знайти оптимальні значення a і B , які для умов гіпсових шахт приймають значення: $a \approx 4-8$ м, $B \approx 0,8-1,5$.

Розрахунки показують, що зменшення відстані між рядами анкерів вздовж камери є більш ефективним заходом для зменшення вигинних моментів в стелі, ніж збільшення кількості анкерів в ряду поперек виробки. Оскільки головний фактор роботи АСК пов'язаний з створенням умов збільшення пучення між шарами і блоками порід, коли опускання стелі виступає як енергетичний, самозапираючий фактор, проявляючийся з часом, важливим в задачі взаємодії системи «АСК – стеля камери» слід вважати врахування стану стелі за деформаційними критеріями, в значительній мірі залежущого від жорсткості АСК.

Заміняючи в рівняннях, визначаючих параметри камерно-стовбової системи розробки в породах різної міцності, вираження для меж міцності породного масиву на часові оператори, і враховуючи залежність меж міцності від швидкості навантаження або швидкості ведення гірських робіт (38), можна врахувати і зміни отриманих параметрів від швидкості ведення гірських робіт в околицях геотехнічних споруд.

$$\sigma_V = \sigma_0(0,11 \ln V + 1), \quad (38)$$

де σ_V – міцність гірських порід при навантаженні зі швидкістю V ; σ_0 – міцність гірських порід при нульовій швидкості навантаження.

ВИВОДИ. Таким чином, в результаті проведених досліджень запропоновані різні методи розрахунку елементів камерно-стовбової системи розробки з врахуванням підвищення інтенсифікації гірських робіт для вмещаючих порід різної ступеня міцності. Приведені рівняння для визначення величини стійкого прольоту камери, необхідної потужності несущого шару стелі для збереження стійкості споруди, а також інші параметри, величину яких можна уточнити, а також спрогнозувати їх зміну з часом, якщо замінити в запропонованих рівняннях, описуючих шукані параметри, еластичні характеристики вмещаючих порід і меж їх міцності на часові оператори, а також врахувати залежності меж міцності гірських порід від швидкості ведення гірських робіт, що дозволить не тільки враховувати зміну параметрів камерно-стовбової системи розробки з часом, але і їх зміну від швидкості ведення гірських робіт в околицях геотехнічних споруд.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кизияров О. Л. Исследование влияния скорости подвигания очистного забоя на НДС кровли в лаве // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – 2012. – Вып. 37. – С. 102–109.
2. К вопросу теории деформирования и разрушения при сжатии / Г.Т. Кирничанский, Б.М. Усаченко, М.Д. Хаит. – Днепропетровск, 1983. – 16 с. (рукопись деп. в ВИНТИ № 156 – 83).
3. Меркин Д. Р. Введение в механику гибкой нити. – М.: Наука, 1980. – 240 с.
4. Власенко Д. С. Геомеханическое обоснование выбора типа и параметров крепи горных выработок, охраняемых податливыми целиками: дис. канд. техн. наук: 25.00.20 – Санкт-Петербург, 2014. – 123 с.
5. Influence of strain rate and cyclic compression on physico-mechanical behavior of rock / T.N. Singh, A. Suresh Naidu // J. Indian Eng. and Materials Sciences. – 2000. - Vol. 8. – P. 8–12.
6. Перспектива і задачі великомасштабного впровадження на вугільних шахтах України анкерних систем для охорони гірничих виробок (відповідно програми "Анкер") / А. Ф. Булат, Б. М. Усаченко, В. В. Радченко, П. Я. Большаков, В. В. Виноградов // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 1998. – Вып. 5. – С. 35–40.
7. Новая методика оценки устойчивости междукамерных целиков при добыче калийной руды и каменной соли в горно-геологических и горнотехнических условиях рудников ОАО «Сильвинит» / М.В. Гилев, С.А. Константинова, В.Е. Марakov, С.А. Чернопазов // Маркшейдерский вестник. – 2006. – № 4. – С. 24–30.
8. Ломакин И. С. Деформирование и разрушение несущих элементов камерной системы разработки в условиях слоисто-неоднородного строения породного массива: дис. канд. техн. наук: 25.00.20.– Пермь, 2015. – 197 с.
9. Алгоритм и программа расчета междукамерных целиков и пролетов камер / А. Н. Воробьев, С. Н. Прутков // ГИАБ. – 2006. - № 9. – С. 227–232.
10. Закономерности изменения напряженно-деформированного состояния породного массива при интенсификации горных работ / С.И. Скипочка, Т.А. Паламарчук, Л.В. Прохорец, Н.Т. Бобро // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. Науково-виробничий журнал. – Кременчук, КрНУ, 2016. – Вип. 2(18). – С. 26–40.

**TO CALCULATION OF THE CAMERA-PILLAR SYSTEM
OF DEVELOPMENT ELEMENTS IN THE ROCKS OF DIFFERENT
STRENGTH WITH THE ACCOUNT OF INTENSIFICATION
OF MOUNTAIN WORKS**

S. Skipochka, T. Palamarchuk, A. Yalanskiy, L. Prohorec, N. Bobro

M.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Science of Ukraine

vul. Simpheropolskaya 2-A, Dnepr, 49005, Ukraine.

E-mail: office.igtm@nas.gov.ua

Purpose. Establish the most effective methods for calculating the elements of the chamber and canteen development system in rocks of different strength, taking into account the intensification of mining operations. **Methodology.** Analysis of the results of studies on the calculation of the elements of the chamber-pillar development system in rocks of various strengths, as well as theoretical studies using methods of rock mechanics and flexible thread mechanics. **Results.** Different methods of calculating the elements of the chamber-column system of development, taking into account the increase in the intensification of mining operations, are proposed for the enclosing rocks of various degrees of strength. Equations are given to determine the value of the stable span of the chamber, the required thickness of the ceiling layer to maintain the stability of the structure, as well as other parameters, the magnitude of which can be clarified, and also to predict their change in time, if the elastic characteristics in the proposed equations describing the sought parameters are replaced. And the limits of their strength on temporary operators, and also take into account the dependence of the rock strength limit on the speed of mining, which will allow not only take into account parameter change room and pillar system development from time to time, but their rate of change of mining operations in the vicinity of geotechnical structures. **Originality.** Accounting for the time and speed of cleaning operations when calculating the parameters of the chamber-pillar development system in rocks of various strengths. **Practical value.** The obtained results will allow not only to take into account changes in the parameters from the time and speed of cleaning operations, but also to predict their change in the vicinity of geotechnical structures.

Key words: strength of rocks, an intensification, speed movement of cleaning works, parameters of the chamber and canteen of development.

REFERENCES

1. Kiziyarov, O.L. (2012), "Investigation of influence velocity movement of coal face on stress-strain state of roof in the lava", *Coll. scientific. tr. DonGTU*, vol. 37, pp. 102–109.
2. Kirnichanskiy, G.T., Usachenko, B.M. and Khayit, M.D. (1983), *K voprosy teorii deformirovaniya I razrysheniya pri sgotii* [To the question of the theory of deformation and fracture under compression], (Manuscript of the VINITI No. 156 - 83), Dnepropetrovsk, USSR.
3. Merkin, D.R. (1980), *Vvedenie v mekhaniky gibkoy niti* [Introduction to the mechanics of a flexible thread], Nauka, Moscow, RF.
4. Vlasenko, D.S. (2014), "Geomechanical justification of the choice of the type and parameters of the support of mine workings protected by pliable pillars", the thesis for Technical Sciences Candidat's degree on speciality: 25.00.20, St. Petersburg, RF.
5. Singh, T. N. and Suresh Naidu, A. (2000), "Influence of strain rate and cyclic compression on physico-mechanical behavior of rock", *J. Indian Eng. and Materials Sciences*, vol. 8, pp. 8–12.
6. Bulat, A.F., Usachenko, B.M., Radchenko, V.V., Bolshakov, P.Ya. and Vinogradov, V.V. (1998), "Perspective and tasks of a large-scale expansion in the Ukrainian mines of Ukrainian anchoring systems for the protection of mining workers

(Respectively of program "The Anker")", *Geotechnicheskaya Mekhanika*, no. 5, pp. 35–40.

7. Gilev, M. V., Konstantinova, S. A., Marakov, V. E. and Chernopazov, S. A. (2006), "New technique of an estimation of stability among cameras sights at extraction of potash ore and stone salt in mountain-geological and mine technical conditions of mines of Open Society "Silvinit"", *Marksheyderskiy vesnik*, no 4, pp. 24–30.

8. Lomakin, I. S. (2015), "Deformation and destruction of load-bearing elements of the chamber system of development in conditions of layered heterogeneous structure of the rock massif", the thesis for Technical Sciences Candidate's degree on speciality: 25.00.20, Perm, RF.

9. Vorobiev, A. N. and Prutkov, S. N. (2006), "Algorithm and program for calculating inter-chamber pillars and chamber spans", *GIAB*, no. 9, pp. 227–232.

10. Skipochka, S. I., Palamarchuk, T. A., Prokhorets, L. V. and Bobro, N. T. (2016), "Laws of changes in the stress-strain state of the rock massif at intensification of mining operations", *Suchasni resursoenergozberigauchi tehnologiyi girnichogo virobnitstva*, vol. 2, no. 18, pp. 26–39.

Стаття надійшла 22.05.2017.