

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЗГРУЗКИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА КОНЦЕВЫХ УЧАСТКАХ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ

Г.Н. Карпов¹, Е.Р. Ковальский¹, А.Д. Смычник²

¹ Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия, e-mail: prk42@mail.ru
² ООО «К-Поташ-Сервис», Россия

Аннотация: Простои при перемонтаже относятся к числу неизбежных, поэтому минимизация их продолжительности имеет высокое значение для повышения эффективности работы шахт. К числу основных причин увеличения продолжительности перемонтажа можно отнести обрушения пород кровли в рабочее пространство. Наиболее интенсивное разрушение кровли наблюдается на концевых частях демонтажной камеры. Одним из эффективных способов повышения устойчивости пород кровли является их разгрузка от повышенных напряжений. Определены параметры разгрузки пород непосредственной кровли демонтажной камеры при разработке пологого мощного угольного пласта на основе конечно-элементной горно-геомеханической модели. Приведена методика разработки горно-геомеханической модели (расчетной схемы) для оценки параметров напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры. Произведена оценка параметров зон предельного состояния в угольном пласте и породах кровли демонтажной камеры. Представлено обоснование параметров способа разгрузки непосредственной кровли от напряжений в концевых участках демонтажной камеры путем бурения разгрузочных скважин. К числу определяемых параметров технологии относятся: ширина зоны разгрузки, диаметр разгружающих скважин, их длина, интервал между ними и период времени до подхода лавы, за который они должны быть пробурены.

Ключевые слова: пологие угольные пласты, подземная разработка угля, демонтаж очистных комплексов, демонтажная камера, разгрузка массива, устойчивость непосредственной кровли, напряженно-деформированное состояние, разгружающие скважины.

Для цитирования: Карпов Г. Н., Ковальский Е. Р., Смычник А. Д. Определение параметров разгрузки массива горных пород на концевых участках демонтажной камеры // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8. – С. 95–107. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-95-107.

Determination of rock destressing parameters at the ends of disassembling room

G.N. Karpov¹, E.R. Kovalski¹, A.D. Smychnik²

¹ Saint Petersburg Mining University, Saint-Petersburg, Russia, e-mail: prk42@mail.ru
² ООО K-Potash Services, Russia

Abstract: The coal mining industry in Russia distinctively gravitates toward increasing output of fully-mechanized longwall faces. With gain in productivity of longwall mining equipment, the diseconomies of its outage also grow. There can be many reasons for the downtime of the fully mechanized

longwall faces. The idle time in re-assembly is avoidless; thus, it is highly important to minimize such idle time in order to improve performance of mines. The main causes of increase in the re-assembly time include roof falls in working areas. Roof falls are the most intensive at the ends of disassembling rooms. One of the efficient techniques to enhance roof rock stability is stress relaxation. This study aims to determine parameters of immediate roof rock destressing in disassembling rooms in thick and gently dipping coal seam mining based on the finite-element geomechanical model. The article presents the geomechanical modeling procedure (computational schemes) for assessment of stress state in rock mass around a disassembling room. The parameters of the limiting state zones in coal seam and in roof rocks of the disassembling room are estimated. The parameters of the method for the immediate roof rock unloading from high stresses at the ends of the disassembling room by distress blasting are substantiated. The governing parameters of the technologies include: distress zone width, distress hole diameter, length and spacing, as well as drilling time before longwall approach.

Key words: gently dipping coal seams, underground coal mining, longwall equipment disassembling, disassembling room, rock mass unloading, immediate roof stability, stress state, distress holes.

For citation: Karpov G. N., Kovalski E. R., Smychnik A. D. Determination of rock destressing parameters at the ends of disassembling room. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(8):95-107. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-95-107.

Введение

Введение надежного высокопроизводительного очистного оборудования на современных шахтах при разработке пологих угольных пластов позволяет достигать нагрузок на очистной забой на уровне 50 тыс. т в сутки и более. В таких условиях содержание резервной линии очистного фронта не только не требуется, но и может стать причиной повышения себестоимости добычи за счет снижения пространственной концентрации горных работ.

Наиболее конкурентоспособными являются «шахты-лавы» — предприятия, где пространственная концентрация работ максимальна [1, 2]. Однако подобные предприятия характеризуются высокой ценой простоя очистного комплекса. Из общего перечня причин простоев очистного оборудования особого внимания заслуживает период монтажно-демонтажных работ при переводе лавы на новый участок [3, 4]. Данный период характеризуется не только относительно высокой длительностью, но и является неизбежным при применении длиннолавных систем. С точки зрения безопасности, трудоемкости и организации работ наи-

более сложным этапом перемонтажа является демонтаж оборудования механизированного комплекса. При этом в абсолютном большинстве случаев причинами увеличения продолжительности простоев являются обрушения пород непосредственной кровли в рабочее пространство демонтажной камеры.

Таким образом, повышение устойчивости пород непосредственной кровли демонтажных камер — одна из важных проблем при увеличении эффективности и безопасности очистных работ [5—9]. В свою очередь, исследование процессов потери устойчивости массива горных пород (МГП) в результате воздействия на него горных работ является сложной горно-геомеханической задачей [10—14], которая может быть эффективно решена с применением методов численного моделирования. Проведенные исследования показывают, что для концевых участков демонтажной камеры, прилегающих к сопряжениям с участковыми выработками, характерна наибольшая интенсивность обрушений пород непосредственной кровли [15—18].

В качестве способа повышения устойчивости пород непосредственной кров-

ли в призабойном пространстве лавы рекомендуется бурение разгрузочных скважин [4, 19].

В статье описаны исследования, выполненные на компьютерных моделях и направленные на оценку возможности применения данной технологии при демонтаже и на определение ее параметров: ширины зоны разгрузки, глубины разгрузочных скважин, их диаметра, расстояния между скважинами и продолжительности периода времени до прохода лавы, за который они должны быть пробурены.

Метод исследования

Моделирование параметров напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры производится с помощью метода конечных элементов в плоско-деформированной постановке. Разработанные компьютерные модели отражают технологическую последовательность развития горных работ:

1 этап. Моделирование естественно напряженного состояния МГП.

2 этап. Отработка смежного выемочного столба и проходка подготовительных выработок на исследуемом участке (здесь делается допущение об «условно-

мгновенном» формировании полостей, а подготовительные выработки для упрощения расчетов предполагаются незакрепленными).

3 этап. Бурение разгружающих скважин в зоне будущей остановки механизированного комплекса для проведения демонтажных работ.

4 этап. Перераспределение опорного давления в кровле и пласте в процессе приближения лавы к разгруженной зоне за счет искусственно созданной податливости пласта (из-за деформации и постепенного разрушения межскважинных целиков).

Для решения поставленных задач разработаны две горно-геомеханические модели (расчетные схемы):

1. Поперечное сечение исследуемого выемочного столба, оконтуренного подготовительными выработками (рис. 1). Отработка ведется по простиранию пласта. Порядок отработки — восходящий. Смежный столб отработан ранее. Мощность пласта — 5 м. Угол падения — 5°. Глубина разработки — 182–200 м. Длина лавы — 200 м. Ширина целиков для охраны участков штреков — 40 м. Другие параметры модели представлены в таблице. Данная схема служит для определения необходимой глубины бурения

**Исходные физико-механические свойства пород,
применяемые при построении горно-геомеханической модели**
Initial physical and mechanical properties of rocks for geomechanical modeling

Параметр \ Название слоя	Основная кровля	Непосредственная кровля	Угольный пласт	Непосредственная почва	Породы вмещающего массива
Мощность слоя, м	14,8	5,7	4,2	2,8	—
Объемный вес, МН/м ³	0,0242	0,0233	0,0136	0,023	0,0238
Прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	57,0	21,0	13,5	22,0	45,0
Прочность на растяжение σ_r , МПа	1,5	1,0	5,0	1,0	1,3
Модуль Юнга $E \cdot 10^{-5}$, кгс/см ²	21 600	17 700	2500	17 200	20 000
Коэффициент Пуассона, μ	0,34	0,28	0,26	0,26	0,31
Сцепление, МПа	17,2	8,2	3,5	7,6	14,3
Угол внутреннего трения, град	42	37	36	39	40

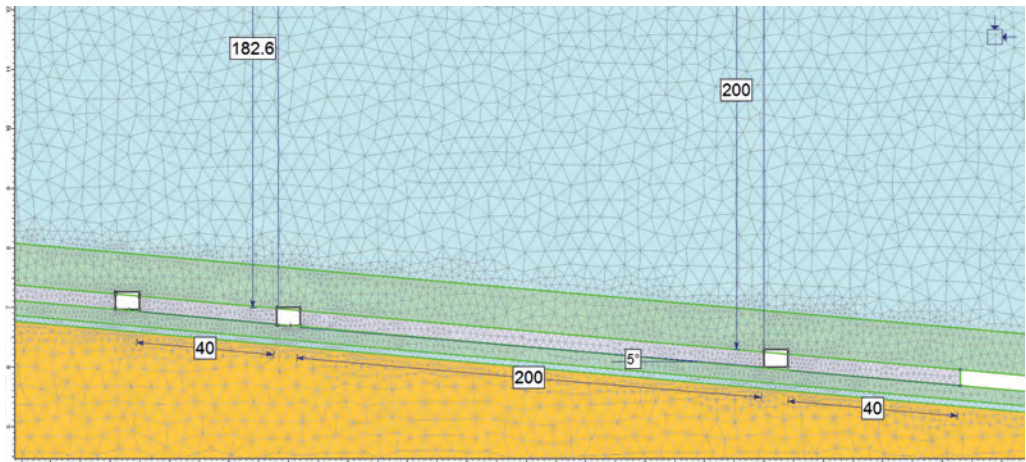


Рис. 1. Фрагмент расчетной схемы для определения глубины разгрузки
 Fig. 1. Fragment of computation scheme for determining depth of destressing

разгрузочных скважин на концевых участках демонтажной камеры.

2. Продольное сечение выемочного столба по длине участкового штрека (рис. 2). Горно-геологические и горнотехнические условия аналогичны первой схеме. В зоне запланированного расположения демонтажной камеры угольный пласт ослаблен скважинами, пробуренными из участковой выработки параллельно очистному забою. Моделируется приближение лавы к разгруженной зоне. Данная схема служит для определения

расстояния между разгрузочными скважинами, их диаметра и ширины зоны разгрузки.

В качестве критерия устойчивости массива горных пород при выборе расстояния между разгрузочными скважинами принимается условие потери массивом несущей способности, оцениваемое по критерию Кулона-Мора [21].

Результаты и обсуждение

На рис. 3 представлена картина распределения максимальных главных нап-



Рис. 2. Расчетная схема для определения расстояния между разгрузочными скважинами
 Fig. 2. Computational scheme for finding spacing of destress holes

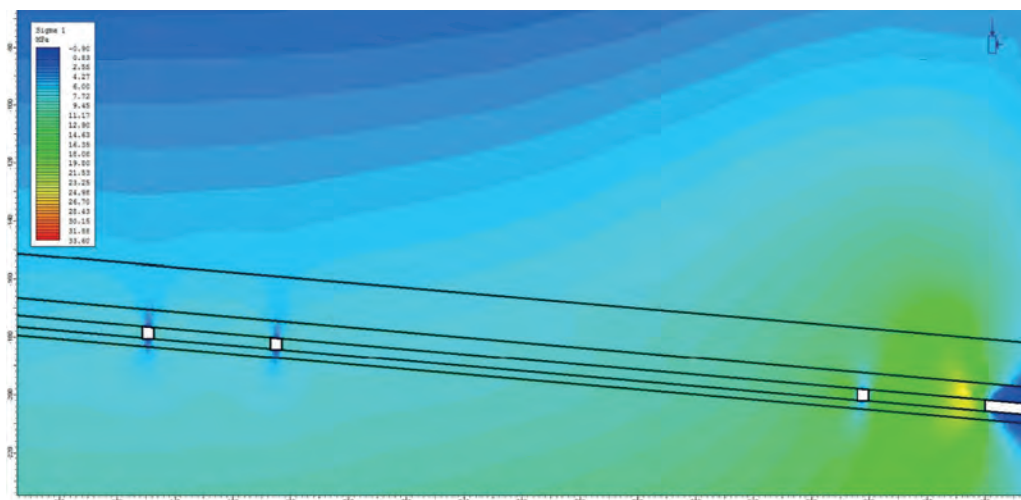


Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений в породах кровли демонтажной камеры
 Fig. 3. Vertical stress distribution in roof rocks in disassembling room

ряжений в окрестности будущей демонтажной камеры, с учетом действия опорного давления лавы, которое моделируется как пригрузка к верхней границе модели.

Из представленного поля распределения напряжений видно, что их наибольшая концентрация формируется у сопряжения демонтажной камеры с конвейерным (нижним) штреком, находящемся

в зоне действия опорного давления от смежного ранее отработанного выемочного. Наибольшие значения напряжений, формирующиеся у краевых частей пласта, смещены вглубь массива, что обуславливается разрушением краевой части пласта.

На рис. 4 изображен график изменения напряжений в непосредственной

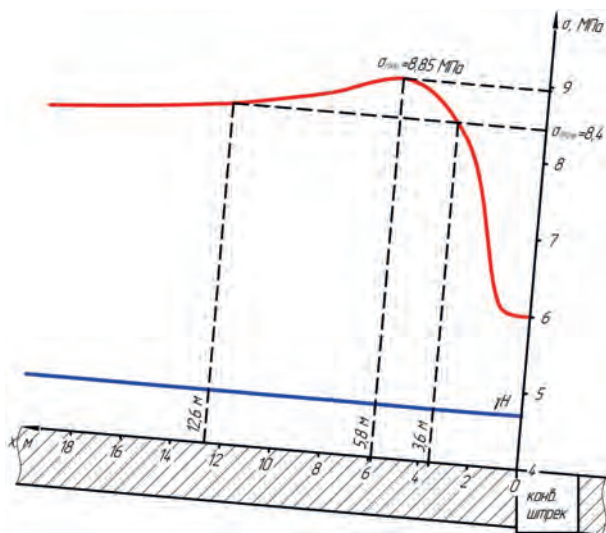


Рис. 4. Распределение напряжений в породах непосредственной кровли демонтажной камеры по длине от конвейерного штрека
 Fig. 4. Stress distribution in immediate roof rocks in disassembling room along the length from conveyor drift

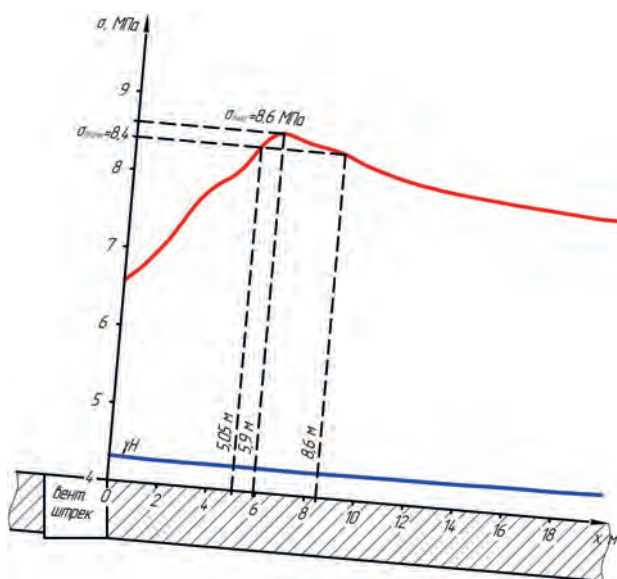


Рис. 5. Распределение напряжений в породах непосредственной кровли демонтажной камеры по длине от вентиляционного штрека

Fig. 5. Stress distribution in immediate roof rocks in disassembling room along the length from ventilation drift

кровле на конечном участке демонтажной камеры, прилегающем к конвейерному штреку.

В связи с наличием у краевых частей массива свободы перемещений можно сделать допущение, что краевая часть находится в напряженном состоянии, близком к одноосному сжатию. Такое допущение позволяет для анализа устойчивости кровли использовать простые физические величины — напряжения сжатия в краевой части массива и предел прочности пород непосредственной кровли на одноосное сжатие [16].

На графике отмечен предел прочности пород непосредственной кровли на сжатие, который с учетом данных таблицы и коэффициента структурного ослабления для сильнотрециноватых пород $K_c = 0,4$ принят равным 8,4 МПа. Вертикальные напряжения, развивающиеся в исследуемой области, начинают превышать предел прочности пород кровли на сжатие на расстоянии порядка 3,6 м от краевой части пласта, а затем на рас-

стоянии 12,6 м снова снижаются ниже предела прочности.

Максимальная величина напряжений достигается на расстоянии 5,8 м от борта конвейерного штрека и составляет 8,85 МПа.

Соответственно, с учетом сделанных допущений можно констатировать, что в зоне, ограниченной интервалом 3,6—12,6 м от краевой части пласта, породы непосредственной кровли оказываются в ослабленном состоянии.

Аналогичный график, но для верхнего (вентиляционного) штрека лавы, представлен на рис. 5. Здесь зона повышенных напряжений ограничена областью массива в пределах интервала 5,0—8,6 м от борта штрека.

В работе [16] описаны результаты натурных наблюдений при исследовании интенсивности вывалов на конечных участках демонтажной камеры. Полученные величины глубины распространения повышенных напряжений соответствуют зонам образования вывалов. Таким об-

разом, можно сделать вывод о правомерности применяемого метода моделирования и достоверности компьютерной модели в заданных условиях.

Хорошая сходимость результатов моделирования с результатами шахтных исследований дает возможность определить размеры зон распространения запредельных напряжений на краевых участках камеры при разной глубине разработки с помощью компьютерных моделей. В результате моделирования был построен график, представленный на рис. 6. Представленная зависимость соответствует современному представлению о линейном возрастании напряжений в горном массиве с увеличением глубины разработки.

Глубина зоны разгрузки, определяемая длиной скважин, должна иметь размер не менее ширины зоны запредельных напряжений. Например, в соответствии с графиком, представленным на рис. 6, глубина разгрузки на конечном участке камеры со стороны нижнего (конвейерного штрека) для глубины разработки 250 м не должна быть менее 13 м.

Ослабление угольного пласта может производиться различными известными способами, однако учитывая размер и местоположение зоны повышенных на-

пряжений, целесообразно для этого использовать скважины, пробуренные перпендикулярно оси участковой выработки [22, 23]. С позиции сокращения издержек на бурение и минимизации организационных изменений рекомендуется осуществлять данные работы на этапе подготовки выемочного столба при бурении скважин для дегазации. Исходя из этих соображений, диаметр скважин в модели принят равным диаметру скважин используемых для дегазации пласта (20 см).

Для определения расстояния между ослабляющими скважинами, позволяющего обеспечить безопасную величину податливости массива в пределах требуемой зоны, строилась качественная картина распределения неупругих деформаций в массиве согласно расчетной схеме 2 (рис. 2). В модели варьировалось расстояние между стенками скважин X с шагом 0,25 м, и для каждого варианта оценивались характер и размеры зон распределения пластических деформаций по критерию Кулона-Мора.

В результате оценки было установлено, что наибольшее расстояние между скважинами, при котором межскважинные целики угля переходят в запредельную область деформирования при при-

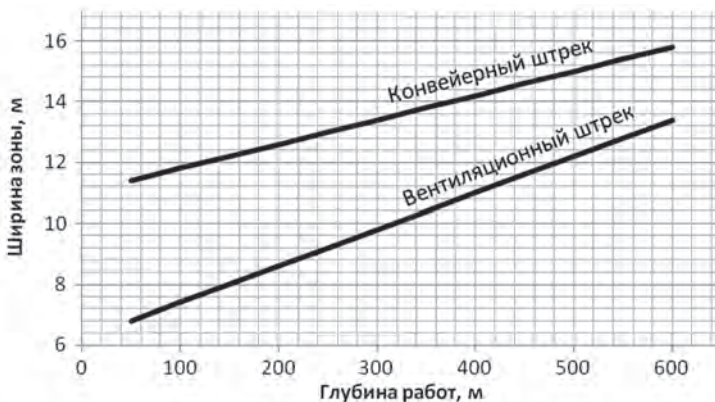


Рис. 6. График для определения ширины зон концентрации напряжений на конечных участках монтажной камеры

Fig. 6. Plot for determining width of stress concentration zones at the ends of disassembling room

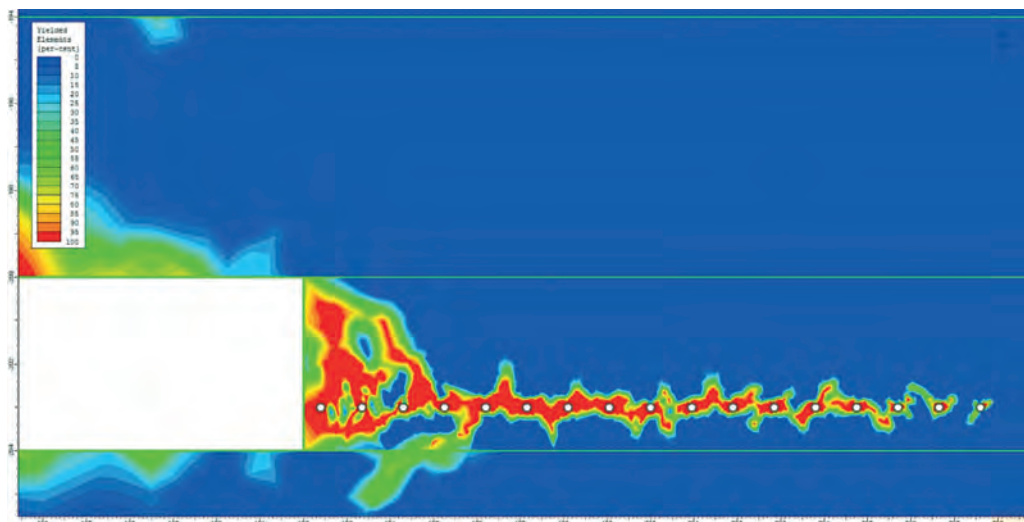


Рис. 7. Распределение зон неупругих деформаций при бурении разгрузочных скважин на расстоянии 0,75 м

Fig. 7. Distribution of inelastic strain zones in distress drilling at a distance of 0.75 m

лижении опорного давления лавы (в моделируемых условиях), составляет 0,75 м (рис. 7). При меньшей ширине межскважинных целиков (0,5 м) происходит их разрушение еще до подхода лавы, а при большей ширине (1,0 м) — они не разрушаются даже под действием опорного давления.

Следует также заметить, что ширину межскважинных целиков следует выбирать такой, чтобы обеспечивалось их гарантированное разрушение за время их пребывания в зоне опорного давления. К примеру, в условиях отработки пологих угольных пластов Кузбасса продолжительность завершающей стадии отработки выемочного столба составляет 7—9 суток. Из них около 4—5 суток межскважинные целики находятся в зоне действия повышенных напряжений, приводящих к их переходу в пластическое (податливое) состояние.

Из рис. 7 видно, что развитие пластических деформаций (потеря устойчивости) происходит во всех межскважинных целиках. Краевая часть пласта разрушается на глубину около 1,0—1,5 м как

результат воздействия двух факторов: ослабляющего эффекта скважин и повышенного давления на краевую часть. При этом в породах непосредственной кровли над ослабленной зоной пласта развития неупругих деформаций не происходит, т.е. обеспечивается устойчивое состояние кровли.

На рис. 8 показано поле вертикальных смещений МГП. Наибольшее опускание кровли призабойного пространства в модели составило 13 см, что в соответствии с данными шахтных наблюдений отвечает ее устойчивому состоянию.

На рис. 9 показана картина развития пластических деформаций при увеличенном до 1,0 м расстоянии между ослабляющими скважинами. Как видно из рисунка, при таких параметрах технологии резко снижается эффективность мероприятий по разгрузке (в исследуемых условиях). Межскважинные целики не разрушаются, т.е. «работают» как жесткие, а не податливые. Как результат, породы непосредственной кровли оказываются «раздавленными» действием опорного давления лавы, и в них раз-

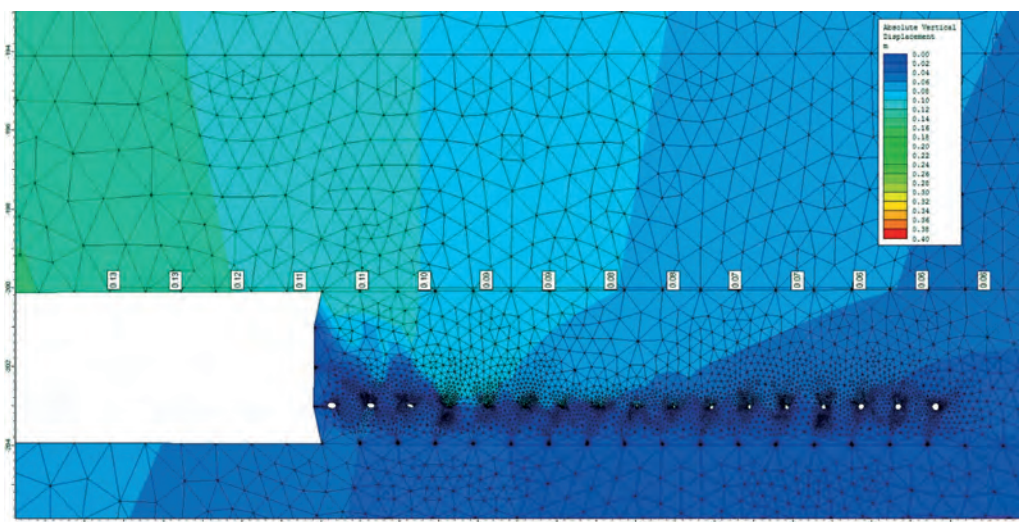


Рис. 8. Распределение смещений пород в массиве при бурении разгрузочных скважин на расстоянии 0,75 м

Fig. 8. Distribution of rock displacements in destress drilling at a distance of 0.75 m

виваются обширные области запредельного состояния. В последующем, при подвигании забоя в процессе формирования демонтажной камеры, над призабойным пространством в данной зоне будут находиться породы со сниженной несущей способностью, склонные к самопроизвольным обрушениям.

Необходимо отметить, что в результате бурения разгрузочных скважин в краевой части неразгруженного МГП формируются зоны концентрации напряжений. Это приводит к тому, что при остановке комплекса в демонтажной камере прочность пород пласта и кровли на краю разгруженной зоны снижается.

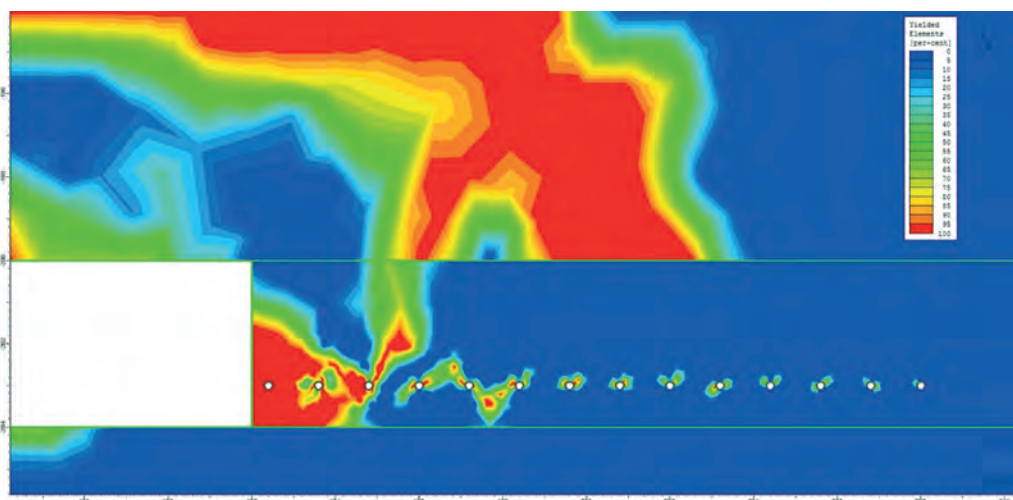


Рис. 9. Распределение зон неупругих деформаций в массиве при бурении разгрузочных скважин на расстоянии 1,0 м

Fig. 9. Distribution of inelastic strain zones in destress drilling at a distance of 1.0 m

В связи с отмеченным, ширину зоны разгрузки следует принимать больше, чем ширина будущей демонтажной камеры, на величину зоны развития повышенных напряжений в краевой части пласта (в зоне отжима). Это позволит избежать разрушения пород непосредственной кровли на краях демонтажной камеры.

В соответствии с классическими представлениями, ширину зоны отжима можно принимать равной половине вынимаемой мощности пласта. Тогда ширина зоны разгрузки определится как

$$b_{\text{разг}} = b_{\text{дем.кам}} + 0,5m_{\text{в}}, \quad (1)$$

где $b_{\text{разг}}$ — ширина зоны разгрузки, м; $b_{\text{дем.кам}}$ — предполагаемая ширина демонтажной камеры, м; $m_{\text{в}}$ — вынимаемая мощность пласта, м.

Таким образом, основываясь на представленной процедуре компьютерного моделирования, можно предварительно устанавливать основные параметры способа устойчивости пород непосредственной кровли на концевых участках демонтажной камеры, а именно: длину ослабляющих скважин, расстояние между ними, диаметр скважин, ширину зоны разгрузки.

Касательно рационального времени бурения скважин необходимо отметить следующее. В соответствии с логикой представленных исследований, расстояние между скважинами выбирается таким, чтобы межскважинные целики за пределами зоны опорного давления лавы воспринимали нагрузки как «жесткие», т.е. сохраняли устойчивость в течение большого периода времени (по сравнению со временем отработки столба). Потеря ими несущей способности должна происходить только после попадания их в зону опорного давления приближающейся лавы. Таким образом, скважины должны быть пробурены в любое время до попадания их в зону действия повышенного опорного давления.

Заключение

Системы разработки пологих угольных пластов длинными столбами характеризуются высокими технологическими показателями добычи. Однако при их применении может возникать ряд проблем, снижающих их эффективность. В частности — деформации и обрушения пород кровли при демонтаже механизированных комплексов. Области наиболее интенсивных разрушений при этом развиваются в кровле на краевых участках демонтажной камеры, прилегающих к участковым выработкам, что обусловлено совокупным воздействием опорного давления лавы и концентрации напряжений в краевой части угольного пласта.

Соответственно, одним из способов повышения устойчивости пород непосредственной кровли может служить их разгрузка от напряжений на данных участках. В качестве такого способа работы рекомендуется заблаговременное бурение из подготовительных выработок разгрузочных скважин, расположенных параллельно очистному забою, на концевых участках будущей демонтажной камеры.

Основными параметрами рекомендуемого способа разгрузки непосредственной кровли от напряжений являются: ширина зоны разгрузки, глубина разгружающих скважин, их диаметр, расстояние между скважинами и период времени до прохода лавы, за который они должны быть пробурены.

В работе разработаны компьютерные модели, позволяющие оценить данные параметры в рассмотренных и аналогичных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Ширина зоны разгрузки зависит от технологически требуемых размеров демонтажной камеры и вынимаемой мощности пласта и определяется по формуле (1). Глубина зон разгрузки со стороны участковых выработок в зависимо-

сти от глубины горных работ определяется по полученному в работе графику (рис. 6).

Диаметр разгрузочных скважин, в целях снижения время- и трудозатрат на организационные и технологические мероприятия, следует принимать равным диаметру дегазационных скважин и бурить их одновременно. В моделируемых условиях данный параметр был принят равным 0,2 м. Расстояние между разгрузочными скважинами должно приниматься таким, чтобы межскважинные це-

лики сохраняли устойчивость до подхода лавы, а смещения пород непосредственной кровли на момент остановки очистного комплекса не приводили к потере ею устойчивости.

Бурение разгрузочных скважин рекомендуется осуществлять до момента попадания их в зону действия опорного давления лавы.

Предлагаемый в работе способ позволяет повысить эффективность и безопасность демонтажных работ при разработке пологих угольных пластов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Зубов В. П.* Применяемые технологии и актуальные проблемы ресурсосбережения при подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. — 2018. — № 6. — С. 77–83.

2. *Зубов В. П.* Состояние и направления совершенствования систем разработки угольных пластов на перспективных угольных шахтах Кузбасса // Записки Горного института. — 2017. — Т. 225. — С. 292–297.

3. *Galvin J. M.* Ground engineering — principles and practices for underground coal mining. — Springer International Publishing. 2016. 684 p.

4. *Sengani F., Amponsah-Dacosta F.* The application of the face-perpendicular preconditioning technique for de-stressing seismically active geological structures // Mining technology: transactions of the institute of mining and metallurgy, 2018, vol. 127, no 4, pp. 241–255.

5. *Gridina E. B., Pasyukov A. V., Andreev R. E.* Comprehensive approach to managing the safety of miners in coal mines / Innovation-based development of the mineral resources sector: challenges and prospects — 11th conference of the Russian-German Raw Materials, 2018, pp. 85.

6. *He M., Zhu G., Guo Z.* Longwall mining «cutting cantilever beam theory» and 110 mining method in China-The third mining science innovation // Journal of rock mechanics and geotechnical engineering, 2015, vol. 7, no 5, pp. 483–492.

7. *Kang H., Lv H., Zhang X., etc.* Evaluation of the ground response of a pre-driven longwall recovery room supported by concrete cribs // Rock mechanics and rock engineering 49, 2016, no 3, pp. 1025–1040.

8. *Liu C., Yang Z., Gong P., Wang K., Zhang X., Zhang J., Li Y.* Accident analysis in relation to main roof structure when longwall face advances toward a roadway. A case study // Advances in Civil Engineering, 2018, vol. 2018.

9. *Rutty Y., Payne D., Mackenzie A.* The evolution of pre-driven recovery roadways at crinum mine / The 35th international conference on ground control in mining, 2016, pp. 80–87.

10. *Басов В. В.* Методика оценки соответствия результатов численного моделирования и шахтных измерений геомеханических параметров массива горных пород в окрестности сопряжений горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 3. — С. 51–62. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-51-62.

11. *Зуев Б. Ю., Зубов В. П., Федоров А. С.* Перспективы использования моделей из эквивалентных материалов для изучения геомеханических процессов при подземной разработке твердых полезных ископаемых // Горный журнал. — 2019. — № 6. — С. 77–82.

12. *Kolikov K. S., Manevich A. I., Mazina I. E.* Stress-strain analysis in coal and rock mass under traditional mining with full caving and in technology with backfilling // Eurasian Mining, 2018, vol. 2018, no 2, pp. 15–17.

13. *Pariseau W. G., McCarter M. K., Wempen J. M.* Comparison of closure measurements with finite element model results in an underground coal mine in central Utah // International journal of mining science and technology, 2019, vol. 29, no 1, pp. 9–15.

14. Song G., Chugh Y.P., Wang J. A numerical modelling study of longwall face stability in mining thick coal seams in China // *International journal of mining and mineral engineering*, 2017, vol. 8, no 1, 2017, pp. 35–55.
15. Han C.L., Zhang N., Li B.Y. Control technology and application for surrounding rock deformation in T-junction area of gob-side entry retaining / 2nd Global conference on civil, structural and environmental engineering, GCCSEE 2013. Shenzhen, China, 28–29 September 2013.
16. Карпов Г.Н. Обоснование технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при высокой концентрации горных работ: дисс. ... канд. технич. наук. — СПб.: НМСУ «Горный», 2013. — 165 с.
17. Zhang P. Experience in ground control evaluation of longwall recovery using numerical modeling and in situ monitoring. *Advances in Coal Mine Ground Control*; 2017. pp. 409–437.
18. Zhang P., Van Dyke M., Su D., Esterhuizen E., Trackemas J. Roof failure in longwall headgates — Causes, risks, and prevention / 52nd U.S. Rock mechanics/geomechanics symposium, Seattle, United States, 17–20 June 2018.
19. Liu H., He Y., Xu J., Han L. Numerical simulation and industrial test of boreholes destressing technology in deep coal tunnel // *Journal of the China coal society*, 2007, vol. 32, no 1, pp. 33–37.
20. Nikiforov A. V., Vinogradov E. A., Kochneva A. A. Analysis of multiple seam stability // *International journal of civil engineering and technology*. 2019, 10(2), pp. 1132–1139.
21. Peng S.S. *Coal Mine Ground Control: Third Edition*. NY: Wiley, 2008, 764 pp.
22. Магомед Р.Д., Серегин А.С. Повышение эффективности предварительной дегазации угольных пластов // *Горный журнал*. — 2017. — № 7. — С. 92–95.
23. Smirniakov V.V., Smirniakova V.V. Improving safety of mining operations by upgrading the methods of gas presence monitoring in the sheth grooves // *Journal of industrial pollution control*, no 33 (1), May 2017, pp. 856–863.
24. Макаров А.Б. *Практическая геомеханика*. — М.: изд-во «Горная книга», 2006. — 391 с. **MIAB**

REFERENCES

1. Zubov V.P. Applied technologies and current problems of resource-saving in underground mining of stratified deposits. *Gornyy zhurnal*. 2018, no 6, pp. 77–83. [In Russ].
2. Zubov V.P. Status and directions of improvement of development of coal seams on perspective Kuzbass coal mines. *Zapiski Gornogo instituta*. 2017. Vol. 225, pp. 292–297. [In Russ].
3. Galvin J.M. *Ground Engineering — Principles and Practices for Underground Coal Mining*. Springer International Publishing, 2016. 684 p.
4. Sengani F., Amponsah-Dacosta F. The application of the face-perpendicular preconditioning technique for de-stressing seismically active geological structures. *Mining technology: transactions of the institute of mining and metallurgy*, 2018, vol. 127, no 4, pp. 241–255.
5. Gridina E. B., Pasyukov A. V., Andreev R. E. Comprehensive approach to managing the safety of miners in coal mines. *Innovation-based development of the mineral resources sector: challenges and prospects. 11th Conference of the Russian-German raw materials*, 2018, pp. 85.
6. He M., Zhu G., Guo Z. Longwall mining «cutting cantilever beam theory» and 110 mining method in China-The third mining science innovation. *Journal of rock mechanics and geotechnical engineering*, 2015, vol. 7, no 5, pp. 483–492.
7. Kang H., Lv H., Zhang X., etc. Evaluation of the ground response of a pre-driven longwall recovery room supported by concrete cribs. *Rock mechanics and rock engineering* 49, 2016, no 3, pp. 1025–1040.
8. Liu C., Yang Z., Gong P., Wang K., Zhang X., Zhang J., Li Y. Accident analysis in relation to main roof structure when longwall face advances toward a roadway. A case study. *Advances in civil engineering*, 2018, vol. 2018.
9. Ruddy Y., Payne D., Mackenzie A. The evolution of pre-driven recovery roadways at crinum mine. *The 35th International conference on ground control in mining*, 2016, pp. 80–87.
10. Basov V.V. Evaluation procedure of conformance between numerical modeling and in-situ measurement data on geomechanical parameters of rock mass near intersections in mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019, no 3, pp. 51–62. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-51-62. [In Russ].
11. Zuev B. Yu., Zubov V.P., Fedorov A.S. Prospects for the use of models from equivalent materials for the study of geomechanical processes in underground mining of solid minerals. *Gornyy zhurnal*. 2019, no 6, pp. 77–82. [In Russ].

12. Kolikov K. S., Manevich A. I., Mazina I. E. Stress-strain analysis in coal and rock mass under traditional mining with full caving and in technology with backfilling. *Eurasian mining*, 2018, vol. 2018, no 2, pp. 15–17.

13. Pariseau W. G., McCarter M. K., Wempen J. M. Comparison of closure measurements with finite element model results in an underground coal mine in central Utah. *International journal of mining science and technology*, 2019, vol. 29, no 1, pp. 9–15.

14. Song G., Chugh Y. P., Wang J. A numerical modelling study of longwall face stability in mining thick coal seams in China. *International journal of mining and mineral engineering*, 2017, vol. 8, no 1, 2017, pp. 35–55.

15. Han C. L., Zhang N., Li B. Y. Control technology and application for surrounding rock deformation in T-junction area of gob-side entry retaining. *2nd Global conference on civil, structural and environmental engineering, GCCSEE 2013*. Shenzhen, China, 28–29 September 2013.

16. Karpov G. N. *Obosnovanie tekhnologii demontazha ochistnykh mekhanizirovannykh kompleksov pri vysokoy kontsentratsii gornyykh robot* [Justification of longwall recovery technology in conditions of high performance mining], Candidate's thesis, Saint-Petersburg, NMSU «Gornyy», 2013, 165 p.

17. Zhang P. *Experience in ground control evaluation of longwall recovery using numerical modeling and in situ monitoring*. *Advances in Coal Mine Ground Control*; 2017. pp. 409–437.

18. Zhang P., Van Dyke M., Su D., Esterhuizen E., Trackemas J. Roof failure in longwall headgates – Causes, risks, and prevention. *52nd U.S. Rock mechanics/geomechanics symposium*, Seattle, United States, 17–20 June 2018.

19. Liu H., He Y., Xu J., Han L. Numerical simulation and industrial test of boreholes destressing technology in deep coal tunnel. *Journal of the China coal society*, 2007, vol. 32, no 1, pp. 33–37.

20. Nikiforov A. V., Vinogradov E. A., Kochneva A. A. Analysis of multiple seam stability. *International journal of civil engineering and technology*. 2019, 10(2), pp. 1132–1139.

21. Peng S. S. *Coal Mine Ground Control: Third Edition*. NY: Wiley, 2008, 764 pp.

22. Magomet R. D., Seregin A. S. Enhancement of pre-mining methane drainage efficiency. *Gornyy zhurnal*. 2017, no 7, pp. 92–95. [In Russ].

23. Smirniakov V. V., Smirniakova V. V. Improving safety of mining operations by upgrading the methods of gas presence monitoring in the sheth grooves. *Journal of industrial pollution control*, no 33 (1), May 2017, pp. 856–863.

24. Makarov A. B. *Prakticheskaya geomekhanika* [Practical geomechanics], Moscow, izd-vo «Gornaya kniga», 2006, 391 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Карпов Григорий Николаевич¹ — канд. техн. наук, доцент,
e-mail: prk42@mail.ru,

Ковальский Евгений Ростиславович¹ — канд. техн. наук, доцент,
e-mail: e.r.kovalsky@gmail.com,

Смышник Анатолий Данилович — д-р техн. наук, профессор,
ООО «К-Поташ-Сервис», e-mail: suma35799@gmail.com,

¹ Санкт-Петербургский горный университет.

Для контактов: Карпов Г.Н., e-mail: prk42@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

G.N. Karpov¹, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,
e-mail: prk42@mail.ru,

E.R. Kovalski¹, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,
e-mail: e.r.kovalsky@gmail.com,

A.D. Smychnik, Dr. Sci. (Eng.), Professor,
ООО K-Potash Services, Russia, e-mail: suma35799@gmail.com.

¹ Saint Petersburg Mining University,
199106, Saint-Petersburg, Russia.

Corresponding author: G.N. Karpov, e-mail: prk42@mail.ru.