

УДК [622.02:539.2|.8]:622.86:622.838.5.001.2

Скипочка С. И., д-р техн. наук, профессор,
Паламарчук Т. А., д-р техн. наук, ст.науч. сотр.,
Прохорец Л. В., канд. техн. наук,
Бобро Н.Т., магистр
(ИГТМ НАН Украины)

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЦЕЛИКОВ С ЦЕЛЮ
ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОГО ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ
ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ В УСЛОВИЯХ
ИНТЕНСИФИКАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

Скіпочка С. І., д-р техн. наук, професор,
Паламарчук Т. А., д-р техн. наук, ст. наук. співроб.,
Прохорец Л. В., канд. техн. наук,
Бобро Н.Т., магістр
(ІГТМ НАН України)

**ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ЦІЛИН З МЕТОЮ
ПІДВИЩЕННЯ БЕЗПЕЧНОГО ФУНКЦІОНУВАННЯ
ГЕОМЕХАНІЧНИХ СИСТЕМ В УМОВАХ
ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ОЧИСНИХ РОБІТ**

Skipochka S.I., D.Sc. (Tech.), Professor,
Palamarchuk T.A., D.Sc. (Tech.), Senior Researcher,
Prokhorets L.V., Ph.D.(Tech.),
Bobro N.T., M.Sc. (Tech.)
(IGTM NAS of Ukraine)

**SUBSTANTIATION OF PILLAR PARAMETERS WITH THE PURPOSE OF
IMPROVING OF GEOMECHANICAL SYSTEM SAFE FUNCTIONING IN
CONDITIONS OF WINNING OPERATION INTENSIFICATION**

Аннотация. При расчете параметров системы разработки определяются величина предельно допустимого пролета кровли камеры и размеры устойчивых целиков, оставляемых в продуктивной толще. Показано, что безопасное состояние подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях разработки угольных пластов обеспечивается за счет выбора оптимальной ширины целика. Выполнен анализ различных методов расчета параметров систем разработки нерудных, рудных и угольных месторождений; установлено, что в настоящее время не учитывается их изменение в условиях интенсификации очистных работ. На основании анализа существующих работ и собственных экспериментальных и теоретических исследований получено уравнение, описывающее изменение прочностных свойств образцов горных пород при их нагружении с заданной скоростью, а также изменение прочностных свойств массива при увеличении скорости подвигания очистных работ. Также предложено путем рассмотрения реологических свойств горных пород учитывать временной фактор.

Ключевые слова: параметры целиков, интенсификация очистных работ, прочность горных пород.

Обеспечение устойчивого состояния целиков минимальной ширины связано с изучением и установлением закономерностей геомеханических процессов в зоне влияния очистных работ отрабатываемого пласта, характера изменения геомеханических параметров целиков в зависимости от широкого спектра влияющих горно-геологических и горнотехнических факторов. Проведение этих исследований возможно путем совершенствования и развития существующих методов исследований физических процессов горного производства. Поэтому довольно важным является геомеханическое обоснование параметров предельно устойчивых целиков для обеспечения эффективности и безопасности функционирования геомеханических систем в условиях интенсификации очистных работ.

В связи с этим задача расчета параметров системы разработки нерудных, рудных и угольных месторождений, а также проблема обеспечения безопасного состояния подготовительных выработок, охраняемых целиками, несмотря на многочисленные исследования в этой области, по-прежнему остается актуальной. Обычно при расчете параметров системы разработки определяются величина предельно допустимого пролета кровли камеры и размеры устойчивых целиков, оставляемых в продуктивной толще. Устойчивость пролета кровли камеры зависит от мощности несущего слоя, его физико-механических характеристик, величины пригрузки от вышележащих пород, характера защемления кровли на опорах.

Широко известно решение задачи об определении разрушающей нагрузки для целика определенных размеров и фактической нагрузки на этот целик. При этом предполагается, что целик теряет свою несущую способность только в том случае, когда во всех его точках наступает состояние предельного равновесия. Поэтому наличие точек или отдельных областей, в которых напряжения достигают предельных значений, еще не означает разрушение целика. Практическое же определение несущей способности целиков осуществляется чрезвычайно трудоемким построением сетки линий скольжения.

В большинстве работ, учитывая, что нагрузка на целик определяется весом всей покрывающей толщи, приводится ширина предохранительных целиков, достигающая 40-80 м и более на глубинах 600-1000 м. При этом целики не гарантируют устойчивого состояния охраняемых ими выработок.

Существует подход, в котором предлагается исходить не из того, что предохранительные целики не должны быть разрушены, а наоборот, в результате частичного нарушения продолжали бы сохранять свою форму и определенную величину несущей способности.

Интересным представляется предположение, что раздавленный в целиках уголь не теряет полностью своей несущей способности, а после разрушения угля наблюдается лишь усадка целика в результате отжима угля в сторону выработки и выработанного пространства, которое получило подтверждение на практике. При определении размеров таких целиков задача сводится к тому, чтобы определить ту ширину целика, при которой раздавленный уголь не отжимался бы в выработанное пространство или выработку, а целик продолжал

бы выполнять охранную функцию. Для определения ширины целика (a), который должен быть оставлен, а впоследствии может быть разрушен, достаточно хорошо зарекомендовала себя формула [1]

$$a = 2x \frac{m_1}{m}, \quad (1)$$

где x – ширина зоны опорного давления; m_1 – мощность пласта после сдвижения пород (высота слоя разрушенного угля); m – мощность разрабатываемого пласта;

$$x = \frac{m_1(1 + \sin\rho)}{2\alpha \cdot \sin\rho} \ln \left[\frac{2\alpha \cdot P_q \cdot \sin\rho \cdot \operatorname{tg}\rho}{(1 + \sin\rho) \cdot m_1^3 \cdot g_y \cdot \operatorname{tg}\delta_y} + 1 \right], \quad (2)$$

здесь

$$P_q = H \left(a + \frac{H}{\operatorname{tg}\beta} \right) g, \quad (3)$$

где g – объемный вес пород; ρ – угол внутреннего трения; g_y – объемный вес угля; δ_y – угол трения разрушенного угля по вмещающим породам; H – глубина работ; β – угол обрушения пород.

Следует отметить, что приведенная формула не показывает, в какой период ведения горных работ начнется разрушение целика, как это отразится в дальнейшем на состоянии выработки, а также будет целик разрушен полностью или потеряет только часть своей несущей способности [2].

Несмотря на несовершенство инженерных методов расчета, они весьма успешно применяются для определения параметров камерной системы разработки ввиду относительной простоты их использования.

В случае, если целики сложены достаточно прочными упругими породами и деформируются вплоть до разрушения с проявлением лишь упругих деформаций, но при этом имеют неполное сцепление по своим основаниям с массивом пород в почве и кровле выработок вследствие слабых контактов между рудной залежью или угольным пластом и вмещающими породами, то их следует рассматривать как лимитирующий (слабейший) элемент. В подобных случаях нахождение оптимальных параметров системы разработки крайне важно начинать с определения несущей способности целиков, производя расчет на прочность по разрушающим нагрузкам.

При таком подходе максимально отражается реальный механизм работы целиков, когда их несущая способность сохраняется, несмотря на развитие в отдельных точках недопустимых деформаций и разрушений, но приходится вводить специальные предположения о характеристике действующих и допустимых нагрузок и о распределении напряжений в целиках. Одним из таких предположений является предположение о восприятии целиками веса всей толщи налегающих пород в пределах площади выработанного пространства [2]

$$P = S H g_{cp} = \sum S g_i h_i, \quad i=1, 2, \dots \quad (4)$$

где g_i — объемные веса слоев пород над целиками; h_i — мощности слоев пород; S — площадь выработанного пространства; H — глубина разработки от земной поверхности.

Это предположение положено в основу метода расчета целиков, предложенного Л. Д. Шевяковым. По этому методу размеры целиков определяют фактически по теории прочности О. Мора в предположении, что целики работают в условиях одноосного сжатия, а вертикальные напряжения сжатия по любому горизонтальному сечению целиков распределены равномерно. При этом фактическую неравномерность распределения вертикальных напряжений в целиках учитывают введением коэффициента запаса прочности.

Условие расчета размеров прочных целиков в этом случае имеет вид (рис.1)

$$S g_{cp} H + s g h_0 \leq s \sigma_{сж} / n \quad (5).$$

где h_0 — высота целика; g — объемный вес пород в целике; g_{cp} — средний объемный вес пород, залегающих под целиком; s — площадь горизонтального сечения целика; S — площадь выработанного пространства; n — коэффициент запаса прочности; $\sigma_{сж}$ — предел прочности пород при одноосном сжатии.

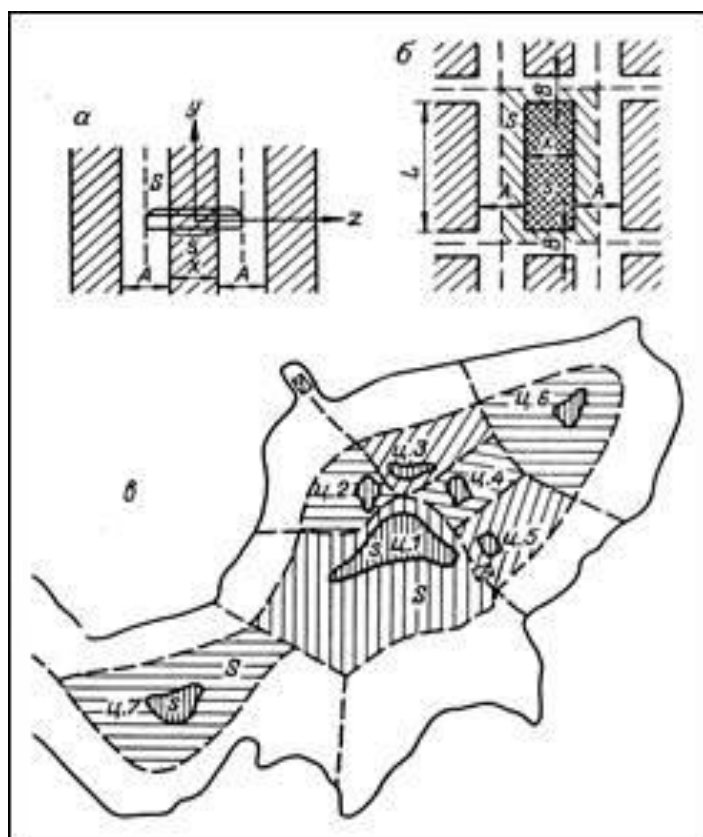


Рисунок 1 - Схемы к определению методом Л. Д. Шевякова размеров прочных ленточных (а), столбчатых (б) и сложной конфигурации (в) целиков

В практике горных работ, особенно на рудных месторождениях, часто встречаются случаи, когда выработанное пространство имеет сложную конфигурацию в плане, а целики располагаются в выработанном пространстве нерегулярно. В этих случаях область массива вышележащих пород, приходящуюся на проектный целик, определяют граничной линией, равноотстоящей от существующих и проектируемого целиков (рис. 1, в).

Известны и другие способы расчёта параметров целиков, однако следует учесть, что наиболее простое предположение Л. Д. Шевякова о действующей нагрузке, равной полному весу вышележащих пород, в массивах, сложенных равнопрочными породами, обеспечивает вместе с тем и определение максимально возможной нагрузки на целики.

Для расчета размеров целиков в условиях негоризонтального залегания рудных залежей крайне важно учитывать не только вертикальное давление вышележащих пород на целик, но и нормальное давление пород висячего бока. Учитывая зависимость от того, какое давление преобладает, расчет параметров устойчивых целиков производят исходя из вертикальных или горизонтальных нагрузок.

Во всех рассмотренных методах расчетов целиков по допускаемой нагрузке крайне важно задавать значение коэффициента запаса прочности. Для целиков его обычно принимают в пределах от 2 до 7, а в отдельных случаях и более, в зависимости от строения и структуры пород в целике, степени изученности их свойств, условий работы целиков и др. Это вносит значительную неопределенность в методику выбора параметров целиков, свидетельствует о недостаточной изученности процессов нарушения их устойчивости и заставляет в ряде случаев завышать их геометрические размеры.

В результате лабораторных исследований, выполненных в работах [3, 4 и др.], удалось установить ряд закономерностей деформирования и разрушения несущих элементов камерной системы разработки, которые положены в основу инженерной методики их расчета, включенной в нормативные документы по защите калийных рудников от затопления [5, 6].

Методика Турнера-Шевякова нашла широкое практическое применение в горной промышленности на рудниках с большими площадями отработки и большим количеством целиков. В этих условиях результаты расчетов незначительно отличаются от полученных более точными методами и вполне пригодны для инженерной горной практики. В той или иной модификации с использованием различных коэффициентов, уточняющих несущую способность целиков, метод Турнера-Шевякова вполне успешно применяется во всем мире при освоении месторождений полезных ископаемых камерно-столбовой системой разработки [6]. В частности, на Новомосковском гипсовом комбинате была опробована модифицированная методика Турнера-Шевякова, в которой при расчете величины давления на целики учитывалась теория свода естественного равновесия. При определении давления с помощью коэффициента рассчитывалось, какая часть всего веса пород фактически оказывает воздействие на целики.

Степень нагружения междукамерных целиков C базируется на методике Турнера-Шевякова, модифицированной с учетом результатов экспериментальных исследований [7, 8]

$$C = \xi \frac{\gamma(a + a')H_0}{ak_f\sigma_m} \leq [C], \quad (6)$$

где ξ – коэффициент, учитывающий изменение нагрузки на целики вследствие влияния различных горнотехнических факторов (пригрузка от солеотвалов, опорное давление, наличие межходовых целиков и др.); H_0 – максимальное значение расстояния от земной поверхности до кровли целиков; a' – ширина очистных камер; a – ширина междукамерных целиков; k_f – коэффициент формы целиков; σ_m – прочность пород в массиве; $[C]$ – допустимая степень нагружения целика.

Коэффициент формы определяется выражением

$$k_f = \begin{cases} \sqrt{2\lambda} & \text{при } \lambda \leq 0,5 \\ \zeta_0(1 + \zeta_m\lambda) & \text{при } \lambda > 0,5, \end{cases} \quad (7)$$

где $\lambda = a/h_0$ (h_0 – высота целика); ζ_0 , ζ_m – параметры аппроксимации; $\zeta_0 = 0,654$; $\zeta_m = 1,06$.

Прочность пород в массиве определяется выражением

$$\sigma_m = k_0 \cdot \sigma_0, \quad k_0 = k_m \cdot k_p, \quad (8)$$

где k_m – коэффициент, учитывающий влияние масштабного фактора, $k_m \geq 1$; k_p – коэффициент, учитывающий влияние прорезки целиков, $k_p \leq 1$; σ_0 – эквивалентная прочность пород, слагающая целики.

Известно, что несущая способность целиков, как и изготовленных из них образцов, зависит от отношения их ширины (диаметра) к высоте. Однако это обстоятельство в должной мере не учитывается при расчете ширины целиков.

Попытка привести в соответствие результаты испытания образцов и несущую способность целиков были сделаны Р. Моррисоном и Д.Ф. Коутсом. Однако первому удалось определить лишь границы области, в которой находится искомое решение, а второй решал задачу по оценке несущей способности целиков ранее принятых размеров. В работе [9] делается попытка восполнить указанный пробел путем принятия следующих положений:

- целики рассчитываются на полный вес толщи налегающих пород до земной поверхности;
- образцы из материала целика для испытания на одноосное сжатие изготавливаются кубической формы;
- размер ребра и число образцов принимается достаточным (представительным) для материала целика (согласно ГОСТ 21153.2-84 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии).

Процедура расчета заключается в следующем.

Определяется среднее значение временного сопротивления образцов одноосному сжатию по соотношению

$$R_{\text{ср}} = \sum \frac{R_i}{n}, \quad (9)$$

где R_i – временное сопротивление i -го образца; n – число испытанных образцов.

Рассчитывается стандартное отклонение временного сопротивления образцов, равное

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (R_i - R_{\text{ср}})^2}{n - 1}}$$

и коэффициент вариации $V = \sigma / R_{\text{ср}} * 100\%$.

Затем рассчитывается предел прочности целика на сжатие по формуле

$$\sigma_{\text{сж}} = K_0 \cdot R_{\text{ср}},$$

где K_0 – коэффициент ослабления массива (принимается по справочным данным).

Принимается коэффициент вариации предела прочности целика на сжатие, равный

$$V_{\text{ц}} = (1,1 - 1,2)V.$$

Рассчитывается несущая способность целика по кубиковой прочности образцов, равная

$$R_{\text{ц}} = \alpha \sigma_{\text{сж}}.$$

В последнее время большое внимание уделяется учету влияния скорости нагружения на физико-механические характеристики горных пород [10, 11].

Нами получено уравнение $y = 0,11x + 1$, описывающее изменение прочности горных пород при увеличении скорости нагружения или подвигания очистного забоя

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

где σ_V – прочность горных пород при нагружении со скоростью V ; σ_0 – прочность горных пород при нулевой скорости нагружения.

В табл. 1 приведены данные по изменению прочности горных пород от

скорости их нагружения, из которых следует, что прочность породы обычно возрастает с увеличением скорости нагружения [12].

Однако при этом обнаружено, что, когда скорость нагружения замедляется на четыре порядка, максимальная прочность возрастает более чем на 16 %, что может быть связано со статистическим характером отказа молекулярных связей. Прочность квазихрупкого гетерогенного материала, как правило, трудно измерить из-за ее зависимости от размера и формы образца, т. к. в этом случае очень сильно влияние масштабного эффекта. Вследствие чего разрушение происходит не во всех точках одновременно, а начиная с наиболее слабого звена. Наблюдается также корреляция предела прочности горных пород на сжатие с их упругим разрушением, которое происходит в результате распространения неустойчивой трещины.

Таблица 1 – Значения прочности горных пород при различных скоростях их нагружения

Скорость деформации, 10^{-6} мм/с	Максимальная нагрузка, Н	Прочность, МПа
Быстрая	15900	458,5
	10600	286,0
	5770	171,5
Обычная	150	425,0
	106	270,0
	61	159,0
Медленная	1,42	388,5
	0,98	242,5
	0,61	150,0
Очень медленная	0,336	386,0
	0,236	263,5
	0,160	138,0

При расчетах с учетом фактора времени предел прочности σ_0 необходимо заменить временным оператором

$$\bar{\sigma}(\tau) = v \left\{ 1 + \frac{1 - 2\sigma_0}{2\sigma_0} \frac{\chi}{\beta} \left[1 - \exp\left((1 - \alpha)^{(1-\alpha)} \beta \tau^{(1-\alpha)}\right) \right] \right\}, \quad (10)$$

где χ и β – реологические константы горных пород; τ – время.

Полученное значение $R_{ц}$ подставляем в формулу для расчета ширины целика. Например, для ленточных целиков эта ширина равна

$$a = \frac{a' \cdot h \cdot g}{R_{ц} - h \cdot g - h_0 \cdot g_{ц}},$$

где a – ширина целика; a' – ширина камеры; h – мощность толщи налегающих пород; g – средний объемный вес налегающих пород; h_0 – высота целика; $g_{ц}$ –

объемный вес целика.

Если $a=h_0$, то расчет считается законченным, а если $a \neq h_0$, то условия работы целика не соответствуют принятым для образца (образцы кубиковой формы) и несущая способность целика уточняется с учетом его формы и принимается равной

$$R_{ц1} = R_{ц} \sqrt{a/h_0}.$$

Значение $R_{ц1}$ подставляют в формулу для расчета ширины целика и получают новые значения $a=a_1$. Значения a и a_1 являются границами области, в которой находится оптимальное значение ширины целика. Под оптимальной шириной понимается ширина целика, при которой его несущая способность соответствует отношению a/h_0 .

Очередное значение несущей способности целика рассчитывается по формуле

$$R_{ц2} = R_{ц} \sqrt{a_1/h_0},$$

подставляется в формулу расчета ширины целика и получается ее новое значение равное a_2 .

Расчет продолжается до тех пор, пока $\Delta a = a_n - a_{n-1} \leq \chi$, где χ – принятая точность расчета.

Затем принимается ширина целика a_n , которая является оптимальной, т.е. отвечает условию, когда несущая способность целика соответствует его форме (отношению a/h_0). Расчет целесообразно вести на ЭВМ после разработки соответствующей программы.

Расчет целиков и устойчивых пролетов камер приведен в работе [12]. При этом рассматривались соответствующие системы рациональных элементов, воспринимающие нагрузку от собственного веса и веса вышележащих пород. Давление на целики определяется в виде реакций опор систем несущих арочных элементов. При этом данное давление (напряжение на контакте породного массива и целиков) получается неравномерным с уменьшением к центральной части целика, так как нижний свод является наиболее напряженным и устойчивость системы определяется устойчивостью нижнего элемента.

Ширина целиков равна удвоенной наименьшей толщине системы сводов, воспринимающей нагрузку от веса вышележащих пород. При этом барьерные целики рассчитываются на реакции опор системы сводов над отработанным пространством, а междукамерные целики – на реакции опор системы сводов над камерами. Расчетные формулы одинаковые. Разработаны методы расчета по допускаемым напряжениям и разрушающей нагрузке.

Расчётные напряжения выражены через контактное давление на первый рациональный породный элемент. Это давление получено в виде [13]

$$P_1 = \frac{g(H - h_n)}{1 + \frac{(1 - k)^2(1 - (1 - k)^{2n})}{1 - (1 - k)^2}} \quad (11)$$

где g - объёмный вес вмещающих пород; H - глубина залегания месторождения; h_n - высота последнего n -го рабочего породного элемента; k - коэффициент толщины рациональных элементов, являющейся отношением высоты рационального элемента к его толщине.

Расчёт по допускаемым напряжениям производится для первого породного элемента, как наиболее загруженного. При этом опасными являются нормальные напряжения в пятах свода, так как данный свод является рациональным, т.е. $M_{из} = 0$ во всех сечениях. Условие прочности по допускаемым напряжениям запишется в следующем виде

$$P_1(1 - k) \frac{2}{k} \leq \sigma_{сж1}, \quad (12)$$

где $\sigma_{сж1}$ - предел прочности целика на сжатие со всеми понижающими коэффициентами.

Данное условие прочности даёт завышенный результат из-за того, что считается, что разрушение целиков начинается с достижения реакции опоры первого рационального элемента на целик его предела прочности на сжатие, тогда как остальные участки целика недогружены.

Более правильный и близкий к практическому опыту результат вычисления получается при проверке прочности на разрушающую нагрузку. В этом случае считается, что все участки целика находятся в предельном состоянии, а разрушающей нагрузкой является равнодействующая всех реакций опор рациональных элементов. Условие прочности целиков по разрушающей нагрузке имеет следующий вид

$$P_1 \frac{2(1 - k)(1 - (1 - k)^{2n})}{k(1 - (1 - k)^2)n} \leq \sigma_{сж1} \quad (13)$$

где n - принятое количество рациональных элементов, $n \leq l/k$.

Количество рациональных элементов выбираем из условия их прочности на действующее горное давление, при этом их число должно быть минимальным для наименьшей ширины барьерных целиков. Ширина барьерных целиков равна сумме толщин рациональных элементов на уровне опоры на целики. Эта величина равна толщине рациональных элементов в замковых сечениях и определяется формулой

$$a = \frac{1}{2}L((1 + k)^n - 1). \quad (14)$$

Как видно из формулы (14), ширина барьерных целиков определяется шириной выработанного пространства L и принятым из условий прочности (12) и (13) количеством рациональных элементов.

Отличие настоящего подхода от известных (при расчете на полный вес столба пород - метод Турнера-Шевякова, или от нагрузки в виде веса пород под сводом обрушения) состоит в большем приближении расчётной схемы и математической модели к натуре, когда породы в пролётах камер работают в виде арочных распорных конструкций, а целики воспринимают реакции опор от этих систем сводов.

Что касается расчёта пролётов камер, то они определяются из условия прочности систем рациональных несущих элементов. При этом пролет камер, как правило, задают из технологических условий, рассчитывают целики, определяя количество несущих арочных элементов, опирающихся на них, после чего определяют устойчивость системы рациональных элементов, необходимость крепления и тип крепи кровли камер.

Условие прочности системы рациональных элементов эквивалентно прочности первого элемента, так как он является наиболее нагруженным. Это условие можно записать таким образом

$$\sigma_{1\theta} = P_1(1 - k) \frac{4}{k} \leq \sigma_{сж2}, \quad (15)$$

где $\sigma_{1\theta}$ - нормальное тангенциальное напряжение в пятовых сечениях первого рационального элемента; $\sigma_{сж2}$ - предел прочности вмещающих пород на сжатие с учётом ослабляющих коэффициентов.

Что касается расчёта междукамерных целиков и пролётов камер, то для них справедливы формулы (11) - (15). Отличие состоит в высоте первого рационального элемента, равной 1/4 от пролёта камеры.

Алгоритм расчёта междукамерных целиков основан на представлении породного массива в виде системы породных рациональных элементов арочного или эллиптического типа. При этом напряжения в целиках определяются как реакции породных элементов, опирающихся на целики, а устойчивость камеры определяется устойчивостью рациональных элементов. Затем проверяется условие прочности междукамерных целиков по допускаемым напряжениям, когда наибольшее напряжение в целике не превосходит предел прочности $\sigma_{сж1}$ целика на сжатие. Нарушение данного соотношения не означает потери прочности целика, так как он может выдержать общую разрушающую нагрузку. Далее по формуле (14) проверяется условие прочности целиков по разрушающей нагрузке. Если условие прочности выполняется, то ширина целиков определяется как удвоенная толщина рациональных элементов в месте опирания на целики. Если условие не выполняется, то необходимо менять параметры разработки: ширину камеры a' , либо количество сводов [12, 13].

Ширина междукамерных целиков определяется по наибольшим напряжениям в первом, наиболее нагруженном породном своде. Если напряжения не пре-

восходят предел прочности породного массива $\sigma_{сж2}$ на сжатие, то ширину камеры можно оставить, либо проверить большую величину до выполнения условия прочности. В противном случае ширину камеры нужно увеличивать либо предусмотреть мероприятия по упрочнению породного массива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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 // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. Науково-виробничий журнал. Кременчуцький нац. ун-т ім. М. Остроградського. – Кременчук, 2017. – Вип. 1(19). – С. 53- 65.
2. Власенко, Д.С. Геомеханическое обоснование выбора типа и параметров крепи горных выработок, охраняемых податливыми целиками: дис. канд. техн. наук: 25.00.20 / Д.С. Власенко – Санкт-Петербург, 2014. – 123 с.
3. 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. Маракон [и др.] // Маркшейдерский вестник. – 2006. – № 4. – С. 24-30.
4. Гилев, М.В. Прогнозная оценка смещений пород кровли и времени устойчивого состояния очистных выработок при эксплуатации пластового месторождения полезных ископаемых / М.В. Гилев, С.А. Константинова, В.Е. Маракон // Маркшейдерский вестник. – 2006. – № 3. – С. 33-39.
5. Serata, S. Application of stress control in deep potash mines / S.Serata, W.G. Schults // Mining Congress Journal. – 1972. – № 58(11). – Р. 36-42.
6. Указания по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей (технологический регламент). – СПб.: ВНИИГ, 2008. – 95 с.
7. Бенявски, З.У. Управление горным давлением / З. У. Бенявски; пер. с англ. – М.: Мир, 1990. – 422 с.
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 / И.С. Ломакин. – Пермь, 2015. – 197 с.
9. Итерационный метод расчета ширины междукамерных целиков, применительно к гипсовым месторождениям / И.М. Панин, А.Я. Бычков, Е.В. Казакова [и др.] // Вестник РУДН, сер. Инженерные исследования. – 2004. – № 2(9). – С. 111-112.
10. Влияние скорости нагружения на прочностные характеристики горных пород / С. И. Скипочка, Т. А. Паламарчук, А. А. Яланский, Л. В. Прохорец, Н. Т. Бобро // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2016. – Вып. 126. – С. 116-127.
11. Singh T. N. 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.
12. Воробьев, А.Н. Метод расчета пролета камер, барьерных и междукамерных целиков на основе теории арочных систем / А.Н. Воробьев, С.Н. Прутков // ГИАБ. – 2006. - № 10. – С. 201-205.
13. Воробьев, А.Н. Алгоритм и программа расчета междукамерных целиков и пролетов камер / А.Н. Воробьев, С.Н. Прутков // ГИАБ. – 2006. - № 9. – С. 227-232.

REFERENCES

1. Skipochka S. I., Palamarchuk T. A., Yalansky A. A., Prokhorets L. V. and Bobro N. T. (2017), “To calculation of the camera-pillar system of development elements in the rocks of differ-

ent strength with the account of intensification of mountain works ”, *Suchasni resursoenergozberigauchi tehnologiyi girnichogo virobnitstva*, vol. 1, no. 19, pp. 53-65.

2. Vlasenko, D.S. (2014), “Geomechanical justification of the choice of the type and parameters of the support of mine workings protected by pliable pillars”, Ph.D. Thesis, Geomechanics, destruction of rocks by explosion, mine aerogas dynamics and mountain thermal physics, St. Petersburg, Russia.

3. 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 vestnik*, no 4, pp. 24-30.

4. Gilev, M. V., Konstantinova, S. A. and Marakov, V. E. (2006), “Forecastly an estimation of displacement of breeds of a roof and time of a steady condition of clearing developments at operation stratum deposits of minerals”, *Marksheyderskiy vestnik*, no 3, pp. 33-39.

5. Serata, S. and Schults, W.G. (1972), “Application of stress control in deep potash mines”, *Mining Congress Journal*, no 58(11), pp.36-42.

6. B. E. Vedeneev All-Russian Scientific Research Institute of Hydraulic Engineering (2008), *Ukazaniya po zachite rudnikov ot zatopleniya i okhrane podrabatyvaemykh obyektov v usloviyakh Verkhnekamskogo mestorozhdeniya kaliynykh soley* [Guidelines for the protection of mines from flooding and protection of work-in-process facilities in the Verkhnekamsk deposit of potash salts], ARSRIHE, St. Petersburg, Russia.

7. Benyavski, Z. U. (1990), *Upravleniye gornym davleniem* [Management of mountain pressure], Mir, Moscow, USSR.

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”, T Ph.D. Thesis, Geomechanics, destruction of rocks by explosion, mine aerogas dynamics and mountain thermal physics, Perm, Russia.

9. Panin, I.M., Bychkov, A.Ya., Kazakova, E.V. and Pescherova, I.A. (2004), “An iterative method for calculating the width of inter-chamber ends, applied to gypsum deposits”, *Vestnik RUDN, ser. Inzhenernye issledovaniya*, no 2 (9), pp. 111-112.

10. Skipochka S. I., Palamarchuk T. A., Yalansky A. A., Prokhorets L. V. and Bobro N. T. (2017), “How loading rates influence on the rock strength properties”, *Geotekhnicheskaya Mekhanika*, no. 126, pp. 116-127.

11. 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.

12. Vorobyev, A.N. and Prutkov, S.N. (2006), “Method for calculating the span of chambers, barrier and interlocking pillars based on the theory of arched systems”, *Gornyy informatsionno-analiticheskiy bulletin*, no. 10, pp. 201-205.

13. Vorobyev, A.N. and Prutkov, S.N. (2006), “Algorithm and program for calculating inter-chamber pillars and chamber spans”, *Gornyy informatsionno-analiticheskiy bulletin*, no. 9, pp. 227-232.

Об авторах

Скипочка Сергей Иванович, доктор технических наук, профессор, заведующий отделом механики горных пород, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАНУ), Днепр, Украина, skipochka@ukr.net.

Паламарчук Татьяна Андреевна, доктор технических наук, старший научный сотрудник, ведущий научный сотрудник в отделе механики горных пород, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАНУ), Днепр, Украина, tp208_2008@ukr.net.

Прохорец Лилия Викторовна, кандидат технических наук, научный сотрудник в отделе механики горных пород, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАНУ), Днепр, Украина, prohoreclv@gmail.com.

Бобро Николай Трофимович, магістр, інженер в отделе механики горных пород, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАНУ), Днепр, Украина, office.igtm@nas.gov.ua.

About the authors

Skipochka Sergey Ivanovich, Doctor of Technical Sciences (D. Sc.), Professor, Head of Rock Mechanics Department, N.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Sciences of Ukraine (IGTM, NASU), Dnepr, Ukraine, skipochka@ukr.net.

Palamarchuk Tatyana Andreevna, Doctor of Technical Sciences (D. Sc.), Senior Researcher, Principal Researcher in Rock Mechanics Department, N.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Sciences of Ukraine (IGTM, NASU), Dnepr, Ukraine, tp208_2008@ukr.net.

Prokhorets Liliya Victorovna, Candidate of Technical Sciences (Ph. D.), Researcher in Rock Mechanics Department, N.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Sciences of Ukraine (IGTM, NASU), Dnepr, Ukraine, prohoreclv@gmail.com.

Bobro Nicolay Trophimovich, engineer in Rock Mechanics Department, N.S. Polyakov Institute of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Sciences of Ukraine (IGTM, NASU), Dnepr, Ukraine, office.igtm@nas.gov.ua.

Анотація. При розрахунку параметрів системи розробки визначаються величина гранично припустимого прольоту покрівлі камери та розміри стійких ціликів, що залишаються в продуктивній товщі. Показано, що безпечний стан підготовчих виробок у складних гірничо-геологічних умовах розробки вугільних пластів забезпечується за рахунок вибору оптимальної ширини цілика. Виконано аналіз різних методів розрахунку параметрів систем розробки нерудних, рудних і вугільних родовищ; встановлено, що в теперішній час не враховується їх змінення в умовах інтенсифікації очисних робіт. На підставі аналізу існуючих робіт і власних експериментальних і теоретичних досліджень отримано рівняння, яке описує зміну міцнісних властивостей зразків гірських порід при їх навантаженні із заданою швидкістю, а також зміну міцнісних властивостей масиву при збільшенні швидкості посування очисних робіт. Також запропоновано шляхом розгляду реологічних властивостей гірських порід враховувати часовий фактор.

Ключові слова: параметри ціликів, інтенсифікація очисних робіт, міцність гірських порід.

Abstract. When calculating parameters for the system of field development, maximum permissible span of the chamber roof and dimensions of stable pillars left in the productive stratum are determined. It is shown that safe condition of preparatory roadways in complex mining-and-geological conditions of the coal seam mining is provided by choosing an optimal width of the pillar. Various methods for calculating parameters of the systems for the non-ore, ore and coal deposit mining have been analyzed, and it is stated that at present, change of the parameters is not taken into account for the conditions of winning operation intensification. On the basis of the analysis of existing works and own experimental and theoretical studies, the authors have obtained an equation, which describes change of the rock strength properties under loading at the given rate, as well as change of the massif strength properties at increasing rate of the winning operation advancing. It is also proposed to take into consideration a time factor by way of analyzing the rock rheological properties.

Keywords: parameters of the pillars, intensification of winning operations, strength of rocks.

Стаття поступила в редакцію 10.02.2017

Рекомендовано к публикации д-ром технических наук Четвериком М.С.