



РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>**Обоснование параметров целиков при отработке наклонных угольных пластов в условиях шахт провинции Куангнинь Вьетнама**В. Н. Нгуен¹ , Т. Н. Фам¹ ✉, П. Осинский² , Т. К. Нгуен¹ , Л. Х. Чинь³ ¹ Ханойский горно-геологический университет, Ханой, Вьетнам² Варшавский университет естественных наук, Варшава, Польша³ Технический университет им. Ле Куи Дон, Ханой, Вьетнам✉ phamthinhan@humg.edu.vn**Аннотация**

Проектирование и эксплуатация вспомогательных подземных выработок при разработке угольных месторождений предполагают обоснование параметров целиков угля и требуют разработки новых подходов для обоснования их геометрических параметров. С одной стороны, необходимо обеспечить достаточную устойчивость системы «массив горных пород – выработка – угольный целик», с другой – обосновать параметры «замороженных» в целиках запасов угля. Совместное решение этих двух задач требует точного прогнозирования на основе современных цифровых моделей массива горных пород. В настоящем исследовании авторы публикации, используя программное обеспечение Flac3D, представили модель массива горных пород и выработок с различными размерами угольного целика. Результаты моделирования показали, что в условиях наклонного залегания угольных пластов и массива горных пород объем добычи угля в забое влияет на напряженно-деформированное состояние массива горных пород. В ходе исследования были проанализированы различные факторы, влияющие на геометрические параметры угольного целика, изучено их влияние на поле напряжений и смещений горных пород, происходящих в условиях их наклонного залегания в массиве, а также определена величина зоны пластической деформации вокруг вспомогательной выработки. Результаты исследования имеют практическое значение и в части обоснования параметров конструкции крепи выработки. Размер угольного целика также связан с типом крепи выработки. Следует учитывать, что анкер должен иметь достаточную для прочного крепления длину и располагаться в зоне ненарушенных горных пород. Исследования показали, что для обеспечения оптимальных условий ведения горных работ и безопасности ширина угольного целика должна составлять от 10 до 15 м.

Ключевые слова

горное дело, добыча угля, угольный целик, массив горных пород, выработка, напряжения в массиве горных пород, устойчивость, цифровая модель, провинция Куангнинь, Вьетнам, Flac3D

Финансирование

Это исследование было поддержано проектом «Исследование применения численного метода для прогнозирования стабильности горных выработок в условиях динамических нагрузок при глубокой разработке, а также для обоснования конструкции горных выработок», код 191/НД-КНСН-КС.01.DD03-18/16-20.

Для цитирования

Nguyen V. N., Pham T. N., Osinski P., Nguyen T. C., Trinh L. H. Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):93–99. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research article

Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, VietnamV. N. Nguyen¹ , T. N. Pham¹ ✉, P. Osinski² , T. C. Nguyen¹ , L. H. Trinh³ ¹ Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam² Institute of Civil Engineering, Warsaw University of Natural Science, Warsaw, Poland³ Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam✉ phamthinhan@humg.edu.vn**Abstract**

Design and operation of auxiliary underground workings in coal mines involves substantiation of parameters of coal pillars and requires development of new approaches to substantiate their geometrics. On the one hand, sufficient stability of a “rock mass – working – coal pillar” system should be ensured. On the other hand, the parameters of “frozen” coal reserves in the pillars should be justified. The joint solution of these two problems



requires accurate forecasting based on modern digital models of a rock mass. In this study, a model of rock mass and mine workings with different dimensions of a coal pillar is presented with the use of Flac3D software. The simulation findings showed that when developing sloping coal seams, the volume of coal extraction in a longwall has an effect on the stress-strain state of the enclosing rock mass. During the study different factors having effect on geometrics of a coal pillar were analyzed, and their influence on the field of stresses and shear of inclined layers in a rock mass was studied, and the size of the plastic deformation zone around an auxiliary mine working was also determined. The study findings are also of practical importance in terms of substantiating the parameters of a working support design. The size of coal pillar is also connected with the support type. It should be taken into account that bolts should be of sufficient length to ensure firm fixing and located in the zone of intact rocks. The research showed that a coal pillar should be 10 to 15 m wide in order to ensure optimal mining conditions and safety.

Keywords

Mining, coal mining, coal pillar, rock mass, working, rock mass stress, stability, numerical model, Quang Ninh, Vietnam, Flac3D

Acknowledgments

This study was supported by the project “A study on the application of a numerical method to predict instability of a tunnel under dynamic load in deep mining environment and propose reasonable support system”, coded 191/HĐ-KHCN-KC.01.DD03-18/16-20.

For citation

Nguyen V.N., Pham T.N., Osinski P., Nguyen T.C., Trinh L.H. Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):93–99. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>

Введение

Угольная промышленность Вьетнама ставит перед собой задачу совершенствования технологии подземной добычи угля при повышении технико-экономического уровня развития шахт и уровня безопасности горных работ. Провинция Куангнинь имеет значительные запасы каменного угля, отработка которых будет осуществляться подземным способом. К 2025 г. этот уровень должен составить 63,1 млн т. Несмотря на то что подземный способ добычи угля является технологически самым сложным, добыча на его основе угля самых ценных для промышленности марок является вполне оправданным.

На протяжении нескольких десятилетий угольная промышленность концептуально развивается по пути технологического принципа «шахта – лава», что обеспечивает высокую производительность предприятия и его конкурентоспособность. Такие решения успешно применяются на передовых угледобывающих шахтах России, Китая, Индии, США, Австралии и многих других стран. Наибольший эффект при использовании такого подхода достигается при отработке выемочных столбов длиной более 1000 м при длине очистного забоя не менее 250–400 м. Для условий наклонных угольных пластов, характерных для провинции Куангнинь, вопросы реализации высокопроизводительных решений на основе ранее озвученных принципов усложняются в значительной степени. Но так как именно в этих условиях сосредоточено более 24 % общих балансовых запасов, потребуется прорабатывать весь комплекс задач, необходимых для эффективной работы шахт. Одной из ключевых задач, требующих решения при обосновании технологии и параметров горных работ, является задача обоснования размеров целиков, обеспечивающих устойчивость выработок. Поискам технологических решений в этом направлении для условий угледобывающей отрасли Вьетнама были посвящены исследования [1–4]. Несмотря на то

что использование охранных целиков при подземной добыче угля на шахтах провинции Куангнинь Вьетнама нашло достаточно широкое применение, четких методик для расчета и обоснования их параметров так и не появилось. В большинстве случаев оценка параметров целиков осуществлялась на основе эмпирических зависимостей, что приводило к завышенным значениям ширины целика и, следовательно, снижало эффективность отработки пласта. В некоторых случаях на стадии проектирования решения принимались без предварительных расчетов, на основе аналогий, что также обеспечивало завышенные значения параметров целиков. В условиях механизированной добычи угля из наклонных угольных пластов задача становится еще более сложной [5]. Подходы, описанные в [6, 7], позволили сделать расчеты охранных угольных целиков в условиях шахты Кхе [6], где была обоснована ширина целика 6 м, но при этом не учитывался критерий, связанный с обеспечением устойчивости вспомогательной выработки, а также параметры и характеристики очистного забоя [6]. Основная идея работы состоит в определении параметров охранных целиков по критерию устойчивости вспомогательной выработки [8], а также с учетом характеристик очистного забоя в условиях наклонных угольных пластов. В качестве инструментария в исследовании используются методы цифрового моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород на основе конечно-разностных моделей [9, 10]. В качестве программной среды использовался комплекс Flac3D.

1. Параметры имитационной модели

Геометрические параметры: длина – 220 м; ширина – 120 м; высота – 150 м.

Модель массива горных пород включает в себя 14 различных слоев горных пород с разными свойствами. Механические свойства горных пород представлены по пяти категориям (табл. 1).

Таблица 1

Механические свойства слоев горных пород

Слой	Прочность на сжатие σ , МПа	E , ГПа	Вес единицы измерения γ , N/m^3	Угол залегания слоя пород ϕ , град	Деформируемость пород C , МПа
Песчаник ($f = 6-8$)	96,64	20	2,67	34	33,6
Алевролит ($f = 4-6$)	47,79	18	2,73	32	14,6
Крупнозернистый песчаник ($f = 8-10$)	138,13	22	2,59	34	47,2
Уголь ($f = 1-2$)	15	5	1,50	20	2,2

На верхнюю часть модели действует сила, имитирующая горное давление от массива горных пород. Формализованные граничные условия модели представлены на рис. 1.

При создании модели участка добычи угля учитывались: условия наклонного залегания слоёв горных пород; размеры целиков угля, в том числе мощность

угольного пласта; параметры и характеристики горных пород между угольными пластами, состоящие из песчаника, алевролита и угля (см. табл. 1) [11]. Численные параметры модели учитывают угол падения угольного пласта – 20° , мощность угольного пласта – 3,5 м, мощность массива горных пород от почвы выработки – 300 м; несущая конструкция крепи горной выработки представлена арочной металлической крепью СВН-27, установленной в выработке с шагом 0,7 м.

Выработки имеют форму прямолинейной полукруглой арки шириной 5,0 и высотой 3,5 м. (Параметры выработки также имеют значение при решении задачи [12]). В модель включены два очистных забоя LC1 и LC2 длиной 190 м, две вентиляционные выработки (вентиляционные штреки) 01, 03 и транспортная выработка (транспортный штрек) 02. Координатный центр модели расположен в центре нижнего вентиляционного штрека. Сетка моделирования становится плотнее по мере приближения к выработкам, что позволяет более точно исследовать явления напряженно-деформированного состояния массива горных пород, влияющих на устойчивость выработок (рис. 2).

FLAC3D 7.00

© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone Group Slot 1

- layer 1
- layer 2
- layer 3
- layer 4
- layer 5
- layer 6
- layer 7
- layer 8
- layer 9
- layer 10
- layer 11
- layer 12
- layer 13
- layer 14
- roadway 1
- roadway 2
- roadway 3

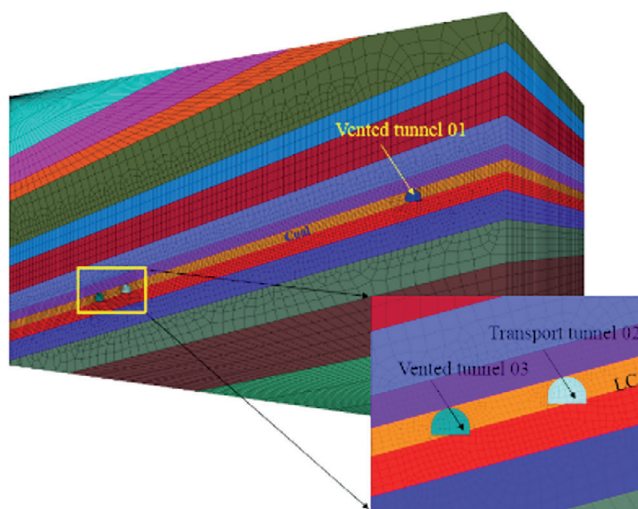


Рис. 1. Граничные условия и модель распределения сил

FLAC3D 7.00

© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone Group Slot 1

- layer 1
- layer 2
- layer 3
- layer 4
- layer 5
- layer 6
- layer 7
- layer 8
- layer 9
- layer 10
- layer 11
- layer 12
- layer 13
- layer 14

Zone Applied Force Vectors

Maximum: 273.648

Scale: 0.0533645

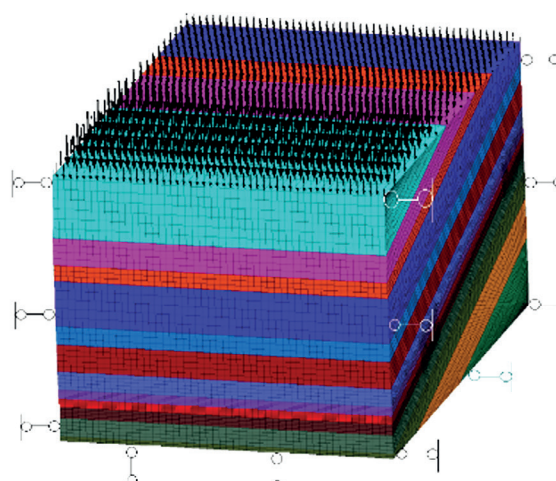


Рис. 2. Модель на Flac3D

2. Основные этапы построения модели

На основе фактических данных проходки тоннеля и результатов обработки, полученных экспериментальным способом наблюдений, выведен алгоритм проведения исследования:

Шаг 1: Построение модели – установление величин напряжения в точках измерения в породном массиве и запуск модели до достижения равновесного состояния.

Шаг 2: Проходка выработок №1 и №2 до границы шахтного поля. Запуск модели до достижения равновесного состояния.

Шаг 3: Эксплуатация забоя LC1. Запуск модели для достижения равновесного состояния.

Шаг 4: Проходка выработки №3. Запуск модели для достижения равновесного состояния.

Шаг 5: Сбор данных параметрического моделирования. Определение напряженно-деформированного состояния массива горных пород для последующего анализа и определения устойчивости выработок.

Расчет моделей напряженно-деформированного состояния массива горных пород осуществлялся при различных значениях ширины угольных целиков: 5, 8, 10, 15, 20, 30 м. Оценивалась устойчивость выработки №3.

3. Анализ результатов моделирования

Представленное на рис. 2 распределение напряженного состояния массива горных пород демонстрирует, что процесс добычи в забое LC1 оказывает значительное влияние на распределение вертикальных составляющих напряжений в массиве горных пород вокруг забоя LC2. При этом максимальное значение напряжения в горном массиве достигается в угольном пласте в контуре выемочного забоя и составляет порядка 25 МПа. Зона максимального опорного давления в районе очистного забоя LC2 находится на расстоянии около 7,5 м от края угольного целика.

На рис. 3 показано распределение напряжений в массиве горных пород в кровле выработки. Распределение напряжений в массиве горных пород асимметрично относительно выработки. Таким образом,

размер угольного целика оказывает значительное влияние на геомеханическую обстановку в районе LC2.

Результаты обработки данных математического моделирования показали, что при увеличении ширины угольного целика максимальное напряжение на сжатие в массиве горных пород на левой стороне от выработки имеет тенденцию смещаться к выработанному пространству забоя LC1. Уменьшение размера угольного целика приводит к постепенному ослаблению его несущей способности, что влечет за собой перемещение максимального напряжения в сторону нижней зоны выемочного забоя LC2.

С целью анализа зон пластического разрушения массива горных пород вокруг вспомогательной выработки № 3 на рис. 4 представлено распределение зоны этого разрушения. Данные также получены на основе представленной выше модели.

Результаты моделирования показали, что в результате горных работ в очистном забое LC1 массив горных пород вокруг выработки №2 был разрушен. При постепенном увеличении размера угольного целика линейные размеры зоны пластической деформации угольного целика изменились («сплошная зона» – «прерывистая зона») (рис. 5, а–г) и достигли 7 м.

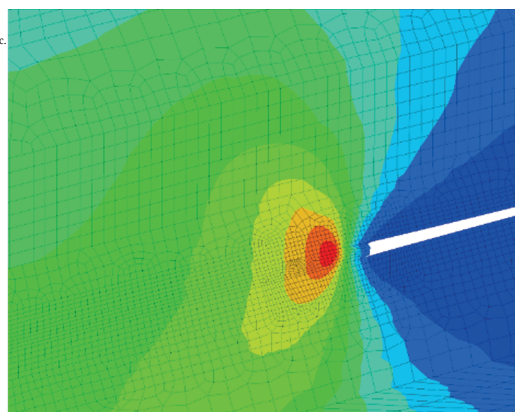
Известно, что при анкерном креплении выработки конструкция анкера опирается на горные породы ненарушенного горного массива [13–15], поэтому размер угольного целика должен быть достаточным для установки анкера и укрепления его секции в устойчивой горной породе. С учетом этого параметра ширина угольного целика должна быть гарантированно не менее 2,5 м. Если вспомогательный тоннель разместить в зоне уменьшающихся напряжений, то будет обеспечена устойчивость крепи тоннеля и угольного целика.

При проведении вспомогательной выработки, крепление которой основывается на анкерной крепи, геомеханические условия угольного целика должны обеспечивать достаточную прочность для установки конструкций крепи. Если геомеханические условия угольного целика слишком слабы (повышенная трещиноватость или деформация массива горных пород),

FLAC3D 7.00
© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone ZZ Stress
Cut Plane: on
Deformed: 8

6.2478E-01
0.0000E+00
-2.5000E+00
-5.0000E+00
-7.5000E+00
-1.0000E+01
-1.2500E+01
-1.5000E+01
-1.7500E+01
-2.0000E+01
-2.2500E+01
-2.5000E+01

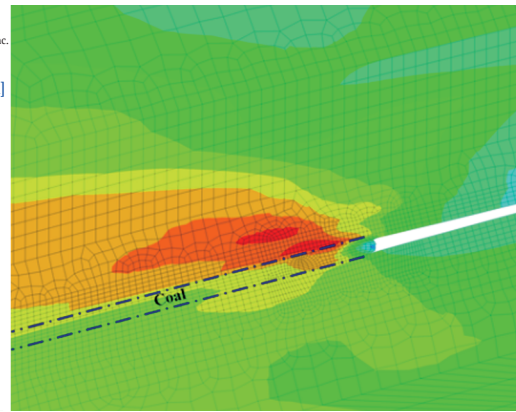


а

FLAC3D 7.00
© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone ZZ Stress
Cut Plane: on [MPa]
Deformed: 8

5.0554E+00
4.0000E+00
2.0000E+00
0.0000E+00
-2.0000E+00
-4.0000E+00
-6.0000E+00
-8.0000E+00
-1.0000E+01
-1.2000E+01
-1.4000E+01
-1.6000E+01
-1.8000E+01



б

Рис. 3. Распределение вертикальных (а) и горизонтальных (б) напряжений в массиве горных пород

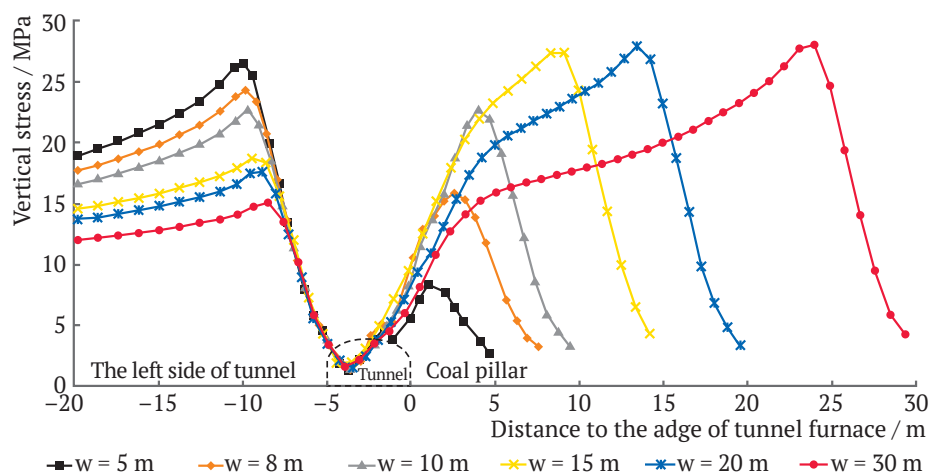


Рис. 4. Распределение напряжения в кровле выработки при различных размерах угольного целика

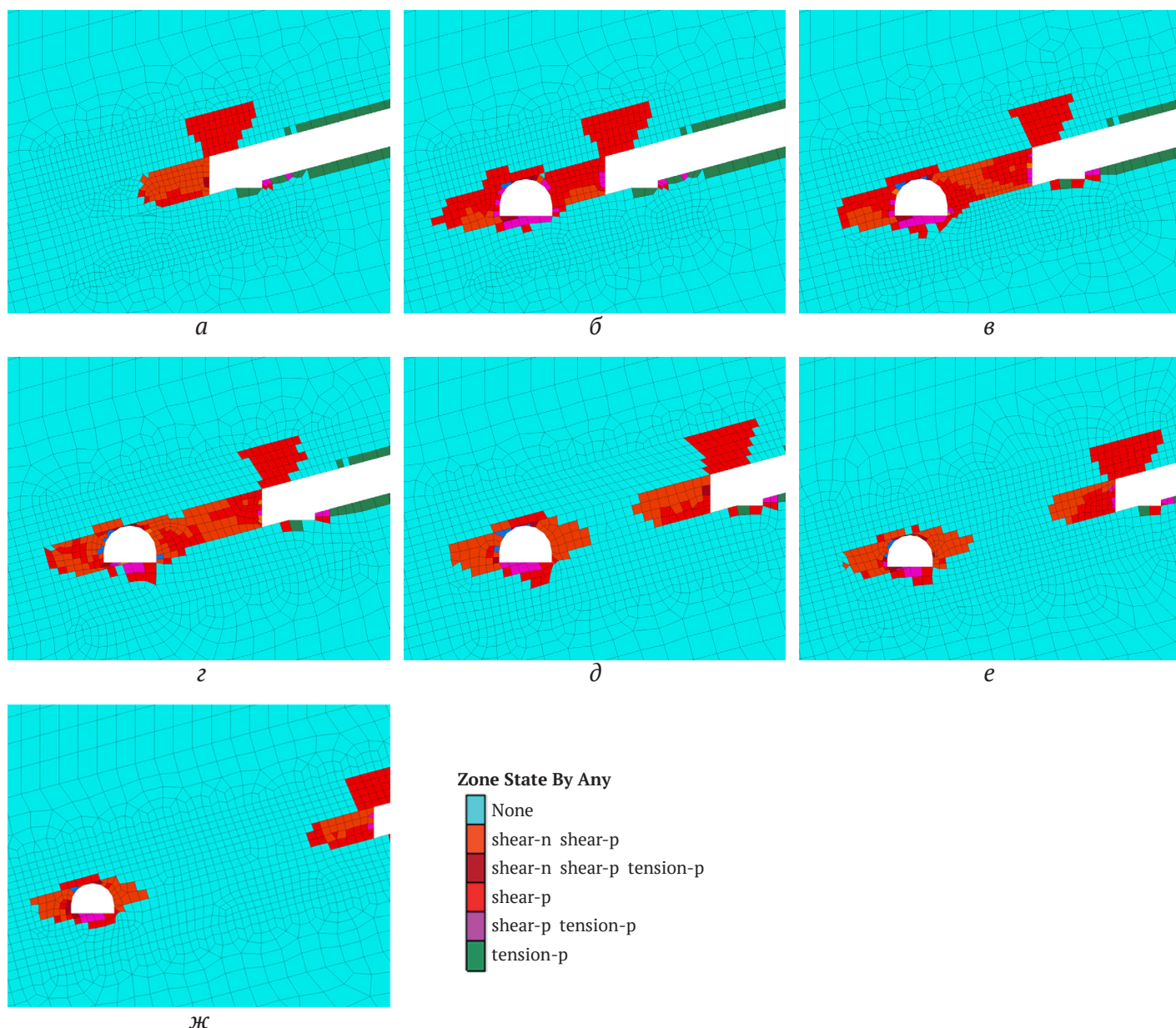


Рис. 5. Характеристики сдвижения массива горных пород вокруг вспомогательной выработки № 3 при изменении размеров угольного целика:
а – 5 м; б – 8 м; в – 10 м; г – 15 м, д – 20 м; е – 25 м; ж – 30 м



тогда его устойчивость и несущая способность не будут обеспечивать надёжную работу конструкции крепи. Поэтому анкеры должны располагаться за пределами зоны разрушения, потенциально вызванной влиянием очистного забоя LC1. Следовательно, решение о выборе размера угольного целика должно обеспечивать не только устойчивость выработки, но и ее эффективную эксплуатацию.

Выводы

1. Для условий наклонных угольных пластов распределение давления в массиве горных пород на кровлю выработки и распределение напряжений по обеим сторонам выработки несимметричны.

2. При увеличении размера угольного целика положение максимума вертикального напряжения смещается в сторону угольного целика. Это явление по существу является переходом системы из одного устойчивого состояния в другое.

3. При недостаточной устойчивости горного массива необходимо уделить внимание усилению крепи для повышения соответствующей устойчивости.

4. Выбор размера угольного целика должен основываться не только на анализе деформационного поведения массива горных пород, распределения напряжений и диапазона зоны пластического разрушения, но и исходя из необходимости максимального использования запасов угля.

5. Размер угольного целика также связан с типом крепи выработки. Для анкерной крепи следует учитывать, что он должен иметь достаточную для прочного крепления длину и располагаться в зоне ненарушенных горных пород.

6. Исследования позволили рекомендовать для условий представленной модели ширину угольного целика от 10 до 15 м, чтобы обеспечить наиболее оптимальные условия для ведения горных работ и безопасности.

Список литературы / References

1. Ming J. Numerical simulation of narrow coal pillars at fully-mechanized caving face with driving roadway along goaf. *Coal Technology*. 2010;29(12):71–73.
2. Ullah M.F., Alamri A.M., Mehmood K., et al. Coal mining trends, approaches, and safety hazards: a brief review. *Arabian Journal of Geosciences*. 2018;11(21):651. <https://doi.org/10.1007/s12517-018-3977-5>
3. Qu Q. Study on destressing technology for a roadway driven along goaf in a fully mechanized top coal caving face. *Journal of Coal Science & Engineering*. 2003;9(1):33–37.
4. Zhang K.X. Determining the reasonable width of chain pillar of deep coal seams roadway driving along next goaf. *Journal of China Coal Society*. 2011;36(1):29–35.
5. Sun Y., Li G., Zhang J., Qian D. Experimental and numerical investigation on a novel support system for controlling roadway deformation in underground coal mines. *Energy Science & Engineering*. 2020;8(2):490–500. <https://doi.org/10.1002/ese3.530>
6. Nam P.Q., Minh T.T. Studying the stability and determining the reasonable location of auxiliary mining tunnels with the steep condition coal seam in Quang Ninh. In: *National Mining Science and Technical Conference. Quang Ninh*. 2018.
7. Doan D.V. Research on determining the size of coal pillar for the auxiliary mining tunnels at level – 300 in Khe Cham coal mine using FLAC3D software. *Mining Industry Journal*. 2016;5.
8. Pham N.T., Nguyen N.V. The effects of dynamic pressure on the stability of prepared drifts near the working surface areas. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2021;62(1):85–92. (In Vietnamese). [https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62\(1\).10](https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62(1).10)
9. Le D.T., Bui T.M. Numerical modelling techniques for studying longwall geotechnical problems under realistic geological structures. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2021;62(3):87–96. (In Vietnamese). [https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62\(3\).10](https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62(3).10)
10. Voznesensky A.S., Kidima-Mbombi L.K. Formation of synthetic structures and textures of rocks when simulating in COMSOL Multiphysics. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):65–72. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72>
11. Hung V.M. Study on the law of occurrence of mine pressure and rock deformation in mechanized underground coal mining in Quang Ninh. *Research project under the Ministry of Industry and Trade*. 2015.
12. Pham N.T., Qi F. Application of the numerical method to analyze the effect of cross-sectional type in stabilizing the coal mine tunnel. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2022;63(2):62–70. (In Vietnamese) [https://doi.org/10.46326/JMES.2022.63\(2\).06](https://doi.org/10.46326/JMES.2022.63(2).06)
13. Zhang K., Zhang Y., Ma Z., et al. Determination of the narrow pillar width of gob-side entry driving. *Journal of Mining & Safety Engineering*. 2015;32(3):447–452.
14. Xie G.X., Yang K., Chang J. C. Influenced of coal pillar width on deformation and fracture of gateway surrounding rocks in fully mechanized top-coal caving mining. *Journal of Liaoning Technical University*. 2007;26(2):173–176. (In Chinese). <https://doi.org/10.3969/j.issn.1008-0562.2007.02.004>
15. Yao G.M., Kang L.J., Study on the chain pillar stability of the developing entry in longwall top-coal mining. *Journal of China Coal Society*. 2002;027(001):6–10. (In Chinese). <https://doi.org/10.3321/j.issn:0253-9993.2002.01.002>



Информация об авторах

Вьет Нгиа Нгуен – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0001-7010-8613](#), Scopus ID [57204141788](#); e-mail nguyenvietnghia@gmail.com

Ти Нхан Фам – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; Scopus ID [57369754200](#); e-mail phamthinhan@humg.edu.vn

Петр Осинский – ассистент, Институт гражданского строительства, Варшавский университет естественных наук, г. Варшава, Польша; ORCID [0000-0003-1503-7650](#), Scopus ID [55929586000](#), ResearcherID [N-5911-2015](#)

Тхи Кук Нгуен – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; Scopus ID [57450931300](#); e-mail nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn

Ле Хунг Чинь – преподаватель, Технический университет им. Ле Куи Дон, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0002-2403-063X](#), Scopus ID [57035066200](#); e-mail trinhlehung@lqdtu.edu.vn

Information about the authors

Viet Nghia Nguyen – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0001-7010-8613](#), Scopus ID [57204141788](#); e-mail nguyenvietnghia@gmail.com

Thi Nhan Pham – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; Scopus ID [57369754200](#); e-mail phamthinhan@humg.edu.vn

Piotr Osinski – Assistant, Department of Geotechnical Engineering, Warsaw University of Life Science, Warsaw, Poland; ORCID [0000-0003-1503-7650](#), Scopus ID [55929586000](#), ResearcherID [N-5911-2015](#)

Thi Cuc Nguyen – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; Scopus ID [57450931300](#); e-mail nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn

Le Hung Trinh – Lecturer, Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0002-2403-063X](#), Scopus ID [57035066200](#); e-mail trinhlehung@lqdtu.edu.vn

Поступила в редакцию 01.05.2022
Поступила после рецензирования 20.05.2022
Принята к публикации 28.05.2022

Received 01.05.2022
Revised 20.05.2022
Accepted 28.05.2022