© Д.В. Зорков, А.А. Ренёв, С.С. Цибаев, 2015

УДК 622.016.47

Д.В. Зорков, А.А. Ренёв, С.С. Цибаев

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЪЕЗДА ОЧИСТНОГО МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПОДГОТОВЛЕННУЮ ДЕМОНТАЖНУЮ ВЫРАБОТКУ

Приведен обобщенный зарубежный и российский опыт въезда очистного механизированного комплекса (ОМК) в предварительно подготовленную демонтажную выработку (ППДВ). Приведены исследования характерных параметров поведения кровли при аварийных въездах. Обрушения кровли при въезде ОМК в ППДВ типизированы. На примере выемочного столба 5а-10–18 ш. «Распадская» рассмотрен процесс формирования напряженно-деформированного состояния в окрестности ППДВ. Представлен смоделированный процесс въезда в условиях тяжелой кровли. Определены ожидаемые нагрузки на анкерную и стационарную крепь, установленные в демонтажной выработке. Дана оценка нагрузки на секции механизированной крепи. При расчете нагрузки были учтены следующие параметры: различная ширина демонтажной выработки, количество опор стационарной крепи в демонтажной выработке и особенности ее размещения, различная скорость въезда ОМК в ППДК.
Ключевые слова: демонтажная выработка, очистной механизированный комплекс, опорный целик, ограждающий целик, распределение опорного давления, напряженно-деформированное состояние, моделирование геомеханических процессов, стационарная крепь, анкерная крепь.

Перемещение лавного оборудования из одного выемочного столба в другой выемочный столб (перемонтаж очистного оборудования) всегда является операцией, требующей тщательной инженерной проработки и планирования. В качестве альтернативного метода для демонтажа очистного оборудования, отечественные и зарубежные шахты начали использовать предварительно пройденные демонтажные выработки. Основным преимуществом данного метода является то, что крепь устанавливается в обычных горных условиях, под защитой временной крепи. Однако при въезде в демонтажную выработку в некоторых случаях происходили аварии [1, 2].

Анализ отечественных и зарубежных аварийных случаев въезда позволил их типизировать. Первый тип связан с обрушением слабой непосредственной кровли перед секциями механизированной крепи (рис. 1). Второй тип связан с влиянием тяжелой кровли при относительно слабой непосредственной кровле (рис. 2).

Установлено что, обрушение по первому типу происходит, когда в кровле находятся породы с низкими прочностными характеристиками, а плотность установки и несущая способность анкерной крепи установленной в демонтажной выработке недостаточна, для того чтобы компенсировать увеличение пролета демонтажной выработки, на ширину ограждающего целика потерявшего несущую способность. Обрушения и аварийный въезд второго типа происходит, когда оторвавшиеся блоки основной и непосредственной кровли движутся совместно относительно точки вращения

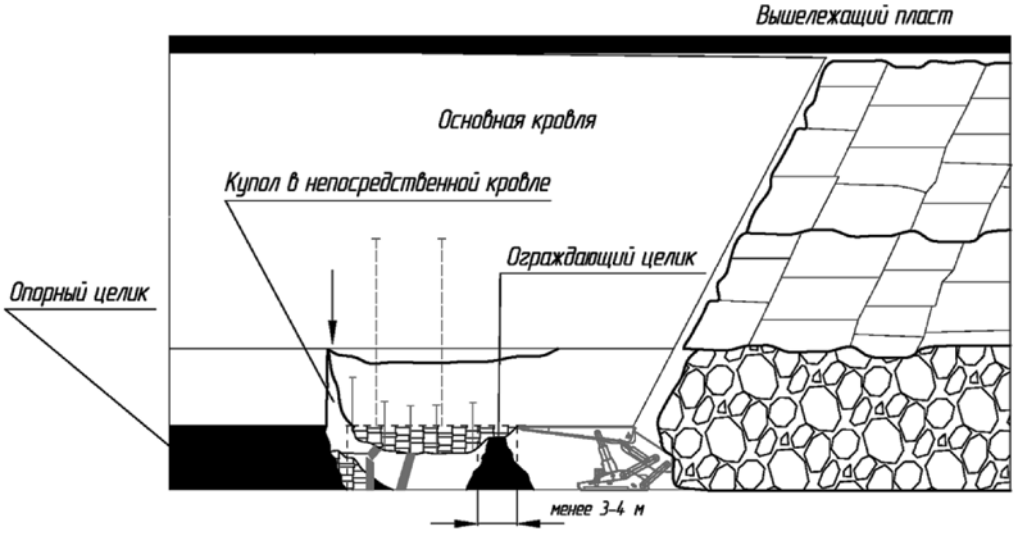

Рис. 1. Обрушение кровли, при въезде очистного комплекса в демонтажную выработку, по первому типу

расположенной над опорным целиком. Нагрузка от оторвавшихся блоков кровли превышает несущую способность секции механизированной крепи, происходит посадка крепи «нажестко». При этом величина нагрузки на секции крепи очистного забоя никак не зависит от плотности установки и несущей способности анкерной крепи установленной в демонтажной выработке, так как анкерная крепь движется вместе с блоками кровли.

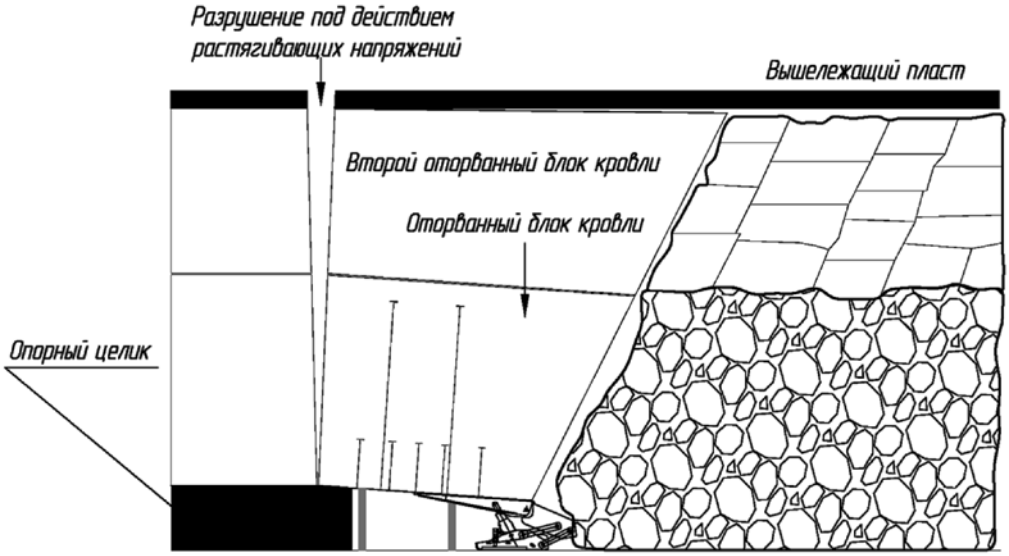

Рис. 2. Обрушение кровли, при въезде очистного комплекса в демонтажную выработку, по второму типу

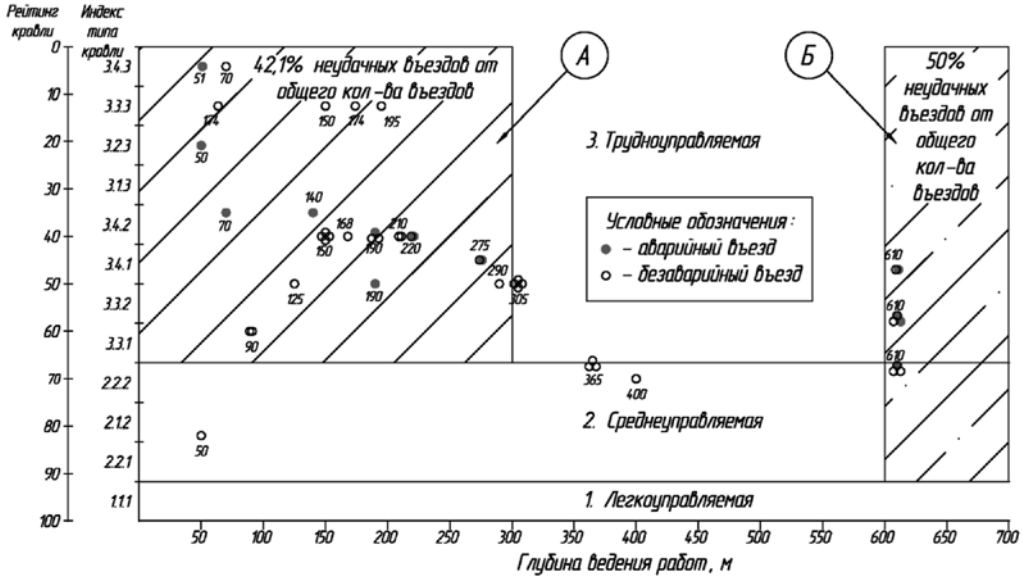

Рис. 3. Точечный график распределения въездов в демонтажную камеру в зависимости от глубины и индекса типа кровли (рейтинга кровли по иностранной классификации)

На основе обобщенного опыта въезда в различных горно-геологических условиях, на рис. 3 представлен точечный график распределения въездов в демонтажную камеру в зависимости от глубины и индекса типа кровли. На графике выделеныдве области, в которых происходило максимальное количество аварийных въездов. Первая область (А) характерна для глубин до 300 м и в зонах с трудноуправляемой кровлей 42,1% от общего числа. Вторая (Б) для глубин свыше 600 м и двумя типами кровли трудноуправляемой и среднеуправляемой 50% от общего числа. Из графика можно сделать выводы о границах применения технологии и вероятности возникновения аварийных случаев.

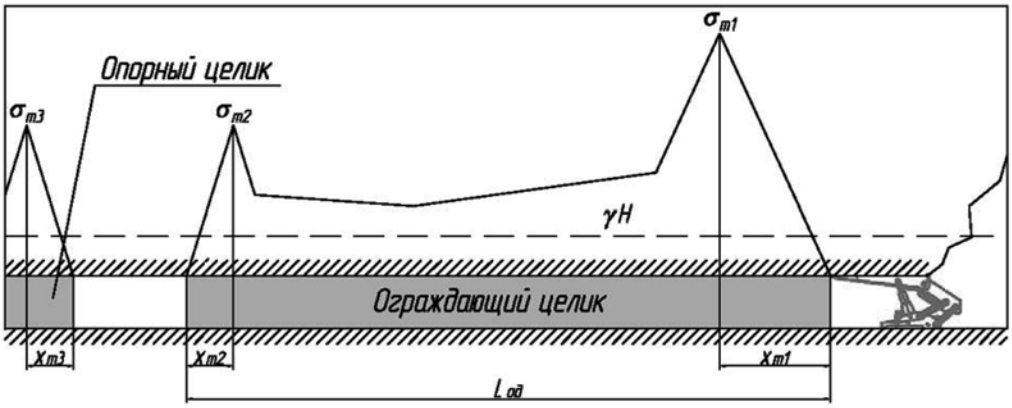

Рис. 4. Начальный период въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку

Процесс формирования напряженно-деформированного состояния в окрестности предварительно пройденной демонтажной выработки при въезде в нее очистного забоя рассмотрен ниже на примере выемочного столба 5а-10-18 ш. «Распадская». Под понятием «въезд» стоит понимать – отработку выемочного столба очистным механизированным комплексом с расстояния до демонтажной выработки равным ширине зоны опорного давления $L_{од}$ впереди очистного забоя (рис. 4).

По мере приближения очистного забоя к выработке, максимум опорного давления σ_{m1} от движущегося очистного забоя смещается к максимуму демонтажной камеры σ_{m2}, при этом происходит сложение опорных давлений, а краевая часть ограждающего целика воспринимает суммарную нагрузку, что выражается в увеличении конвергенции «кровля-почва» в демонтажной выработке (рис. 5). Для условий ш. «Распадская» пласта 10 и глубины работ 330 м величина конвергенции (h) описывается функцией ширины ограждающего целика:

$$h = 562 \cdot (L)^{-1,09}$$

где L – расстояние от очистного забоя до демонтажной выработки, м.

Два типичных сценария аварийных въездов были сопряжены с заключительной стадией въезда, а именно с моментом, когда ограждающий целик теряет несущую способность. Опираясь на практические исследования и теоретические исследования в других работах [3] было выявлено, что в ограждающем целике возникает запредельное напряженное состояние части целика находящегося во всестороннем сжатии, так называемое ядро целика. Ядро находится в стабильном состоянии (рис. 5), но только до того момента пока боковой отпор бортов ограждающего целика уравновешивает значение горизонтального напряжения ядра целика. Численно ширина ограждающего целика x потерявшего несущую способность можно выразить через формулу:

$$x = 0,5 \cdot (x_{m1} + x_{m2})$$

где x_{m1}, x_{m2} – расстояния до максимумов опорного давления от очистного забоя и демонтажной выработки соответственно, м.

Очевидно, что решив вопросы по напряженно-деформированному со-

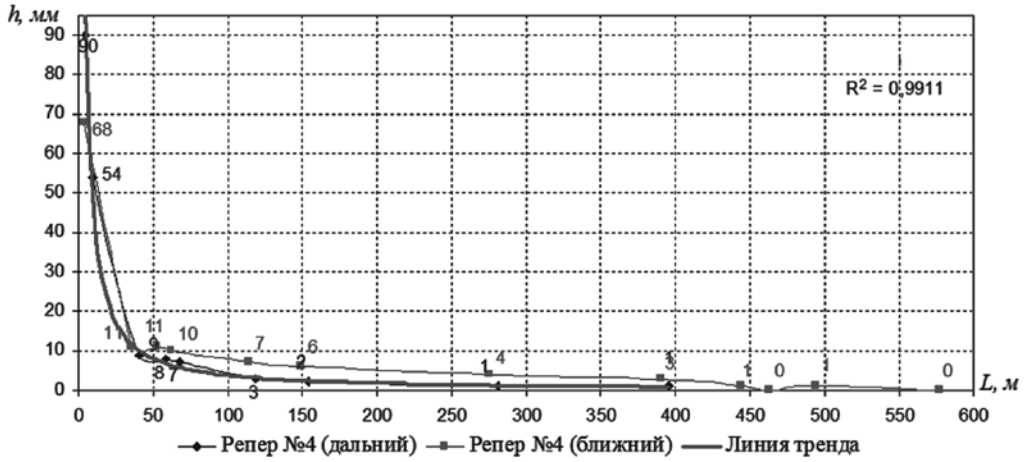

Рис. 5. График конвергенции «кровля-почва» передовой выработки от расстояния до очистного забоя

стоянию массива вмещающих пород и определив нагрузки на крепь демонтажной камеры и секций механизированной крепи можно дать ответ на возможность применения технологии ПГДВ. Задача решается путем исключения возможности появления обрушений кровли в демонтажной выработке по первому и второму типу (рис. 1, 2).

Нагрузку на анкерную крепь выработки можно определить с помощью теории свода давления [4]. Требуется определить нагрузку на крепь выработки Q кН/м^2, расположенной в зоне очистных работ с учетом незакрепленного пролета x над ограждающим целиком потерявшим несущую способность (рис. 7). Считаем, что нагрузка на крепь передается не от всего свода давления, а только от частей ложной, непосредственной и основной кровли обладающих техногенной трещиноватостью в зоне влияния очистных работ.

Если в кровле находятся породы, относящиеся к группе тяжелых по нагрузочным свойствам, согласно единой отраслевой классификации кровель [5], то в расчете принимают полную суммарную мощность ложной $Z_л$, непосредственной кровли $Z_н$ и части основной обладающей техногенной трещиноватостью $h_о$ (ослабленная пачка). Для средних и легких типов кровли принимается к расчету только суммарная мощность ложной кровли $Z_л$ и части непосредственной кровли подверженная техногенной трещиноватости $h_н$ (ослабленная пачка).

В расчетах кровля демонтажной камеры была представлена, согласно единой отраслевой классификации кровель, тремя типами по нагрузочным свойствам: легкой, средней и тяжелой. Расчетная ширина демонтажной выработки находилась в пределах от 3 до 12 м, расчет производился с шагом 1 м. Диапазон ширины камеры

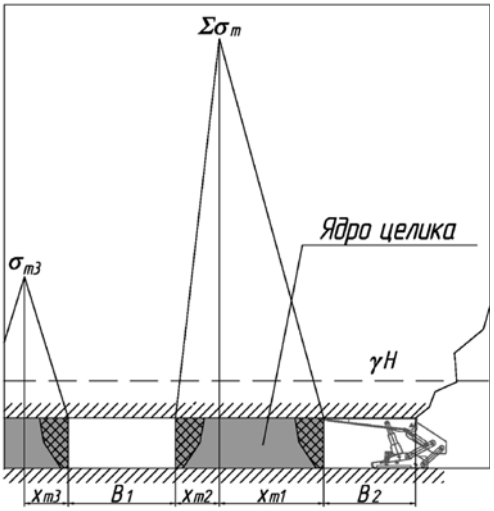

Рис. 6. Схема формирования ядра в ограждающем целике

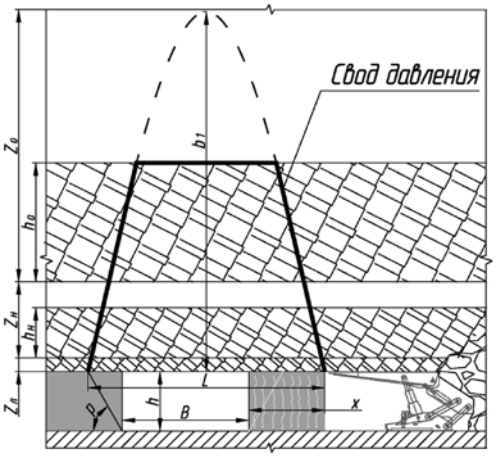

Рис. 7. Расчетная схема к определению нагрузки на крепь выработки Q, расположенной в зоне влияния очистных работ в момент разрушения целика угля между демонтажной выработкой и очистным забоем

был подобран в соответствии с отечественным и зарубежным опытом применения технологии въезда в предварительно пройденную демонтажную выработку.

По результатам исследования составлен график зависимости ожидаемой нагрузка на крепь демонтажной

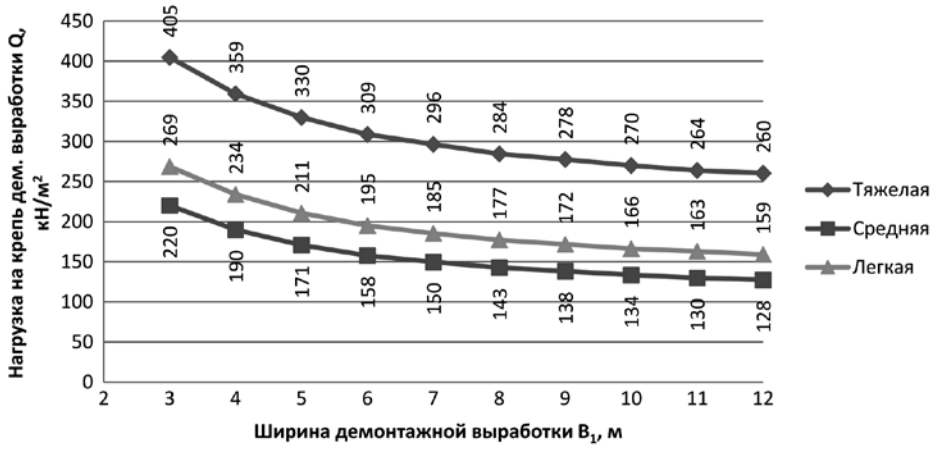

Рис. 8. Ожидаемая нагрузка на анкерную крепь демонтажной выработки Q в зависимости от характеристики кровли и ширины демонтажной выработки

выработки в зависимости от характеристики кровли и ширины демонтажной выработки (рис. 8). Из графика видно что:

• с увеличением ширины демонтажной выработки нагрузка на анкерную крепь падает, уменьшение нагрузки на крепь поддерживающей единичную площадь демонтажной выработки связано с долей участия незакрепленного пролета кровли x над ограждающим целиком, потерявшим несущую способность, чем больше ширина выработки, тем меньше доля влияния, так как длина пролета x, при данных условиях величина постоянная;

• ожидаемая нагрузка на крепь демонтажной выработки для легкоуправляемой кровли на 20–25% выше чем у средней кровли, это связано с тем что в случае с легкой кровлей в ее структуре находится больший объем пород с низкими прочностными характеристиками, что увеличивает свод давления.

Для определения ожидаемой нагрузки на механизированную крепь, требуется определить нагрузку на секции механизированной крепи в начале и конце процесса въезда. На начальном этапе въезда, который находится на значительном удалении от монтажной камеры, на секции крепи оказывают основное нагружающее воздействие $P_ш$ кН/м^2 только блоки основной и непосредственной кровли при периодическом шаге обрушения $R^н_{пр}$ и $R^о_{пр}$ соответственно [6]. Однако на заключительном этапе въезда, при потере несущей способности ограждающего целика, секции крепи воспринимают дополнительный источник нагрузки $P_{пр}$ кН/м^2 – это нагрузка от оторвавшихся блоков пролета над демонтажной выработкой основной и непосредственной кровли движущихся совместно относительно точки вращения расположенной над опорным целиком [7, 8]. Суммируя полученные нагрузки $P_ш$ и $P_{пр}$ от двух источников нагрузки, мы получаем искомую величину $P_р$ ожидаемой нагрузки на секции механизированной крепи.

$$P_р = P_ш + P_{пр}$$

где $P_р$ – суммарная расчетная нагрузка на секции механизированной крепи, кН/м^2; $P_ш$ – ожидаемая нагрузка от блоков основной и непосредственной кровли при периодическом шаге обрушения, кН/м^2; $P_{пр}$ – ожидаемая нагрузка пролета оторвавшихся бло-

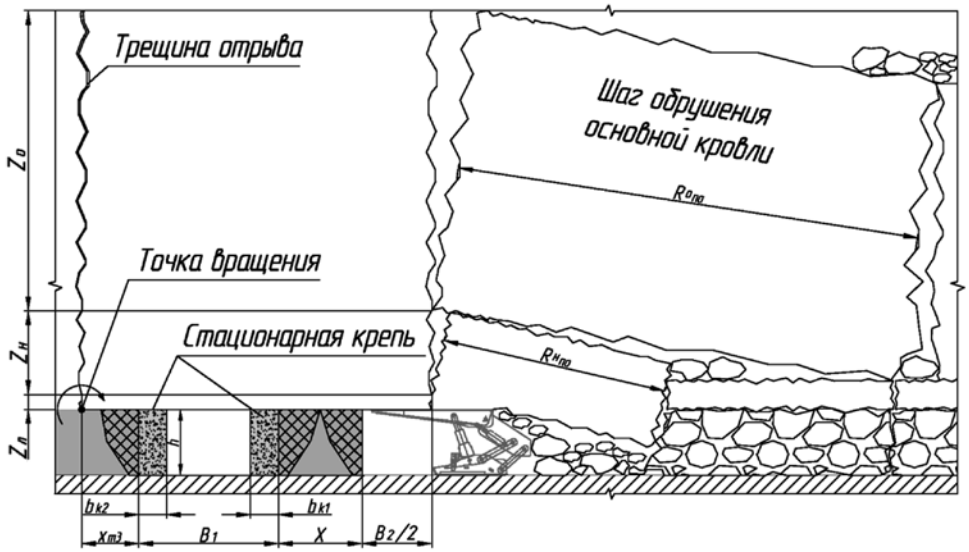

Рис. 9. Расчетная схема к определению нагрузки на секцию мех. крепи, стационарную крепь, установленную в демонтажной выработке при въезде очистного механизированного комплекса в демонтажную выработку

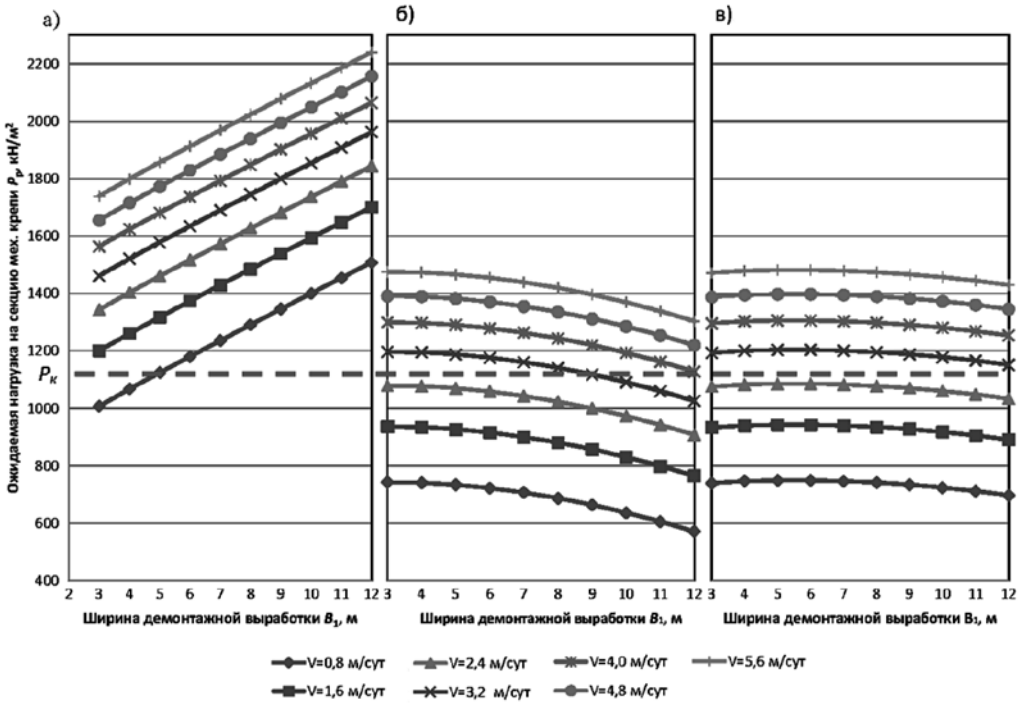

Рис. 10. График зависимости ожидаемой нагрузки на секцию механизированной крепи P_p от ширины демонтажной выработки и скорости подвигания очистного забоя при тяжелой кровле: а) стационарная крепь не установлена, б) одна опора стационарная крепи, в) две опоры стационарной крепи

ков кровли расположенных над демонтажной выработкой, кН/м^2.

Условие успешного въезда можно выразить следующим образом:

$$P_р < P_к$$

где $P_к$ – сопротивление секции механизированной крепи, кН/м^2.

Расчетная схема для определения $P_ш$ и $P_{пр}$ представлена на рис. 9. В данной схеме кровля, между опорным целиком и очистным забоем, представлена многопролетной неразрезной балкой.

Результат расчета суммарной нагрузки $P_р$ на секцию механизированной крепи при тяжелой кровле, представлен на рис. 10.

Из представленного графика на рис. 10, *а* (тяжелая кровля, стационарная крепь не установлена) видно, что при сопротивлении секции механизированной крепи $P_к$ равном 1100 кН/м^2, безаварийный въезд возможен только в демонтажную выработку шириной 3–5 м со скорость движения очистного забоя V = 0,8 м/сут. Данные параметры въезда показывают, что использование технологии при тяжелой кровле без установки дополнительных опор стационарной крепи практически невозможно. Рис. 10, *б* и 10, *в* показывают, что при условии установки в демонтажной выработке опор стационарной крепи, параметры безаварийного въезда практически идентичны. Безаварийность въезда, при скорости подвигания очистного забоя до V = 2,4 м/сут, обеспечена на всем расчетном диапазоне ширины камеры от 3 до 12 м. При этом с точки зрения более равномерного распределения опорного давления на опоры стационарной крепи, в демонтажных выработках шириной более 5 м, вариант с двумя опорами предпочтителен.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Tadolini S.C.* Ground Control Support Considerations for Pre-Driven Longwall Recovery Rooms, Ph. D. Dissertation submitted to College of Engineering and Minerals Resources, 2003, West Virginia University, Morgantown, WV, 163 pp.
2. *Tadolini S.C., Barczak T.M.* Design parameters of roof support systems of pre-driven longwall recovery. NIOSH. Pittsburgh, PA.
3. *Лупий М.Г., Баклушин Ю.И. и др.* Опыт применения канатных анкеров в качестве крепи усиления демонтажных камер и выработок, поддерживаемых на границе с выработанным пространством / Под ред. В.Ю. Изаксона. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2008. – 220 с.
4. Станкус В.М., Кожевин В.Г. Механика горных пород и устойчивость выработок шахт Кузбасса. – Кемерово: Кем. книжное издательство, 197. – 348 с.
5. *Временные* указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 350. – Л.: Министерство угольной промышлености СССР, 1982, 136 с.
6. *Временное* руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушений пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. – Кемерово, 1973. – 26 с.
7. Калинин С.И., Колмогоров В.М. Геомеханическое обеспечение эффективной выемки мощных пологих пластов с трудно-обрушаемой кровлей механизированными комплексами. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2002. – 113 с.
8. *Филимонов К.А., Зайнулин Р.Р., Зорков Д.В.* Управление состоянием массива горных пород. – Кемерово: КузГТУ, 2014. – 239 с. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Зорков Данил Викторович – старший преподаватель, e-mail: zorghoff@rambler.ru,
Ренев Алексей Агафангелович – доктор технических наук, профессор, e-mail: raa.rmpi@kuzstu.ru,
Цибаев Сергей Сергеевич – ассистент кафедры, e-mail: crazyzero@rambler.ru,
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева.

UDC 622.016.47

THE GEOMECHANICAL RESEARCH OF LONGWALL ENTRY INTO PRE-DRIVEN RECOVERY ROOM

Zorkov D.V.[1], Senior Lecturer, e-mail: zorghoff@rambler.ru,
Renev S.S.[1], Doctor of Technical Sciences, Professor,
e-mail: raa.rmpi@kuzstu.ru,
Tsibaev S.S.[1], Assistant of Chair, e-mail: crazyzero@rambler.ru,
[1] Kuzbass State Technical University named after T.F. Gorbachev,
650000, Kemerovo, Russia.

Submitted by generalized experience entry longwall into pre-driven recovery room (PDRR) in foreign and Russian mine.

Submitted by research characteristic state parameters of the roof at failed entry. Give a classification of roof collapse at the entrance longwall into PDRR.

On the example of longwall panel 5a-10–18 mine Raspadskaya reviewed formation process of stress-strain condition in area for PDRR. Has been modeled process of entry longwall into PDRR in the conditions of heavy roof.

Determine the expected load on the anchor and standing support, installed in the PDRR. Assessed the load on the longwall shield. When calculating the loads was taken into account the following parameters: width pre-driven recovery room, number of standing support in the PDRR and especially its placement, the rate of entry longwall into PDRR.

Key words: pre-driven recovery room, fender pillar, bearing barrier pillar, longwall, distribution reference stress, stress-strain condition, modeling of geomechanical processes, standing support, anchor support.

REFERENCES

1. Tadolini S.C. *Ground Control Support Considerations for Pre-Driven Longwall Recovery Rooms*, Ph. D. Dissertation submitted to College of Engineering and Minerals Resources, 2003, West Virginia University, Morgantown, WV, 163 pp.

2. Tadolini S.C., Barczak T.M. *Design parameters of roof support systems of pre-driven longwall recovery*. NIOSH. Pittsburgh, PA.

3. Lupii M.G., Baklushin Yu.I. *Opyt primeneniya kanatnykh ankerov v kachestve krepi usileniya demontazhnykh kamer i vyrabotok, podderzhivaemykh na granitse s vyrabotannym prostranstvom*. Pod red. V.Yu. Izaksona (Experience of using cable anchors as lining strengthening dismantling cameras and workings, supported on the border with goaf. Izakson V.Yu. (Ed.)), Kemerovo, Institut uglya i uglekhimii SO RAN, 2008, 220 p.

4. Stankus V.M., Kozhevin V.G. *Mekhanika gornykh porod i ustoichivost' vyrabotok shakht Kuzbassa* (Rock mechanics and stability of the workings of Kuzbass mines), Kemerovo, Kem. knizhnoe izdatel'stvo, 197, 348 p.

5. *Vremennye ukazaniya po upravleniyu gornym davleniem v ochistnykh zaboyakh na plastakh moshchnost'yu do 3,5 m s uglom padeniya do 350* (Time for the management of rock pressure in mining faces in seams up to 3.5 m with an angle of incidence to 350), Leningrad, Ministerstvo ugol'noi promyshlenosti SSSR, 1982, 136 p.

6. *Vremennoe rukovodstvo po raschetu pervichnogo i posleduyushchego shagov obrushenii porod krovli pri razrabotke ugol'nykh plastov dlinnymi stolbami po prostiraniyu v usloviyakh Kuzbassa* (The interim guidelines on the calculation of the initial and follow-up of the roof caving in coal seams long poles along strike in conditions of Kuzbass), Kemerovo, 1973, 26 p.

7. Kalinin S.I., Kolmogorov V.M. *Geomekhanicheskoe obespechenie effektivnoi vyemki moshchnykh pologikh plastov s trudnoobrushaemoi krovlei mekhanizirovannymi kompleksami* (Geomechanical ensure effective notch thick flat seams with hard roof mechanized complexes), Kemerovo, Kuzbassvuzizdat, 2002, 113 p.

8. Filimonov K.A., Zainulin R.R., Zorkov D.V. *Upravlenie sostoyaniem massiva gornykh porod* (Management condition of rock), Kemerovo, KuzGTU, 2014, 239 p.