

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА И ПОЛОГОГО МОЩНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПРИ ЗАВЕРШЕНИИ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА

В.А. Трофимов¹, С.С. Кубрин¹, Ю.А. Филиппов¹, И.Л. Харитонов²

¹ Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия,
e-mail: asas_2001@mail.ru

² АО «СУЭК-Кузбасс», Ленинск-Кузнецкий, Россия

Аннотация: Рассмотрено перераспределение напряжений и формирование областей разрушения на завершающей стадии отработки выемочного столба. Проанализированы особенности состояния и поведения вмещающего массива горных пород и угольного пласта в случаях, когда демонтажная камера создается заблаговременно и лава постепенно приближается к ней, и когда демонтажная камера формируется проходческим комбайном непосредственно при отработке пласта на завершающей ее стадии. Рассмотрены различные варианты в постановке задачи, описывающие ее решение как в полных, так и дополнительных напряжениях. Представлена геомеханическая модель, позволяющая описать перераспределение исходных напряжений, обусловленное развивающимися горными работами; формирование зон разгрузки и пригрузки вблизи забоя лавы, а также вокруг ДК, зон возможных вывалов горных пород; смещения горных пород, в частности, вертикальные в кровле ДК и горизонтальные на вертикальных обнажениях в забое и демонтажной камере. Деформационная модель, использованная при решении задач, построена с учетом возможного пластического деформирования как угля, так и непосредственной кровли пласта, что позволяет в определенной степени учитывать как трещиноватость массива, так и нелинейное деформирование собственно материала. Подчеркивается, что параметры пластичности могут быть определены из решения обратной задачи с использованием экспериментальных данных, полученных *in situ*. При проведении расчетов использовались расчетные параметры горно-геологических и горнотехнических условий, характерных для разработки пласта Байкаимский шахты «Им. 7 ноября» АО «СУЭК-Кузбасс».

Ключевые слова: численное моделирование, геомеханическая модель, демонтажная камера, лава, пластичность, напряжения, смещения в массиве.

Для цитирования: Трофимов В. А., Кубрин С. С., Филиппов Ю. А., Харитонов И. Л. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния вмещающего массива и пологого мощного угольного пласта при завершении отработки выемочного столба // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8. – С. 42–56. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-42-56.

Numerical modeling of stress–strain state for host rock mass and thick gently dipping coal seam after mining completion in extraction panel

V.A. Trofimov¹, S.S. Kubrin¹, Yu.A. Filippov¹, I.L. Kharitonov²

¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, e-mail: e-mail: asas_2001@mail.ru
² SUEK-Kuzbass JSC, Leninsk-Kuznetskiy, Russia

Abstract: The stress distribution and formation of damage zones at the final stage of mining in an extraction panel are discussed. The behavior of the host rock mass and coal seam is analyzed in the cases when the disassembly chamber is created beforehand and the longwall approaches it gradually, and when the disassembly room is cut by the continuous heading machine directly at the end stage of longwalling. Various alternatives are considered in the problem formulation in terms of either total or additional stresses. The proposed geomechanical model makes it possible to describe mining-induced redistribution of initial stresses; formation of relaxation and additional loading zones nearby longwall faces as well as around the disassembly chamber; displacement of rocks, in particular, vertical displacements in the roof of DC as well as horizontal displacement on vertical exposures in the face and disassembly chamber. The deformation model used in the problem solving is constructed with regard to possible plastic deformation of coal and immediate roof, which enables accounting to a certain degree for rock mass jointing and nonlinear deformation of coal. It is emphasized that plasticity parameters can be found from solution of the inverse problem using the in-situ experiment data. The calculations used the design parameters of geological and geotechnical conditions typical of Baikaim coal seam in the November 7 Mine of SUEK-Kuzbass.

Key words: numerical modeling, geomechanical model, disassembly chamber, longwall, plasticity, stresses, displacement in rock mass.

For citation: Trofimov V. A., Kubrin S. S., Filippov Yu. A., Kharitonov I. L. Numerical modeling of stress–strain state for host rock mass and thick gently dipping coal seam after mining completion in extraction panel. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(8):42-56. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-42-56.

Введение

Проектирование горнотехнических объектов обычно связано с рассмотрением их взаимодействия с массивом вмещающих горных пород. Основные этапы проектирования состоят из ряда последовательных шагов, среди которых неотъемлемой частью должен присутствовать геомеханический анализ — воспроизведение естественных условий и поставленной инженерной задачи на идеализированной модели с целью прогнозирования поведения массива и рассматриваемого объекта.

Геомеханический анализ предполагает построение или выбор той или иной геомеханической модели массива горных

пород. Правомерность выбора модели определяется тем, насколько результаты, которые получаются с ее помощью для конкретной задачи, близки к реальным значениям параметров, фактически измеренным на практике в массиве. Такими параметрами могут быть смещения некоторых выбранных точек массива, в частности оседания земной поверхности вследствие развития подземных или открытых работ, либо напряжения в массиве вблизи выработок и др. [1–3].

Одной из трудноразрешимых проблем геомеханики является учет находящихся в массиве разнообразных поверхностей ослабления. Поверхности ослабления («нарушения сплошности» или «тре-

щины») повсеместно распространены в горных массивах и оказывают решающее влияние на их механическое поведение. Как правило, крупные трещины в расчетах учитываются индивидуально, а множество мелких трещин учитывается в рамках той или иной модели сплошной среды, выражаясь в снижении прочностных показателей либо в анизотропии. Таким образом, возникает необходимость использования в рамках проводимых исследований некоторой модели пластичности, которая могла бы адекватно разрешить проблему учета трещиноватости [4, 5].

Постановка задачи о напряженном состоянии массива при развитии горных работ

Практика ведения очистных работ на угольных шахтах показывает, что в большинстве лав наиболее опасными участками являются места пересечения лавой ранее пройденных выработок, в частности демонтажных камер (ДК) (краевая область завершающая отработку лавы). Это один из наиболее болезненных вопросов при отработке угольных пластов, и его исследованию посвящено множество работ как теоретической, так и практической направленности [6—14 и др.].

Существует два основных способа подготовки очистного забоя к демонтажу оборудования при завершении работ в лаве: формирование ДК в очистном забое по мере продвижения комплекса и заблаговременное формирование ДК с помощью проходческой техники в месте будущей остановки очистных работ в лаве.

В первом случае процесс перераспределения напряжений в угольном пласте и боковых породах носит непрерывный характер по мере увеличения протяженности отработанного участка пласта. При наличии труднообрушаемой кровли

она по мере продвижения забоя зависает над отработанным участком пласта, формируя значительную по размерам зону разгрузки в налегающих породах, распространяющуюся фактически вплоть до дневной поверхности. При этом вертикальная нагрузка на краевую часть пласта возрастает, превышая в несколько раз исходное вертикальное напряжение в массиве. Далее основная кровля и лежащие под ней породы постепенно опускаются на обрушенные породы непосредственной и ложной кровель, тем самым уменьшая нагрузку на краевую часть пласта. Начальное увеличение горного давления с последующим спадом обусловлены сменой режима взаимодействия кровли и почвы очистного пространства [15—17].

Отметим, что при значительном развитии очистных работ происходит полная посадка кровли и восстановление исходного напряженного состояния над выработанным пространством. Это не относится к массиву вблизи краевой части пласта, где непосредственно развиваются очистные работы. В этой части формируются значительные концентрации напряжений, которые проявляются в виде вывалообразования, увеличения давления на крепь и отжима угля. В некоторых случаях разрушения носят динамический характер с тяжелыми последствиями для оборудования шахты и горнорабочих.

Во втором случае, когда ДК создается заблаговременно, имеет место все сказанное выше, но в данном случае имеется дополнительный концентратор напряжений в краевой части пласта в виде камеры с частично закрепленными анкерами стенками и кровлей. При подходе лавы к демонтажной камере возникают трудности, связанные с возможным обрушением кровли и отжимами угля от груди очистного забоя.

Постепенно уменьшающийся целик между ДК и очистным пространством

может проявлять неустойчивость и неуправляемо разрушаться.

Задача исследования состоит в выявлении закономерностей распределения напряжений и смещений в массиве горных пород вблизи движущегося забоя, в том числе при формировании ДК, а также при подходе забоя к уже сформированной ДК [18–20].

Рассмотрим общую постановку задачи об оценке изменения напряженно-деформированного состояния массива, связанного с увеличением выработанного пространства в процессе отработки горизонтального угольного пласта. Параметры системы отработки позволяют принять плоскую расчетную модель, схема которой и определяющие параметры представлены на рис. 1. При этом считалось, что глубина разработки горизонтального пласта составляет $H = 130$ м, мощность пласта $m = 4,5$ м. При наличии ДК ее размеры — $4,5 \times 4,5$ м, размер целика L варьировался в пределах 36–0 м.

Отметим, что при значительной величине целика (скажем более 100 м) наличие заранее пройденной ДК никоим образом не отражается на напряженно-деформированном состоянии массива в окрестности забоя лавы, т.е. такая ситуация тождественна случаю отсутствия ДК. По мере продвижения забоя и приближения его к ДК, т.е. с уменьшением

целика, его нагруженность постепенно возрастает до величины, определяемой пределом пластичности угля и при $L \sim 30-40$ м достигает максимального значения. Его величина зависит от свойств пород массива и угольного пласта и обычно составляет $2,5-3\gamma H$. Для более мягкого и пластичного угля она меньше, а для более упругого — больше. При дальнейшем продвижении забоя разрушения охватывают все большие части целика и он постепенно теряет несущую способность и его нагруженность падает.

Что касается протяженности выработанного пространства от разрезной печи до забоя, то считалось, что очистные работы в лаве подходят уже к завершению, т.е. рассматривается ситуация, когда забой находится в достаточной близости к ДК и, таким образом, протяженность выработанного пространства оценивается величиной в сотни метров.

Это означает, что при глубине разработки в 130 м, геомеханическая ситуация соответствует полной посадке пород кровли.

По мере развития горных работ обширное выработанное пространство заполняется породами обрушившейся ложной и непосредственной кровли, и, возможно, вышележащими породами. При обрушении они разрыхляются и образуют некий массив с новыми деформационными свойствами, заметно более



Рис. 1. Расчетная схема и определяющие параметры задачи

Fig. 1. Computational model and constitutive parameters

низкими, чем у исходных пород кровли. По мере подвигания фронта работ налегающие породы, включая основную кровлю, опускаются на обрушенные, постепенно сжимая их. В связи с этим, при моделировании необходимо предусмотреть наличие в выработанном пространстве такого рода массива. При расчетах он моделировался упругим телом с модулем упругости на порядок меньшим, чем у угля.

Более точно величина этого модуля $E_{обр}$ может быть определена из решения обратной задачи. Для этого необходимо ориентироваться на два крайних случая: первый — нет обрушенных пород и второй — свойства обрушенных пород совпадают со свойствами пород массива кровли. В первом случае опускание земной поверхности при полной посадке будет равно мощности извлекаемого пласта h , при этом можно полагать $E_{обр} = 0$. Во втором случае опускания не будет, поскольку $E_{обр} = E$ (E — модуль упругости пород кровли).

Фактически же, как правило, наблюдаются оседания земной поверхности по величине равные 0,8–0,9 от вынимаемой мощности угольного пласта h (возможно частично и пород кровли).

Для получения такого результата при численном моделировании необходимо подобрать соответствующее значение модуля упругости $E_{обр}$ для обрушенных пород, используя алгоритм последовательного деления пополам интервала величин E . В соответствии с рассмотренными выше случаями начальный интервал — $0 \div E$. При таком делении для дальнейшего анализа берется тот полуинтервал (либо $0 \div E/2$, либо $E/2 \div E$), на одной стороне которого значения оседаний будут меньше $0,8h$, а на другой больше $0,8h$. Этот полуинтервал опять делится пополам и т.д. В итоге получаем значение $E_{обр}$, при котором величина оседания земной поверхности составит

$0,8h$. В дальнейших расчетах именно эту величину следует использовать для моделирования обрушенных пород.

В связи со сказанным важное значение приобретают наблюдения за деформациями земной поверхности на всех стадиях развития очистных работ в шахте, особенно при выходе на режим полной посадки, что создает предпосылку для адекватной оценки деформационных процессов во всем налегающем массиве горных пород.

Непосредственно у забоя находится свободное пространство, в котором располагается комбайн и транспортный конвейер, а кровля поддерживается передвижной механизированной крепью. Действие последней на кровлю выработки может моделироваться некоторым постоянным усилием, нормальным к поверхности кровли. В силу локальности такого воздействия общее влияние на напряженно-деформированное состояние налегающего массива невелико и сводится, как правило, к поддержанию обрушенных пород непосредственной кровли.

Боковые породы и уголь, разбиты многочисленными трещинами, что делает практически невозможным в полной мере адекватное моделирование с использованием упругой модели массива. Результаты, получаемые с ее помощью, могут быть использованы лишь для предварительного анализа состояния и поведения массива, особенно в местах значительных градиентов напряжений. В связи с этим обычно используют модели пластического деформирования, заимствованные из механики сплошных сред, с помощью которых моделируется «квазипластическое» поведение трещиноватых сред.

Заметим, что эти модели помимо деформационных параметров (E , ν), характерных для упругой среды, содержат и другие, значения которых, как правило, неизвестны и не могут быть определе-

ны в результате простых экспериментов. В связи с этим при численном моделировании следует использовать по возможности достаточно простые пластические модели с малым набором параметров, позволяющие отразить суть происходящих при деформировании процессов. При этом в расчетах участвуют некие «эффективные», усредненные значения параметров пластичности.

В расчетах была использована билинейная пластическая модель. В рамках этой модели материал деформируется упруго с модулем упругости, присущим этому ненарушенному материалу, а при достижении предела упругости (пластичности) его модуль упругости уменьшается на 2—3 порядка. Т.е. фактически реализуется режим идеальной пластичности.

Такими свойства были наделены породы непосредственной кровли и уголь. Для угля предел пластичности принимался равным $\sigma_p = 2$ МПа, а для пород кровли — $\sigma_p = 4$ МПа. При этом следует иметь в виду, что приведенные значения параметров характеризуют поведение угля и пород в массиве. В сопоставлении с величинами, полученными в лабораторных экспериментах, они во много раз (на порядки) меньше, что определяется коэффициентом структурного ослабления пород массива. В конечном итоге значения пределов пластичности являются «эффективными» величинами и должны быть определены обратным пересчетом при сравнении расчетных величин и реально замеренных параметров в массиве пород. Такими параметрами могут быть фактически только сдвигения пород контура выработки (кровли и боковых стенок выработки).

Отметим здесь же, что уголь обладает ясно выраженным свойством течения, что приводит с течением времени к значительному изменению формы поперечного сечения выработок. Это весьма важно в случае заблаговременного

создания ДК, которая может находиться в состоянии ожидания до нескольких месяцев.

Параметры ползучести также неизвестны и не могут быть заранее определены в лабораторных условиях. Тем не менее, известно, что пучение почвы в выработках, пройденных по углю, можно считать, составляет ~ 30 см/мес. Исходя из этой величины, при решении обратной задачи находятся соответствующие параметры ползучести. В расчетах полагалось, что скорость ползучести $\dot{\epsilon} = \text{const}$. Это наиболее простой вариант, который позволяет в какой-то мере отобразить временные изменения деформационных процессов в угольном массиве. Эта модель не применима для описания процесса укоренного процесса ползучести, приводящего к катастрофическому разрушению выработок, но оно в рассматриваемый промежуток времени и не происходит в реальности.

Граничные условия и внешние нагрузки

Важно отметить следующие два фактора, играющие определяющую роль при решении задач геомеханики. Во-первых, это то, что всегда исследуемый объект расположен в неограниченной среде. В то же время, решение геомеханической задачи, скажем, методом конечных элементов, подразумевает использование ограниченной области, которая каким-то образом должна быть выделена в массиве. При этом воздействие отсеченной части массива на выбранную расчетную область реализуется в виде соответствующих граничных условий.

Граничные условия формируются на внешних границах расчетной области и сводятся к заданию различных смещений и напряжений в соответствии с реальной нагруженностью массива. Они не должны препятствовать свободному деформированию массива под действи-

ем приложенных внешних нагружающих факторов. С другой стороны, они прикладываются таким образом, чтобы предотвратить сдвигение всей расчетной области как единого тела. При этом следует действовать в соответствии с принципом минимальной достаточности, т.е. не следует накладывать излишние связи на расчетную область, что приводит к появлению в решении задачи параметров напряженного состояния, которых нет в действительности.

В качестве внешних нагрузок, под действием которых происходит деформирование массива, выступают рассмотренные уже ранее напряжения по боковым граням. По месту их приложения они относятся к граничным условиям, но непосредственно участвуют в формировании напряженно-деформированного состояния массива.

Кроме того, обычно считается, что в рассматриваемой области действует сила тяжести, под действием которой массив сжимается в основном в вертикальном направлении. Это объемная сила, в отличие от рассмотренных выше нагрузок, типа давления. Совместно с боковыми нагрузками она формирует напряженно-деформированное состояние с учетом всех выработок в пределах расчетной области.

Численная модель

Задача решается методом конечных элементов. Вся расчетная область представляет собой прямоугольник размерами 70×60 м. Граничные условия определяются следующим образом: на боковых вертикальных границах расчетной области задаются значения горизонтальных напряжений, соответствующие боковому распору, вертикальная же степень свободы не ограничена; на нижней границе — нулевые горизонтальные и вертикальные смещения; верхняя граница, которая является дневной поверхностью, полностью

свободна. Помимо этого, в качестве нагрузки, приложенной к расчетной области — сила гравитации.

Общий принцип построения численных конечно-элементных моделей требует, чтобы расчетная область по размерам была в 3÷4 раза больше характерного размера моделируемых объектов, с тем чтобы отсутствовало их силовое влияние на границы области.

В рассматриваемом случае одна из границ, а именно земная поверхность, присутствует в зоне влияния выработанного пространства и не может быть отнесена на необходимое расстояние. В связи с этим она обязательно должна входить в расчетную схему в явном виде, как одна из границ расчетной области с соответствующими граничными условиями.

На рис. 2 частично показана расчетная конечно-элементная сетка. Ее структура отражает возможность моделирования последовательных этапов продвижения фронта очистных работ, как при наличии передовой выработки, так и без нее. Кроме того, выделяется горизонтальный слой, который предназначен для моделирования непосредственной кровли пласта.

Известно, что при такой постановке задачи получающиеся в результате решения напряжения соответствуют реальным значениям, включающим как исходные напряжения в нетронутом массиве, так и дополнительные, получающиеся в результате образования выработок. Что же касается смещений в массиве, как в пласте, так и в боковых породах, то они вычисляются неверно. Они могут быть подправлены вычитанием из них некоторых фиктивных значений смещений, получаемых при решении задачи в постановке, так называемой «Greenfield». Это решение для тех же расчетной области и граничных условий, но без выработок. Подобным образом скорректированные

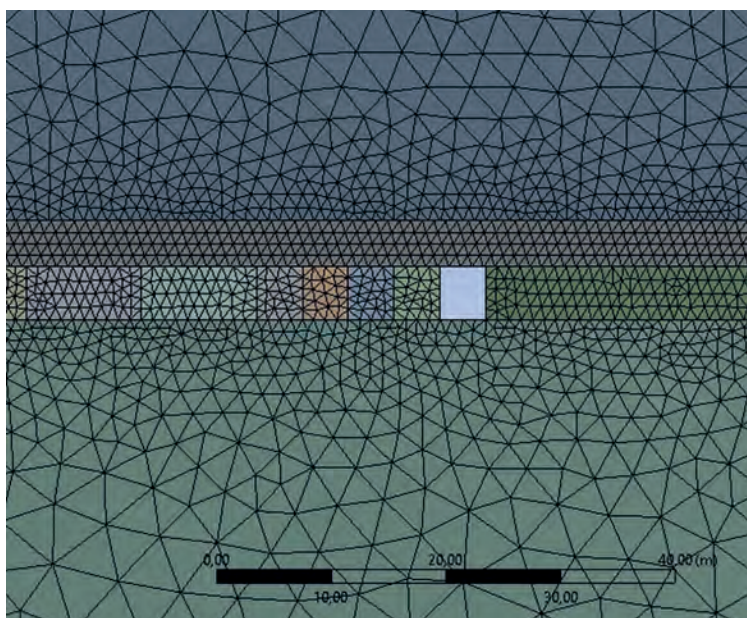


Рис. 2. Фрагмент расчетной конечноэлементной сетки вблизи фронта очистных работ
 Fig. 2. Fragment of finite element grid nearby mining front

смещения уже будут соответствовать реальным.

Что касается деформационных свойств пород и угля, то были приняты следующие значения: уголь — модуль упругости $E = 3 \cdot 10^3$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0,35$, плотность $\rho = 1300$ кг/м³; боковые породы — $E = 2,3 \cdot 10^4$ МПа, $\nu = 0,27$, $\rho = 2700$ кг/м³. При этом предусмотрена возможность включения в расчет слоев различных пород в кровле пласта (с разными деформационными свойствами), моделирующих непосредственную, основную кровлю и другие возможные слои и пропластки.

Рассмотрим развитие геомеханической ситуации, когда ДК создается в процессе продвижения очистного комплекса к конечной точке отработки лавы. При этом происходит непрерывное увеличение выработанного пространства и последняя открытая выработка, в которой находится комбайн, и является частью будущей ДК, которая далее расширяется до полных размеров ДК.

Отметим следующее: на этот момент времени выработанное пространство по

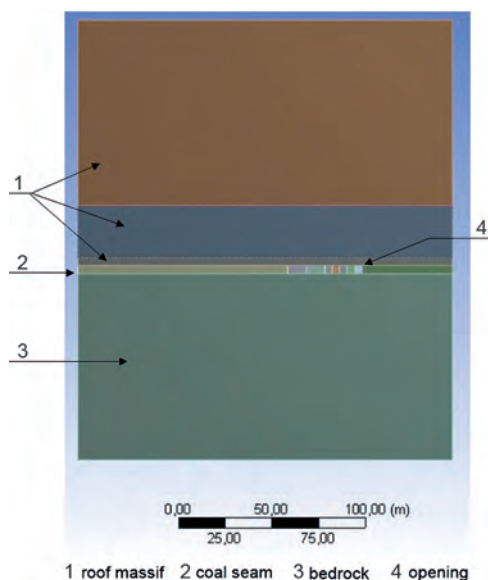


Рис. 3. Общая расчетная схема задачи о распределении напряжений при отработке угольного пласта

Fig. 3. General analytical model of stress distribution in coal seam mining

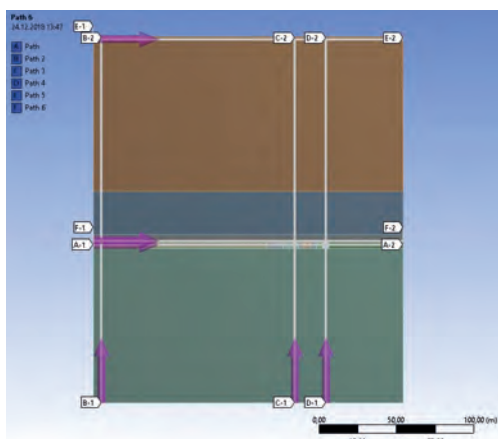


Рис. 4. Характерные сечения для вычисления параметров напряженно-деформированного состояния

Fig. 4. Representative profiles to calculate parameters of stress-strain state

протяженности составляет сотни метров и, следовательно, при моделировании может не приниматься в расчет в полной мере. Все особенности напряженно-деформированного состояния локализованы вблизи фронта очистных работ, т.е. вблизи ДК. Это дает возможность сократить вычислительные ресурсы при анализе поставленной задачи, общая расчетная схема которой приведена на рис. 3.

При моделировании задача решалась в полных напряжениях, т.е. нагруже-

ние расчетной области осуществлялось силой тяжести при заданных ограничениях на внешних границах этой области. Как известно, в этой постановке получаются вполне корректные напряжения во всех точках области, однако смещения должны быть скорректированы на величину «green field» смещений.

«Green field» смещения можно получить в рамках решения поставленной задачи, проведя вертикальное сечение расчетной области вдали от выработки, где она не оказывают влияние на состояние массива.

На рис. 4 показано несколько характерных сечений, по которым были вычислены распределения параметров напряженно-деформированного состояния массива на момент создания ДК.

Сечение A1–A2 проходит по середине угольного пласта, сечение F1–F2 — в непосредственной близости к пласту в его кровле. Вертикальные сечения B1–B2 и C1–C2 могут быть использованы для расчета «Green field» смещений.

На рис. 5 показаны значения этих смещений. На уровне пласта они претерпевают скачок в силу мягкости угля в сравнении с породами кровли и почвы. Для выбранной конфигурации расчетной

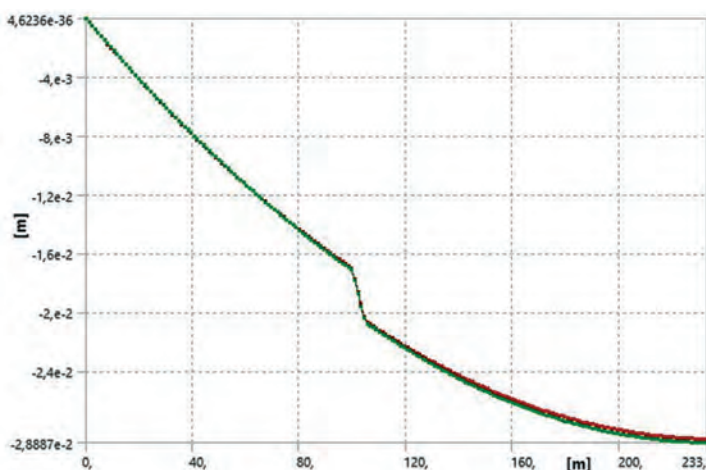


Рис. 5. Вертикальные смещения по сечениям B1-B2 и C1-C2

Fig. 5. Vertical displacements in profiles B1–B2 and C1–C2

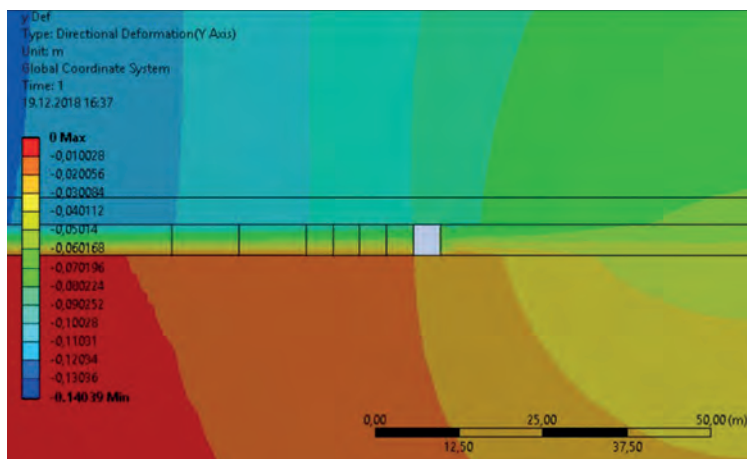


Рис. 6. Вертикальные смещения в массиве при постановке задачи в полных напряжениях
 Fig. 6. Vertical displacements in rock mass in problem formulation using total stresses

области на дневной поверхности они равны $\sim 2,89$ см, а на уровне кровли пласта $\sim 2,1$ см. Отметим, что полученные значения в силу постановки задачи являются фиктивными величинами, не существующими в реальных условиях. На самом пласте скачок смещений равен 4 мм.

Отметим, что распределения смещений по B1–B2 и C1–C2 практически совпадают (показаны зеленым и красным цветом), чего и следовало ожидать при отсутствии в массиве выработок.

Характер распределения вертикальных расчетных смещений во всей области показан на рис. 6.

Для получения реальных значений они должны быть скорректированы в соответствии с кривыми на рис. 5.

Представленная картина носит преимущественно иллюстративный характер, поскольку основной интерес представляют смещения в непосредственной близости от ДК, на ее границах. На этом уровне величина корректировки в соответствии с рис. 5 составляет $\sim 2,0$ см.

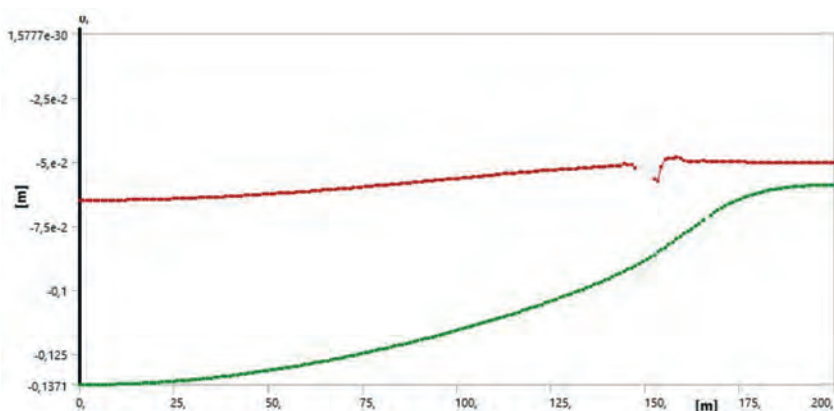


Рис. 7. Вертикальные смещения по горизонтальным сечениям A1–A2 (красный цвет) и F1–F2 (зеленый цвет) при постановке задачи в полных напряжениях
 Fig. 7. Vertical displacements in horizontal sections A1–A2 (red color) and F1–F2 (green color) in problem formulated using total stresses

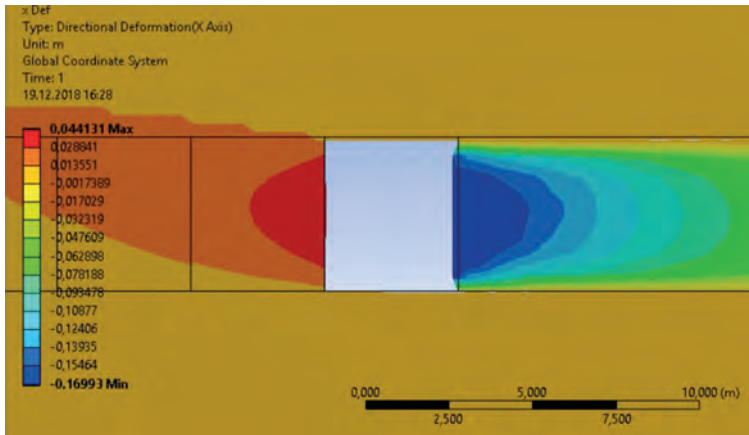


Рис. 8. Горизонтальные смещения вблизи ДК
 Fig. 8. Horizontal displacement nearby disassembly chamber

Заметим, что в соответствии со сказанным ранее модуль упругости над выработанным пространством принимался равным $8 \cdot 10^2$ МПа, для сравнения модуль для налегающего массива горных пород $E = 2,3 \cdot 10^4$ МПа, т.е. практически в 30 раз меньше. Кроме того, в этих зонах была введена билинейная пластичность.

На рис. 7 приведено распределение вертикальных смещений по горизонтальным сечениям А1–А2 (красный цвет) и F1–F2 (зеленый цвет). Результаты пока-

зывают, что обрушенные в выработанном пространстве породы сжались под действием горного давления на ~ 14 см, поскольку породы в почве пласта практически не деформированы.

На рис. 8 приведено распределение горизонтальных смещений вблизи ДК. Как и следовало ожидать они направлены внутрь выработки и со стороны угольного пласта на вертикальной стенке выработки составляют ~ 17 см.

Рассмотрим теперь (рис. 9) распределение напряжений по выбранным ра-

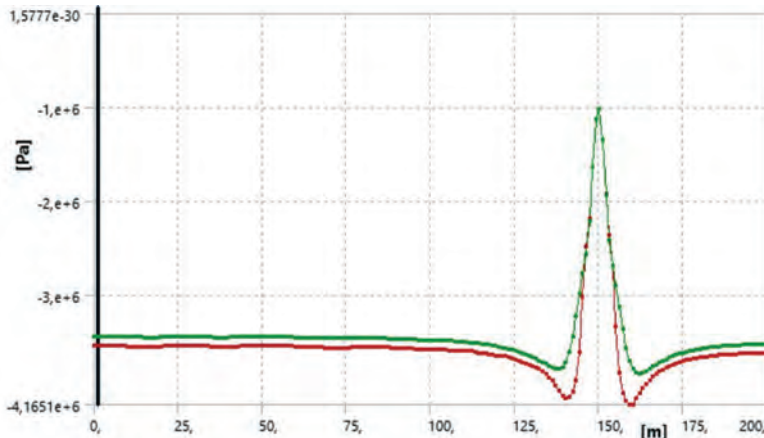


Рис. 9. Распределение вертикальных напряжений посередине пласта (А1-А2, красный цвет) и по его кровле (F1-F2, зеленый цвет)

Fig. 9. Distribution of vertical stresses in the middle of the seam (A1–A2, red color) and in the roof (F1–F2, green color)

нее сечениям А1–А2 (красный цвет) и F1–F2 (зеленый цвет). Отметим, что для выбранных параметров разработки, т.е. глубины залегания пласта в 130 м и средней плотности налегающих пород в $2,7 \text{ т/м}^3$ вертикальные напряжения составляют $\sim 3,51 \text{ МПа}$. Горизонтальные асимптоты приведенных распределений совпадают с этим значением. Пик при $x = 150 \text{ м}$ для сечения над кровлей пласта соответствуют падению напряжений непосредственно над выработкой. В то же время, на некотором расстоянии от выработки ($\sim 10 \text{ м}$) наблюдаются максимумы опорного давления с концентрацией в 1,2.

Распределение вертикальных напряжений вокруг ДК показано на рис. 10. В кровле и почве выработки видны зоны разгрузки (уровень разгрузки показан оттенками красного цвета). Вблизи кровли наблюдаются незначительные зоны растягивающих напряжений.

Горизонтальные напряжения показаны на рис. 11. Здесь также имеются зоны разгрузки вплоть до растягивающих напряжений.

Серия проведенных расчетов относится к варианту создания ДК проходческим комбайном в конце отработки столба. Аналогичные расчеты были ранее проведены и для случая заранее пройденной ДК [21].

Заключение

В заключение отметим, что учет пластического деформирования пород и угля позволяет расчетным путем получить сопоставимые с реальными значения опусканий кровли в предварительно сформированной демонтажной камере. Проводя наблюдения за фактическими опусканиями кровли, можно установить с определенной точностью величину предела пластичности для угля данного пласта, и использовать ее в дальнейшем. Подбор параметров пластичности, вы-

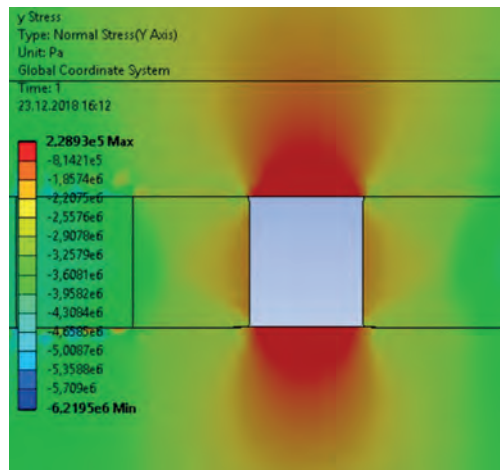


Рис. 10. Распределение вертикальных напряжений вокруг ДК

Fig. 10. Pattern of vertical stresses at disassembly chamber

полненный для одной камеры на основании натуральных замеров, позволит описать поведение углепородного массива для множества подобных камер, используя полученные значения.

Сопоставляя оба варианта формирования ДК можно отметить, что в варианте заблаговременной проходки ДК целик между очистной выработкой и ДК на последнем этапе практически полностью разрушается формируя единое пространство из призабойной выработки, ДК и не несущего нагрузку целика. С по-

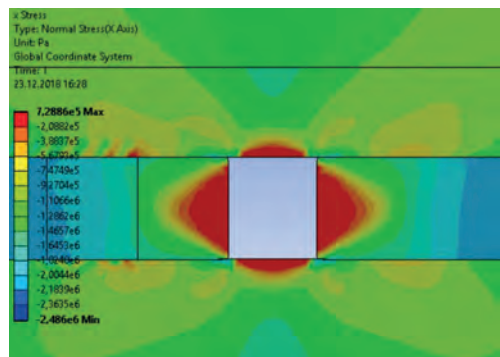


Рис. 11. Распределение горизонтальных напряжений вокруг ДК

Fig. 11. Pattern of horizontal stresses at disassembly chamber

зиций геомеханики такое развитие событий, а именно практически одномоментное увеличение пролета зависящей кровли в 2÷3 раза может привести к существенному росту напряжений в массиве и росту концентрации вертикальных напряжений на стенке ДК, противоположной приближающемуся забою. Помимо этого длительное стояние камеры сопряжено с проявлениями ползучести угля и пород, что в конечном итоге проявляется в обрушениях кровли и стенок, либо в уменьшении сечения камеры до неприемлемых величин.

Расчеты, проведенные с учетом обрушения пород в выработанное пространство, а также с учетом крепи, показали, что на последнем шаге продвижения забоя к ДК формируется значительное опускание кровли ДК и сдвигание ее боковой стенки внутрь камеры. Все это может сопровождаться обрушениями и вывалами.

Большей части такого рода неблагоприятных проявлений горного давления лишена система с образованием ДК проходческим комбайном в процессе доработки столба.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Kumar A., Waclawik P., Singh R., Ram S., Korbe J. Performance of a coal pillar at deeper cover: Field and simulation studies // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2019. Vol. 113. Pp. 322–332.

2. Basarir H., Sun Y.Y., Li G. C. Gateway stability analysis by global-local modeling approach // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2019. Vol. 113. Pp. 31–40.

3. Liang Wanga B., Yuan-ping Cheng A. N., Chun-gui Ge B., Jia-xiang Chen B., Wei Li A., Hong-xing Zhou A., Wang Hai-feng. Safety technologies for the excavation of coal and gas outburst-prone coal seams in deep shafts // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2013. Vol. 57. Pp. 24–33.

4. Ju Y., Wang Y.L., Su C. S., Zhang D. S., Ren Z. Y. Numerical analysis of the dynamic evolution of mining-induced stresses and fractures in multilayered rock strata using continuum-based discrete element methods // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2019. Vol. 113. Pp. 191–210.

5. Hehua Zhua B., Qi Zhangc., Boqi Huanga B., Lianyang Zhangd A constitutive model based on the modified generalized three-dimensional Hoek–Brown strength criterion // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2017. Vol. 98. Pp. 78–87.

6. Харитонов И.Л., Ремезов А.В. Исследование опорного давления при подвигании очистного забоя пологих угольных пластов на ранее пройденные выработки // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 4. — С. 292–299.

7. Ремезов А.В., Костинец И.К., Харитонов И.Л. и др. Горное давление. Его проявления при ведении горных работ в массиве горных пород. — Кемерово, 2013. — 681 с.

8. Харитонов И.Л., Ремезов А.В. Разработка алгоритмов расчета параметров опорного давления при пересечении передовых горных выработок и въезде очистного забоя в демонтажные камеры // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2016. — № 2. — С. 47–55.

9. Никольский А.М., Неверов А.А., Неверов С.А., Шинкевич М.В. Оценка напряженного состояния массива пород при подходе лавы к демонтажной камере // ФТПРПИ. — 2008. — № 5(69). — С. 23–27.

10. Жданкин А.А., Жданкин Н.А. Пространственное напряженно-деформированное состояние массива в районе сопряжений выемочных штреков с лавой // ФТПРПИ. — 1985. — № 4.

11. Катков Г.А., Журило А.А. О механизме формирования горного давления и взаимодействия механизированных крепей с труднообрушаемой кровлей // Вопросы горного давления. — 1979. — вып. 37.

12. Ремезов Ф.В., Новоселов С.В. Теоретические и методические вопросы определения параметров опорного давления в горных выработках и практика их применения // Уголь. — 2018. — № 6. — С. 21–25.

13. Торро В. О., Ремезов А. В., Климов В. В., Дедиков Е. А. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем // Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2017. — № 6. — С. 47–53.
14. Кравченко К. В., Бабец Д. В. Геомеханические явления при отработке конечных участков лав струговыми комплексами. — Днепропетровск: НГУ, 2015. — 108 с.
15. Trubetskoi K. N., Iofis M. A., Kuznetsov S. V., Trofimov V. A. Basic regularities governing the subsidence of undermined rock strata and deflection of hanging roof at shallow and great depths // Journal of mining science, Consultants Bureau, New York. 1999, vol. 35, no 3, pp. 209–215.
16. Кузнецов С. В., Трофимов В. А. Метод оценки расслоения пород кровли протяженной очистной выработки // Труды конференции «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли». — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2009.
17. Hoek E. Practical rock engineering. London: Institution of Mining and Metallurgy. 2002. 325 p.
18. Oskar Jacobi. Praxis der Gebirgsbeherrschung. Verlag Gluckauf GmbH, Essen, 1981. 568 p.
19. Knissel W., Linzig H. J. Verlegung der Abbaustrecken druckentlastete Zonen. Steinkohlenbergwerk der Zukunft. Essen, Bergbau—Forschung, 1977.
20. Leonhardt J. Vorläufige Richtlinien zur Anwendung des Prallhammers. Mitt. Aus dem Markscheidewesen, 1965, Bd. 72, pp. 127–139.
21. Трофимов В. А., Кубрин С. С., Филиппов Ю. А., Харитонов И. Л. Общие закономерности деформирования угольного пласта вблизи демонтажной камеры при приближении забоя лав // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2018. — Св 48. Т. 1. — 464 с. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Kumar A., Waclawik P., Singh R., Ram S., Korbe J. Performance of a coal pillar at deeper cover: Field and simulation studies. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2019. Vol. 113. Pp. 322–332.
2. Basarir H., Sun Y. Y., Li G. C. Gateway stability analysis by global-local modeling approach. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2019. Vol. 113. Pp. 31–40.
3. Liang Wang B., Yuan-ping Cheng A. N., Chun-gui Ge B., Jia-xiang Chen B., Wei Li A., Hong-xing Zhou A., Wang Hai-feng. Safety technologies for the excavation of coal and gas outburst-prone coal seams in deep shafts. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2013. Vol. 57. Pp. 24–33.
4. Ju Y., Wang Y. L., Su C. S., Zhang D. S., Ren Z. Y. Numerical analysis of the dynamic evolution of mining-induced stresses and fractures in multilayered rock strata using continuum-based discrete element methods. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2019. Vol. 113. Pp. 191–210.
5. Hehua Zhua B., Qi Zhangc., Boqi Huang A B., Lianyang Zhangd A constitutive model based on the modified generalized three-dimensional Hoek–Brown strength criterion. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2017. Vol. 98. Pp. 78–87.
6. Kharitonov I. L., Remezov A. V. Исследование опорного давления при подвигании очистного забоя пологих угольных пластов на ранее пройденные выработки. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2016, no 4, pp. 292–299. [In Russ].
7. Remezov A. V., Kostinets I. K., Kharitonov I. L. *Gornoe davlenie. Ego proyavleniya pri vedenii gornyx rabot v massive gornyx porod* [Mining pressure. Its manifestations in the conduct of mining operations in the rock mass], Kemerovo, 2013, 681 p.
8. Kharitonov I. L., Remezov A. V. Investigation of the reference pressure when moving the stope of flat coal seams to the previously completed workings. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. 2016, no 2, pp. 47–55. [In Russ].
9. Nikol'skiy A. M., Neverov A. A., Neverov S. A., Shinkevich M. V. Assessment of the stress state of the rock mass at the approach of lava to the demolition chamber. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2008, no 5(69), pp. 23–27. [In Russ].
10. Zhdankin A. A., Zhdankin N. A. Spatial stress-strain state of the massif in the area of conjugation of excavation drifts with lava. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 1985, no 4. [In Russ].

11. Katkov G. A., Zhurilo A. A. On the mechanism of formation of rock pressure and the interaction of mechanized roof supports with a hard-to-damage roof. *Voprosy gornogo davleniya*. 1979, issue 37. [In Russ].
12. Remezov F. V., Novoselov S. V. Theoretical and methodological issues of determining the parameters of the reference pressure in mine workings and the practice of their application. *Ugol*. 2018, no 6, pp. 21–25. [In Russ].
13. Torro V. O., Remezov A. V., Klimov V. V., Dedikov E. A. Factors for assessing the stability of dismantling chambers during the formation of their clearing face. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. 2017, no 6, pp. 47–53. [In Russ].
14. Kravchenko K. V., Babets D. V. *Geomekhanicheskie yavleniya pri otrabotke konechnykh uchastkov lav strugovymi kompleksami* [Geomechanical phenomena during the development of the final sections of love bands by plow complexes], Dnepropetrovsk, NGU, 2015, 108 p.
15. Trubetskoi K. N., Iofis M. A., Kuznetsov S. V., Trofimov V. A. Basic regularities governing the subsidence of undermined rock strata and deflection of hanging roof at shallow and great depths. *Journal of mining science*, Consultants Bureau, New York. 1999, vol. 35, no 3, pp. 209–215.
16. Kuznetsov S. V., Trofimov V. A. Method of assessing the stratification of the roof rocks of the extended cleaning development. *Trudy konferentsii «Geodinamika i napryazhennoe sostoyanie nedr Zemli»*. Novosibirsk: IGD SO RAN, 2009. [In Russ].
17. Hoek E. *Practical rock engineering*. London: Institution of Mining and Metallurgy. 2002. 325 p.
18. Oskar Jacobi. *Praxis der Gebirgsbeherrschung*. Verlag Gluckauf GmbH, Essen, 1981. 568 p.
19. Knissel W., Linzig H. J. *Verlegung der Abbaustrecken druckentlastete Zonen*. Steinkohlenbergwerk der Zukunft. Essen, Bergbau–Forschung, 1977.
20. Leonhardt J. *Vorläufige Richtliniein zur Anwendung des Prallhammers*. Mitt. Aus dem Markscheidewesen, 1965, Bd. 72, pp. 127–139.
21. Trofimov V. A., Kubrin S. S., Filippov Yu. A., Kharitonov I. L. General patterns of coal bed deformation near the demolition chamber when approaching the face of lava. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2018. Special edition 48. Vol. 1, 464 p. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Трофимов Виталий Александрович¹ — д-р техн. наук,
 зав. лабораторией,
 Кубрин Сергей Сергеевич¹ — д-р техн. наук, профессор,
 зав. лабораторией,
 Филиппов Юрий Алексеевич¹ — канд. техн. наук,
 старший научный сотрудник,
 Харитонов Игорь Леонидович — начальник технического управления,
 АО «СУЭК-Кузбасс».

¹ Институт проблем комплексного освоения недр РАН.

Для контактов: Трофимов В.А., e-mail: asas_2001@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.A. Trofimov¹, Dr. Sci. (Eng.), Head of Laboratory,
 S.S. Kubrin¹, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of Laboratory,
 Yu.A. Filippov¹, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher,
 I.L. Kharitonov, Head of Technical Department,
 SUEK-Kuzbass JSC, 652507, Leninsk-Kuznetskiy, Russia.
Corresponding author: V.A. Trofimov, e-mail: asas_2001@mail.ru.

