

УДК 622.834:622.862.3

doi:10.20998/2413-4295.2019.10.02

## ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА С ПОДАТЛИВОЙ ОПОРОЙ РАЗЛИЧНОЙ ЖЕСТКОСТИ НА МОДЕЛЯХ

**И. В. ИОРДАНОВ<sup>1</sup>, Ю. И. СИМОНОВА<sup>1</sup>, А. В. ПОЛОЖИЙ<sup>1</sup>, С. В. ПОДКОПАЕВ<sup>1</sup>,  
В. Ю. ДОВГАЛЬ<sup>2</sup>, А. В. КОРОЛЬ<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>ГВУЗ «ДонНТУ» МОН Украины, г. Покровск, УКРАИНА

<sup>2</sup>ГП «Национальная угольная компания» Минтопэнерго, г. Киев, УКРАИНА

<sup>3</sup> ПСП «Шахтоуправление «Добропольское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь»», г. Доброполье, УКРАИНА

\*e-mail: yuliia.simonova@donntu.edu.ua

**АННОТАЦИЯ** Целью работы является изучение устойчивости пород кровли угольного пласта с податливой опорой при действии динамических нагрузок. Для достижения поставленной цели были выполнены лабораторные исследования на моделях из эквивалентных материалов, когда кровля угольного пласта была представлена в виде балки, которая опиралась на податливую опору различной жесткости, в зависимости от вариантов моделирования. При проведении исследований изучалось поведение моделируемой деформируемой системы после силового воздействия падающей породы на балку и было установлено, что с учетом неоднородности материала балки, при наличии податливой опоры из разрыхленной горной породы, имеющей различный гранулометрический состав, пустотность и насыпную плотность, деформация балки во времени будет отставать от ее перемещения на величину сдвига фазы, причем, чем меньше жесткость податливой опоры, тем больше отставание во времени. Максимальное перемещение балки в моделируемой системе, определяется величиной статического сжатия податливой опоры и возможного отклонения центра масс от положения равновесия при ударе. При таком взаимодействии балки с податливой опорой, количество энергии, затрачиваемой на деформирование балки, зависит от жесткости податливой опоры, продолжительности удара и промежутка времени, между окончанием действия внешней силы и максимальным перемещением балки, которая имеет податливые опорные связи. Доказано, что устойчивость моделируемой деформируемой системы обеспечивается в условиях, когда податливая опора из разрыхленной горной породы, на которую опираются породы кровли позади очистного забоя, имеет пустотность не более  $M \leq 20\%$  и не менее  $M \geq 7\%$ , при увеличении ее насыпной плотности. При увеличении или уменьшении пустотности податливой опоры, при действии динамических нагрузок, происходит разрушение моделируемой балки. Выполненный комплекс лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов показывает, что наличие податливой опоры из разрыхленной горной породы обоснованного гранулометрического состава для поддержания кровли угольного пласта позади очистного забоя при действии динамических нагрузок, обеспечивает устойчивость боковых пород в окрестности поддерживаемых горных выработок.

**Ключевые слова:** горное давление; обрушения; очистной забой; динамические нагрузки; податливая опора; закладка выработанного пространства.

## A STUDY OF THE STABILITY OF THE ROOF OF THE COBLED PLATE WITH THE SUPPRESSONAL SUPPORT OF VARIOUS HARDNESS ON MODELS

**I. IORDANOV<sup>1</sup>, Y. SIMONOVA<sup>1</sup>, A. POLOZHIIY<sup>1</sup>, S. PODKOPAIEV<sup>1</sup>, V. DOVGAL<sup>2</sup>, A. KOROL<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>Public higher education institution Donetsk National Technical University, Pokrovsk, UKRAINE

<sup>2</sup> State enterprise "Mirnogradugol", Mirnograd, UKRAINE

<sup>3</sup> PSP "Dobropolskoye Mine Administration" DTEK Dobropolyeugol LLC ", Dobropolye, UKRAINE

**ABSTRACT** The aim of the work is to study the stability of the roof rocks of the coal seam with a malleable support under the action of dynamic loads. To achieve this goal, laboratory studies were performed on models of equivalent materials, when the roof of the coal seam was presented in the form of a beam, which rested on a flexible support of various rigidity, depending on the modeling options. During the studies, the behavior of the simulated deformable system after the force of a falling rock on a beam was studied and it was found that taking into account the heterogeneity of the beam material, if there is a flexible support from loose rock that has different particle size, voidness and bulk density, the beam will be deformed over time lag behind its movement by the amount of phase shift, and, the lower the stiffness of the pliable support, the greater the time lag. The maximum displacement of the beam in the simulated system depends on the static compression of the compliant support and the possible deviation of the center of mass from the equilibrium position upon impact. With this interaction of the beam with a malleable support, the amount of energy spent on the beam deformation depends on the stiffness of the flexible support, the duration of the impact and the time interval between the end of the external force and the maximum movement of the beam, which has compliant support links. It has been proven that the stability of the simulated deformable system is ensured under conditions when the compliant support from the loosened rock, on which the roof rocks are behind the clearing face, has a hollowness of not more than  $M \leq 20\%$  and not less than  $M \geq 7\%$ , with an increase in its bulk density. With an increase or decrease in the hollowness of the pliable support, under the action of dynamic loads, destruction of the simulated beam occurs. A complex of laboratory studies on models of equivalent materials shows that the presence of a malleable support from loosened

*rock of reasonable particle size to maintain the roof of the coal seam behind the stope under the action of dynamic loads, ensures the stability of lateral rocks in the vicinity of the supported mine workings.*

**Keywords:** rock pressure; collapse; highwall mining; dynamic loads; ductile support; laying out the space developed.

## Введение

Опыт работы шахт Донбасса показывает, что с ростом глубины горных работ в углепородном массиве вмещающем горные выработки, начинает проявляться такой природный фактор, как расслоение боковых пород, оказывающий существенное влияние на их последующее поведение позади очистного забоя. Особенно это прослеживается при разработке угольных пластов крутонаклонного и крутого залегания на большой глубине, когда обрушения расслоившейся толщи, очень часто приводят к завалу горных выработок и возможному травматизму горнорабочих. Эффективность отработки угольных пластов и безопасность ведения горных работ в таких условиях, в значительной степени зависит от способа управления кровлей в очистном забое и состояния горных выработок.

При традиционных способах управления горным давлением полным обрушением или удержанием кровли на кострах, применяемая в очистном забое крепь, не всегда способна противостоять сдвигению боковых пород, особенно при внезапных обрушениях нарушенной толщи. Применяемые в настоящее время способы охраны штреков различными конструкциями из дерева (кусты из стоек, органичный ряд) или целиками угля, так же не всегда обеспечивают надежную защиту выработок от вредных проявлений горного давления, в т. ч. внезапных обрушений и сползаний расслоившейся породной толщи.

Аварии, произошедшие при обрушениях боковых пород в угольных шахтах, как правило, сопровождаются крупным материальным ущербом и невозможной утратой человеческой жизни. Поэтому, изучение природы обрушений, их влияние на состояние боковых пород и, на основе этого, разработка эффективных мероприятий, направленных на сохранение горных выработок в эксплуатационном состоянии, будет способствовать созданию условий безопасного ведения горных работ в глубоких шахтах.

Традиционно считается, что проявления горного давления в выработках зависят от совокупного влияния многих горно-геологических факторов, к которым первостепенно следует относить, напряженное состояние осадочных горных пород и их физико-механические свойства. Наряду с этим, изучение особенностей проявления горного давления в выработках на большой глубине позволило установить, что характер его опасных проявлений определяется не только напряженным состоянием массива осадочных горных пород и их физико-механическими свойствами, но и спецификой формирования последнего, обусловившей неупругое деформирование при объемном сжатии, а также

способность деформироваться и разрушаться при разгрузке [1].

Внезапность обрушений расслоившейся толщи, приводящих к завалам горных выработок, является одной из особенностей разработки угольных пластов в условиях больших глубин. Вместе с тем, это обуславливается не только горно-геологическими, но и горно-техническими факторами. К последним следует относить несоответствие применяемых способов управления кровлей в очистном забое и охраны участков подготовительных выработок, конкретным условиям их эксплуатации.

Исследованиями ДонУГИ и ДонНТУ ранее было установлено, что закладочный массив предотвращает развитие сдвижений боковых пород в окрестности выработок и создает зоны устойчивых пород позади очистного забоя [2,3]. Механизм взаимодействия закладочного массива с оседающими породами, заключаются в закрытии над закладочным массивом трещин разлома пород кровли угольного пласта, что обеспечивает устойчивость подработанной толщи [4]. Очевидно, существенно изменить геомеханическую обстановку в углепородном массиве вмещающем выработки, можно за счет применения закладки выработанного пространства, что будет способствовать повышению безопасности труда горнорабочих в подземных условиях.

## Постановка задачи

Целью работы является изучение устойчивости пород кровли угольного пласта с податливой опорой, при действии на боковые породы динамических нагрузок.

Для достижения поставленной цели были выполнены лабораторные исследования на моделях из эквивалентных материалов, когда породы кровли угольного пласта были представлены в виде балки с податливой опорой, имеющей различную насыпную плотность и пустотность, в зависимости от вариантов моделирования.

## Материалы и результаты исследований

Исходя из того, что любая динамическая нагрузка вынуждает деформируемую систему перемещаться [5,6], задача исследования устойчивости изучаемого объекта, при действии на объект динамических нагрузок, состоит в определении усилий и перемещений, порождаемых инерционными силами и статической компонентой внешнего воздействия, когда система совершает движение, т.е. изгибается. Для смягчения действия динамических нагрузок и ограничения величины перемещений изучаемого объекта, для обеспечения устойчивого состояния

моделируемой системы в таких условиях, рекомендуется применение податливых опор [5-9].

Для того, чтобы оценить влияние податливой опоры на величину изгибных деформаций пород кровли угольного пласта при действии динамических нагрузок, были выполнены исследования на моделях из эквивалентных материалов. Эксперименты были выполнены на специальном стенде, в лаборатории горного давления ДонНТУ, когда породы кровли угольного пласта были представлены в виде породной балки длиной  $L_6=0,6$  м, толщиной  $h=0,02$  м и шириной  $B=0,04$  м. Масса балки соответствовала  $m_6=1,4$  кг, модуль упругости  $E=8800$  МПа, плотность  $\rho=2100$  кг/м<sup>3</sup>. Балка была изготовлена из песчано-цементной смеси, согласно рекомендаций [10-12] и нагружалась внешней силой  $P$ , (Н). С одной стороны балка имела жесткое закрепление в т. А, на расстоянии  $AB=2a$  балка опиралась на податливую опору из разрыхленной горной породы различной насыпной

плотности  $\rho_{н.п.}$ , (кг/м<sup>3</sup>) и пустотности  $M$ , (%), в зависимости от вариантов моделирования (рис.1). Гранулометрический состав и пустотность податливой опоры были определены в соответствии с [13]. Гранулометрический состав разрыхленной горной породы, пустотность  $M$ , (%) и насыпная плотность податливой опоры, по вариантам моделирования, представлены в табл. 1.

Масштаб моделирования соответствовал 1:100. Фото стенда, на котором проводились эксперименты, представлено на рис. 1.

Величина изгибных деформации пород кровли угольного пласта определяет устойчивость балки, а безразмерная величина  $y$ , является прочностной характеристикой и зависит от основных параметров моделируемой системы, т.е.

$$y = f(h, B, L_6, \rho, F, E) \quad (1)$$

Таблица 1 - Гранулометрический состав, насыпная плотность и пустотность податливой опоры

Варианты моделирования	Размеры частиц, мм						Насыпная плотность $\rho_{н.п.}$ , (кг/м <sup>3</sup> )	Пустотность, $M$ , %
	>4.0	4.0	3.0	2.0	1.0	<1.0		
№1	-		-	-	-	100%	1980	6
№2	3%	17%	21%	24%	19%	16%	1840	12
№3		100%	-	-	-	-	1680	20
№4	100%						1640	22

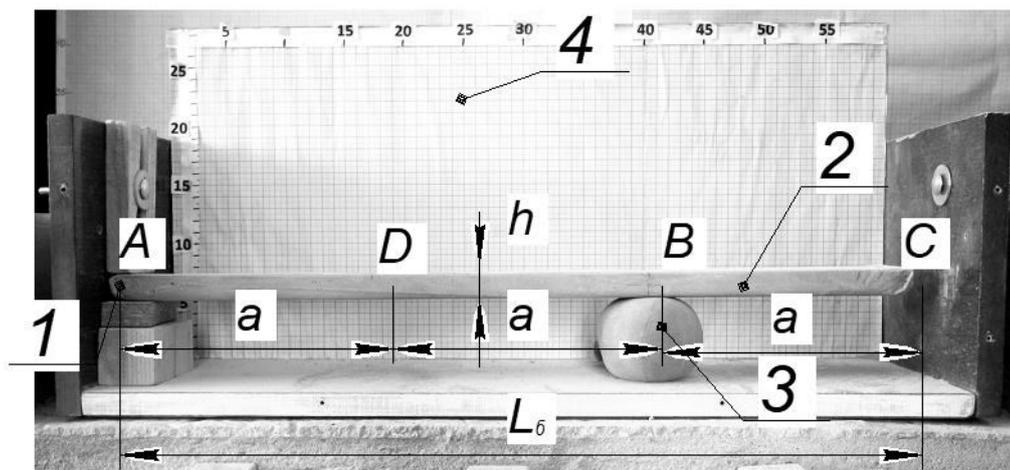


Рис. 1 – Фото стенда для изучения устойчивости пород кровли угольного пласта с податливой опорой различной жесткости  $C_n$ , (кН/м) при действии динамических нагрузок: 1- жесткая опора; 2- балка- непосредственная кровля; 3- податливая опора из разрыхленной горной породы; 4- стенд с координатной сеткой; C- точка соударения балки с падающим грузом,  $L_6$ - длина балки, м;  $AC=L_6$ ; B- место расположения податливой опоры,  $AB=2a$ , D- середина пролета балки; h- толщина балки, м;  $a=0,2$  м;  $L_6=0,6$  м

Используя  $\pi$ -теорему [14] и значимость каждого из перечисленных в (1) параметров, когда в качестве независимых размерностей выбраны (н) и (м), параметрическое уравнение в безразмерном виде можно представить, как

$$y = f\left(\frac{B}{L_0}; \frac{h}{L_0}; \frac{E}{\rho g L_0}; \frac{F}{EL_0^2}\right), \quad (2)$$

из чего следует, что в рассматриваемой модели, определяющим является линейный масштаб.

Число наблюдений  $n$ , которые необходимо выполнить для получения достаточно надежных и достоверных результатов моделирования, с показателем точности  $\varepsilon = 5\%$ , было установлено в соответствии с [14], по выражению

$$n = \frac{V_c^2 t_{ct}^2}{\varepsilon^2}, \quad (3)$$

где  $V_c$  – коэффициент вариации, принимаем равным  $V_c = 8\%$ ;  $t_{ct}$  – критерий Стьюдента,  $t=1,96$ , и соответствовало  $n \approx 10$ .

Таблица 2- Экспериментальные значения величины прогиба балки  $X$ , (м) и жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м)

Показатели	Варианты моделирования		
	1	2	3
	$\rho_{н.п.}=1980 \text{ кг/м}^3$	$\rho_{н.п.}=1800 \text{ кг/м}^3$	$\rho_{н.п.}=1700 \text{ кг/м}^3$
Величина прогиба $X$ , (м)	0.0014	0.005	0.0068
Жесткость податливой опоры $C_n$ , (кН/м)	11.2	3.1	2.3

На рис. 2 представлены графики, отражающие изменение величины прогиба балки  $X$ , (м) от изменения жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м), с учетом ее насыпной плотности  $\rho_{н.п.}$ , (кг/м<sup>3</sup>) и пустотности  $M$ , (%).

Из приведенных зависимостей видно, что с увеличением жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м), насыпная плотность  $\rho_{н.п.}$ , (кг/м<sup>3</sup>) увеличивается, а пустотность  $M$ , (%) – уменьшается (рис. 2).

При падении породного блока массой  $m=0.2$  кг с высоты  $H=0.3$  м, прогиб балки  $X$ , (м) уменьшается при увеличении жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м). Максимальный прогиб балки, равный  $X=0.0068$  м отмечен при минимальной жесткости податливой опоры, когда  $C_n=2.3$ кН/м. Минимальный прогиб балки, равный  $X=0.0014$  м, зафиксирован в случае, когда жесткость податливой опоры соответствовала  $C_n=11.2$  кН/м. Экспериментально доказано, что разрушение моделируемой балки в рассматриваемой системе, а, следовательно, обрушение пород кровли при действии динамических нагрузок, происходит в условиях, когда пустотность податливой опоры, предназначенной для поддержания пород кровли угольного пласта позади очистного

При проведении экспериментов было отработано для каждого из вариантов по 10 моделей.

При испытании моделей перемещения и деформации балки, регистрировались цифровой фотокамерой Canon. По фотографическим изображениям, с помощью пиксельных координат точек, с использованием основных принципов фотограмметрии [15], определялось положение моделируемой балки в пространстве до и после действия на нее внешней силы.

В результате действия внешней силы, экспериментально была установлена величина прогиба балки  $X$ , (м), которая опиралась на податливую опору из разрыхленной породы и на основе этого, определялась жесткость податливой опоры  $C_n$ , (кН/м). Для определения величины прогиба балки, породный блок массой  $m=0.2$  кг, с высоты  $H=0.3$  м, одноразово сбрасывали на балку в точку С, находящуюся на расстоянии  $L=0.6$  м от опоры А (рис.1). При моделировании рассматривали неупругий удар. Результаты экспериментов, представлены в табл. 2.

забоя, больше  $M \geq 20\%$  или меньше  $M \leq 7\%$ , при увеличении ее насыпной плотности.

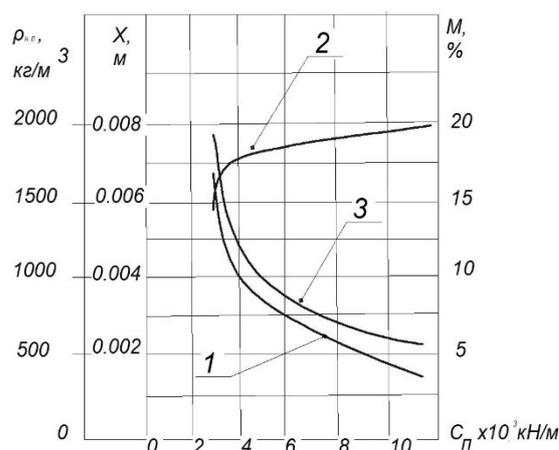


Рис.2 – Графики, отражающие изменение величины прогиба балки  $X$ , (м) и жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м), с учетом насыпной плотности  $\rho_{н.п.}$ , (кг/м<sup>3</sup>) и пустотности  $M$ , (%): 1-  $X$ , (м); 2-  $\rho_{н.п.}$ , (кг/м<sup>3</sup>); 3-  $M$ , (%)

Следует отметить, что в результате соударения падающего груза с балкой, которая опирается на податливую опору, происходит сжатие опоры. Очевидно то, что при падении груза массой  $m=0.2$  кг на балку, максимальная величина сжатия опоры, равна сумме ее статического сжатия  $\frac{mg}{c}$ , (м) и амплитуды гармонических колебаний  $a$ , (м), т.е.

$$\Delta X = \frac{mg}{c} + a \quad (4)$$

В данном случае, параметр  $a$ , (м), представляет собой возможное отклонение центра масс моделируемой деформируемой системы от положения равновесия.

Известно [16], что когда  $t=0$ ,

$$x_0 = -\frac{mg}{c} \quad (5)$$

А

$$\dot{x} = \frac{m}{m+m_6} \sqrt{2gH} \quad (6)$$

где  $m_6$ -масса балки, кг.

Учитывая то, что

$$a \sin \alpha = -\frac{mg}{c}, \quad (7)$$

а

$$ak \cos \alpha = \sqrt{2gH} \frac{m}{m+m_6}, \quad (8)$$

после соответствующих математических преобразований, получим

$$a = \sqrt{\frac{m^2 g^2}{c^2} + 2gH \frac{m^2}{c(m+m_6)}} \quad (9)$$

Тогда, с учетом вышеизложенного, максимальная величина сжатия податливой опоры  $\Delta X$ , (м), после падения породного блока массой  $m$ , (кг) на балку, определяется как

$$\Delta X = \frac{mg}{c} + \sqrt{\frac{m^2 g^2}{c^2} + 2gH \frac{m^2}{c(m+m_6)}} \quad (10)$$

Известно [17,18], что в качестве количественного показателя демпфирующей способности динамической системы с податливой опорой, используется коэффициент диссипации  $\psi$ , который определяется по выражению

$$\psi = 2\delta \quad (11)$$

где  $\delta$ - логарифмический декремент затухания колебаний.

Логарифмический декремент  $\delta$  представляет собой качественную характеристику затухания колебаний в моделируемой деформируемой системе [17,19]. Этот показатель описывает уменьшение амплитуды колебательного процесса в изучаемой системе.

Для оценки демпфирующих свойств такой системы, используют коэффициент потерь  $\eta$ , определяемый как в [5], по выражению

$$\eta = \frac{2\delta}{\sqrt{4\pi^2 + \delta^2}} \quad (12)$$

На рис. 3 представлены графики, отражающие изменение величины максимального сжатия податливой опоры  $\Delta X$ , (м) после падения породного блока на балку, возможного отклонения балки от положения равновесия  $a$ , (м), коэффициентов диссипации  $\psi$  и потерь  $\eta$  с учетом жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м).

Из полученных зависимостей видно, что с учетом изменения жесткости податливой опоры, величина ее максимального сжатия изменяется и при  $C_n=11.2$  кН/м принимает минимальные значения  $\Delta X=0.004$  м. Затем, по мере уменьшения жесткости опоры до величины равной  $C_n=2.3$  кН/м, значение  $\Delta X$ , (м) увеличивается до  $\Delta X=0.009$  м, т.е. в 2,25 раза (рис. 3). При этом изменяется величина максимального отклонения балки от положения равновесия  $a$ , (м). Причем, с увеличением жесткости податливой опоры с  $C_n=2.3$  кН/м до  $C_n=11.2$  кН/м, т.е. в 4,8 раза, величина  $a$ , (м), уменьшается, соответственно, с  $a=0.008$  м до  $a=0.004$  м, т.е. в 2 раза. Отмечено, что с увеличением жесткости податливой опоры, значения коэффициентов диссипации  $\psi$  и потерь  $\eta$ , уменьшаются (рис. 3).

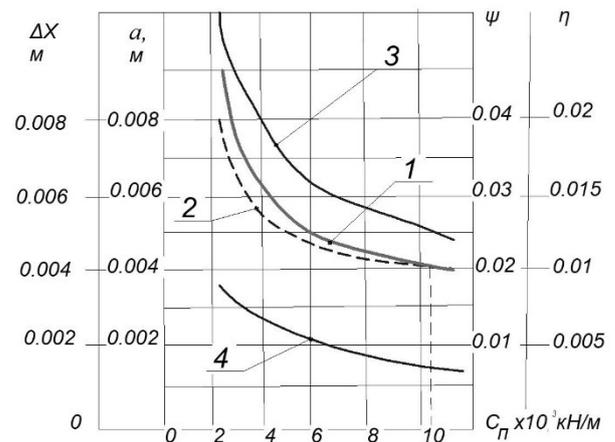


Рис. 3 – Графики, отражение изменение величины максимального сжатия податливой опоры  $\Delta X$ , (м), на которую опирается балка, возможного отклонения балки от положения равновесия  $a$ , (м), коэффициентов диссипации  $\psi$  и потерь  $\eta$  от жесткости опоры  $C_n$ , (кН/м); масса падающего груза  $m=0.2$  кг, высота падения  $H=0.3$  м: 1- $\Delta X$ , (м); 2-  $a$ , (м); 3- $\psi$ ; 4- $\eta$

При изучении изменения величины максимального сжатия податливой опоры  $\Delta X$ , (м) и возможного отклонения балки от положения равновесия  $a$ , (м), с учетом изменения жесткости опоры  $C_n$ , (кН/м) (рис. 3, зависимость 1,2), экспериментально установлено, что при жесткости податливой опоры  $C_n \geq 10.2$  кН/м, когда величина ее максимального сжатия  $\Delta X$ , (м) равна величине возможного отклонения балки от положения равновесия, т.е., при  $a \approx \Delta X$ , (м), в результате действия динамической нагрузки на балку, происходит разрушение моделируемой системы. В случае, когда  $C_n \leq 10.2$  кН/м и  $a < \Delta X$ , (м), моделируемая система находится в устойчивом состоянии.

В теории колебаний, при анализе собственных колебаний изучаемого объекта, часто применяют спектральные методы, сущность которых заключается в замене исследуемых физических величин, таких как внешняя сила и жесткость, их спектрами. Знание динамической жесткости податливого основания, позволяет определить плотность амплитудного спектра движений, возникающих в деформируемой системе после удара. Однако от момента удара, зависит не плотность амплитудного спектра, а фазовый спектр [17,19,20].

При исследовании фазовых соотношений между действием внешней силы и откликом податливого основания, в моделируемой системе – податливой опоры, ранее было установлено, что отклик последнего всегда отстает от воздействия [17,20]. Поэтому, в случае воздействия на балку внешней силы, при исследовании затухающих колебаний моделируемой системы, когда тело одновременно совершает одинаковые движения, сравниваемые спектры должны отличаться друг от друга только сдвигом [17].

Согласно [21], между существующими характеристиками, описывающими движение рассматриваемой деформируемой системы, существует взаимосвязь, которая позволяет определить величину сдвига фазы  $tg\varphi$  по выражению

$$tg\varphi = \frac{x \cdot k}{v} \quad (13)$$

Однако с учетом того, что жесткость податливой опоры может изменяться, сдвиг фазы во времени  $tg\varphi$ , предлагается определять как

$$tg\varphi = \frac{mg}{c} \cdot \frac{k}{v} \quad (14)$$

где  $V = \sqrt{2gH}$  - скорость падения породного блока, м/с;  $k$  - частота собственных колебаний балки в моделируемой системе, 1/с.

Действительно, из-за неоднородности материала балки, с учетом величины внешней силы, при наличии податливой опоры, которая имеет

различный гранулометрический состав, а следовательно, пустотность и насыпную плотность, деформация будет отставать от перемещения во времени на величину сдвига фазы  $tg\varphi$ , которая зависит от физико-механических свойств балки, ее массы и жесткости податливой опоры. Исходя из этого, деформации, вызванные соответствующими перемещениями, достигают своего наибольшего значения не одновременно с окончанием действия внешней силы, а через некоторую величину  $tg\varphi$ , одно после другого.

В результате такого взаимодействия, когда необходимо учитывать продолжительность удара, уравнение движения балки в моделируемой системе, можно представить в виде

$$x = a \sin(kt + \varphi) + \frac{mg}{c} \quad (15)$$

Очевидно то, что максимальное перемещение балки в любом из вариантов моделирования, будет при  $\Delta X$ , т.е. когда выполняется условие

$$\sin(kt + \varphi) = 1 \quad (16)$$

а

$$(kt + \varphi) = \frac{\pi}{2} \quad (17)$$

Продолжительность удара  $t_{уд}$ , (с), можно определить как в [22], по выражению

$$t_{уд} = \frac{\pi}{2} \sqrt{\frac{x}{g}} \quad (18)$$

а время  $\Delta t$ , (с), в течение которого перемещение балки достигает максимальных значений, с учетом (15), (16) и (17) по выражению

$$\Delta t = \frac{1}{k} \left( \frac{\pi}{2} - \varphi \right), \quad (19)$$

На рис. 4 представлены графики, отражающие изменение продолжительности удара  $t_{уд}$ , (с), промежутка времени, в течение которого перемещение балки достигает максимальных значений  $\Delta t$ , (с) и величины сдвига фазы во времени  $tg\varphi$ , с учетом жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м), на которую опирается балка.

Из приведенных зависимостей видно, что с увеличением жесткости податливой опоры, продолжительность удара  $t_{уд}$ , (с) и промежутков времени, в течении которого перемещение балки достигает максимальных значений  $\Delta t$ , (с), уменьшается. В результате такого взаимодействия балки с податливой опорой, происходит сдвиг фазы во времени  $tg\varphi$ , когда после окончания действия внешней силы, движение балки продолжается. Причем, с

увеличением жесткости опоры, сдвиг фазы уменьшается (рис. 4).

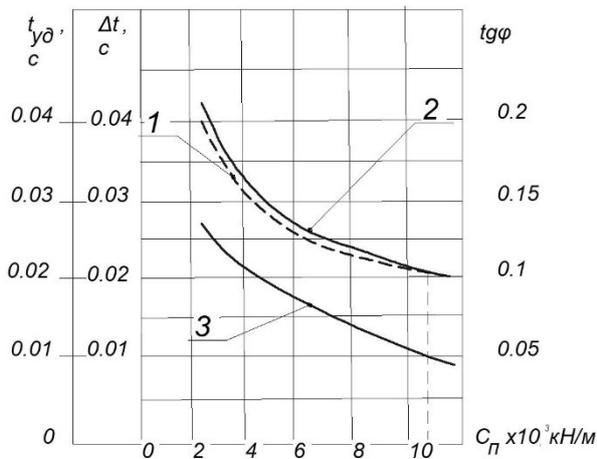


Рис. 4 – Графики, отражающие изменение продолжительности удара  $t_{уд}$ , (с), промежутка времени  $\Delta t$ , (с) и величины сдвига фазы во времени  $tg\varphi$  от жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м):  
1 -  $t_{уд}$ , (с); 2 -  $\Delta t$ , (с); 3 -  $tg\varphi$

Установлено, что при жесткости податливой опоры  $C_n=2.3$  кН/м, продолжительность удара  $t_{уд} = 0.041$  с, а время, в течение которого перемещения балки достигает максимальных значений  $\Delta t = 0.044$  с. Разница между этими величинами составляет 0.003 с. В случае, когда жесткость податливой опоры  $C_n= 3.1$  кН/м, разница между исследуемыми величинами составляет 0.002 с. При жесткости податливой опоры  $C_n= 11.2$  кН/м,  $t_{уд} = \Delta t$ , (с) (рис. 4, зависимость 1 и 2). Очевидно то, что в случае, когда  $a \approx \Delta X$ , и  $t_{уд} = \Delta t$  (с) происходит разрушение моделируемой системы при действии динамических нагрузок на балку (рис. 3 и рис. 4, зависимости 1,2).

Считаем, что за время удара, обрушившаяся на балку порода, заставляет балку перемещаться и деформироваться, в результате чего совершается работа  $A$ , (Дж). Мощность  $N$ , (Вт), затрачиваемая на перемещение и деформирование балки, с учетом времени, в течение которого перемещения балки достигают максимальных значений, определяется по выражению [23]

$$N = \frac{A}{\Delta t} \quad (20)$$

Полагаем, что работа  $A$ , (Дж), затрачиваемая на перемещение балки, накапливается в сжимаемом теле-податливой опоре, в виде потенциальной энергии и, в первом приближении, определяется как в [23], по выражению

$$A = \frac{cx^2}{2} \quad (21)$$

При этом, значение коэффициента неупругого сопротивления  $\gamma$ , можно определить по выражению [24]

$$\gamma = \frac{\psi}{2\pi'} \quad (22)$$

когда известно отношение амплитуды неупругой деформации к величине упругой деформации.

Физической величиной, определяющей характер колебаний в деформируемой системе, является коэффициент демпфирования, определяемый как в [16,24] по выражению

$$\xi = \frac{r}{2mk}, \quad (23)$$

где  $r$ - коэффициент силы сопротивления движения,  $r = 0.3 - 0.5$  кг/с;  $m$  - масса моделируемой системы, кг.

Модальный коэффициент демпфирования  $\xi$  характеризует роль демпфирования в моделируемой системе, которая подвержена колебаниям с первоначальным перемещением  $X$ , (м). Считается [16,24], чем меньше значения этого коэффициента, тем дольше будут длиться колебания, а при  $\xi \geq 1$ , никаких движений динамическая система не совершает.

На рис. 5 представлены графики, отражающие изменение коэффициентов демпфирования  $\xi$  и неупругого сопротивления  $\gamma$  в деформируемой системе, работы  $A$ , (Дж) и мощности  $N$ , (Вт), затрачиваемых на перемещение балки после удара, с учетом жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м).

Из приведенных зависимостей видно, что с увеличением жесткости податливой опоры, значения коэффициентов демпфирования  $\xi$  и неупругого сопротивления  $\gamma$ , уменьшаются. При этом уменьшается количество энергии, затрачиваемой на перемещение и деформирование балки после удара (рис. 5). С увеличением жесткости податливой опоры, ее демпфирующая способность увеличивается. По всей видимости, демпфирующая способность податливой опоры, играет огромную роль в динамическом поведении моделируемой системы после удара.

В результате выполненных лабораторных исследований устойчивости пород кровли угольного пласта, представленной в виде балки с податливой опорой, при действии динамической нагрузки на боковые породы установлено, что устойчивость моделируемой деформируемой системы, имеющей податливые опорные связи, зависит от величины силового воздействия падающей породы на балку и жесткости податливой опоры  $C_n$ , (кН/м), на которую опирается моделируемая балка. При неупругом ударе, когда проявляется действие внешней силы на балку, с учетом полученных экспериментальных данных установлено, что с увеличением жесткости податливой опоры, максимальный прогиб балки уменьшается, а сама система максимально поглощает энергию деформирования, что увеличивает вероятность разрушения боковых пород.

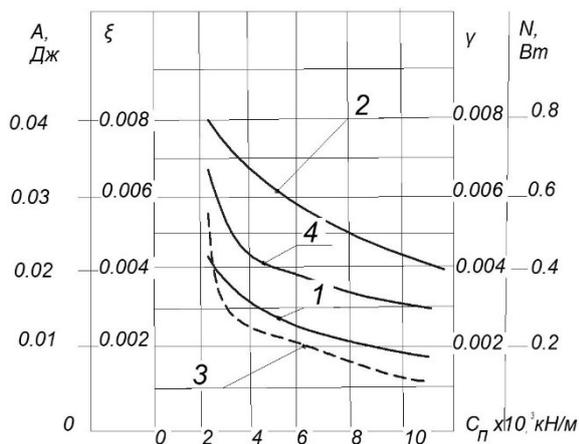


Рис. 5 – Графики, отражающие изменение коэффициентов демпфирования  $\xi$  и неупругого сопротивления  $\gamma$ , с учетом работы  $A$ , (Дж) и мощности  $N$ , (Вт), затрачиваемых на перемещение балки с податливой опорой с учетом ее различной жесткости  $C_n$  (кН/м): 1-  $\xi$ ; 2-  $\gamma$ ; 3-  $A$ , (Дж); 4-  $N$ , (Вт)

Таким образом, в моделируемой деформируемой системе с податливыми опорными связями, при изучении ее поведения после силового воздействия падающей породы на балку, величина ее максимального перемещения, зависит от статического сжатия податливой опоры и возможного отклонения центра масс от положения равновесия при ударе. Устойчивость моделируемой системы, в которой породы кровли представлены в виде балки, которая опирается на податливую опору из разрыхленной горной породы, обеспечивается в условиях, когда ее пустотность находится в интервале  $M=(7-20)\%$  при уменьшении ее насыпной плотности. При определении перемещений в такой системе, кроме деформаций изгиба балки, необходимо учитывать величину податливости опор, с учетом гранулометрического состава разрыхленной горной породы и динамическую жесткость податливой опоры.

### Вывод

Выполненный комплекс лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов показывает, что размещение податливой опоры из разрыхленной горной породы, с учетом обоснованного гранулометрического состава, для поддержания кровли угольного пласта позади очистного забоя, при действии динамических нагрузок, обеспечивает устойчивость боковых пород в окрестности поддерживаемых горных выработок и способствует снижению уровня травматизма при ведении горных работ.

### Список литературы

1. **Николин, В. И.** Снижение травматизма от проявлений горного давления / **В. И. Николин, С. В. Подкопаев, А.**

**В. Агафонов, Н. В. Малеев.** – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 332 с.  
 2. **Жуков, В. Е.** Малоотходная технология добычи угля / **В. Е. Жуков, В. В. Выстороп, А. М. Колчин и др.** – К.: Техника, 1984. – 144 с.  
 3. **Liashok, Ya.** Experimental studies of the seam openings competence in different methods of protection under pitch and steep coal seams development / **Ya. Liashok, I. Jordanov, D. Chepiga, S. Podkopaiev** // *Mining of Mineral Deposits.* – 2018. – Vol.12, Issue 4. – P. 9-19. - doi: 10.1547//mining12.04.009.  
 4. **Зборщик, М. П.** Механизм повышения устойчивости кровли в лавах при применении закладки выработанного пространства / **М. П.Зборщик, С. В. Подкопаев** // *Уголь Украины.* - 1992. - №5. - С. 20-23.  
 5. **Шакирзянов, Р. А.** Динамика и устойчивость сооружений / **Р. А. Шакирзянов, Ф. Р Шакирзянов.** – Казань: Казанс. гос. архит-стр. ун-та, 2005. – 120 с.  
 6. **Циглер, Ф.** Механика твердых тел и жидкостей / **Ф. Циглер.** - Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая механика». - 2002. – 912 с.  
 7. **Varuh, H.** Applied Dynamics / **H. Varuh.** – Taylor Francis Group. LLS, 2015. – 872 p.  
 8. **Ginsberg, I.** Engineering Dynamics / **I. Ginsberg.** – Cambridge University Press, 2008. – 726 p.  
 9. **Kleppner, D.** An introduction to Mechanics / **D. Kleppner, R. Kolenkow.** – Cambridge University Press, 2014. – 542 p.  
 10. Національний стандарт України. Методи випробування цементу. Частина 1. Визначення міцності (EN 196-1:2005, IDT) ДСТУ EN196-1:2007. Київ, Мінбуд України, 2007. – 30с.  
 11. **Борщ-Компониц, В. И.** Практическая механика горных пород / **В. И. Борщ-Компониц.** - М: Горная Книга, 2013. – 322 с.  
 12. **Дворкин, Л. И.** Испытания бетонов и растворов. Проектирование их составов / **Л. И. Дворкин, В. И. Гоц, О. Л. Дворкин.** - М.: Инфра- Инженерия, 2015. - 418 с.  
 13. **Гавриш, М. М.** Механіка гірських порід / Під заг. **С. С. Гребьонкіна, М. М. Гавриш.** - Донецьк: ДонНТУ. - 2004. – 169 с.  
 14. **Бриджмен, П. В.** Анализ размерностей / **П. В. Бриджмен.** – Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика», 2001. – 148 с.  
 15. **Обиралов, А. И.** Фотограмметрия / **А. И. Обиралов, А. Н. Лимонов, Н. А. Гаврилова.** - М.: Недра, 1969. - 392 с.  
 16. **Ковалева, Н. В.** Опре-деление оптимальных параметров демпфирования в системах сейсмоизоляции / **Н. В. Ковалева, Ю. Л. Рутман, Г. В. Давыдова** // *Инженерно-строительный Журнал. Magazine of Civil Engineering.* – 2013. – №5. – С. 107-115.  
 17. **Стрелков, С. П.** Введение в теорию колебаний / **С. П. Стрелков.** – С.-Пб.: Лань, 2005. – 440 с.  
 18. *Advances in Vibration Analisic Reserch.* - In Tech. / **F. Ebrahimi.** – 2011. – 456 p.  
 19. **Bottega, W. J.** Engineering Vibrations / **W. J. Bottega.** – CRC Press, Taylor&Francis Group, 2006. – 727 p.  
 20. **Baddour, N.** Recent Advances in Vibration Analisic / **N. Baddour.** – In Tech., Rijeka, Croatia, 2011. - 236 p.  
 21. **Водопьянов, В. И.** Исследование демпфирующих свойств материалов / **В. И. Водопьянов, А. А. Белов.** - Волгоград, ВолгГТУ, 2001. – 12 с.  
 22. **Кильчевский, Н. А.** Теория соударений твердых тел / **Н. А. Кильчевский.** - Киев: Наукова думка, 1969. – 246 с.  
 23. **Акимов, В. А.** Теоретическая механика. Динамика. В 2ч. Ч2. Динамика материальной точки / **В. А. Акимов и др. /**

Под общ. ред. проф. **А. В. Чигарева** – Минск: Новое знание, 2010. – 863 с.

24. **Гусев, А. Ф.** Прикладная теория колебаний / **А. Ф. Гусев, М. В. Навоселова**. - Тверской госуд. ун-т, 2017. – 160 с.

#### References (transliterated)

1. **Nikolin, V. I., Podkopaev, S. V., Agafonov, A. V., Maleev, N. V.** Snizheniye travmatizma ot proyavleniy gornogo davleniya [Reduction of injury from the manifestations of rock pressure]. Donetsk, Nord-Press, 2005, 332.
2. **Zhukov, V., Vistorop, V., Kolchin, A. et al.** Malookhodnaya tekhnologiya dobychi uglya [Low-waste coal mining technology]. K., Technics, 1984, 144.
3. **Liashok, Ya., Iordanov, I., Chepiga, D., Podkopaiev, S.** Experimental studies of the seam openings competence in different methods of protection under pitch and steep coal seams development. *Mining of Mineral Deposits*, 2018, **12**, Issue 4, 9-19, doi: 10.1547//mining 12.04.009.
4. **Zborshchik, M., Podkopaev, S.** Mekhanizm povysheniya ustoychivosti krovli v lavakh pri primenenii zakladki vyrabotannogo [The mechanism of increasing the stability of the roof in the pits when using the laying of a goaf]. *Coal of Ukraine*, 1992, **5**, 20-23.
5. **Shakirzyanov, R., Shakirzyanov, F.** Dinamika i ustoychivost' sooruzheniy [Dynamics and stability of structures], Kazan, Publishing House Kazans. state arch-pp. University, 2005, 120.
6. **Ziegler, F.** Mekhanika tverdykh tel i zhidkostey [Mechanics of solids and liquids]. Izhevsk, SIC "Regular and chaotic mechanics", 2002, 912.
7. **Baruh, H.** Applied Dynamics. Taylor Francis Group. LLS., 2015, 872.
8. **Ginsberg, I.** Engineering Dynamics. Cambridge University Press, 2008, 726.
9. **Kleppner, D., Kolenkow, R.** An introduction to Mechanics. Cambridge University Press, 2014, 542.
10. Natsional'nyy standart Ukrayiny. Metody vyprobuvannya tsementu. Chastyna 1. Vyznachennya mitsnosti [National standard of Ukraine. Methods of test of cement. Part 1. Determination of durability] (EN 196-1: 2005, IDT) DSTU EN196-1: 2007. Kiev, Minsk Ukraini, 2007, 30p.
11. **Borscht-Komponiyets, V.** Prakticheskaya mekhanika gornyykh porod [Practical mechanics of rocks mountains]. M., Mountain Book, 2013, 322.
12. **Dvorkin, L., Gotz, V., Dvorkin, O.** Ispytaniya betonov i rastvorov. Proyektirovaniye ikh sostavov [Concrete and solution tests. Designing their compositions]. M., Infra-Engineering, 2015, 418.
13. **Havrish, M.** Mekhanika hirs'kykh pored [Mechanics of rocks]. Pid zah. **S. Hreb'onkina, M. Havrish**. Donets'k, DonNTU, 2004, 169.
14. **Bridgman, P.** Analiz razmernostey [Dimension analysis]. Izhevsk, Scientific and Research Center "Regular and Chaotic Dynamics", 2001, 148.
15. **Obiralov, A., Limonov, A., Gavrilova, N.** Fotogrammetriya [Photogrammetry]. M., Nedra, 1969, 392.
16. **Kovaleva, N., Rutman, Yu., Davydova, G.** Opredeleniye optimal'nykh parametrov dempfirovaniya v sistemakh seysmoizolyatsii [Determination of optimum damping parameters in seismic insulation systems]. *Construction Engineering Journal. Magazine of Civil Engineering*, 2013, **5**, 107-115.
17. **Strelkov, S.** Vvedeniye v teoriyu kolebaniy [Introduction to the theory of oscillations]. S.-Pb., Lan, 2005, 440.
18. Advances in Vibration Analysis Reserch. - In Tech. F. Ebrahimi, 2011, 456.
19. **Bottega, W. J.** Engineering Vibrations. CRC Press, Taylor&Francis Group, 2006, 727.
20. **Baddour, N.** Recent Advances in Vibration Analysis. In Tech., Rijeka, Croatia, 2011, 236.
21. **Vodopyanov, V., Belov, A.** Issledovaniye dempfiroyushchikh svoystv materialov [Investigation of damping properties of materials]. Volgograd, VolgGTU, 2001, 12.
22. **Kilchevsky, N. A.** Teoriya soudareniy tverdykh tel [The theory of collisions of solids]. Kiev, Naukova Dumka, 1969, 246.
23. **Akimov, V.** Teoreticheskaya mekhanika. Dinamika. V 2ch. Chast' 2. Dinamika material'noy tochki [Theoretical mechanics. Dynamics. Part 2. Dynamics of the material point]. Under total. ed. prof. **A.V. Chigareva**. Minsk, New knowledge, 2010, 863.
24. **Gusev, A., Navoselova, M.** Prikladnaya teoriya kolebaniy [Applied theory of oscillations]. Tver State. Univ, 2017, 160.

#### Сведения об авторах (About the Authors)

**Иорданов Игорь Вячеславович** – кандидат технических наук, соискатель кафедры «Охрана труда», Государственное высшее учебное заведение «Донецкий национальный технический университет», г. Покровск, Украина; ORCID: 0000-0001-9991-781X; e-mail: gendir@eme.kiev.ua.

**Igor Iordanov** – Candidate of Technical Sciences (Ph. D.), Applicant, Public higher education institution Donetsk National Technical University, Pokrovsk, Ukraine; ORCID: 0000-0001-9991-781X; e-mail: gendir@eme.kiev.ua.

**Симонова Юлия Игоревна** - аспирант кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых», Государственное высшее учебное заведение «Донецкий национальный технический университет», г. Покровск, Украина; ORCID: 0000-0002-9192-7850; e-mail: yuliia.simonova@donntu.edu.ua.

**Yuliia Simonova** - graduate student, Public higher education institution Donetsk National Technical University, Pokrovsk, Ukraine; ORCID: 0000-0002-9192-7850; e-mail: yuliia.simonova@donntu.edu.ua.

**Положий Антон Витальевич** – аспирант кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых», Государственное высшее учебное заведение «Донецкий национальный технический университет», г. Покровск, Украина; e-mail: anpolozhii@gmail.ru.

**Anton Polozhiy** - graduate student, Public higher education institution Donetsk National Technical University, Pokrovsk, Ukraine; e-mail: anpolozhii@gmail.ru.

**Подкопаев Сергей Викторович** – доктор технических наук, профессор кафедры «Охрана труда», Государственное высшее учебное заведение «Донецкий национальный технический университет», г. Покровск, Украина; ORCID: 0000-0002-3258-9601; e-mail: spodkopaiev@aol.com.

**Serhii Podkopaiev** – Doctor of Technical Sciences, Public higher education institution Donetsk National Technical University, Pokrovsk, Ukraine; ORCID: 0000-0002-3258-9601; e-mail: spodkopaiev@aol.com.

**Довгаль Виталий Юрьевич** – генеральный директор ГП «Национальная угольная компания» Минтоэнерго Украины, г. Киев; e-mail: vud007007@gmail.com.

**Vitaliy Dovgal** - General Director of the State Enterprise "Mirnogradugol", Mirnograd, Ukraine; e-mail: vud007007@gmail.com.

**Король Антон Вячеславович** – инженер, ПСП «Шахтоуправление «Добропольское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь»», г. Доброполье, Украина; e-mail: akorolv2017@gmail.com.

**Anton Korol** – engineer, PSP "Dobropolskoe Mine Administration" DTEK Dobropolyeugol LLC", Dobropolye, Ukraine; e-mail: akorolv2017@gmail.com.

*Пожалуйста, ссылайтесь на эту статью следующим образом:*

**Иорданов, И. В.** Исследование устойчивости кровли угольного пласта с податливой опорой различной жесткости на моделях / **И. В. Иорданов, Ю. И. Симонова, А. В. Положний, С. В. Подкопаев, В. Ю. Довгаль, А. В. Король** // *Вестник НТУ «ХПИ»*, Серия: Новые решения в современных технологиях. – Харьков: НТУ «ХПИ». – 2019. – № 10 (1335). – С. 11-20. – doi:10.20998/2413-4295.2019.10.02.

*Please cite this article as:*

**Iordanov, I., Simonova, Y., Polozhiy, A., Podkopaiev, S., Dovgal, V., Korol, A.** A study of the stability of the roof of the cobbled plate with the suppressional support of various hardness on models. *Bulletin of NTU "KhPI". Series: New solutions in modern technologies.* – Kharkiv: NTU "KhPI", 2019, 10 (1335), 11-20, doi:10.20998/2413-4295.2019.10.02.

*Будь ласка, посилайтесь на цю статтю наступним чином:*

**Иорданов, И. В.** Дослідження стійкості покрівлі вугільного пласта з податливою опорою різної жорсткості на моделях / **И. В. Иорданов, Ю. И. Симонова, А. В. Положний, С. В. Подкопаев, В. Ю. Довгаль, А. В. Король** // *Вісник НТУ «ХПИ»*, Серія: Нові рішення в сучасних технологіях. – Харків: НТУ «ХПИ». – 2019. – № 10 (1335). – С. 11-20. – doi:10.20998/2413-4295.2019.10.02.

**АННОТАЦИЯ** Метою роботи є вивчення стійкості порід покрівлі вугільного пласта з податливою опорою при дії динамічних навантажень. Для досягнення поставленої мети були виконані лабораторні дослідження на моделях з еквівалентних матеріалів, коли покрівля вугільного пласта була представлена у вигляді балки, яка спиралася на податливу опору різної жорсткості, в залежності від варіантів моделювання. При проведенні досліджень вивчалася поведінка моделюємо деформованої системи після силового впливу падаючої породи на балку і було встановлено, що з урахуванням неоднорідності матеріалу балки, при наявності податливої опори з розпушеної гірської породи, що має різний гранулометричний склад, порожнистість і насипну щільність, деформація балки в часі буде відставати від її переміщення на величину зсуву фази, причому, чим менше жорсткість податливої опори, тим більше відставання в часі. Максимальне переміщення балки в моделюємої системі, визначається величиною статичного стиснення податливою опорою і можливого відхилення центру мас від положення рівноваги при ударі. При такій взаємодії балки з податливою опорою, кількість енергії, що витрачається на деформування балки, залежить від жорсткості податливою опорою, тривалості удару і проміжку часу, між закінченням дії зовнішньої сили і максимальним переміщенням балки, яка має податливі опорні зв'язку. Доведено, що стійкість моделюємо деформованої системи забезпечується в умовах, коли податлива опора з розпушеної гірської породи, на яку спираються породи покрівлі позаду очисного забою, має порожнистість не більше  $M \leq 20\%$  і не менше  $M \geq 7\%$ , при збільшенні її насипної щільності. При збільшенні або зменшенні порожнистості податливою опорою, при дії динамічних навантажень, відбувається руйнування моделюється балки. Виконаний комплекс лабораторних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів показує, що наявність податливої опори з розпушеної гірської породи обгрунтованого гранулометричного складу для підтримки покрівлі вугільного пласта позаду очисного вибою при дії динамічних навантажень, забезпечує стійкість бокових порід в околиці підтримуваних гірських виробок.

**Ключові слова:** гірський тиск; обвалення; очисний вибій; динамічні навантаження; податлива опора; закладка виробленого простору.

*Поступила (received) 28.04.2019*