

ГЕОМЕХАНИКА, РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД,
РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА И ГОРНАЯ ТЕПЛОФИЗИКА
GEOMECHANICS, DESTRUCTION OF ROCKS BY EXPLOSION,
MINE AEROGASDYNAMICS AND MINING THERMOPHYSICS

Научная статья

УДК 622.453

DOI: 10.26730/1999-4125-2024-1-52-65

МОДЕЛЬ НАКОПЛЕНИЯ ПОВРЕЖДЕНИЙ УГОЛЬНОПОРОДНОГО
МАССИВА У ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Ли Константин Хиунович¹, Казанцев Владимир Георгиевич,
Тайлаков Олег Владимирович^{1,2}, Ли Хи Ун¹, Фомин Анатолий Иосифович^{1,3}

¹ Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли

² Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН

³ Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева

*для корреспонденции: tailakov@nc-vostnii.ru



Информация о статье

Поступила:

15 января 2024 г.

Одобрена после

рецензирования:

15 февраля 2024 г.

Принята к публикации:

29 февраля 2024 г.

Опубликована:

12 марта 2024 г.

Ключевые слова:

моделирование, угольный пласт, скважина, поврежденность, разрушение, напряженное состояние, фронт разрушения.

Аннотация.

Представлена физико-математическая модель накопления повреждений и разрушения угольнопородного массива, учитывающая влияние горного давления на параметры развития одного или нескольких фронтов разрушения в массиве одновременно. В основу обобщенной модели устойчивости и прочности горного массива положена система соотношений – статический вариант теории прочности, устойчивости и экспоненциальная зависимость, связывающая долговременную прочность с действующими в массиве напряжениями в трактовке С.Н. Журкова и С.А. Арренцуса. Оставаясь на феноменологических представлениях механики сплошных сред, непрерывное накопление рассеянных повреждений представляется в виде дефектов типа микротрещин, развивающихся во множестве в единице объема горных пород. В формулировке Л.М. Качанова кинетика накопления повреждений представлена в виде зависимости скорости накопления повреждений от уровня поврежденности и действующих в массиве напряжений. Задача о накоплении повреждений и разрушении горных пород базируется на отыскании минимума функционала потенциальной энергии угольнопородного массива, дискретизация которого осуществляется при помощи метода конечных элементов.

Реализация модели накопления повреждений представлена сравнительным анализом накопления повреждений и разрушением угля у вертикальной и горизонтальной дегазационных скважин. На численных примерах показаны положительные и отрицательные стороны механической работоспособности вариантов скважин во времени.

Установлено, что при прочих равных условиях (глубина залегания пласта, физико-механические характеристики массива угля, размеры скважин) скорость накопления повреждений у горизонтальной скважины существенно выше, чем у вертикальной скважины.

Показано, что рациональный выбор схемы дегазации угольных пластов скважинами должен включать обязательную процедуру изучения поведения массива угля у скважины с учетом глубины залегания месторождения, структуры массива, показателя трещинообразования, пределов длительной прочности на растяжение и сжатие угля, предполагаемого времени эксплуатации скважины.

Для цитирования: Ли К.Х., Казанцев В.Г., Тайлаков О.В., Ли Х.У., Фомин А.И. Модель накопления повреждений угольнопородного массива у дегазационных скважин угольных шахт // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2024. № 1 (161). С. 52-65. DOI: 10.26730/1999-4125-2024-1-52-65, EDN: CQOTLF

Одним из основных факторов, сдерживающих добычу угля, является выделение рудничного газа из пластов в шахтные выработки. По этой причине особое внимание уделяется решению проблемы развития способов предварительной дегазации категорийных по газовому фактору угольных шахт [1, 2, 3]. К эффективным средствам продуктивной дегазации шахтопластов относится введение в технологию угледобычи дегазационных скважин, пробуренных с поверхности и/или из горных выработок. При этом независимо от способов устройства скважин до сих пор остаются проблемными вопросы установления причин снижения интенсивности дегазации пласта с течением времени [4, 5]. В работах [6, 7] в результате экспериментальных и теоретических исследований показано, что одной из причин снижения производительности скважины является уменьшение пластового давления газа в ее окрестности по сравнению с сорбционным давлением, что влечет за собой изменение уровня напряжений и, как следствие, изменение газодинамических характеристик массива.

Из-за сложности проблемы гораздо меньшее внимание уделяется выяснению причин снижения дебита скважины вследствие накопления повреждений и разрушения массива угля у такого концентратора напряжений, каким является дегазационная скважина. Заметим, что в работах [4, 5] на основе анализа прямых шахтных наблюдений причиной снижения дебита метана скважины уже в течение первых суток ее работы названо частичное разрушение массива угля.

Многообразие физических, механических, химических и других видов процессов затрудняет выделение влияния каждого из них на фильтрационные свойства массива у дегазационных скважин. В этой связи представляется актуальным разделение таких обобщенных процессов на их составляющие, позволяющие детализировать влияние каждого из них.

Целью настоящей работы является разработка и реализация модели накопления повреждений и разрушения массива пород и угля у конструктивных элементов шахты, находящихся под действием гравитационного воздействия.

Теоретическая база условий разрушения угольнопородного массива включает в себя ряд различных подходов, описание которых представлено в работах [8, 9, 10].

Обобщенная модель устойчивости и прочности горного массива может быть представлена в виде системы соотношений [8]:

$$\eta = \frac{q \cdot [\sigma]}{\lambda \sigma_{ekw}}; \quad (1)$$

$$\frac{\partial \omega}{\partial t} = F \left(\frac{\sigma_{ekw}}{\theta} \right), 0 \leq \theta \leq 1; \quad (2)$$

$$\theta = 0, \quad (3)$$

где η – коэффициент запаса прочности угольнопородного массива (обратная величина коэффициента нагруженности); $[\sigma]$ – предел прочности материала, определяемый экспериментально в соответствии с принятой теорией прочности; q – коэффициент безопасности, учитывающий разброс предельных характеристик и приведение результатов лабораторных испытаний к натурным условиям; λ – коэффициент безопасности на расчетные значения компонент напряжений; σ_{ekw} – эквивалентные напряжения, рассчитываемые в соответствии с принятой теорией прочности; $F \left(\frac{\sigma_{ekw}}{\theta} \right)$ – функция поврежденности массива в трактовке Л.М. Качанова [11]; θ – величина поврежденности ($\theta = 1$ – материал поврежден, $\theta = 0$ – поврежденность отсутствует, $0 \leq \theta \leq 1$).

Соотношение (1) представляет собой статический вариант теории прочности и устойчивости горных выработок, в соответствии с которым критическое событие наступает, когда в некоторой точке массива горных пород напряжения достигают своих предельных значений. Вместе с тем из шахтных наблюдений следует, что конструктивные элементы шахты, например такие, как выработки или целики, могут сохранять свою работоспособность при незначительных разрушениях массива несмотря на то, что соотношение (1) как индикатор разрушения показывает потерю прочности конструкции в целом и, стало быть, проблематичность дальнейшей эксплуатации всего конструктивного элемента.

Выход из тупика приводит к необходимости изменения смыслового значения соотношения (1), определяя прочность и устойчивость конструктивных элементов с точки зрения их эксплуатационной пригодности в противовес термину «разрушение материала». В этом случае возникает необходимость в дополнении соотношения (1) кинетической моделью разрушения – соотношением (2). При этом появляется возможность принятия решений исходя из анализа картины развития повреждений в массиве горных пород во времени не только в некоторой его области, но и

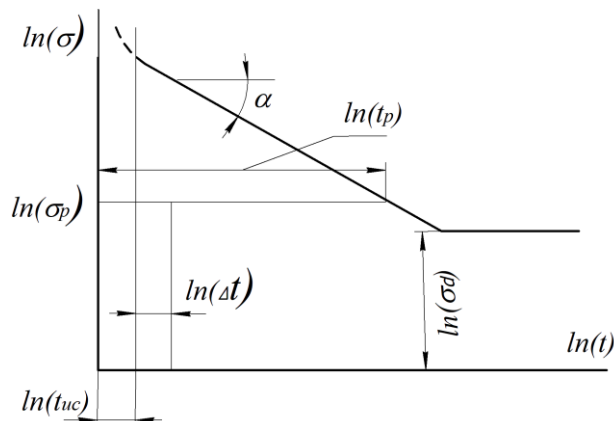


Рис. 1. Диаграмма длительной прочности
Fig. 1. Diagram of long-term strength

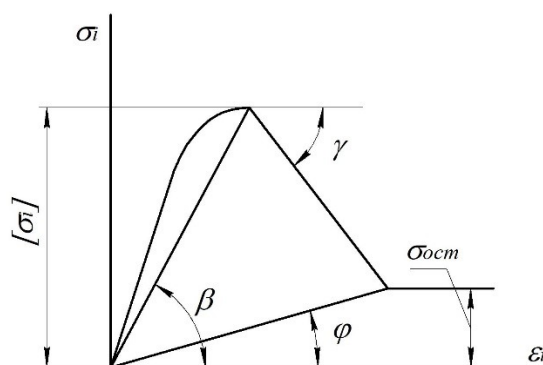


Рис. 2. Диаграмма деформирования. К оценке запредельного модуля упругости
Fig. 2. Deformation diagram. To estimate the exorbitant modulus of elasticity

в нескольких областях одновременно, учитывая опыт эксплуатации и имеющиеся руководящие документы. Для таких случаев в научной литературе приняты специальные термины – «конструктивная прочность», «глобальная прочность» и другие термины.

В качестве базового варианта временной зависимости прочности С.Н. Журков, основываясь на исследованиях Аррениуса, предложил экспоненциальную зависимость, связывающую долговременную прочность с действующими в массиве напряжениями [9]:

$$t = A \cdot \exp(-n \cdot \sigma), \quad (4)$$

где t – время до разрушения; A , n – постоянные материала, определяемые из опытов, σ – действующее в массиве напряжение.

Соотношение (4) при разрушении трещиноватого массива отражает подобие механизма скачкообразного перехода групп атомов из одного равновесного состояния в другое, что позволяет рассмотреть пошаговую процедуру разрушения горных пород. Подтверждением этого положения служат результаты работы [12], где показано, что из-за развития трещин процессы, происходящие в различных горных породах, остаются подобными.

Базируясь на феноменологических представлениях механики сплошных сред,

воспользуемся идеей непрерывного накопления так называемых рассеянных повреждений в массиве горных пород. В трактовке Л.М. Качанова рассеянные повреждения – дефекты типа микротрещин, развивающиеся во множестве в единице объема материала.

Следуя варианту построения модели длительной прочности, принятого в работе [11], представим функцию скорости роста поврежденности в виде степенной зависимости:

$$F\left(\frac{\sigma_{ekw}}{\theta}\right) = -A \cdot \left(\frac{\sigma_{ekw}}{\theta}\right)^n, \quad (5)$$

где A – коэффициент; n – показатель трещинообразования.

Интегрируя соотношение (2) с учетом (5), полагая $\sigma_{ekw} = const$ в элементарном объеме массива при начальных условиях $\theta = 0$ при $t = 0$ и логарифмируя результат, получим соотношение для длительной прочности:

$$\ln(t) = A - n \ln(\sigma_{ekw}) \quad (6)$$

Линейность соотношения (6) в широком диапазоне действующих напряжений, в том числе для горных пород, подтверждается результатами работ [12, 13].

Постоянные величины A и n определяются по положению и наклону экспериментального соотношения (6).

При этом:

$$n = \operatorname{tg}(\alpha) \quad (7)$$

где α – угол наклона линии длительной прочности, Рис. 1.

Постоянная A определится из выражения:

$$A = \ln(t_{ци}/\sigma_{ekw}^n), \quad (8)$$

где σ_{ekw} – предел прочности материала, устанавливается из испытаний образцов в соответствии с принятой теорией прочности; $t_{ци}$ – время стандартных испытаний образцов.

Время стандартных испытаний образцов устанавливается из соотношения:

$$t_{ци} = [\varepsilon]/\dot{\varepsilon} \quad (10)$$

где $[\varepsilon]$ – предел прочности материала по деформациям; $\dot{\varepsilon}$ – скорость деформирования образцов при испытаниях, устанавливается по данным нормативных документов.

При расчетах накопления повреждений в массиве горных пород величина $t_{ци}$ принимается за начало временного отсчета, Рис. 1.

Показанное на Рис. 1 напряжение σ_d называют пределом длительной прочности, которое показывает, что при напряжениях ниже этой величины, действующей в некотором элементарном объеме, накопления повреждений не происходит.

Ориентировочно полученные экспериментальные данные показывают следующие оценки для величин пределов длительной прочности [14]:

$[\sigma_d] \approx (0.9 \div 0.95)[\sigma_{сж}]$ – для очень прочных, преимущественно магматических пород;

$[\sigma_d] \approx (0.6 \div 0.8)[\sigma_{сж}]$ – для пород средней прочности;

$[\sigma_d] \approx (0.1 \div 0.4)[\sigma_{сж}]$ – для пород слабых и очень слабых,

Здесь $[\sigma_{сж}]$ – предел прочности материала при одноосном сжатии образцов.

Пошаговая процедура решения задачи накопления повреждений и определение очагов разрушений угольнопородного массива заключается в следующем.

Поврежденность массива на первом шаге расчета, соотношение (5) для каждого из элементарных его объемов оценивается величиной, Рис. 1:

$$\theta = \frac{\Delta t}{(t_p - t_{ис})},$$

где Δt – временной расчетный шаг; $(t_p - t_{ис})$ – время до разрушения элементарного объема, в котором действует расчетное постоянное напряжение σ_p .

На каждом последующем временном шаге k повреждения в каждом из объемов массива оцениваются при помощи следующего соотношения:

$$\theta_k = \frac{\Delta t}{(t_p^k - k \cdot t_{ис})}, \Delta t = const, \sigma_p^k = const, k = (1, 2, \dots, s),$$

где s – задаваемое число временных шагов.

Накопление повреждений во времени вычисляется их суммированием:

$$\sum_{k=1}^s \theta_k = \sum_{k=1}^s \frac{\Delta t}{(t_p^k - k \cdot t_{ис})}, \quad (11)$$

где s – задаваемое число временных шагов.

Вычисление уровня накопления повреждений завершается либо при $k = s$, либо при выполнении условия:

$$\sum_{k=1}^s \theta_k = 1, k \leq s. \quad (12)$$

Заметим, что соотношение (12) выражает принцип линейного суммирования повреждений в условиях ползучести, постулированный Робинсоном и Бейли.

Если в каком-либо элементарном объеме массива реализуется соотношение (12), объем массива полагается разрушенным и из дальнейшего рассмотрения исключается.

Разрушенный массив, обладающий остаточной прочностью, оказывает поддерживающий эффект, влияет на перераспределение напряжений в окрестности нарушенной сплошности.

Поддерживающий эффект зависит от механической жесткости разрушенного объема, поэтому оказывается важной оценка его упругих характеристик на участке запредельного деформирования.

Графический вариант определяющих соотношений массива угля в виде диаграммы деформирования показан на Рис. 2.

В работах [15, 16] рассмотрены определяющие соотношения угольнопородного массива для случая угольнопородного деформирования. При этом полагается, что связь интенсивности напряжений σ_i с интенсивностью деформаций ε_i остается аналогичной, как на участке до предельного деформирования массива:

$$\sigma_i^{zd} = E_{zd} \cdot \varepsilon_i^{zd},$$

где для секущего модуля $E_{zd} = tg(\varphi)$, Рис. 1, из геометрических построений получено:

$$E_{zd} = \frac{k_o}{\frac{1}{E_d} + \frac{1-k_o}{E_s}}, \quad (13)$$

здесь E_{zd} – модуль упругости разрушенного массива; $E_d = tg(\beta)$ – модуль до предельного деформирования; $E_s = tg(\gamma)$ – модуль хрупкости (модуль спада) запредельной части диаграммы деформирования; k_o – коэффициент остаточной прочности.

Расчеты напряженно-деформированного состояния (НДС) угольнопородного массива с учетом накопления в нем повреждений осуществляются с использованием функционала потенциальной энергии деформирования механической системы:

$$J(x, y, z) = \int_V \{\sigma\}^t \{\varepsilon\} dV - \int_\Gamma \{S\}^t \{u\} d\Gamma - \int_V \{F\}^t \{u\} dV \quad (14)$$

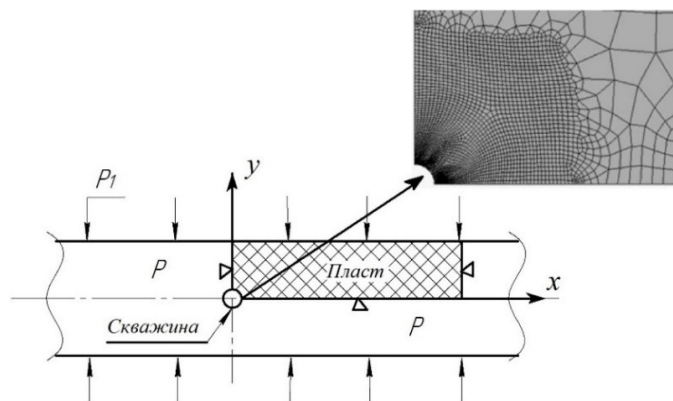


Рис. 3. Расчетная схема пласта и ее дискретизация на конечные элементы у скважины
 Fig. 3. The design scheme of the reservoir and its discretization into finite elements at the well

где V – объем тела; $\{\sigma\}$ – вектор, содержащий компоненты тензора напряжений; t – операция транспонирования матриц; $\{\varepsilon\}$ – вектор, содержащий компоненты тензора деформаций; $\{S\}$ – вектор сил, действующих на поверхности Γ тела; $\{u\}$ – вектор компонент перемещений в направлении осей координат; $\{F\}$ – вектор массовых сил.

Численное решение функционала (14) с вариационной точки зрения осуществляется решением задачи на экстремум – отысканием неизвестных перемещений деформаций и напряжений, входящих под знак интеграла, сообщающих ему минимум.

Дискретизация функционала (14), получение систем линейных алгебраических уравнений осуществляется с использованием широко известного численного метода – метода конечных элементов (МКЭ). В этом случае в качестве элементарных объемов угольнопородного массива принимаются объемы конечных элементов, на которые дискретизируется расчетная схема задачи.

Заданием геометрии изучаемого объекта, его физико-механических характеристик, граничных условий и условий нагружения определяется задача оценки напряженно-деформированного состояния угля и вмещающих пород.

В качестве определяющих соотношений массива горных пород воспользуемся графическим представлением диаграммы деформирования, Рис. 2. В этой связи в качестве эквивалентных напряжения, соотношения (1), (2), примем величину интенсивности напряжений:

$$\sigma_i = \sqrt{\frac{3}{2} S_{ij} S_{ij}},$$

где s_{ij} – компоненты тензора девиатора напряжений.

Заметим, что диаграмма деформирования включает в себя компромиссное обобщение различных критериев прочности и устойчивости горных пород – критериев А.Н. Ставрогина, Л.Я.

Парчевского, П.П. Баландина, В.А. Трушко, Хосека-Брауна, Кулона-Мора и других.

В дальнейшем с целью установления пределов прочности материала, в зависимости от реализующегося в массиве пород уровня НДС, воспользуемся линейным критерием прочности Кулона-Мора. При этом предельное значение прочности массива, выраженное через предельное значение интенсивности напряжений, Рис. 2, примет вид:

$$[\sigma_i] = 2 \left(C + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \cdot f \right) \cos(\rho), \quad (15)$$

где C – коэффициент сцепления; ρ – угол внутреннего трения; $f = \operatorname{tg}(\rho)$ – коэффициент трения; σ_1, σ_3 – первое и третье главные напряжения, действующие в конечном элементе.

Поскольку в соответствии с критерием прочности Кулона-Мора (15) коэффициент A , соотношение (8) зависит от напряженного состояния в точке тела, то диаграммы длительной прочности в каждом из конечных элементов расчетной схемы будут различными в такой же мере, что и предельные значения прочности.

Решая задачу о накоплении повреждений и разрушении угольнопородного массива методом конечных элементов, будем полагать, что поврежденность массива постоянна в каждом из конечных элементов, однако она изменяется в дискретном пространстве от элемента к элементу. Таким образом, в результате разрушения некоторых из элементарных объемов на каждом последующем временном шаге решения задачи имеет место измененное неоднородное геомеханическое состояние массива.

Реализацию разработанной модели накопления повреждений и разрушения угля и пород проведем на примере сравнительного анализа механического поведения массива у вертикальной дегазационной скважины, пробуренной с поверхности, и горизонтальной скважины, пробуренной из шахтной выработки.

Рассмотрим горизонтальную совершенную скважину диаметром 0.15 м. Расчетная схема

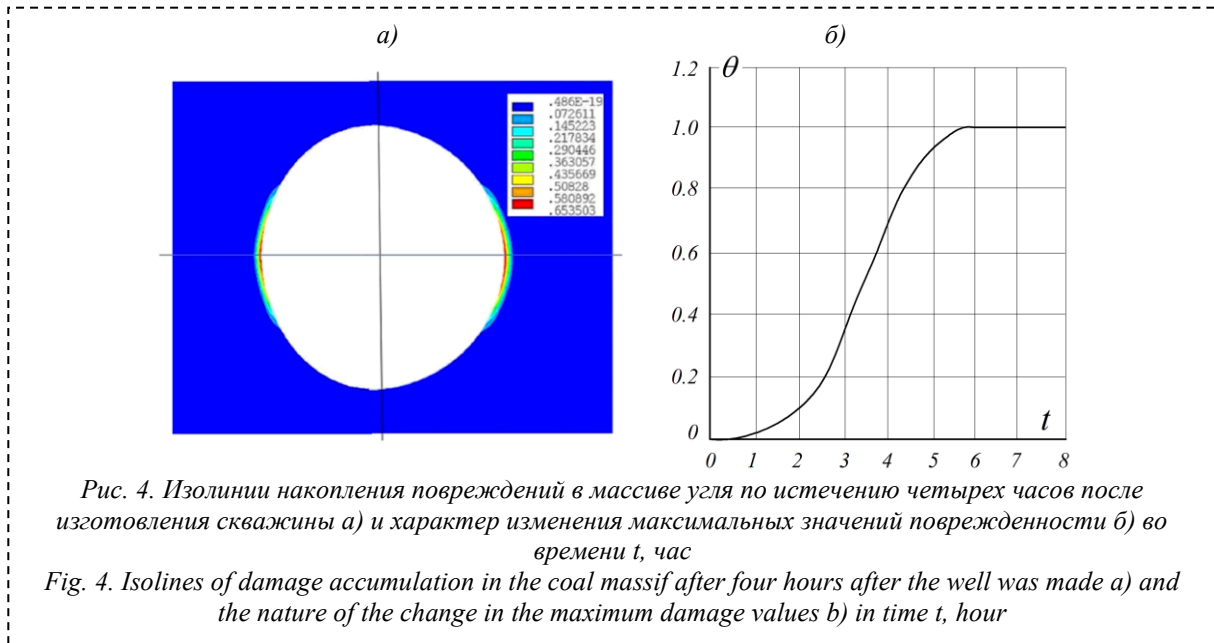


Рис. 4. Изолинии накопления повреждений в массиве угля по истечению четырех часов после изготовления скважины а) и характер изменения максимальных значений поврежденности б) во времени t , час

Fig. 4. Isolines of damage accumulation in the coal massif after four hours after the well was made a) and the nature of the change in the maximum damage values b) in time t , hour

скважины показана в вертикальном сечении пласта пологого падения вдоль оси выемочного столба в его средней по мощности части, Рис. 3.

Рассматривается изотропный пласт угля мощностью 2м, располагающийся на глубине 400м от дневной поверхности. Будем полагать, что в связи с принятыми размерами скважины и ее удаленностью от обнажений и вмещающих пород последние не оказывают на нее существенного механического влияния. Для принятой схемы скважина находится в условиях плоского деформированного состояния.

Геолого-промысловые свойства пласта угля и условия его нагружения соответствуют следующим значениям: $[\sigma_{сж}] = 15$ МПа; $[\sigma_p] = 7,5$ МПа; $[\sigma_d] = 0,7 \cdot [\sigma_{сж}]$ МПа; $E_d = 2,4 \cdot 10^4$ МПа; $E_{zd} = 10^2$ МПа; $\mu_d = 0,25$ – коэффициент Пуансона на допредельном участке диаграммы деформирования массива; $\mu_{zd} = 10^{-3}$ – коэффициент Пуансона на запредельном участке диаграммы деформирования массива; $n = 0,035$ ($\alpha = 2^0$, Рис. 1); $[\varepsilon] = 0,025$; $\dot{\varepsilon} = 10^{-3}$, 1/с.

Кинематические граничные условия (треугольный маркер, Рис. 3), отвечают условиям скольжения границ расчетной схемы. По верхней границе пласта задано гравитационное давление, вычисленное по закону, близкому к гидростатическому, имеющее значение $P_l = 10,0$ МПа. Сорбционное давление газа $P = 0$. Давление газа в скважине равно атмосферному – 0.1 МПа. Начало временного отсчета соответствует времени завершения изготовления скважины.

К основным характеристикам состояния пласта отнесем расчетные значения изменений во времени конфигурации фронта разрушения массива и фронта накопления повреждений у скважины. При этом относительные объемы разрушения массива угля \bar{V}_p и объемы

накопления повреждений \bar{V}_e определим по зависимостям:

$$\bar{V}_p = \frac{V_p}{V_c}, \quad \bar{V}_e = \frac{V_e}{V_c} \quad (16)$$

V_p – объем разрушенного массива ($\theta = 1$), соответствует одному погонному метру по длине скважины, m^3 ; V_e – объем накопленных повреждений массивом ($0 \leq \theta < 1$), соответствует одному погонному метру по длине скважины, m^3 ; V_c – объем скважины, соответствует одному погонному метру по ее длине, m^3 .

Как показывают результаты исследований накопление повреждений изначально концентрируется в объеме массива вдоль горизонтальной оси симметрии скважины, Рис. 4.

Учитывая принятые при решении задачи физико-механические характеристики угля из Рис. 4б), следует, что имеется от четырех до шести часов времени до начала разрушения массива у скважины, которое может быть использовано для дальнейшего обустройства скважины, для проведения мероприятий по ее защите от разрушения массива у ее контура.

Разрушение массива идет вдоль боковых поверхностей скважины с максимумом у ее горизонтальной оси, Рис. 5. Развитие области разрушения, развитие фронта накопления повреждений в массиве угля у скважины замедляется с течением времени, Рис. 5б).

Из Рис. 4б) и 5б) следует, что наибольшая интенсивность накопления повреждений с высоким градиентом реализуется в первые сутки после изготовления скважины.

Если считать скважину своего рода дефектом, разрушенная часть массива, с одной стороны, изменяет форму дефекта, с другой стороны, оказывает поддерживающий эффект, в

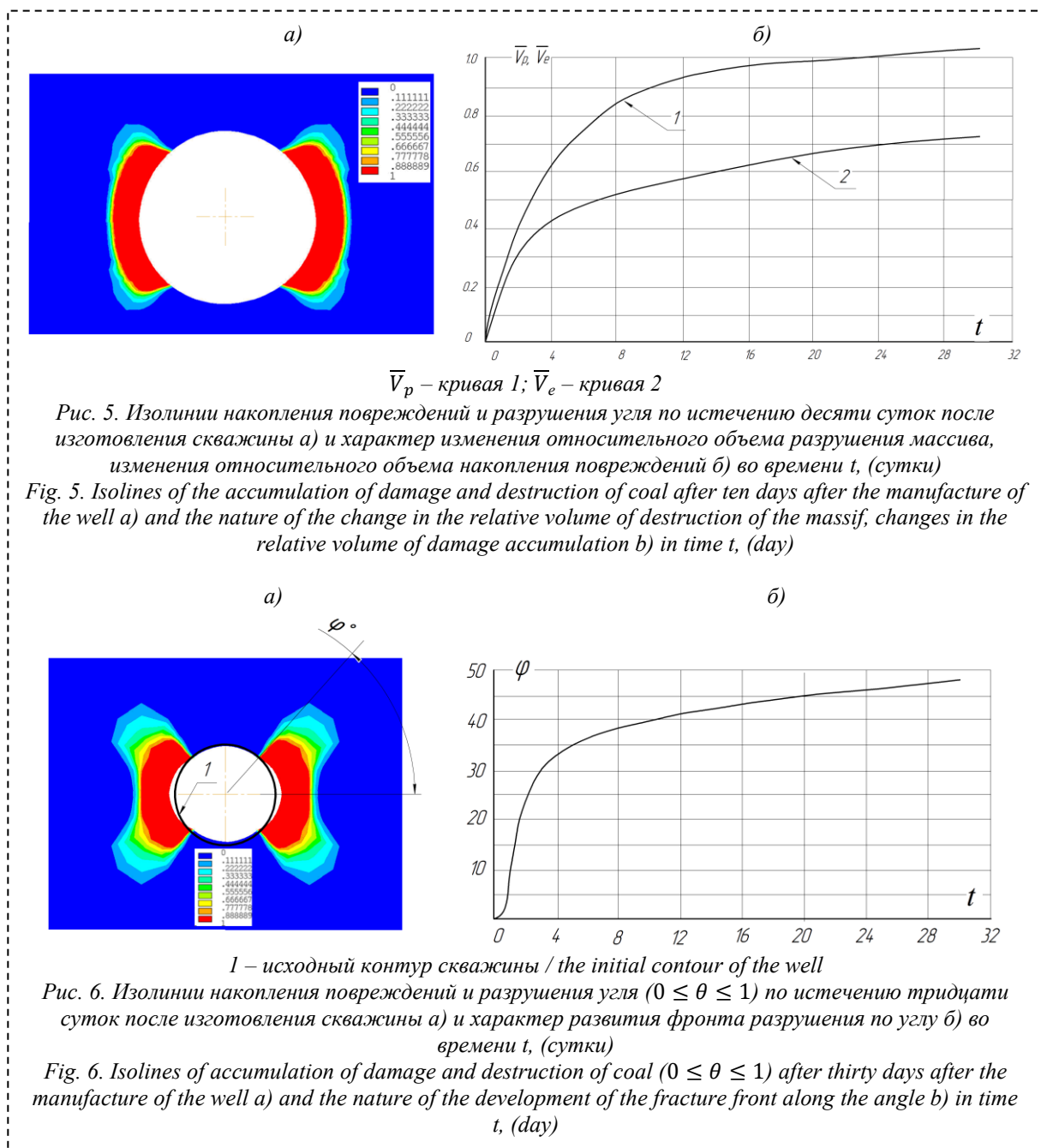
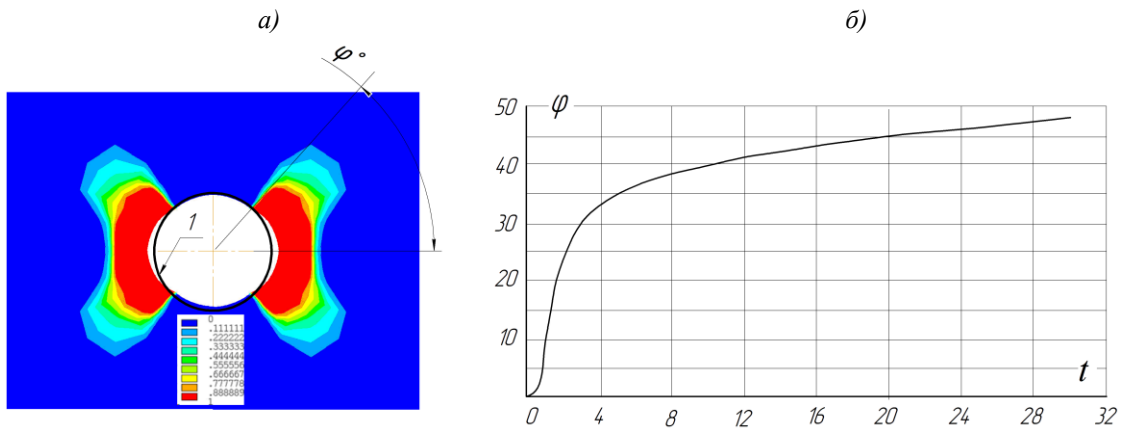


Рис. 5. Изолинии накопления повреждений и разрушения угля по истечению десяти суток после изготовления скважины а) и характер изменения относительного объема разрушения массива, изменения относительного объема накопления повреждений б) во времени t , (сутки)

Fig. 5. Isolines of the accumulation of damage and destruction of coal after ten days after the manufacture of the well a) and the nature of the change in the relative volume of destruction of the massif, changes in the relative volume of damage accumulation b) in time t , (day)



1 – исходный контур скважины / the initial contour of the well

Рис. 6. Изолинии накопления повреждений и разрушения угля ($0 \leq \theta \leq 1$) по истечению тридцати суток после изготовления скважины а) и характер развития фронта разрушения по углу б) во времени t , (сутки)

Fig. 6. Isolines of accumulation of damage and destruction of coal ($0 \leq \theta \leq 1$) after thirty days after the manufacture of the well a) and the nature of the development of the fracture front along the angle b) in time t , (day)

некоторой степени противодействующий развитию фронта разрушения, Рис. 6.

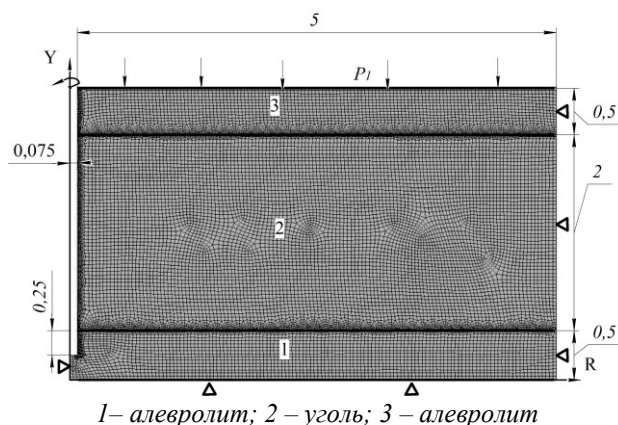
От действия гравитационной составляющей горного давления верхняя и нижняя части массива у периметра скважины оказываются разгруженными. В этой связи с течением времени развитие фронта разрушения по угловой координате у скважины замедляется, Рис. 6б).

Следует ожидать, что накопление повреждений и последующее разрушение угля у скважины изменяют фильтрационные свойства массива. Лишь частично, более длительное время истечение газа в скважину по фильтрационным каналам остается возможным через ее верхнюю и нижнюю части.

Вместе с тем накопление повреждений сопровождается возникновением рассеянных трещиноподобных повреждений в массиве угля, способствующих увеличению пропускной способности газа по вновь образованному трещино-пористому коллектору.

Несмотря на то, что исследования развития разрушений и накопления повреждений проведены для фиксированных значений физико-механических характеристик угля, как показывают расчеты, качественные картины изменений состояния массива у горизонтальной скважины остаются подобными.

Рассмотрим далее поведение углепородного массива у вертикальной скважины.



1 – алевролит; 2 – уголь; 3 – алевролит

Рис. 7. Расчетная схема пласта и вмещающих пород, ее дискретизация на конечные элементы у скважины. Размеры схемы даны в метрах

1 – siltstone; 2 – coal; 3 – siltstone

Fig. 7. Calculation scheme of the formation and host rocks, its discretization into finite elements at the well. The dimensions of the diagram are given in meters

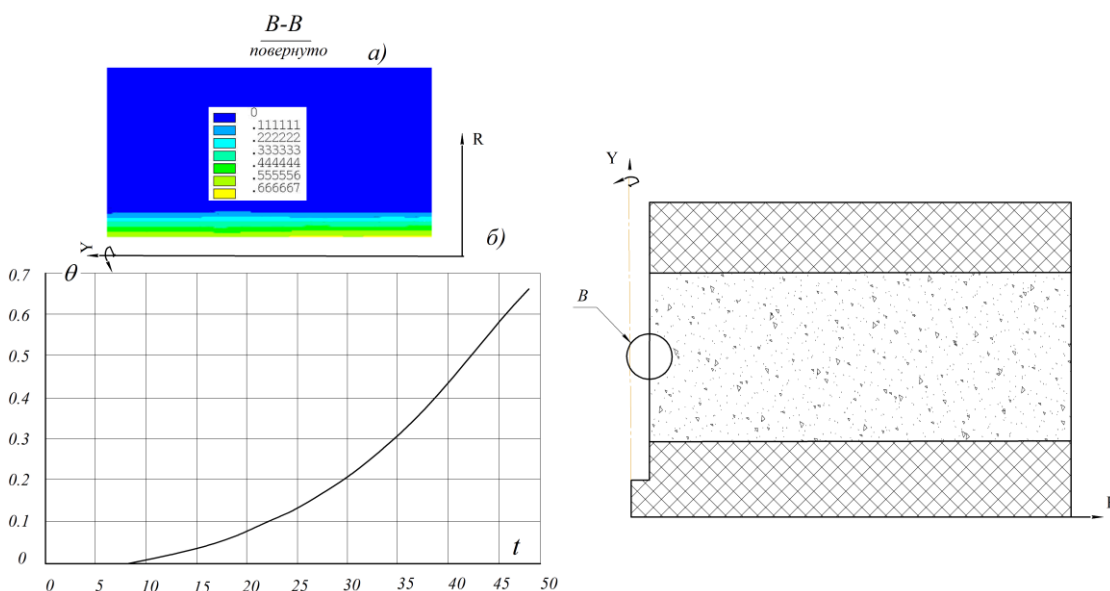


Рис. 8. Изолинии накопления повреждений в массиве угля по истечению сорока восьми месяцев после изготовления скважины а) и характер изменения максимальных значений поврежденности б) во времени t , месяц

Fig. 8. Isolines of damage accumulation in the coal massif after forty-eight months after the manufacture of the well a) and the nature of the change in the maximum damage values b) in time t , month

В отличие от горизонтальной скважины вертикальная скважина пронизывает как угольный пласт, так и вмещающие породы. По этой причине учет пород в расчетных схемах задачи оказывается необходимым.

На Рис. 7 показана расчетная схема скважины в угольнопородном массиве и ее дискретизация на конечные элементы. Геометрические размеры расчетной схемы показаны в метрах. Расчетная схема состоит из трех слоев. Первый и третий слой – слой алевролита. Второй слой – пласт угля. Из-за бесконечной протяженности пласта угля и вмещающих пород по сравнению с диаметром дегазационной скважины расчетная

схема задачи представлена в виде осесимметричного тела.

Совершенная скважина располагается в изотропном массиве угля и пород, имеет диаметр 0,15 м. Скважина заглублена в слой алевролита на глубину 0,25 м. Пласт угля располагается на глубине 400 м от дневной поверхности.

Условия нагружения конструктивной схемы скважины показаны на Рис. 7. Кинематические граничные условия (треугольный маркер), Рис. 7, отвечают условиям скольжения границ расчетной схемы.

Геолого-промысловые свойства угольного массива (позиция 2), Рис. 7, и условия его нагружения соответствуют свойствам угольного

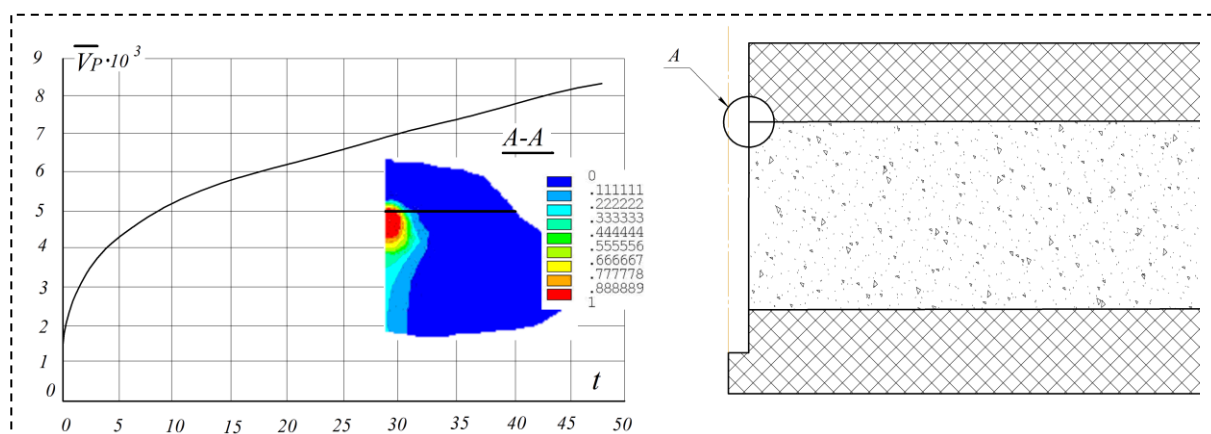


Рис. 9. Изолинии накопления повреждений в массиве угля по истечению сорока восьми месяцев после изготовления скважины и характер изменения значений разрушения массива в зоне перехода уголь-аргиллит во времени t , месяц

Fig. 9. Isolines of damage accumulation in the coal massif after forty-eight months after the manufacture of the well and the nature of changes in the values of destruction of the massif in the coal-mudstone transition zone in time t , month

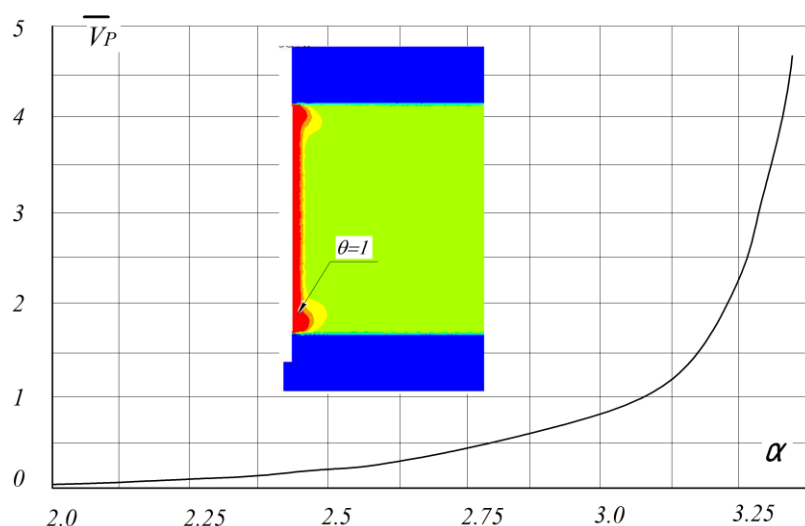


Рис. 10. Характер изменения относительного объема разрушения массива угля в зависимости от угла наклона линии длительной прочности, Рис. 1

Fig. 10. The nature of the change in the relative volume of destruction of the coal mass depending on the angle of inclination of the long-term strength line, Fig. 1

пласта, принятым как для пласта с горизонтальным расположением скважины. Физико-механические характеристики пород (позиция 1) и (позиция 3), Рис. 7, соответствуют следующим значениям: $[\sigma_{сж}] = 33$ МПа; $[\sigma_p] = 3,3$ МПа; $[\sigma_d] = 0,7 \cdot [\sigma_{сж}]$ МПа; $E_d = 3,4 \cdot 10^5$ МПа; $E_{zd} = 10^3$ МПа; $\mu_d = 0,15$ – коэффициент Пуансона на допредельном участке диаграммы деформирования массива; $\mu_{zd} = 10^{-3}$ – коэффициент Пуансона на запредельном участке диаграммы деформирования массива; $n = 0,026$ ($\alpha = 1,5^0$, Рис. 1).

Геостатическая нагрузка соответствует величине $P_l = 10,0$ МПа. Сорбционное давление газа $P = 0$. Давление газа в скважине равно атмосферному – 0,1 МПа; $[\varepsilon] = 0,015$; $\dot{\varepsilon} = 10^{-3}$, 1/с. Начало временного отсчета соответствует времени завершения изготовления скважины.

Результаты исследований показывают, что накопление повреждений изначально концентрируется в объеме массива вдоль вертикальной оси скважины, Рис. 8.

Максимальное значение поврежденности массива угля ($0 \leq \theta < 1$) реализуется в центральной по мощности пласта зоне (зона в), Рис. 8.

Разрушение массива угля изначально происходит в массиве, у линии перехода от угля к алевролиту ($\theta = 1$), из-за существенной неоднородности слоев, Рис. 9.

Второй фронт разрушения зарождается с течением времени в средней по мощности части пласта угля у скважины (зона в, Рис. 8). В дальнейшем взаимодействие трех фронтов разрушений – со стороны верхнего и нижнего пластов алевролита с фронтом разрушения

массива в средней части пласта у скважины приводит к спонтанному разрушению угля вдоль всей поверхности скважины, Рис. 10.

Анализ соотношений (5), (6), (7), (15) показывает зависимость накопления повреждений от физико-механических характеристик угольнопородного массива. Вариации физико-механических характеристик в каждом конкретном случае воспроизводят качественную картину состояния массива. При этом поведение, характер и понимание таких изменений в противовес интуитивным представлениям оказывается возможным при использовании методов математического моделирования интересующих процессов. На Рис. 10 представлены результаты численных исследований влияния показателя трещинообразования на уровень и объемы разрушения массива у вертикальной скважины.

Обобщая исследования механического отклика массива пород на присутствие дегазационных скважин при действии гравитационной составляющей горного давления с использованием разработанной физико-математической модели накопления повреждений и разрушения угля во времени, приходим к следующим результатам и выводам.

1. Принятая феноменологическая модель угольного массива в виде однородного и изотропного твердого тела базируется на многочисленных исследованиях, проведенных в разное время К.В. Рупенейтом, А.И. Бероном, Г.Г. Штумпфом и другими авторами, показывающими, что для качественного анализа механического поведения массива его исходное состояние может быть принято в виде квазиоднородного и квазиизотропного тела в объеме напластований.

2. При изучении поврежденности массива горных пород особое внимание следует уделить вычислению постдинамического модуля деформирования массива в объеме фронта разрушения (соотношение (13)), поскольку разрушенный массив, обладающий поддерживающим эффектом для вмещающих неразрушенных пород, влияет существенным образом на перераспределение действующих в угольнопородном массиве напряжений и на дальнейшее развитие накопления повреждений.

Часто оценка постдинамического модуля упругости зависит от опыта расчетчика, опирается на немногочисленные данные лабораторных и натурных экспериментов. Так, проведенные Ю.Р. Перковым и М.А. Долгих замеры модулей упругости в разрушенных зонах угля у линии забоя при помощи прессиометра показали уменьшение модуля в 2.5÷3.5 раза по сравнению с модулем упругости неразрушенного массива. Для инженерных расчетов Ю.М.

Либерман и Р.И. Хаимова-Малькова рекомендуют выбирать модуль упругости массива в разрушенных зонах угля по величине, равной 10 МПа [17]. Расчеты постдинамических модулей упругости, выполненные нами по зависимости (13), показывают снижение модуля упругости на два-три порядка по сравнению с модулем упругости неразрушенного массива угля.

3. Результаты исследований показывают высокую чувствительность к разрушению угольного массива, зависящую от величины показателя трещинообразования, Рис. 10. При относительно невысоких значениях показателя трещинообразования $n > 0.05$ ($\alpha > 3^0$), Рис. 1, для принятых и неизменных значениях предела прочности угля на растяжение-сжатие и глубине залегания пласта возможно развитие фронта разрушения, полностью перекрывающее стенки скважины от неразрушенной части массива угля.

4. Качественные картины механических изменений массива у горизонтальной и вертикальной скважин имеют существенные отличия, связанные с характером воздействий на скважину, составляющих горное давление. Для горизонтальной скважины основное силовое воздействие, предопределяющее накопление повреждений и разрушение массива, представляет вертикальная составляющая горного давления, в то время как для вертикальной скважины это боковой распор. В этой связи при прочих равных условиях при длительной дегазации пласта наиболее предпочтительна вертикальная скважина, поскольку процессы накопления повреждений и разрушения угля, изменяющие интегральные газодинамические характеристики угольного пласта идут существенно с более низкой скоростью, Рис. 5, Рис. 9.

5. Преимущество при дегазации пласта угля горизонтальной скважиной по сравнению с использованием вертикальной скважины возникает, когда разрушение массива угля полностью поражает массив, примыкающий к стенкам вертикальной скважины. В то же время из-за разгрузки массива над горизонтальной скважиной разрушение массива в этой зоне может отсутствовать, Рис. 6, Рис. 10.

6. Проведенные исследования показывают, что для рационального выбора схемы дегазации угольных пластов, планирования местоположения, направления бурения и устройства скважин должны включать обязательную процедуру изучения поведения массива угля у скважины с учетом глубины залегания месторождения, структуры массива, показателя трещинообразования, пределов длительной прочности на растяжение и сжатия угля, предполагаемого времени эксплуатации

скважины, другие физико-механические характеристики и условия нагружения скважины.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Золотых С. С. Заблаговременная дегазация угольных пластов как фактор повышения безопасности на шахтах Кузбасса // Горная промышленность. 2019. № (5). С. 18–22.
2. Ширяев С. Н. [и др.] Обоснование направлений развития способов и средств дегазации угольных шахт // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2018. № 3(25). С. 28–32.
3. Клишин В. И. [и др.] Дегазация выработанного пространства наклонно-направленными скважинами // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2022. № 4. С. 57–62.
4. Ширяев С. Н. Оценка эффективности способов и средств дегазации углеметановых пластов // Горные науки и технологии. 2019. № 4(2). С. 122–131.
5. Плаксин М. С., Родин Р. И., Альков В. И. Газокинетическая реакция углеметанового пласта при создании в нём трещин посредством нагнетания флюидов // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. ст. Новокузнецк : СибГИУ, 2017. С. 63–67.
6. Курленя М. В. [и др.] Моделирование влияния гравитации на процесс дегазации метаносных угольных пластов // ФТПРПИ. 2023. № 4. С. 1–9.
7. Zakharov V., Malinnikova O., Trofimov V., Filippov Yu. Effect of gas content and actual stresses on coalbed permeability // Journal of Mining Science. 2016. № 52. 218–225. DOI: 10.1134/S1062739116020345.
8. Лаврик В. Г., Михеев О. В., Казанцев В. Г. Диагностика и управление состоянием массива горных пород. М. : Издательство МАС, 2006. 487 с.
9. Регель В. Р., Слущер А. И., Томашевский Э. Е. Кинетическая природа прочности твердых тел. М. : Наука, 1974. 560 с.
10. Литвинский Г. Г. Обоснование кинетических уравнений реономной микромеханики твердого тела (горной породы) // Сборник научных трудов ДонГТИ. 2022. № 29 (72). С. 5–19.
11. Качанов Л. М. Основы механики разрушения. М. : Недра, 1974. 264 с.
12. Михеев Г. В. К практическому определению прочности горных пород на сжатие по результатам на растяжение // Труды ВНИМИ. 1974. № 92. С. 139–140.
13. Москвитин В. В. Сопrotивление вязкоупругих материалов. М. : Наука, 1972. 327 с.
14. Геомеханика (Методические указания к практическим занятиям) / сост. Дементьев А. В. – Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева. Кемерово, 2021. 40 с.
15. Линьков А. М. Об учете запредельных деформаций при решении задач горной геомеханики // Труды ВНИМИ. 1977. № 103. С. 17–20.
16. Ботвенко Д. В. Методологические основы прогноза и локализации взрывного горения рудничных газов при разрушении горных пород на угольных шахтах: дис. ... д-ра техн. наук. – Кемерово, 2019. 316 с.
17. Либерман Ю. М., Хаимова-Малькова Р. И. Методика расчета напряженно-деформированного состояния горных пород при разработке угольных пластов с закладкой выработанного пространства. М. : Издательство ИГД им. А. А. Скочинского, 1976. С. 57.

© 2024 Авторы. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Ли Константин Хиунович, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник, Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли (650002, Кемерово, ул. Институтская, зд. 3, помещение 1), e-mail: chiterzzz@mail.ru

Казанцев Владимир Георгиевич, д-р техн. наук, e-mail: wts-01@mail.ru

Тайлаков Олег Владимирович, д-р техн. наук, проф., генеральный директор; главный научный сотрудник, Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли (650002, Кемерово, ул. Институтская, зд. 3, помещение 1), Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, (650000, Кемерово, пр. Ленинградский, 10), e-mail: tailakov@nc-vostnii.ru

Ли Хи Ун¹, д-р техн. наук, проф., ученый секретарь, e-mail: leeanatoly@mail.ru

Фомин Анатолий Иосифович, д-р техн. наук, профессор, заведующий кафедрой; ведущий научный сотрудник, Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли (650002, Кемерово, ул. Институтская, зд. 3, помещение 1), Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева (650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28, Российская Федерация), e-mail: fominai@kuzstu.ru

Заявленный вклад авторов:

Ли Константин Хиунович – проведение расчетов; участие в обсуждении результатов.

Казанцев Владимир Георгиевич – разработка алгоритма расчета накопления повреждений для ЭВМ; участие в обсуждении результатов.

Тайлаков Олег Владимирович - постановка задачи; участие в обсуждении результатов.

Ли Хи Ун – разработка физико-математической модели накопления повреждений; участие в обсуждении результатов.

Фомин Анатолий Иосифович – планирование, корректировка и разработка плана исследований; участие в обсуждении результатов.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Original article

COAL FORMATION DAMAGE ACCUMULATION MODEL AT COAL MINE DEGASSING WELLS

Konstantin H. Lee¹, Vladimir G. Kazantsev,
Oleg V. Tailakov^{1,2}, Hee Un Lee¹
Anatoly I. Fomin^{1,3}

¹VostNII Scientific Center for Industrial and Environmental Safety in the Mining Industry

²Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry SB RAS

³T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

*for correspondence: tailakov@nc-vostnii.ru

Abstract.

Physical and mathematical model of damage accumulation and destruction of coal-bearing massif is presented, taking into account influence of rock pressure on development parameters of one or several destruction fronts in massif simultaneously. The generalized model of stability and strength of the mountain massif is based on a system of relations - a static version of the theory of strength, stability and an exponential dependence that associates long-term strength with the stresses acting in the massif in the interpretation of S.N. Zhurkov and S. A. Arrhenius. Remaining on the phenomenological representations of the mechanics of continuous media, the continuous accumulation of scattered damages is represented as defects of the type of microcracks, developing in a set per unit of rock volume. In the formulation of L.M. Kachanov, the kinetics of damage accumulation is presented in the form of a dependence of the rate of damage accumulation on the level of damage and the stresses acting in the array. The problem of accumulation of damage and destruction of rocks is based on finding the minimum functional of the potential energy of the coal-bearing massif, the sampling of which is carried out using the finite element method.

The implementation of the damage accumulation model is represented by a comparative analysis of damage accumulation and coal destruction at vertical and horizontal degassing wells. Numerical examples show the positive and negative aspects of the mechanical operability of the well variants over time.

It was found that all other things being equal (formation depth, physical and mechanical characteristics of the coal mass, well sizes) the rate of damage accumulation in a horizontal well is significantly higher than in a vertical well.

It has been shown that rational selection of the coal seam degassing scheme by wells should include a mandatory procedure for studying the behavior of the coal mass near the well, taking into account the depth of the deposit, the structure of the mass, the crack formation index, the limits of long-term tensile strength and compression of coal, the expected time of well operation.



Article info

Received:

15 January 2024

Accepted for publication:

15 February 2024

Accepted:

29 February 2024

Published:

12 March 2024

Keywords: modeling, coal seam, well, damage, destruction, stress state, destruction front

For citation: Lee K.H., Kazantsev V.G., Tailakov O.V.1,2, Lee H.U., Fomin A.I. Coal formation damage accumulation model at coal mine degassing wells. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*=Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2024; 1(161):52-65. (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1999-4125-2024-1-52-65, EDN: CQOTLF

REFERENCES

1. Zolotykh S.C. Advance degassing of coal seams as a factor in improving safety at Kuzbass mines. *Mining Industry*. 2019; 5:18–22.
2. Shiryayev S.N. [et al.] Substantiation of the directions of development of methods and means of degassing coal mines. *Bulletin of the Siberian State Industrial University*. 2018; 3(25):28–32.
3. Klishin V.I. [et al.] Degassing of the worked-out space by directional wells. *Bulletin of the scientific center for safety of work in the coal industry*. 2022; 4:57–62.
4. Shiryayev S.N. Evaluation of the effectiveness of methods and means of degassing carbon-methane formations. *Mining sciences and technologies*. 2019; 4(2):122–131.
5. Plaksin M.S., Rodin R.I., Alcov V.I. Gas-kinetic reaction of a carbon–methane formation when cracks are created in it by injection of fluids. High–tech technologies for the development and use of mineral resources: collection of scientific articles. Novokuznetsk: SibGIU; 2017. P. 63–7.
6. Modeling the influence of gravity on the degassing process of methane–bearing coal seams. *FTPRPI*. 2023; 4:1–9.
7. Zakharov V., Malinnikova, O., Trofimov V., Filippov Yu. Effect of gas content and actual stresses on coalbed permeability. *Journal of Mining Science*. 2016; 52:218–225. DOI: 10.1134/S1062739116020345.
8. Lavrik V.G., Mikheev O.V., Kazantsev V.G. Diagnostics and management of the state of the rock mass. M.: MAS Publishing House; 2006. 487 p.
9. Regel V.R., Slutsker A.I., Tomashevsky E.E. The kinetic nature of the strength of solids. M.: Nauka; 1974. 560 p.
10. Litvinsky G.G. Substantiation of kinetic equations of rheonomic micromechanics of a solid (rock). *Collection of scientific works of DonGTI*. 2022; 29 (72):5–19.
11. Kachanov L.M. Fundamentals of fracture mechanics. M.: Nedra; 1974. 264 p.
12. Mikheev G.V. To the practical determination of the compressive strength of rocks based on the results of tensile strength. *Proceedings of VNIMI*. 1974; 92:139–140.
13. Moskvitin V.V. Resistance of viscoelastic materials. M.: Nauka; 1972. 327 p.
14. Geomechanics (Guidelines for practical exercises) / comp. Dementiev A.V. T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. Kemerovo, 2021. 40 p.
15. Linkov A.M. On accounting for extreme deformations in solving problems of mining geomechanics. *Proceedings of VNIMI*. 1977; 103:17–20.
16. Butenko D.V. Methodological foundations of forecasting and localization of explosive combustion of mine gases during the destruction of rocks in coal mines: dissertation ... Doctor of Technical Sciences. Kemerovo, 2019. 316 p.
17. Lieberman Yu.M., Khaimova–Malkova R.I. Methodology for calculating the stress-strain state of rocks in the development of coal seams with the laying of the worked-out space. M.: Publishing House of the IGD named after A.A. Skochinsky; 1976. P. 57.

© 2024 The Authors. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).
The authors declare no conflict of interest.

About the authors:

Konstantin H. Lee, C. Sc. in Engineering, Leading Researcher, VostNII Scientific Center for Industrial and Environmental Safety in the Mining Industry (650002, Kemerovo, Institutskaya str., building 3, room. 1)

Vladimir G. Kazantsev, Dr. Sc. in Engineering

Oleg V. Tailakov, Dr. Sc. in Engineering, Professor, General Director; Chief Researcher, VostNII Scientific Center for Industrial and Environmental Safety in the Mining Industry (650002, Kemerovo, Institutskaya str., building 3, room. 1), Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry SB RAS (650000, Kemerovo, Leningradsky ave., 10)

Hee Un Lee, Dr. Sc. in Engineering, Professor, Scientific Secretary, VostNII Scientific Center for Industrial and Environmental Safety in the Mining Industry (650002, Kemerovo, Institutskaya str., building 3, room. 1)

Anatoly I. Fomin, Dr. Sc. in Engineering, Professor, Head of the Department; Leading Researcher, VostNII Scientific Center for Industrial and Environmental Safety in the Mining Industry (650002, Kemerovo, Institutskaya str., building 3, room. 1), T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University (650000, Kemerovo, Vesennaya str., 28)

Contribution of the authors:

Konstantin H. Lee – conducting calculations; participating in the discussion of the results.

Vladimir G. Kazantsev – development of an algorithm for calculating damage accumulation for computers; participation in the discussion of the results.

Oleg V. Tailakov - problem statement; participation in the discussion of the results.

Hee Un Lee – development of a physical and mathematical model of damage accumulation; participation in the discussion of the results.

Anatoly I. Fomin – planning, correction and development of a research plan; participation in the discussion of the results.

All authors have read and approved the final manuscript.

