

ГЕОМЕХАНИКА, РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД ВЗРЫВОМ, РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА И ГОРНАЯ ТЕПЛОФИЗИКА

DOI: 10.26730/1999-4125-2019-1-43-48

УДК 622.831

ВЫБОР МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ОТНОСИТЕЛЬНО ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА С УЧЕТОМ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ

SELECTION OF DEVELOPMENT WORKING LOCATION NEARBY THE MINED-OUT SPACE WITH ALLOWANCE FOR GEOMECHANICAL FACTORS

Гоголин Вячеслав Анатольевич

доктор техн. наук, профессор, e-mail: gva.pm@kuzstu.ru

Viacheslav A. Gogolin, Dr. Sc. in Engineering, Professor

Ермакова Инна Алексеевна

доктор техн. наук, профессор, e-mail: eia.pm@kuzstu.ru

Inna A. Ermakova, Dr. Sc. in Engineering, Professor

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 650000, Россия,
г. Кемерово, ул. Весенняя, 28

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 28 street Vesennyaya, Kemerovo, 650000, Russian Federation

Аннотация: Отработка новых участков угольных пластов часто происходит рядом с ранее отработанными участками и предусматривает проведение новых подготовительных выработок. Эти подготовительные выработки должны находиться в целике на определенном расстоянии от выработанного пространства для сохранения их устойчивости. В статье рассматривается задача о напряженно-деформированном состоянии целика с подготовительной выработкой, находящейся в зоне влияния выработанного пространства. Проведены численные расчеты вертикальной составляющей напряжений при различном удалении подготовительной выработки от выработанного пространства. Исследовано состояние подготовительной выработки в зависимости от ширины целика между подготовительной выработкой и выработанным пространством, глубины разработки и прочности угля на сжатие. Расчеты проводились методом конечных элементов для условий плоского линейно-деформированного состояния горных пород с учетом обрушения пород кровли. Для оценки прочности целика между подготовительной выработкой и выработанным пространством использовался критерий прочности горных пород на сжатие, учитывающий предельное деформирование угля. Установлена зависимость между минимальной шириной предохранительного целика и отношением глубины заложения выработки к прочности угля на сжатие. Полученная зависимость позволяет обосновать выбор местоположения подготовительной выработки в угольном целике с учетом известных геомеханических факторов. Рассчитана минимальная ширина целика между подготовительной выработкой и выработанным пространством для условий разработки пологих пластов Кузбасса.

Ключевые слова: подготовительная выработка, угольный целик, метод конечных элементов, прочность целика.

Abstract: The development of new sections of coal seams often occurs near the previously developed sections and requires the drivage of new development workings. These development workings should be in the pillar at a certain distance from the mined-out space to maintain their stability. The article deals with the problem of the stress-strain state of the pillar with the development workings located in the zone of influence of the mined-out space. The numerical calculations of the vertical component of stress at different distances of the development

workings from the mined-out space are carried out. The state of the development working in relation to the width of the pillar between the development working and the mined-out space, the depth of the development and the compressive strength of the coal were investigated. The calculations were carried out by the finite element method for the conditions of a flat linearly deformed state of rocks. To assess the strength of the pillar between the development working and the mined-out space, the compressive strength criterion of rocks was used, taking into account the out-of-limit deformation of coal. The relationship between the minimum width of the safety pillar and the ratio of the depth of the development to the strength of the coal in compression is established. The dependence obtained allows us to substantiate the choice of the location of the development working in the coal pillar, taking into account the known geomechanical factors. The minimum width of the safety pillar between the development working and the mined-out space for the conditions of development of flat seams of Kuzbass was calculated.

Key words: development working, coal pillar, finite element method, strength of the pillar.

Для исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при подземной разработке угля широкое применение получил метод конечных элементов [1, 2, 3]. Данный метод использовался при решении плоских и объемных задач геомеханики [4 – 12]. Основные результаты расчетов напряженно-деформированного состояния получены для линейно-деформируемых горных пород. Задача определения зон разрушения в угольных пластах остается мало изученной. В данной работе используется критерий прочности угольного пласта [13, 14] и методика учета предельного состояния угля в зоне опорного давления [15], позволяющие выделять зоны разрушения в угольном пласте.

Расчет напряженно-деформированного состояния целиков с выработками проводился методом конечных элементов. Установление закономерностей изменения размеров взаимовлияния выработок выполнено методами регрессионного и корреляционного анализа результатов расчетов.

Основные результаты проведенных исследований сводятся к следующему.

1. Поставлена задача численного моделирования и проведены расчеты напряженно-деформированного состояния массива горных пород, включающего очистные и подготовительные выработки.

2. Исследовано состояние подготовительной выработки в зависимости от ширины целика между подготовительной выработкой и очистной выработкой, глубины разработки и прочности угля на

сжатие.

3. Впервые установлено, что минимальная ширина целика линейно зависит от отношения глубины разработки к прочности угля на сжатие.

В большинстве случаев предохранительные целики содержат подготовительные выработки, такие как штреки, уклоны, бремсберги. Поэтому следовало выяснить, как влияет расположение выработок относительно выработанного пространства на размеры зон разрушения в целике.

Для решения этого вопроса была использована методика расчета напряженно-деформированного состояния горных пород предложенная в [15].

Расчетная схема задачи приведена на рис. 1.

Постановка задачи сводилась к следующему.

Вмещающие породы (1), угольный целик (2) и обрушенные породы выработанного пространства (3), прилегающие к целику, задавались как линейно-деформируемые породы. Модули линейных деформаций для них были заданы: 10^4 , 10^3 , 10^2 МПа, модули поперечных деформаций: 0,2; 0,25; 0,3 соответственно. Эти блоки расчетной схемы нагружены собственным весом в соответствии с их плотностями и составляли 25000 Н/м³, 13000 Н/м³, 20000 Н/м³ для вмещающих пород, угольного целика и обрушенных пород.

Граничные условия принимались в следующем виде:

– на верхней границе (дневная поверхность свободная от нагрузок) нормальные и касательные напряжения равны нулю;

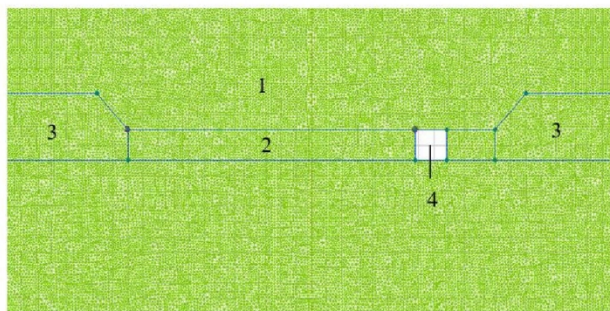
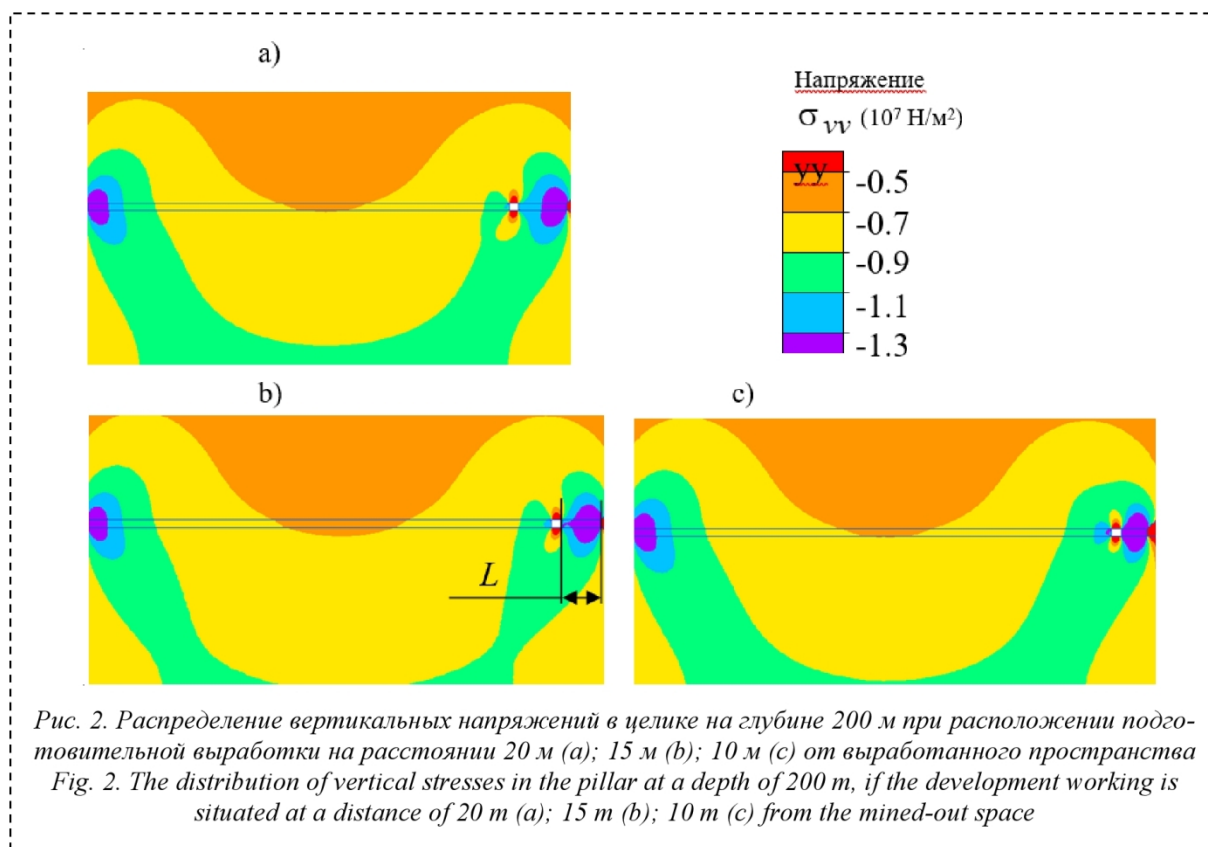


Рис. 1. Расчетная схема: 1 – вмещающие породы; 2 – угольный целик; 3 – выработанное пространство; 4 – подготовительная выработка

Fig. 1. Calculation scheme: 1 – host rock; 2 – coal pillar; 3 – mined-out space; 4 – development working



– на левой и правой границе расчетной области, удаленных от целика на 300 м, горизонтальные перемещения и касательные напряжения отсутствуют;

– на нижней границе, удаленной от целика, вертикальные перемещения и касательные напряжения также отсутствуют.

Размеры расчетной области составляли 900 м по горизонтали и вертикали.

Для установления размеров целика между подготовительной выработкой и выработанным пространством было исследовано напряженное и прочностное состояние краевой части целика мощностью 3 м и шириной 200 м.

Подготовительные выработки имели высоту 3 м и ширину 4 м.

Глубина разработки составляла 200 – 500 м. Прочность угля в целике на сжатие изменялась в пределах 8 – 12 МПа.

Расстояние от подготовительной выработки до выработанного пространства варьировалось от 50 м до такого значения L , при котором зона разрушения краевой части целика достигает подготовительной выработки. Данные условия соответствуют условиям разработки пологих пластов Кузбасса.

На рисунке 2 показано изменение состояния краевой части целика на глубине 200 м с прочностью угля на сжатие 10 МПа при уменьшении расстояния от подготовительной выработки до выработанного пространства. При этом в левой части целика нет выработки, а в правой его части

выработка расположена на расстоянии 20, 15, 10 м от очистной выработки.

Зоны разрушения показаны фиолетовым цветом и устанавливались по критерию прочности угольного пласта на сжатие, приведенного в [11]:

$$\sigma_y > \sigma_s^p = \gamma H + \frac{\sigma_s}{1 + \nu}$$

Здесь σ_y – нормальные к пласту напряжения, σ_s^p – предел прочности пласта на сжатие, γ – объемный вес пород, H – глубина разработки, σ_s – предел прочности угольного образца на одноосное сжатие, ν – коэффициент поперечных деформаций угля.

Было проведено сравнение размеров зон разрушения целика в левой и правой краевых частях целика. Анализ показывает, что при расстоянии от подготовительной выработки до выработанного пространства 20 м и более (рисунок 2а), наличие выработки не оказывает влияния на размер зоны разрушения целика. В случае, когда расстояние от подготовительной выработки до выработанного пространства уменьшается до 15 м и 10 м, зона разрушения краевой части целика распространяется до нее и за нее (рисунок 2б, в). В данном случае, расстояние от подготовительной выработки до выработанного пространства, при котором начинает проявляться геомеханическое влияние очистной выработки, $L = 15$ м.

Этапы расчетов напряженного состояния этого

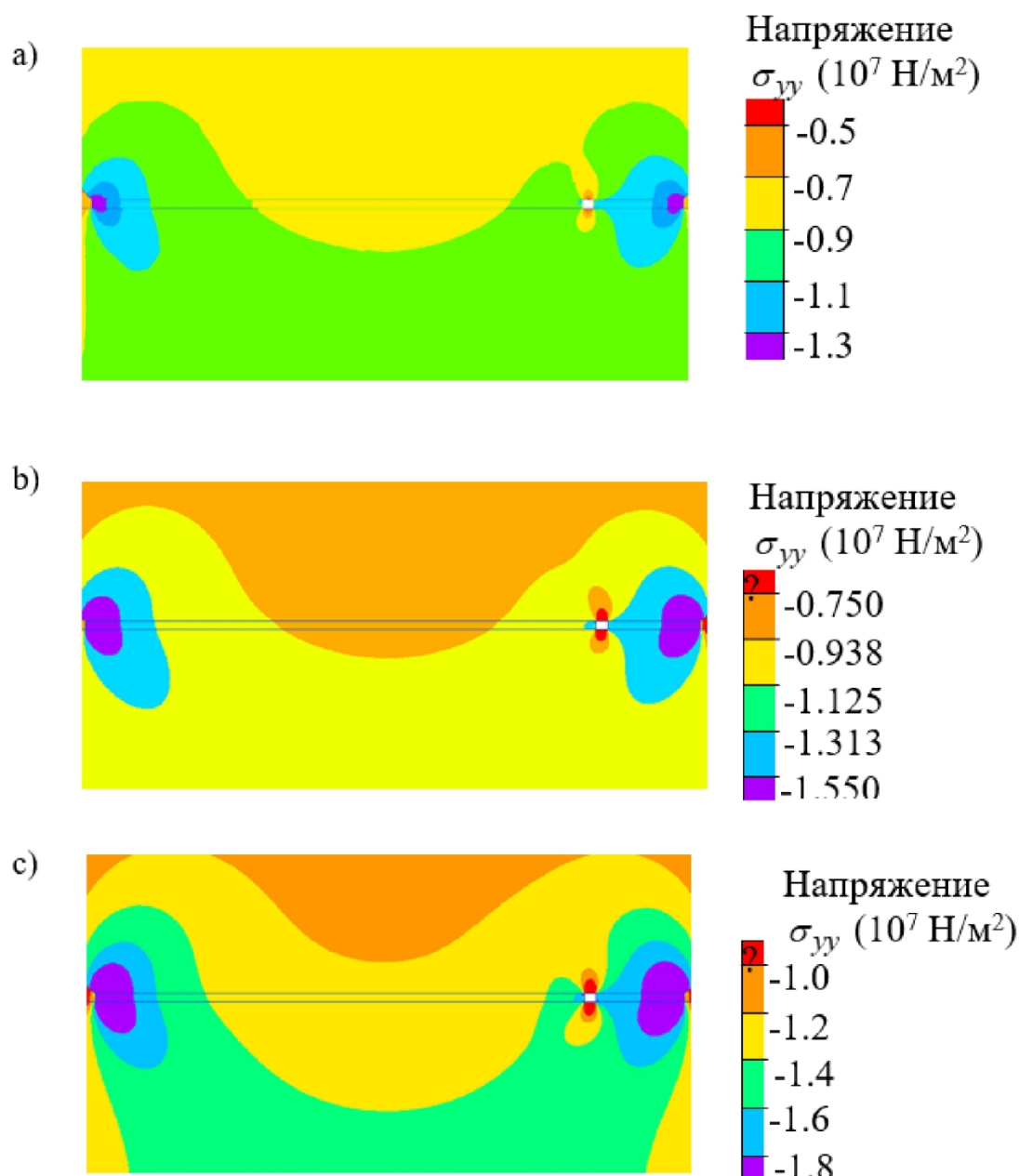


Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений в целике с подготовительной выработкой при глубине разработки 200 м (а); 300 м (б); 400 м (в)

Fig. 3. The distribution of vertical stresses in the coal pillar with the development working located at a depth of 200 m (a); 300 m (b); 400 m (c)

же целика при различной глубине разработки (200, 300, 400 м) при расстоянии от подготовительной выработки до выработанного пространства 30 м показаны на рисунке 3.

Здесь фиолетовым цветом выделены зоны разрушения целика, в которых значения вертикальных напряжений превосходят предел прочности целика, составляющих 13 МПа, 15,5 МПа и 18 МПа на глубине 200, 300, 400 м соответственно.

Была проведена статистическая обработка полученных результатов. Установлена значимая зависимость минимального расстояния от

подготовительной выработки до выработанного пространства L от глубины разработки H и прочности угля на сжатие σ_s :

$$L = 15,19 \frac{\gamma H}{\sigma_s} + 0,9.$$

Полученная значимая зависимость позволяет устанавливать место проведения подготовительных выработок относительно выработанного пространства.

При глубине разработки 300 м и прочности угля на сжатие не менее 10 МПа ширина целика от

подготовительной выработки до выработанного пространства должна составлять не менее 15 м.

Выводы

1. Применение метода конечных элементов для расчета напряженно-деформированного состояния горных пород с использованием критерия прочности пласта позволяет устанавливать размеры зон разрушения пласта и оценивать геомеханическое взаимовлияние подготовительной выработки и

выработанного пространства.

2. Ширина зоны взаимовлияния подготовительной выработки и выработанного пространства находится в линейной зависимости от отношения глубины разработки к прочности угля на одноосное сжатие.

3. Ширина целика между подготовительной выработкой и выработанным пространством для условий разработки пологих пластов Кузбасса должна быть не менее 15 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 стр.
2. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L.; Zhu J.Z. The Finite Element Method: Its Basis and Fundamentals (7th Edition). Butterworth-Heinemann, 2013.
3. Бате, Клаус-Юрген. Методы конечных элементов / К.-Ю. Бате; пер. с англ. В. П. Шидловского; под ред. Л. И. Турчака. – Москва: Физматлит, 2010. – 1022 с.
4. Техногенные геомеханические поля напряжений / М. В. Курленя, В. М. Серяков, А. А. Еременко. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264 с.
5. Wang Jiachen, Pan Weidong, Li Cheng. 2008. 3D numerical simulation of top coal caving with hard roof in Gequan mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 25(3): 272-276.
6. Griffiths, D. V. and P. A. Lane (1999), "Slope Stability analysis by finite elements." Geotechnique 49(3): 387-403.
7. ZHAO, Peng; XIE, Ling-Zhi; XIONG, Lun. Numerical simulation of abutment pressure in coal for nonpillar mining, Journal of China Coal Society, Volume 36, Number 12, 15 January 2012, pp. 2029-2034(6).
8. Chen Zhonghui, Xie Heping. Damage mechanics analysis on the distribution of abutment pressure around a coal face [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19 (4):436-439.
9. Si Rongjun, Wang Chunqiu, Tan Yunliang. Numerical simulation of abutment pressure distribution laws of working faces [J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(2):351-354.
10. Liu Zenghui, Kang Tianhe. Numerical simulation of pillar proper dimension in the entry of mechanized top coal caving face [J]. Ground Pressure and Strata Control, 2005, 22(1):24-26.
11. ReedGuy, Mctyer Kent, FrithRussell. An assessment of coal pillar system stability criteria based on a mechanistic evaluation of the interaction between coal pillars and the overburden. International Journal of Mining Science and Technology, Volume 27, Issue 1, January 2017, Pages 9-15.
12. Gauna Michael, Mark Christopher. Unanticipated multiple seam stresses from pillar systems behaving as pseudo gob-case histories. International Journal of Mining Science and Technology 27 (2017) 131-137.
13. Gogolin V.A. Rock destruction with volumetric compression. Coal in the 21st Century: Mining, Processing and Safety, 2016: 86-89.
14. Гоголин В.А. Деформационные и прочностные характеристики хрупких горных пород при сжатии / В.А. Гоголин // Вестник КузГТУ. - 2016. – №3. – С. 3-7.
15. Ermakova I.A., Pirieva N.N. Considering behind limit deformation for calculation of coal pillars parameters by finite element method. Coal in the 21st Century: Mining, Processing and Safety, 2016: 90-93.

REFERENCES

1. Fadeev A.B. Finite Element Method in Geomechanics (rus). Moscow: Nedra, 1987.
2. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L.; Zhu J.Z. The Finite Element Method: Its Basis and Fundamentals (7th Edition). Butterworth-Heinemann, 2013.
3. Bate K.U. Finite Element Methods. M.: FIZMATLIT, 2010.
4. Kurlenja M. V., Serjakov V. M., Eremenko A. A. Tehnogennye geomehanicheskie polja naprjazhenij (rus) [Technogenic geochemical stress field]. – Novosibirsk: Nauka, 2005.
5. Wang Jiachen, Pan Weidong, Li Cheng. 2008. 3D numerical simulation of top coal caving with hard roof in Gequan mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 25(3): 272-276.
6. Griffiths, D. V. and P. A. Lane (1999), "Slope Stability analysis by finite elements." Geotechnique 49(3): 387-403.
7. ZHAO, Peng; XIE, Ling-Zhi; XIONG, Lun. Numerical simulation of abutment pressure in coal for nonpillar mining, Journal of China Coal Society, Volume 36, Number 12, 15 January 2012, pp. 2029-2034(6).

8. Chen Zhonghui, Xie Heping. Damage mechanics analysis on the distribution of abutment pressure around a coal face [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19 (4):436-439.
9. Si Rongjun, Wang Chunqiu, Tan Yunliang. Numerical simulation of abutment pressure distribution laws of working faces [J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(2):351-354.
10. Liu Zenghui, Kang Tianhe. Numerical simulation of pillar proper dimension in the entry of mechanized top coal caving face [J]. Ground Pressure and Strata Control, 2005, 22(1):24-26.
11. ReedGuy, Mctyer Kent, FrithRussell. An assessment of coal pillar system stability criteria based on a mechanistic evaluation of the interaction between coal pillars and the overburden. International Journal of Mining Science and Technology, Volume 27, Issue 1, January 2017, Pages 9-15.
12. Gauna Michael, Mark Christopher. Unanticipated multiple seam stresses from pillar systems behaving as pseudo gob-case histories. International Journal of Mining Science and Technology 27 (2017) 131–137
13. Gogolin V.A. Rock destruction with volumetric compression. Coal in the 21st Century: Mining, Processing and Safety, 2016: 86-89.
14. Gogolin V.A. Deformacionnye i prochnostnye harakteristiki hrupkih gornyh porod pri szhatii / V.A. Gogolin // Vestnik KuzGTU. - 2016. –№3. – pp. 3-7. (rus)
15. Ermakova I.A., Pirieva N.N. Considering behind limit deformation for calculation of coal pillars parameters by finite element method. Coal in the 21st Century: Mining, Processing and Safety, 2016: 90–93.

Поступило в редакцию 11.11.2018

Received 11 November 2018