



DOI: 10.25558/VOSTNII.2025.86.87.001

УДК 622.414.2: 622.831.3: 004.942

© Ю. М. Говорухин, С. С. Кубрин, 2025

Ю. М. ГОВОРУХИН

канд. техн. наук,
начальник научно-исследовательского отдела
Национальный горноспасательный центр, Новокузнецк
e-mail: govorukhin_ym@mail.ru



С. С. КУБРИН

д-р техн. наук, проф.
зав. лабораторией, учёный секретарь института
ИПКОН РАН, Москва
e-mail: kubrin_s@ipkonran.ru



О ПРОНИЦАЕМОСТИ ОБРУШЕННЫХ И ДЕЗИНТЕГРИРОВАННЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ ВЫСОКОИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ УГЛЯ

Построена физическая модель процесса обрушения пород кровли в выработанное пространство, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива. На её основе разработана соответствующая математическая модель и реализующий её специализированный программный пакет «Аэродинамика». Определены значения коэффициентов проницаемости пород в зоне обрушения при максимальных и минимальных значениях коэффициента разрыхления. Обоснована методология разработки эффективных систем управления газовыделением с учётом комплексирования элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метанообильности».

Ключевые слова: ВЫЕМОЧНЫЙ УЧАСТОК, ГЕОМАССИВ, СДВИЖЕНИЕ, ЗОНА ОБРУШЕНИЯ, РАЗРЫХЛЕНИЕ, УПЛОТНЕНИЕ, ПРОНИЦАЕМОСТЬ.

ВВЕДЕНИЕ

Выемочный участок является сложной горнотехнической системой, показатели работы которого определяют эффективность функционирования угольной шахты в целом. Параметры данной системы подвержены значительным динамическим изменениям, характеризуют её состояние (вмещающий геомассив, рудничная атмосфера и т.п.) и определяют режим работы технологического оборудования. Как показывает анализ

причин крупных техногенных аварий, произошедших на угольных шахтах России за последние 20 лет и связанных со взрывами метановоздушных смесей, применяемые системы управления газовыделением в недостаточной мере обеспечивают ритмичную и эффективную работу механизированных комплексов на пластах с высокой газоносностью. При этом существенное влияние на проветривание выемочных участков в части недопущения скопления взрывоопасных газов в участковых

выработках оказывают зоны обрушения, формируемые по мере отработки выемочного столба. В их так называемых «куполах» происходит формирование техногенного резервуара метана (газового коллектора), из которого он поступает в действующие выработки, а также может динамически выдавливаться при посадках консолей кровли (рис. 1). В сложившихся условиях для нивелирования данного фактора и обеспечения бесперебойной работы очистного забоя целесообразно использовать методологию управления газовыделением на участках, основанную на комплексировании элементов системы «горные выработки — зона обрушения — дезинтегрированные породы — источники метанообильности» [1]. Это обуславливает необходимость разработки физической и основанной на ней

математической модели процессов обрушения, дезинтегрирования, уплотнения горных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения с целью моделирования единого газодинамического комплекса выемочного участка, создания и применения высокоэффективных систем управления газовыделения.

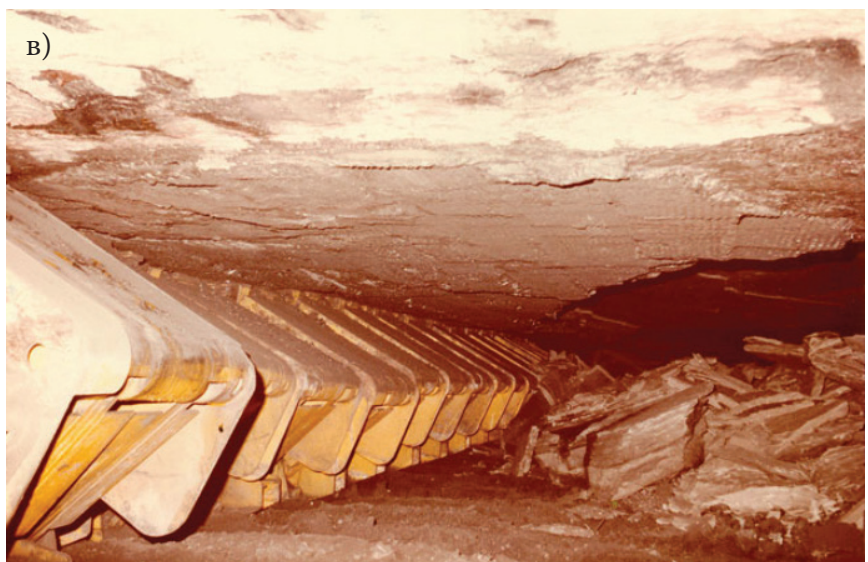
ФИЗИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА И МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

Физическая модель процесса разрушения и обрушения пород кровли в выработанное пространство (далее — ВП) и зону обрушения, их дезинтегрирования и уплотнения в ходе дальнейшего сдвижения геомассива описывается следующим образом [2–12].



а, б — шахта «Есаульская» (фото авторов);
в — зарубежное предприятие [13]

Рис. 1. Формирующаяся зона обрушения (вид за секциями механизированной крепи)



1. Отработка выемочного столба вызывает деформацию пород непосредственной кровли, которая начинается с непосредственного прогиба её слоёв, нарушается исходное равновесие толщи. По мере увеличения площади ВП, при отходе от монтажной камеры, в движение приходят всё большие участки подрабатываемого геомассива, изменяется его напряжённое состояние, а на отдельных участках и структура: увеличивается прогиб слоёв, развиваются системы трещин (рис. 2). При достижении предела прочности данной квазисплошной среды нижележащие слои расслаиваются и отделяются от вышележащих, разрушаются на отдельные блоки размером, определяемым расстоянием между системами естественных трещин, и обрушаются в созданную ведением горных работ пустоту. При этом обрушение слоёв непосредственной и основной кровли протекает с некоторым установившимся шагом.

2. При потере прочности происходит разлом непосредственной кровли на блоки сравнительно небольших размеров, которые при падении поворачиваются, а после укладываются в основном закономерно.

3. При укладывании куски горных пород образуют «гребни» по простиранию и падению, вследствие налегания блоков обрушающихся слоёв друг на друга. Расстояние между ними равно шагу обрушения. В местах гребней коэффициент разрыхления k_p достигает значений 2,0 и более. Над обрушенными породами образуется свободное пространство — свободная мощность $h_{св}$, м. Если она получается больше 2,0–2,5 мощности очередного вышележащего слоя породы $m_{обр.сл}$ то последний может также беспорядочно обрушиться. Таким образом, принимается, что при вынимаемой мощности m_b от 1,2 до 2,0 м максимальный коэффициент разрыхления $k_{p.max}$ достигает значений 1,8, при m_b — от 2,1 до 3,5 м — $k_{p.max} = 2,0$, а при m_b свыше 3,5 м — $k_{p.max} = 2,1$.

4. Вслед за обрушением первого слоя пород кровли обрушается второй слой. Размеры обломившихся блоков второго слоя почти такие же, как и при обрушении первого.

Вследствие разрыхления пород первого слоя высота падения пород второго слоя будет меньшей и вторичное разрыхление при ударе падающих блоков второго слоя также уменьшится. Коэффициент разрыхления пород второго слоя в местах разломов достигает $k_p = 2,0$.

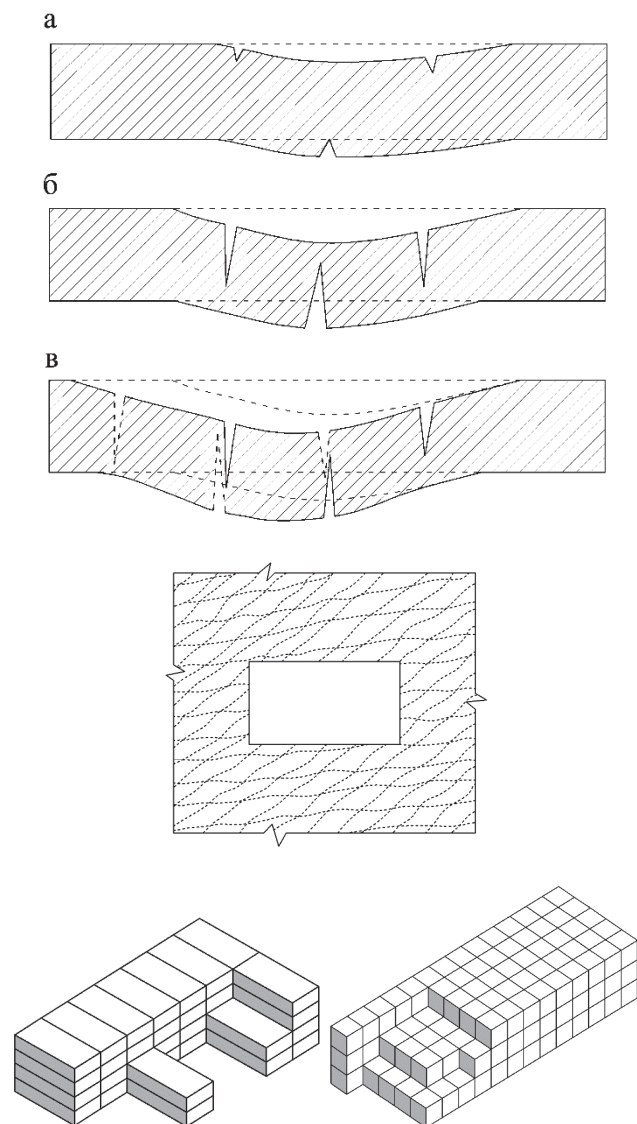


Рис. 2. Схема образования и развития трещин в слое, а также характерная трещиноватость и блочность пород для месторождений осадочного генезиса [14–16]

а — первое появление трещин в изгибающемся слое; б — развитие трещин в этом слое; в — образование новых трещин в изгибающемся слое и разрушение слоя при знакопеременных деформациях; г — системный вид трещиноватости; д — форма отдельных блоков в виде параллелепипедов и кубов.

5. Обрушение последующих слоёв непосредственной кровли происходит, в общем, аналогично второму слою до тех пор, пока расстояние между гребнями последнего из обрушившихся пород n и не обрушившимся слоем $n + 1$ окажется несколько меньшим мощностью слоя $n + 1$.

6. В зоне обрушения степень разрыхления слоёв до слоя $n + 1$, при прочих равных условиях, уменьшается в направлении снизу вверх, от слоя к слою, по мере снижения высоты обрушения и прекращения вращения блоков. Коэффициент разрыхления верхних слоёв зоны обрушения уменьшается до значений $k_p = 1,10-1,15$.

7. Дальнейшее обрушение слоёв происходит без значительного разрыхления, обломившиеся блоки сохраняют связь между собой. Средние значения коэффициентов разрыхления слоёв непосредственной кровли над зоной обрушения находятся в пределах $k_p = 1,01-1,05$ (1–5%).

8. По мере удаления от непосредственной кровли значения коэффициентов разрыхления пород уменьшаются до $k_p = 1,005-1,003$ (0,5–0,3%) и менее.

9. Несвязное сдвижение отдельных кусков и блоков породы периодически повторяется по мере подвигания очистного забоя. Зона сдвижения массива формируется в виде эллипсоида, углы наклона поверхности которого по оси аппликат соответствуют внутренним углам полных сдвижений (рис. 3);

10. При дальнейшем развитии активной стадии сдвижения геомассива по мере подвигания очистного забоя происходит уплотнение дезинтегрированных и разрыхленных пород. Процесс уплотнения начинается для нижележащих блоков после обрушения вышележащих слоёв горных пород основной кровли. Высота зоны обрушения при этом постепенно уменьшается. Максимальное уплотнение блоков принято равным 10% от исходного коэффициента k_p слоя обрушенных пород после завершения активной стадии сдвижения.

На основе построенной физической модели разработана соответствующая математическая модель, отличающаяся от ранее предлагаемых учётом влияния следующих основных параметров [17]: вынимаемая мощность m_b , трещиноватость слоёв кровли пласта (расстояние между системами трещин) $l_{тр}$, мощность обрушающегося слоя пород $m_{обр.сл}$, коэффициенты разрыхления k_p , уплотнения $k_{упл}$ и пустотности $k_{пс}$, высота свободного пространства при обрушении $h_{св}$, шаг обрушения пород основной $l_{о.к}$ и непосредственной кровли $l_{н.к}$, продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, соответственно, по простиранию, по падению и восстанию, высота зоны обрушения $h_{обр}$, коэффициенты проницаемости обрушенных пород $k_{пр}$ и макрошероховатости $l_{ш}$ и др. Система уравнений записывается в следующем виде [18]:

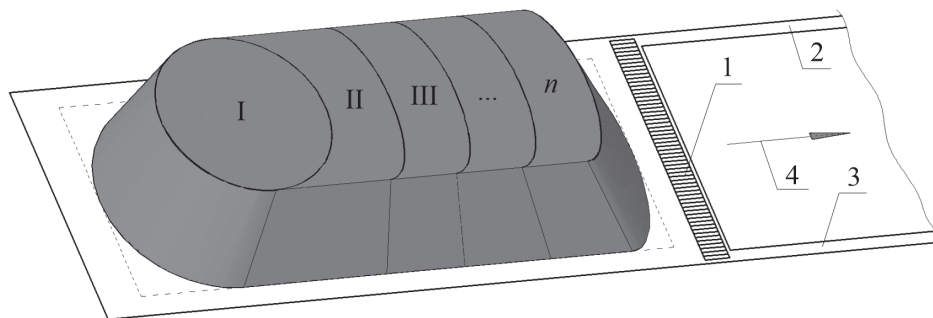


Рис. 3. Принятая концептуальная схема первичного и последующего шагов обрушения слоёв кровли при формировании зоны сдвижения геомассива.

1 — секции механизированной крепи; 2, 3 — оконтуривающие выемочный столб штреки; 4 — направление подвигания очистного забоя; I, II, ..., n — шаги обрушения пород непосредственной и основной кровли (на основе рекомендаций Б. Г. Тарасова, В. А. Колмакова, А. А. Борисова В. Н. Фрянова и В. И. Мурашева)

$$\frac{\partial k_{\text{упл},i}}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{упл}} k_{p,i} = k_1 \frac{\partial}{\partial x_i} h_{\text{св},i} / \frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{обр.сл},i} + k_2;$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} h_{\text{св},i} = \frac{\partial}{\partial x_i} h_{\text{св.пред},i} - \frac{\partial}{\partial x_{ij}} (m_{\text{обр.сл},i} k_{p,j}) - \frac{\partial}{\partial x_i} k_{p,i};$$

$$l_{\text{н.к}} = 1,3 \frac{m_{\text{н.к}}}{m_{\text{в}}} + 1,2 f_{\text{н.к}} - 4,8; \quad l_{\text{о.к}} = 1,7 \frac{m_{\text{н.к}}}{m_{\text{в}}} + 0,6 f_{\text{о.к}}^2 + 0,1 m_{\text{о.к}} - 7,5,$$

$$\frac{(y - y_{\text{ц}})^2}{l_{\text{обр}}^2} - \frac{(x - x_{\text{ц}})^2}{\left(\frac{l_{\text{оз}} - l_{\text{к.н}} - l_{\text{к.в}}}{2}\right)^2} = 1;$$

$$V_{\text{г.к}}(z,\text{п}) = \frac{\partial}{\partial x_i} (k_{\text{пс},i} V_{\text{эл}}) \begin{cases} V_{\text{г.к}} \text{ при } V_{\text{эл}} : x \in l_{\text{г.к}}, y \in l_{\text{о.з}}, z \in l_{\text{сл}}; \\ V_{\text{з.п}} \text{ при } V_{\text{эл}} : x \in l_{\text{г.к}}, y \in l_{\text{о.з}}, z \in m_{\text{в}}; \end{cases}$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.д},i} = 0,62 \cdot 10^4 \cdot d_{\text{эк}}^2 \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п},i}\right)^3;$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.д},i} = 2,08 \cdot d_{\text{эк}}^2 \cdot 10^4 \cdot \frac{\left(\frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п},i} + 2 \frac{\partial}{\partial x_i} k_{p,i} - 2\right)^3}{\left(\frac{\partial}{\partial x_i} k_{p,i}\right)^4};$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} l_{\text{ш},i} = \left(\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр},i}\right)^{\frac{1}{2}} \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п},i}\right)^{-\frac{1}{2}}; \quad \frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п},i} = 1 - \left(\frac{\partial}{\partial x_i} k_{p,i}\right)^{-1} + \frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п},i};$$

$$\begin{cases} l_{\text{к.н}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_1}, \quad l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_2} & \text{при } \alpha > 0 \\ l_{\text{к.н}} = l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_3} & \text{при } \alpha = 0 \\ l_{\text{к.н}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_2}, \quad l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_1} & \text{при } \alpha > 0 \end{cases}; \quad \begin{cases} T_{\text{пр}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\text{г.п}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot (\text{ctg}\delta_0 + \text{ctg}\Psi_3) \\ T_{\text{пад}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\text{г.п}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot \left(\frac{\cos(\Psi_1 + \alpha)}{\sin\Psi_1} + \frac{\cos\beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)}\right); \\ T_{\text{вос}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\text{г.п}}}{v_{\text{о.з}}} \cdot \left(\frac{\cos\gamma_0}{\sin(\gamma_0 - \alpha)} + \frac{\cos(\Psi_2 - \alpha)}{\sin\Psi_2}\right) \end{cases};$$

$$\begin{cases} k_1 = 0,3015, k_2 = 0,0546 & \text{при } k_{p,\text{max}} = 1,8 \\ k_1 = 0,3812, k_2 = 0,0590 & \text{при } k_{p,\text{max}} = 2,0, \\ k_1 = 0,4220, k_2 = 0,0566 & \text{при } k_{p,\text{max}} = 2,1 \end{cases}$$

где $k_{\text{упл},i}$ — осреднённые значения коэффициента уплотнения по осям декартовой системы координат x, y, z (далее — ДСК) (для $i, j = 1, 2, 3$); t — время отработки выемочного столба, сут; $k_{p,i}$ — осреднённые значения коэффициента разрыхления по осям ДСК; k_1, k_2 — числовые константы разработанной модели обрушения, разрыхления и уплотнения дезинтегрированных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения; $h_{\text{св},i}, h_{\text{св.пред},i}$ — осреднённые значения свободного пространства после обрушения очередного и предыдущего, соответственно, слоя пород кровли по осям ДСК,

м (для первого слоя $h_{\text{св}} = m_{\text{в}}$); $m_{\text{обр.сл},i}$ — осреднённые значения мощности обрушающегося слоя ДСК, м; $l_{\text{н.к}}, l_{\text{о.к}}$ — шаг обрушения пород, соответственно, непосредственной и основной кровли, м; $m_{\text{н.к}}, m_{\text{о.к}}$ — мощность, соответственно, вынимаемого пласта, пород непосредственной кровли и основной кровли, м; $m_{\text{в}}$ — вынимаемая мощность пласта, м; $f_{\text{о.к}}, f_{\text{н.к}}$ — коэффициент крепости, соответственно, пород непосредственной и основной кровли, м; $x, x_{\text{ц}}, y, y_{\text{ц}}$ — координаты, соответственно, дуги и центра эллипса, м; $l_{\text{обр}}$ — шаг обрушения очередного слоя пород кровли, м; $l_{\text{оз}}$ — длина очистного забоя, м;

$l_{к.н}$, $l_{к.в}$ — размеры зависших консолей со стороны нижнего и верхнего, соответственно, боков выемочного столба, м; $V_{г.к}$, $V_{з.п}$, $V_{эл}$ — объём, соответственно, газового коллектора, закрепного пространства, одного элемента сетки, м³; $k_{пс.i}$ — коэффициент пустотности; $k_{пр.д0.i}$, $k_{пр.д.i}$ — осреднённые значения коэффициента проницаемости при отсутствии деформации (нетронутый массив) и в деформированной среде, соответственно, по осям ДСК, Д; $d_{эк}$ — параметр, характеризующий размеры породообразующего зерна, мм; $m_{п.0.i}$, $m_{п.i}$ — осреднённые значения пористости нетронутого слоя геомассива и дезинтегрированной, разрыхленной, уплотнённой среды, соответственно, по осям ДСК, доли ед.; $l_{ш.i}$ — осреднённые значения коэффициент макрошероховатости по осям ДСК, м; $k_{пр.i}$ — осреднённые значения коэффициента проницаемости в деформированной среде, м²; $h_{обр.сл}$ — расстояние от кровли разрабатываемого пласта до почвы обрушающегося слоя пород, м; ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 — внутренние углы полных сдвижений, град; α — угол падения пласта, град; $T_{пр}$, $T_{пад}$, $T_{вос}$ — продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива при работе очистного забоя, соответственно, по простиранию, по падению и по восстановлению, мес; k_T — коэффициент, учитывающий влияние скорости подвигания забоя и глубины ведения работ (рис. 4); $H_{г.р}$ — глубина ведения горных работ, м; $v_{о.з}$ — средняя скорость подвигания очистного забоя, м/мес; β_0 , γ_0 , δ_0 — внешние граничные углы сдвижения, град; $k_{р.мах}$ — максимальное значение коэффициента разрыхления при обрушении горных пород кровли, доли ед.

Применение данной системы уравнений позволяет выполнить расчёт параметров процессов обрушения, дезинтегрирования,

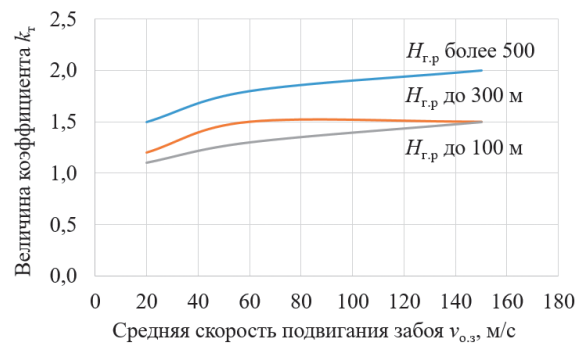


Рис. 4. Значения коэффициента k_T для оценки продолжительности активной стадии сдвижения геомассива.

уплотнения горных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения. Предложено интегрирование дифференциальных уравнений на основе метода конечных разностей. Для создания, настройки и верификации моделей выемочных участков при развитии геомеханических процессов для условий пологих пластов использованы следующие наборы данных по:

- горно-геологическим и горнотехническим условиям отработки выемочных столбов на пологих пластах; приняты из соответствующей проектной горнотехнической документации горнодобывающих предприятий (планы горных выработок, проекты проветривания выемочных участков, паспорта выемочных участков лавы, стратиграфические колонки по разведочным скважинам).

- проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения выемочных участков.

Получены на основе выполненного сбора, анализа и обобщения результатов экспериментальных исследований, проведённых такими ведущими отечественными и зарубежными учёными как Е. И. Глузберг, Н. Ф. Гращенков, Н. О. Каледина, С. С. Кобылкин,

Экспериментальные зависимости, полученные во ВНИМИ

Угол падения пласта α , град	Слабые породы кровли	Прочные породы кровли
$\alpha = 0^\circ$	$h_{обр} = -0,5746m_B^2 + 5,3541m_B + 0,3385$	$h_{обр} = -0,3986m_B^2 + 4,1093m_B + 0,5014$
$\alpha = 20^\circ$	$h_{обр} = -0,5224m_B^2 + 5,0074m_B + 0,1243$	$h_{обр} = -0,3833m_B^2 + 3,9469m_B + 0,2543$

Примечание. $h_{обр}$ — высота зоны обрушения, м; m_B — вынимаемая мощность пласта, м

С. В. Кузнецов, Л. А. Пучков, К. З. Ушаков, В. С. Шалаев, L. Yuan, A. C. Smith, J. F. Brune, G. S. Esterhuizen, С. О. Karacan и др.

Кроме того, для оценки адекватности рассчитанной высоты зоны обрушения использованы следующие экспериментальные зависимости, полученные во ВНИМИ [19]: (см. таб. на стр. 10).

ГЕОМЕТРИЯ РАСЧЁТНОЙ ОБЛАСТИ, КРАЕВЫЕ УСЛОВИЯ

Концептуальная схема построения моделей для исследования геомеханических процессов и оценки аэродинамических параметров зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба в трёхмерной постановке задачи приведена на рис. 5, на котором также обозначены поставленные краевые условия. Расчётная область разбивается на непересекающиеся элементарные объёмы — гексаэдры. Трёхмерная разностная сетка состоит из

$$\frac{l_{\text{ВП}} + w_{\text{огр}} + w_{0,3}}{l_{\text{hex},x}} \times \frac{l_{0,3}}{l_{\text{hex},y}} \times \frac{m_{\text{в}} + m_{\text{сл}}}{l_{\text{hex},z}} \text{ гексаэдров.}$$

С помощью средств языка программирования С++ разработан специализированный программный пакет «Аэродинамика» (рис. 6), позволяющий рассчитать шаги обрушения пород кровли, их разрыхление, уплотнение, проницаемость и макрошероховатость, а также объём формирующегося свободного пространства в куполах обрушения. Для этого использован стек программного обеспечения, который включает операционную систему GNU/Linux, командную оболочку bash, текстовый редактор Vim, компилятор G++, графический редактор Xfig и табличный процессор LibreOffice Calc. В программе длина ВП определяется численно на основе данных по суточной нагрузке на очистной забой и количестве дней работы очистного забоя. Для этого используются следующие варианты ввода данных: фактические данные по суточной добыче угля, суточная нагрузка, получаемая с помощью датчика псевдослучайных чисел по заданному диапазону минимального и максимального уровня добычи, а также вероятности суточного

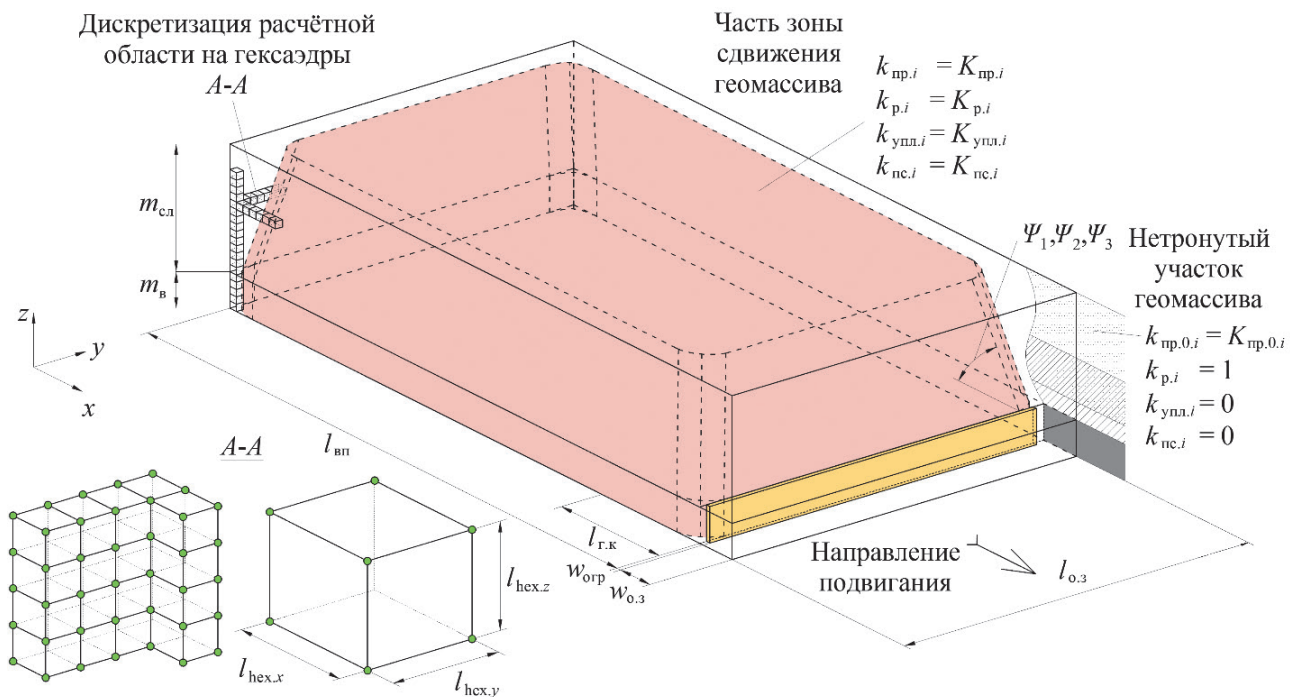


Рис. 5. Концептуальная схема модели участка геомассива, схема дискретизации на гексаэдры и краевые условия

$l_{\text{hex},x}$, $l_{\text{hex},y}$, $l_{\text{hex},z}$ — размеры гексаэдра по трём измерениям; $l_{\text{т.к}}$ — длина участка ВП на котором оценивается объём газового коллектора; $w_{\text{огр}}$ — моделируемая толщина секций механизированной крепи; $w_{0,3}$ — ширина очистного забоя; $l_{0,3}$ — длина очистного забоя.

простая забоя, средняя суточная нагрузка на очистной забой.

Для исследования выбраны такие угледобывающие предприятия, расположенные в Кузнецком бассейне, и выемочные участки (далее также — в/у), как: шахта «Абашевская» (в/у 16–17); шахта «Осинниковская» (в/у 1–1–5–6 бис); шахтоучасток «Сибиргинский» (в/у 3–1–9); шахта «Листвяжная» (в/у 823); шахта «Есаульская» (в/у 29–28). Всего создано и исследовано 5 моделей выемочных участков. Согласно «Документации по ведению горных работ по выемке, креплению и управлению кровлей длинного очистного забоя» и «Проектам проветривания выемочного участка» технология выемки угля на рассматриваемых объектах применялась длинными столбами с выемкой на полную мощность и управлением кровлей полным обрушением (в/у 3–1–9 — выемка первого слоя). Основные характеристики указанных выемочных участков приведены в табл. 1 и 2.

ОБРАБОТКА РЕЗУЛЬТАТОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ И ВЫВОДЫ

С использованием пакета «Аэродинамика» рассчитаны значения проницаемости при

максимальных значения коэффициента разрыхления k_p (после обрушения, при соотношении $h_{св}/m_{обр.сл} \geq 2,5$) и минимальных их значения (в «куполах» зоны обрушения и после завершения активной стадии сдвижения) для исходной пористости пород нетронутого геомассива в диапазоне от 1,0 до 10,0%. При этом наибольшая проницаемость $k_{пр.д}$ обрушенных и разрыхленных пород кровли составляет (в скобках указаны значения проницаемости после завершения активной стадии сдвижения геомассива): при максимальном коэффициенте разрыхления $k_{p,max} = 1,8 — k_d = 1023–1142$ Д (8,8–22,2 Д), при $k_{p,max} = 2,0 — k_d = 1308–1429$ Д (15,6–33,5 Д), при $k_{p,max} = 2,1 — k_d = 1431–1551$ Д (19,9–40,2 Д). Величина проницаемости в «куполах» зоны обрушения находится в диапазоне 2,15–8,19 Д (0,05–1,62 Д), а в нижней части зоны трещин и разломов — 0,39–3,38 Д (0,01–1,14 Д).

По результатам моделирования для условий пяти шахт Кузнецкого бассейна получены графики по распределению коэффициентов разрыхления (без учёта уплотнения и с уплотнением пород), а также проницаемости среды зоны обрушения, приведённые на рис. 7. На рис. 8 изображён общий вид в пространстве

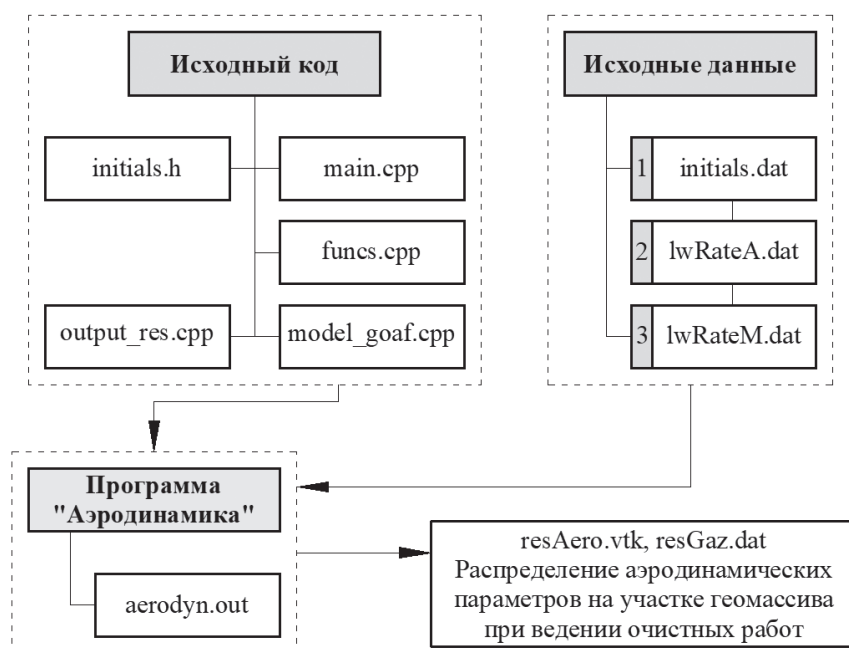


Рис. 6. Программа «Аэродинамика»
1–3 — файлы с исходными данными (геометрические параметры, горно-геологические и горнотехнические условия и пр.)

Таблица 1

Основные горно-геологические и горнотехнические данные.

Выемочный участок	$l_{0,3}$, м	m_B , м	H_r , м	$\gamma_{пл}$, Т/м ³	$\alpha_{пл.х}$, град	$\alpha_{пл.у}$, град	$S_{оч}$, м ²	$A_{сут}$, Т/сут	$l_{вс}$, м
в/у 16-17	267	1,74	660	1,27	-4	5	4,0	2600	1495
в/у 1-1-5-6 бис	200	3,28	790	1,29	-5	1	8,4	2800	1750
в/у 3-1-9	250	4,30	400	1,39	-4	3	9,0	4150	2000
в/у 823	220	4,20	440	1,38	-7	-1	11,0	14800	4450
в/у 29-30	300	2,45	400	1,30	1	3	8,0	5000	1350

Таблица 2

Характеристика кровли рассматриваемых выемочных участков

Наименование	Описание
Шахта «Абашевская». Выемочный участок 16-17	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Мощность непосредственной кровли — 3–5 м. Характеризуется средней устойчивостью и представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. Шаг обрушения 2,0–6,0 м. Мощность основной кровли — 16 м. Представлена алевролитом от мелко- до крупнозернистого и мелкозернистым песчаником. По нагрузочным свойствам — средняя, по управляемости — среднеуправляемая. Шаг обрушения — 6,0–10,0 м.
Шахта «Осинниковская». Выемочный участок 1-1-5-6 бис	
Характеристика кровли	Ложная кровля — неустойчивый алевролит. Мощность — 0,23–0,50 м. Мощность непосредственной кровли — 4,0–13,0 м. Представлена мелкозернистым алевролитом — слоистый и трещиноватый с зеркалами скольжения, средней устойчивости. На некоторых участках непосредственная кровля характеризуется как неустойчивая, с образованием вывалов до 0,6 м. Основная кровля — песчаник, мощностью от 6,0 до 26,0 м. По нагрузочным свойствам — тяжёлая. По обрушаемости — трудно и среднеобрушаемая. Шаг обрушения — 30,0–50,0 м.
Шахтоучасток «Сибиргинский». Выемочный участок 3-1-9	
Характеристика кровли	Кровля пласта устойчивая, склонная к зависанию, трудноуправляемая. Обрушение — крупноблочное. Первичный шаг посадки основной кровли составляет 40,0–50,0 м, последующие шаги — 12,0–15,0 м.
Шахта «Листвяжная». Выемочный участок 823	
Характеристика кровли	Ложная кровля представлена слоями углистых пород с многочисленными зеркалами скольжения. Непосредственная кровля представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. По устойчивости — слабо и среднеустойчивая, на некоторых участках — неустойчивая. Основная кровля — средне и труднообрушаемая. Шаг обрушения составляет 45,0 м.
Шахта «Есаульская». Выемочный участок 29-30	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Непосредственная кровля сложена аргиллитами и мелкозернистыми алевролитами. Мощность непосредственной кровли — до 5,0 м, по устойчивости — неустойчивая. Шаг обрушения составляет 3,9 м. Основная кровля мощностью до 30,0 м в основном представлена мелкозернистыми алевролитами с прослоями аргиллитов и прослоями крупнозернистого алевролита в виде линз. По обрушаемости — легкообрушаемая. Первичный шаг посадки составляет 43,0 м, установившийся — 7,8 м.

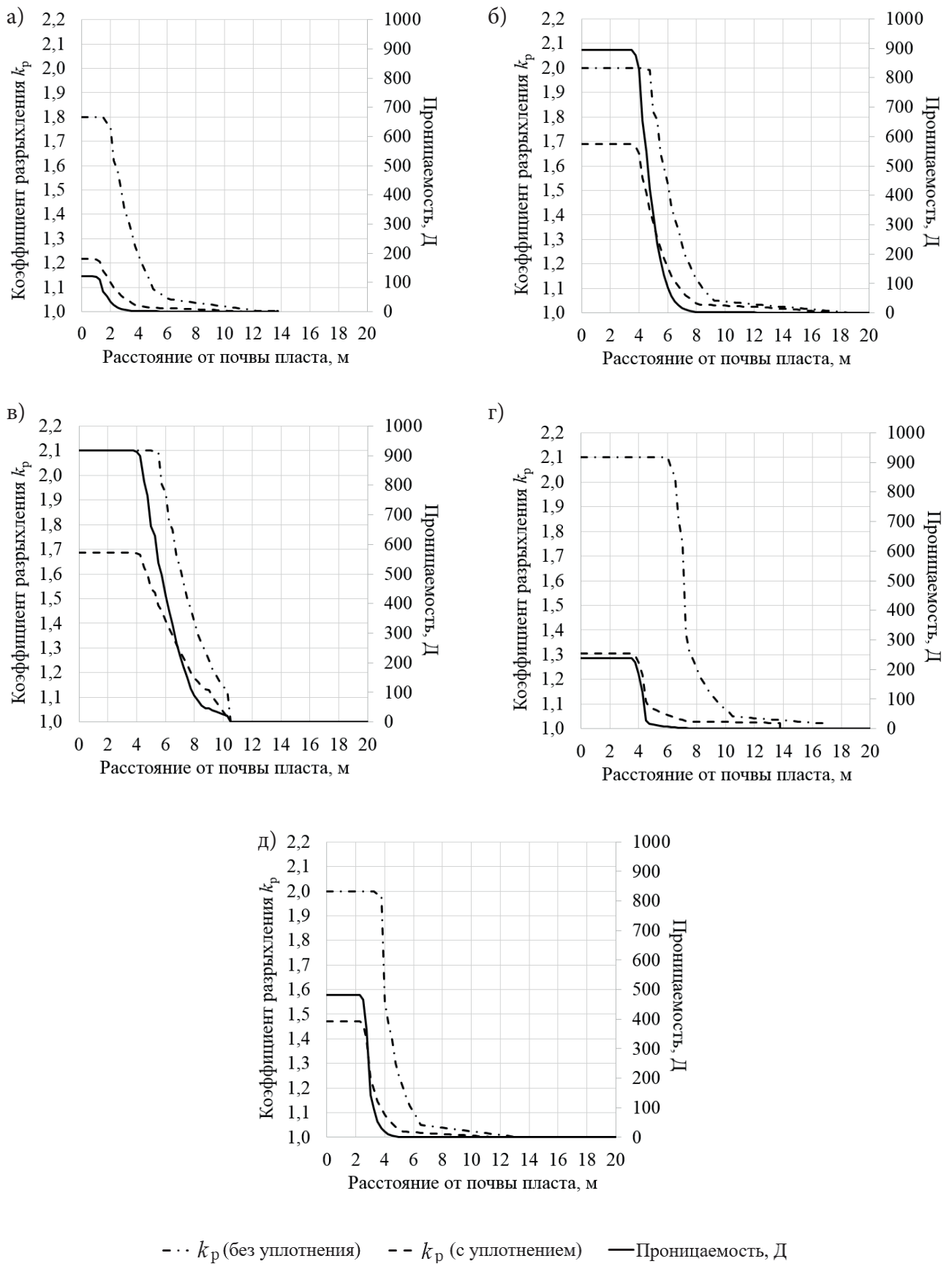


Рис. 7. Изменение коэффициента разрыхления и проницаемости обрушенных пород по высоте зоны обрушения

а — в/у 16-17; б — в/у 1-1-5-6 бис; в — в/у 3-1-9; г — в/у 823; д — в/у 29-30

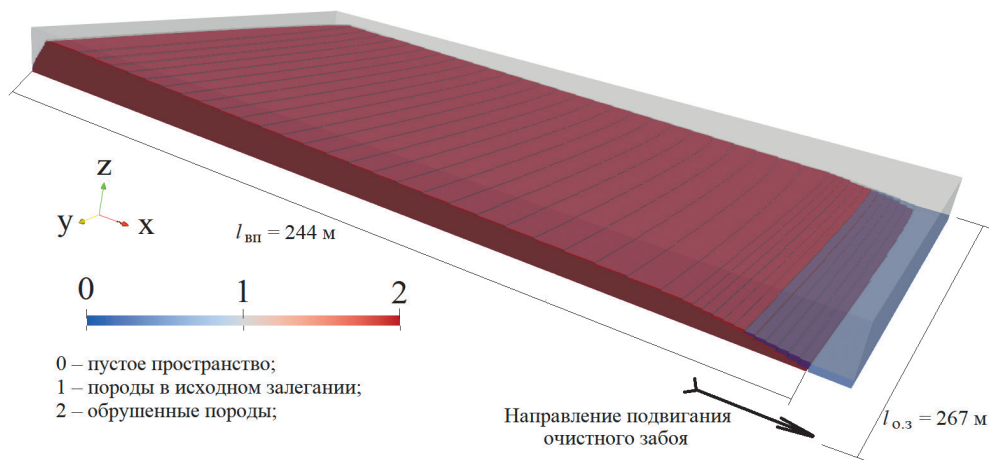


Рис. 8. Общий вид сформировавшейся зоны обрушения для условий в/у 16–17 (разрез по плоскости, проведённой по центру в/у вдоль линии движения очистного забоя)

сформировавшейся зоны обрушения для условий в/у 16–17 шахты «Абашевская» (один из результатов работы программы «Аэродинамика»).

Данные, приведённые на рис. 7, получены для линии, проведённой по нормали от почвы ВП в сторону верхней границы расчётной области. Линия расположена в 40 м от задней стенки по центру монтажной камеры. Полученные значения соответствуют следующими условиям:

- в/у 16–17 — длина ВП — 975,30 м, время с начала отработки — 200 сут;
- в/у 1–1–5–6 бис — длина ВП — 536,73 м, время с начала отработки — 167 сут;

- в/у 3–1–9 — длина ВП — 364,35 м, время с начала отработки — 150 сут;
- в/у 823 — длина ВП — 653,42 м, время с начала отработки — 60 сут;
- в/у 29–30 — длина ВП — 616,99 м, время с начала отработки — 100 сут.

На рис. 9–13 приведено полученное распределение коэффициента разрыхления (с учётом уплотнения) и проницаемости у почвы ВП для условий рассматриваемых шахт Кузнецкого бассейна. Используются следующие обозначения: 1 — очистный забой; 2 — направление подвигания очистного забоя. Общая для рис. 9–13 цветовая схема приведена на рис. 14.

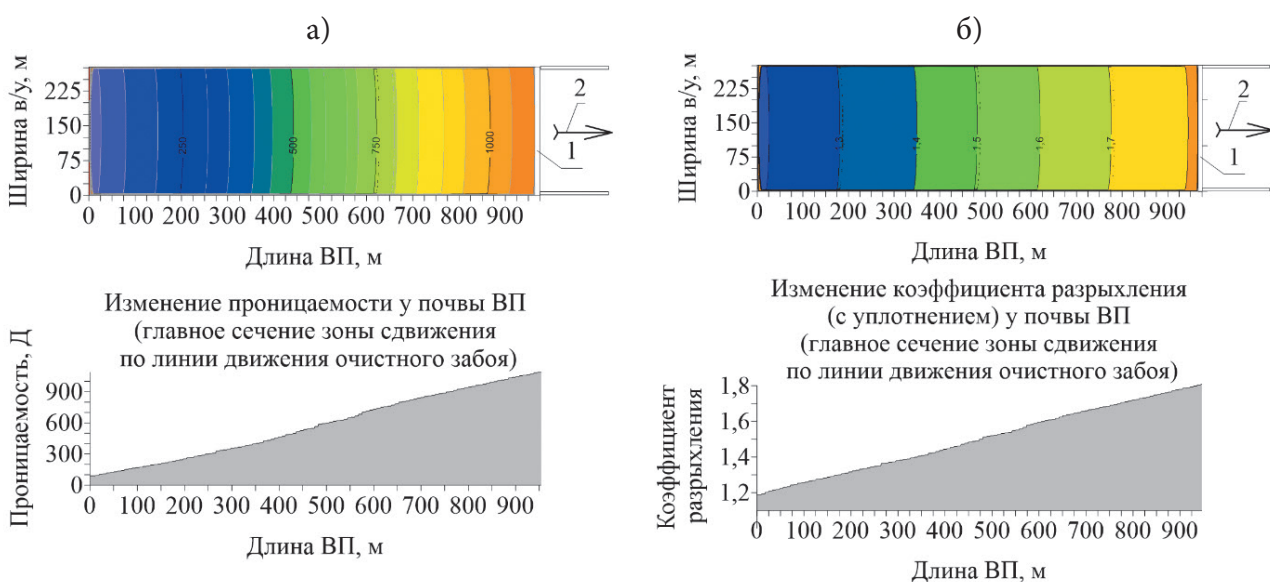


Рис. 9. Распределение проницаемости (а) и коэффициента разрыхления (б) в зоне обрушения у почвы пласта (в/у 16–17)

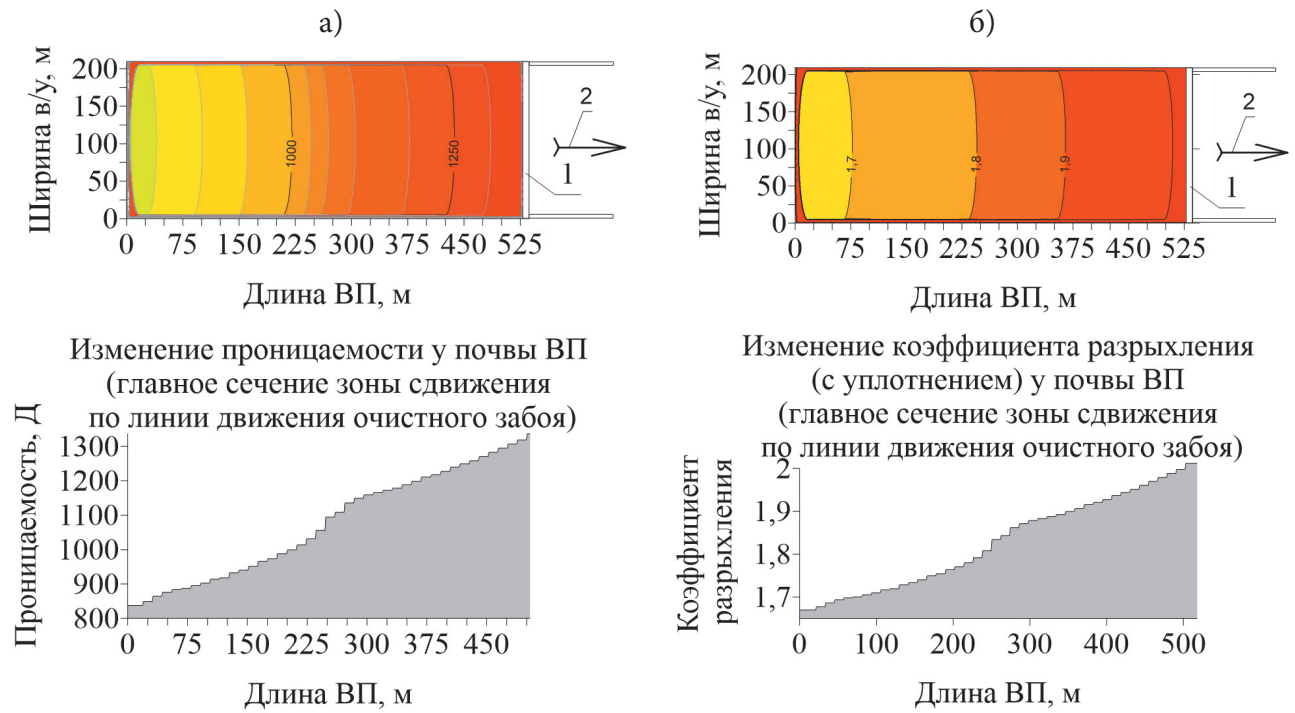


Рис. 10. Распределение проницаемости (а) и коэффициента разрыхления (б) в зоне обрушения у почвы пласта (в/у 1-1-5-6 бис)

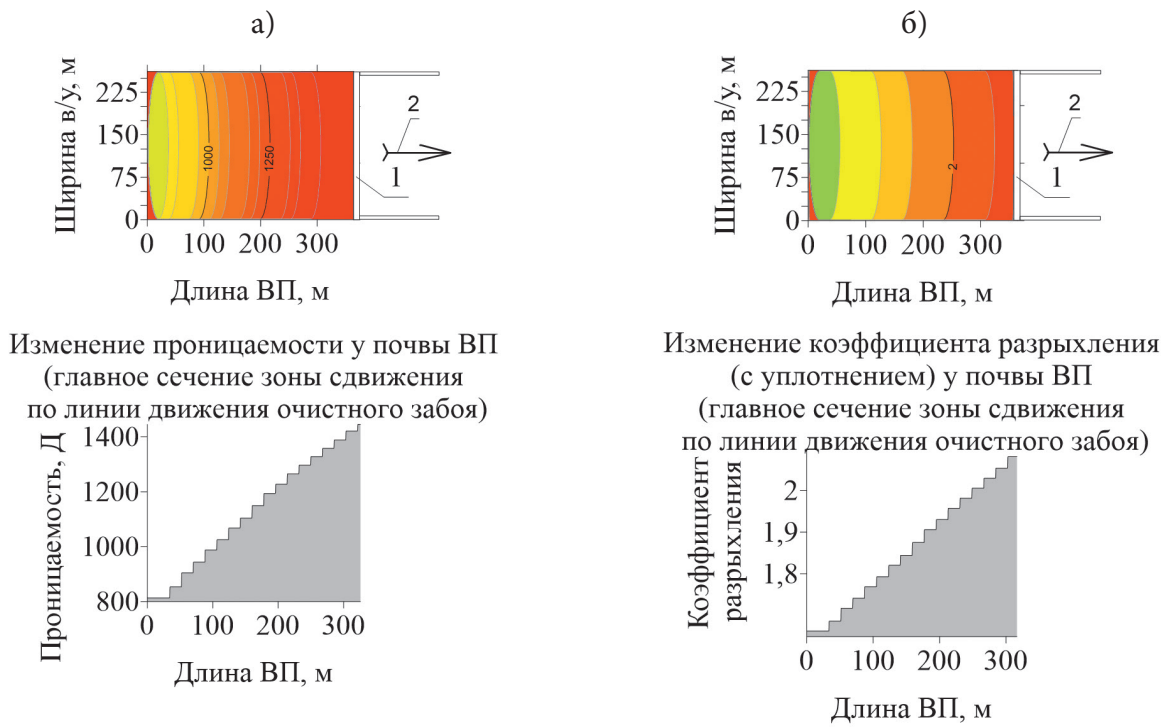


Рис. 11. Распределение проницаемости (а) и коэффициента разрыхления (б) в зоне обрушения у почвы пласта (в/у 3-1-9)

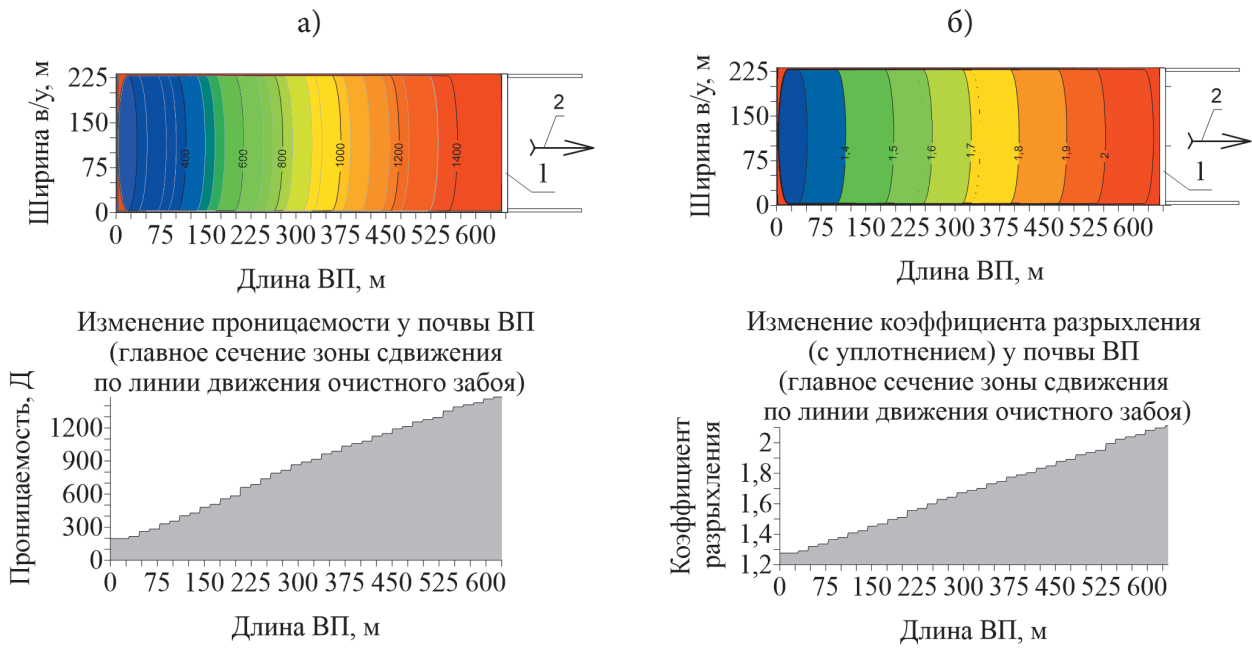


Рис. 12. Распределение проницаемости (а) и коэффициента разрыхления (б) в зоне обрушения у почвы пласта (в/у 823)

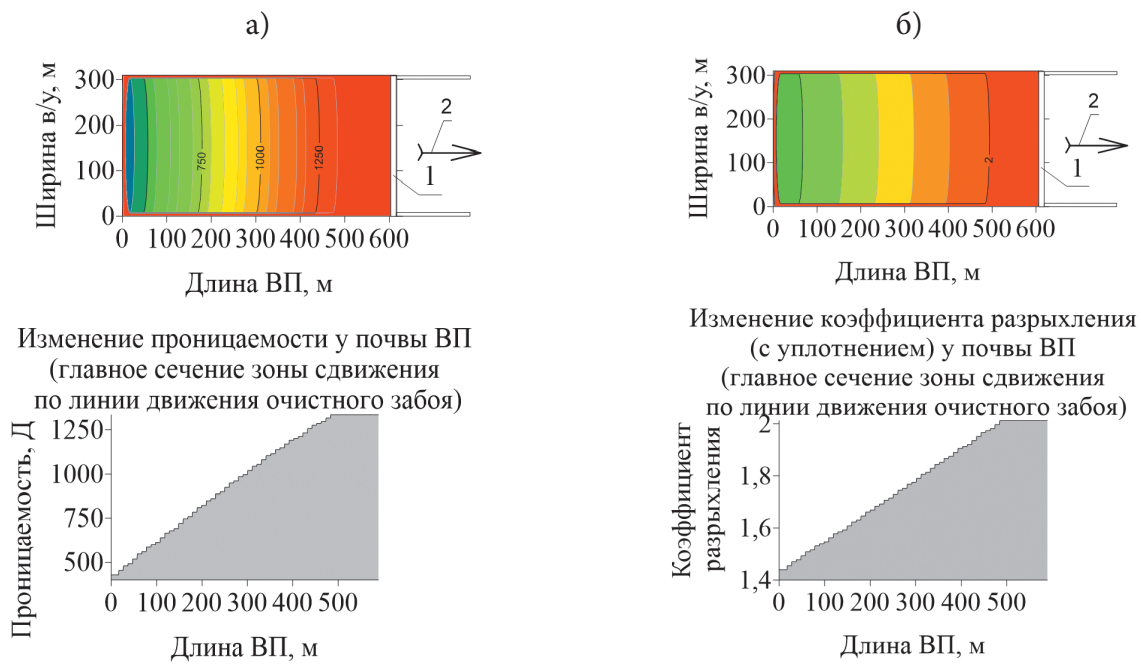


Рис. 13. Распределение проницаемости (а) и коэффициента разрыхления (б) в зоне обрушения у почвы пласта (в/у 29–30)



Рис. 14. Цветовая схема к рисункам 9–13

Адекватность полученных результатов

Наименование выемочного участка	Высота зоны обрушения, м		Расхождение $\delta, \%$
	Программа «Аэродинамика»	Методика ВНИМИ	
в/у 16–17 шахта «Абашевская»	6,45	6,44	0,2
в/у 1–1–5–6 бис шахта «Осинниковская»	9,25	9,69	4,8
в/у 3–1–9 шахтоучасток «Сибиргинский»	11,75	10,80	8,1
в/у 823 шахта «Листвяжная»	10,50	10,73	2,2
в/у 29–30 шахта «Есаульская»	7,75	8,18	5,5

В табл. 3 приведено сравнение рассчитанной высоты зоны обрушения в программе «Аэродинамика» с экспериментальными значениями, полученными во ВНИМИ.

Полученные результаты в виде аэродинамических параметров зоны обрушения могут быть использованы в качестве исходных данных для моделирования газодинамических

процессов на выемочных участках в рамках комплексной системы «горные выработки — зона обрушения — дезинтегрированные породы — источники метанообильности». Это позволит разрабатывать эффективные системы управления газовой выделением, что обеспечит безопасность добычи угля и ритмичность работы очистных механизированных забоев.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Говорухин Ю. М., Кубрин С. С. О перспективном направлении повышения эффективности управления газовой выделением на выемочных участках угольных шахт // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. 2024. № 10. С. 265–270.
2. Esterhuizen G. S., Karacan C. O. A methodology for determining gob permeability distribution and its application to reservoir modeling of coal mine longwalls. 2007. URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.
3. Yuan L., Smith A. C., Brune J. F. Computational fluid dynamics study on the ventilation flow paths in longwall gobs. 2006. URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.
4. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, 1980. 360 с.
5. Борисов А. А. Расчёты горного давления в лавах пологих пластов. М.: Недра, 1964. 280 с.
6. Бурчаков А. С., Жежелевский Ю. А., Ярунин С. А. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений: учебник для вузов. М.: Недра, 1989. 431 с.
7. Говорухин Ю. М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: дис. ... канд. техн. наук: спец. 05.26.03: защищена 10.05.12; утв. 31.08.12. Кемерово, 2012. 126 с.
8. Говорухин Ю. М., Риб С. В., Никитина А. М., Фрянов В. Н. Моделирование численными методами процессов обрушения кровли // Горный журнал. 2019. № 4. С. 23–26.
9. Овчаренко Б. П. Механизм трещинообразования в кровле угольных пластов. Л., 1983. 172 с.
10. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях / Кол. авт. — СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела — Межотраслевой науч. центр ВНИМИ. 1998. 291 с.
11. Проскураков Н. М. Управление состоянием массива горных пород: учебник для вузов. М.: Недра, 1991. 368 с.
12. Фрянов В. Н., Павлова Л. Д. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. 238 с.
13. Galvin J. M. Ground Engineering: Principles and Practices for Underground Coal Mining. Cham: Springer International Publishing, 2016. 693 p.

14. Баклашов И. В. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. М.: Изд-во МГГУ, 2004. Т. 1. Основы геомеханики. 208 с.
15. Баклашов И. В. Деформирование и разрушение породных массивов. М.: Недра, 1988. 271 с.
16. Певзнер М. Е., Иофис М. А., Попов В. Н. Геомеханика: учебник для вузов. М.: Изд-во МГГУ, 2005. 438 с.
17. Govorukhin Yu., Kubrin S. (2024) An integrated approach to the development of effective gas emission control systems at coal mines excavation sites In Abstracts of the International Conference, dedicated to the 70th anniversary of the Geophysical Center of the RAS and the 300th anniversary of the Russian Academy of Sciences «Data Science, Geoinformatics and Systems Analysis in Geosciences» 25–27 September 2024, Suzdal, Russian Federation, 12(1), BS1002, p.87.
18. Говорухин Ю. М., Криволапов В. Г. Геомеханические основы разработки схем проветривания выемочных участков и обеспечения промышленной безопасности при высокоинтенсивной отработке выемочных столбов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2024. № 1. С. 17–26.
19. Егоров П. В., Штумпф Г. Г., Ренев А. А. и др. Геомеханика. Кемерово, 2001. 276 с.

DOI: 10.25558/VOSTNII.2025.86.87.001

UDC 622.414.2: 622.831.3: 004.942

© Yu. M. Govorukhin, S. S. Kubrin, 2025

Yu. M. Govorukhin

Candidate of Engineering Sciences,
Head of the Research Department
National Mountain Rescue Center, Novokuznetsk
e-mail: govorukhin_ym@mail.ru

S. S. KUBRIN

Doctor of Engineering Sciences, Professor.
Head of the Laboratory, Scientific Secretary of the Institute
IPCON RAS, Moscow
e-mail: kubrin_s@ipkonran.ru

ON THE PERMEABILITY OF COLLAPSED AND DISINTEGRATED ROCKS IN THE DEPLETED SPACE OF EXCAVATION SITES DURING HIGH-INTENSITY MINING OF COAL SEAMS.

A physical model of the process of roof rocks collapsing into the depleted space, their disintegration and compaction during the further displacement of the geomass is constructed. Based on it, a corresponding mathematical model and a specialized software package «Aerodynamics» have been developed. The values of the permeability coefficients of rocks in the collapse zone at the maximum and minimum values of the loosening coefficient are determined. The methodology for the development of effective gas emission control systems is substantiated, taking into account the integration of elements of the «mining — collapse zone — disintegrated rock — sources of methane abundance» system.

Keywords: EXCAVATION SITE, GEOMASS, DISPLACEMENT, COLLAPSE ZONE, LOOSENING, COMPACTION, PERMEABILITY.

REFERENCES

1. Govorukhin Yu. M., Kubrin S. S. On a promising direction for improving the efficiency of gas production management at coal mine excavation sites // High-tech technologies for the development and use of mineral resources [Naukoyomkiye tekhnologii razrabotki i ispolzovaniya mineralnykh resursov]. 2024. No. 10. P. 265–270. [In Russ.].
2. Esterhuizen G. S., Karacan C. O. A methodology for determining gob permeability distribution and its application to reservoir modeling of coal mine longwalls. 2007. URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.
3. Yuan L., Smith A. C., Brune J. F. Computational fluid dynamics study on the ventilation flow paths in longwall gobs. 2006. URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.
4. Borisov A. A. Mechanics of rocks and massifs. Moscow: Nedra, 1980. 360 p. [In Russ.].
5. Borisov A. A. Calculations of rock pressure in lavas of shallow formations. Moscow: Nedra, 1964. 280 p. [In Russ.].
6. Burchakov A. S., Zhezhelevsky Yu. A., Yarunin S. A. Technology and mechanization of underground mining of reservoir deposits: textbook for universities. Moscow: Nedra, 1989. 431 p. [In Russ.].
7. Govorukhin Yu. M. Development of a method for estimating air distribution parameters to reduce the rate of oxidative processes in the depleted space of coal mines: dis. ... Candidate of Technical Sciences: spec. 05.26.03: protected on 05/10/12: approved on 08/31/12. Kemerovo, 2012. 126 p. [In Russ.].
8. Govorukhin Yu. M., Rib S. V., Nikitina A. M., Fryanov V. N. Numerical modeling of roof collapse processes // Mining Journal [Gornyy zhurnal]. 2019. No. 4. P. 23–26. [In Russ.].
9. Ovcharenko B. P. The mechanism of cracking in the roof of coal seams. L., 1983. 172 p. [In Russ.].
10. Rules for the protection of structures and natural objects from the harmful effects of underground mining in coal deposits / Collective of authors. Interdisciplinary Scientific Center VNIMI. 1998. 291 p. [In Russ.].
11. Proskuryakov N. M. Managing the condition of a rock mass: a textbook for universities. Moscow: Nedra, 1991. 368 p. [In Russ.].
12. Fryanov V. N., Pavlova L. D. The state and direction of development of safe underground coal mining technology. Novosibirsk: Publishing House of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, 2009. 238 p. [In Russ.].
13. Galvin J. M. Ground Engineering: Principles and Practices for Underground Coal Mining. Cham: Springer International Publishing, 2016. 693 p.
14. Baklashov I. V. Geomechanics: a textbook for universities. In 2 volumes. Moscow: MGSU Publishing House, 2004. Vol. 1. Fundamentals of Geomechanics. 208 p. [In Russ.].
15. Baklashov I. V. Deformation and destruction of rock formations. Moscow: Nedra, 1988. 271 p. [In Russ.].
16. Pevzner M. E., Iofis M. A., Popov V. N. Geomechanics: a textbook for universities. Moscow: MGSU Publishing House, 2005. 438 p. [In Russ.].
17. Govorukhin Yu., Kubrin S. (2024) An integrated approach to the development of effective gas emission control systems at coal mines excavation sites In Abstracts of the International Conference, dedicated to the 70th anniversary of the Geophysical Center of the RAS and the 300th anniversary of the Russian Academy of Sciences «Data Science, Geoinformatics and Systems Analysis in Geosciences» 25–27 September 2024, Suzdal, Russian Federation, 12(1), BS1002, p.87.
18. Govorukhin Yu. M., Krivolapov V. G. Geomechanical foundations of the development of schemes for ventilation of excavation sites and ensuring industrial safety during high-intensity mining of excavation pillars // Bulletin of the Scientific Center for Safety of Work in the Coal Industry [Vestnik Nauchnogo tsentra po bezopasnosti rabot v ugolnoy promyshlennosti]. 2024. No. 1. P. 17–26. [In Russ.].
19. Egorov P. V., Stumpf G. G., Renev A. A. and others. Geomechanics. Kemerovo, 2001. 276 p. [In Russ.].