

УДК 622

**РАЗРАБОТКА НОВОГО ТИПА КРЕПЛЕНИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ
НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Д. Гуо, Н. Ванг, Л. Фан, Ж. Лу, Я. Жанг, К. Ли

*Китайский университет горного дела и технологий,
E-mail: dmguocumtb@126.com, ул. Ксуян, 11, р-н Хаудиан, г. Пекин, КНР*

Предлагается способ отработки лавы с установкой опорного ряда стоек вдоль выработки со стороны забоя, при котором сокращается ширина охранных целиков, снижается напряжение в забое и отработанной части лавы. Технология крепления выработки опорными стойками разработана с помощью теоретического анализа и численного моделирования. На основе модели податливости кровли выведены уравнения для расчета реакции на опоры и разрушение для трех этапов и определены параметры опорных стоек. С использованием программы *FLAC3D* подготовлена численная модель, позволяющая анализировать характеристики распределения напряжений и изменение деформации в породном массиве, опорных стойках и целиках на двух этапах добычи.

Удержание выработки по завальной стороне, податливая опорная стойка, посадка породы, численное моделирование, мониторинг давления

DOI: 10.15372/FTPRPI20200411

Технология добычи с охранным целиком, поддерживающим вспомогательную выработку, широко используется в мире. По причине истощения запасов угля неглубокого залегания и постоянной потребности в угле глубина добычи увеличивается. В результате возрастает горное давление на основные и вспомогательные выработки. Для удержания нагрузки от вышележащей породы необходимо постепенно расширять охранный угольный целик по всей длине выработки по завальной стороне. В некоторых шахтах ширина угольного целика может достигать 30–40 м, что повышает потери угольных запасов [1–3]. Из-за более широкого угольного целика обслуживание выработки становится сложным и дорогостоящим [4].

Для увеличения извлечения угля и сокращения угольных потерь предложены две технологии добычи угля: формирование целиков с проходкой выработки по завальной стороне забоя и бесцеликовое поддержание выработки по завальной стороне [5]. По сравнению с выработкой с входом по завальной стороне вдоль охранный целик бесцеликовое поддержание выработки имеет преимущество: одну выработку можно использовать дважды без необходимости формирования новой вдоль отработанной лавы. Разработанная технология крепления выработки с входом по завальной стороне постоянно совершенствуется в реальных условиях, что приводит к повышению экономической эффективности работы угледобывающих предприятий. Данная технология крепления более предпочтительна для угледобычи по следующим причинам [6–10]:

— отсутствие необходимости охранный целик, что увеличивает извлечение угля и эффективность разработки угольного месторождения;

— объем выработанного пространства можно сократить: решается проблема напряжений в области ведения горных работ;

— используя вентиляцию Y-типа, можно избежать скопления газов в тупиковой части забоя;

— есть возможность проводить работы по отводу газов из завальной части лавы;

— понижение температуры в забое улучшает эксплуатационные условия работы.

Однако остается множество задач, которые необходимо решить для внедрения этой технологии на практике. Например, выработка имеет продолжительный эксплуатационный цикл и подвергается силовому воздействию при отработке второй лавы на протяжении всего цикла, что приводит к возникновению больших деформаций и усложняет обслуживание по креплению. В настоящее время для крепления выработки применяется жесткая крепь, которая не всегда соответствует требованиям по эксплуатационной совместимости стоек с деформацией кровли выработки. Жесткая крепь может разрушиться из-за возрастающего горного давления [11–16].

В данной работе выполнены теоретический анализ и численное моделирование для изучения механизма взаимодействия массива с опорными сойками [17–21]. На основе рассмотрения процесса посадки кровли предлагается расчетная форма выработки, с помощью которой можно эффективно решить проблемы технологии крепления выработки с входом по завальной стороне.

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Очистной забой № 182201 расположен в 230 м севернее рабочего квадрата шахты “Вутонжанг”. На юге рельеф местности гористый, на севере — равнинный. Угольный пласт залегает в равнинной области с вентиляционной выработкой № 182208 на востоке, полевым штреком № 182207 на западе (рис. 1). Угольный пласт устойчив, имеет простую структуру, включает слой породы толщиной 0.2 м. Мощность угольного пласта 2.87–3.39 м (в среднем 3.13 м), угол падения 2–10° (в среднем 6°). В верхней и нижней частях пласта наблюдается хрупкий и плотный песчаный сланец. Вентиляционная выработка забоя 182201 по завальной стороне вдоль завала закреплена сеткой по всей длине с анкерным креплением. Средняя длина забоя составляет 390 м, протяженность падения — 101 м, мощность угольного пласта — 3.3 м [22].

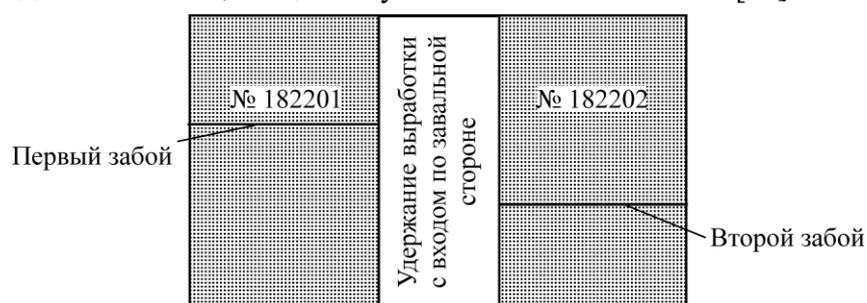


Рис. 1. Общая схема проекта

ПОДВИЖКА ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И РАСЧЕТ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ДЛЯ СОХРАНЕНИЯ ВЫРАБОТКИ С ВХОДОМ ПО ЗАВАЛЬНОЙ СТОРОНЕ

Исходное состояние кровли выработки представлено на рис. 2а. Во время подвигания забоя изгибающий момент в нависающей консоли основной кровли угольного забоя увеличивается. При достижении изгибающим моментом предельного значения кровля деформируется. Дальнейшее подвигание забоя приводит к изгибу и посадке консольной части кровли по схеме В, которая затем

разрушается на блоки B_1 и B_2 . За счет удаленности от забоя деформации в кровле стабилизируются: над выработкой уплотняются породы кровли и формируется устойчивая структура. Из-за работы второй лавы возрастают напряжения и деформации в кровельном массиве всего поля.



Рис. 2. Сечение выработки с входом по завальной стороне: модель удержания (а); деформации кровли после первого (б) и второго (в) этапов разрушения

На данном этапе при подвигании забоя кровля разрушается дважды. Охранный целик должен обладать достаточной устойчивостью, чтобы поддерживать кровлю выработки до повторного нагружения. К этому времени изгибающий момент в характерном сечении B со стороны кровли на охранном целике достигает предельного значения, что приводит ко второму максимальному нагружению (рис. 2в). Над контуром сечения формируется консольная нагрузка, действующая как рычаг с плечом e (рис. 3).



Рис. 3. Эпюра напряжений в сечении B перед вторым разломом

Прочность породы на сжатие больше прочности на растяжение и изгиб. Разрушение породы происходит так же, как и при растяжении, и имеет хрупкий характер. Основная кровля B при соответствии критерию прочности разрушается над охранным целиком.

Предельный изгибающий момент породы определяется следующим образом:

$$M_{\max} = \frac{\sigma_t I}{C}, \tag{1}$$

где σ_t — предел прочности породы на растяжение; I — момент инерции сечения; C — расстояние от края до оси вращения.

Уравнение (1) можно переписать так:

$$q \frac{e^2}{2} = M_{\max} = \frac{\sigma_t I}{C},$$

$$e = \sqrt{2 \frac{\sigma_t I}{qC}},$$

$$\sum M_B = 0 \quad p(x_0 + c) + \int_0^{x_0} x \sigma_m dx = q \frac{(x_0 + c + e)^2}{2},$$

$$p = \frac{q \frac{(x_0 + c + e)^2}{2} - \int_0^{x_0} x \sigma_m dx}{x_0 + c}, \quad (2)$$

x_0 — расстояние между точкой разрушения сечения B и поверхностью основного угольного массива.

$$x_0 = \frac{MA}{2 \tan \phi_0} \ln \frac{k\gamma H + \frac{C_0}{\tan \phi_0}}{\frac{C_0}{\tan \phi_0} + \frac{P_x}{A}},$$

где σ_m — поперечное осевое давление на охранный угольный массив,

$$\sigma_m = \left(\frac{C_0}{\tan \phi_0} + \frac{P_x}{A} \right) e^{\frac{2 \tan \phi_0}{mA}(x_0 - x)} - \frac{C_0}{\tan \phi_0},$$

здесь A — коэффициент поперечного давления; C_0 — когезионная прочность в плоскостях разграничения между угольным пластом, породами кровли и почвы, МПа; ϕ_0 — угол внутреннего трения в плоскостях разграничения между угольным пластом и породами кровли и подошвы, град; P_x — реакция охранный целика, МПа; m — высота очистного забоя или мощность пласта, м; q — сила тяжести вышележащей породы.

После разрушения охранный целик по сечению B сила тяжести основной кровли и вес вышележащей над выработкой породы от разрушенной кровли перераспределяется на охранный и основной массивы. В этот момент необходимо, чтобы охранный целик обладал достаточной опорной реакцией для удержания породы кровли сверху. Выполнен статический анализ воздействия от основной кровли, физическая модель которой представлена на рис. 4.

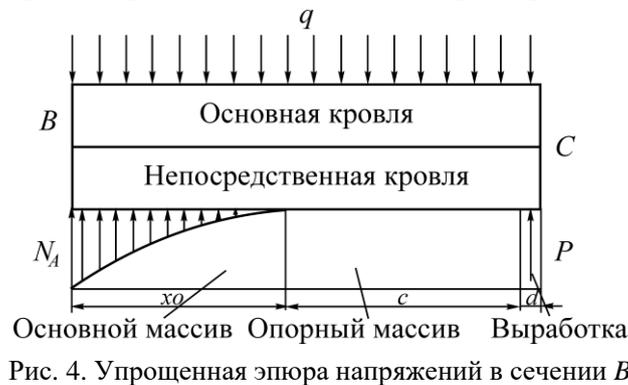


Рис. 4. Упрощенная эпюра напряжений в сечении B

Так как в этот период основная кровля разрушена, то изгибающий момент на границе забоя основного сечения равен нулю. Тогда

$$\sum M_A = 0, \quad P(x_0 + c) + \int_0^{x_0} \sigma_m(x_0 - x) dx - q \frac{(x_0 + c)^2}{2} = 0,$$

$$P = \frac{q \frac{(x_0 + c)^2}{2} - \int_0^{x_0} \sigma_m(x_0 - x) dx}{(x_0 + c)}.$$

Под влиянием работы второго забоя вышележащая порода в области завала проседает и взаимодействует с основной кровлей, возрастает напряжение в охранном целике. Когда происходит общая подвижка кровли, то опорой становятся основной массив и охранный целик, что вызывает деформацию последнего. В этом случае модель напряжения от давления кровли аналогична периоду устойчивости, но увеличивается вертикальная сила воздействия от породы.

Основная кровля, контактируемая с вышележащей породой, повышает давление на охранный целик. Результирующая эпюра силы нагружения, передаваемая угольному массиву, определяется так:

$$q_1 = (1 - k_0^2)k_s q,$$

где k_s — фактор концентрации максимального давления на охранный целик.

Тогда сила P устанавливается следующим образом:

$$P = \frac{(1 - k_0^2)k_s q \frac{(x_0 + c)^2}{2} - \int_0^{x_0} \sigma_m(x_0 - x) dx}{x_0 + c}. \quad (3)$$

На основе численного анализа получены следующие геологические и технические параметры для лавы № 182201: $q = 2 \cdot 10^5$ Н/м, $h_a = 3.41$ м, $h_b = 6.24$ м, $L_{\max} = 25$ м, $x_0 = 5.5$ м, $c = 3.5$ м, $d = 0.325$ м, $m = 3.15$ м, $H = 517.2$ м, $\psi_0 = 18^\circ$, $c_0 = 0.2$ МПа, $K = 0.8$, $P_1 = 0.2$ МПа, $\gamma_a = 26.0$ кН/м³, $\gamma_b = 26.3$ кН/м³, $P_x = 0.2$ МПа, $\sigma_i = 20$ МПа, $A = 0.4$, $K = 2.1$. Путем подстановки данных параметров в уравнение (2) для лавы № 182201 найдена предельная реакция охранный целика выработки, идущей вдоль завала: $P_a = 2200$ кН/м.

Параметры опорной стойки включают высоту, диаметр и длину раздвижки стойки, а также характеристики технологии крепления, например расстояние между осями опорных стоек с учетом угла падения угольного пласта. Шахта “Вутонжанг” имеет высоту выработок 3.5 м. Опорная стойка состоит из двух телескопических труб. Длина наружной трубы 2 м, внутренней — 2.5 м (нахлест 500 мм). Внутренний и внешний диаметры наружной стальной трубы составляют 309 и 325 мм, а внутренний и внешний диаметры нижнего стального цилиндра — 283 и 289 мм. Между двумя стальными трубами существует зазор 10 мм, с помощью которого верхняя стальная труба может опускаться без потери устойчивости опорной стойки при средней раздвижке [23–25]. Несущая способность опорной стойки установлена по уравнению (3) и равна 31 МПа.

Требуемая несущая способность опорной стойки определяется следующим образом:

$$p = \frac{p_f d}{s}, \quad s = \pi r^2, \quad (4)$$

где p_f — сопротивление нагружению (согласно уравнению (3), $p_f = 2200$ кН/м); d — расстояние между проектируемыми стойками, м; s — площадь контакта колонны с кровлей при $r = 325$ мм. Тогда уравнение (4) можно переписать так:

$$d = \frac{ps}{p_f} = 1.08.$$

Для упрощения расстояние между центрами опорных стоек округляется до 1 м.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТКИ С ВХОДОМ ПО ЗАВАЛЬНОЙ СТОРОНЕ, ПРОЙДЕННОЙ ВДОЛЬ ОХРАННОГО ЦЕЛИКА

Разработана трехмерная численная модель реальной очистной камеры с учетом множества факторов: формирования горной выработки, пересечения нескольких горных выработок и применения схемы монтажа анкерной крепи. Так как модель состоит из миллионов ячеек, что

представляет собой трудоемкое вычисления, для построения использовалось ПО ANSYS, а расчет проводился в программе *FLAC3D* (рис. 5). Сначала строилась малая модель, которая затем масштабировалась до 494 000 узлов и 445 000 деталей.



Рис. 5. Трехмерная модель в программе *FLAC3D*: *a* — поперечный разрез; *б* — трехмерный вид

Когда нагрузка на сжатие достигает предельного значения, порода разрушается, но обладает остаточной прочностью, которая уменьшается при увеличении пластической деформации. Механизм разрушения массива можно описать критерием прочности Мора – Кулона:

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} - 2c \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}}.$$

Характеристики вмещающей породы представлены в таблице.

Механические характеристики массива, использованные при разработке модели

Расположение	Предел прочности на одноосное растяжение σ , МПа	Модуль упругости E , ГПа	Коэффициент Пуассона μ	Плотность ρ , кг/м ³	Угол внутреннего трения φ , град	Когезионная сила c , МПа
Непосредственная кровля	4.66	26.2	0.26	2.542E+03	50.8	10.82
Основание пласта	1.92	24.0	0.30	2.589E+03	41.4	11.94
Основная кровля	2.37	29.9	0.33	2.594E+03	26.9	15.10
Твердая почва	7.33	39.0	0.32	2.603E+03	47.3	33.77
Угольный пласт	0.81	3.68	0.25	1.240E+03	19.0	3.70
Наполнение колонны	—	1.70	0.22	2.220E+03	25.0	0.50

Эквивалентное воспроизведение массива вмещающей породы смоделировано с помощью применения граничных условий модели. Вертикальное смещение ограничено нижней плоскостью модели, а горизонтальное — боковыми плоскостями. Данные плоскости выбраны подвижными, шарнирными и опорно-неподвижными.

На верхней плоскости граница перемещения не установлена, так как порода может проседать. Для моделирования предельной весовой нагрузки вышележащей породы применена адекватная реальным условиям нагрузка к верхней плоскости модели. Согласно геологическим данным шахты “Вутожанг”, глубина залегания пласта составляет 690 м, средний насыпной вес породы — 25 кН/м³, вертикальная нагрузка к верхней плоскости модели — 17.25 МПа.

Моделируемый процесс добычи основан на конструктивных параметрах забоя № 182201 (рис. 6). Длина по простиранию 100 м, подвигание забоя за цикл 5 м. Алгоритм моделирования: разработка структуры модели → обеспечение начального статического равновесия → проходка выработки → крепление борта охранного целика → отработка (зарубка) → заход в верхней части за-

боя → отработка забоя → заход в нижней части забоя → анализ результатов. Распределение напряжений и распределение области пластической деформации в очистной части лавы смоделированы при условии, что расстояние между центрами опорных стоек составляет 1 м (рис. 7).

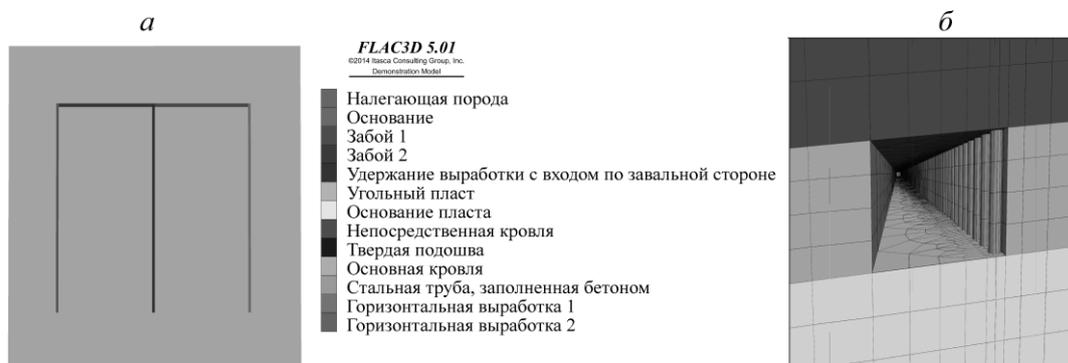


Рис. 6. Относительное расположение забоев в плане (а) и вид стальных опорных колонн с бетонным наполнением (б)

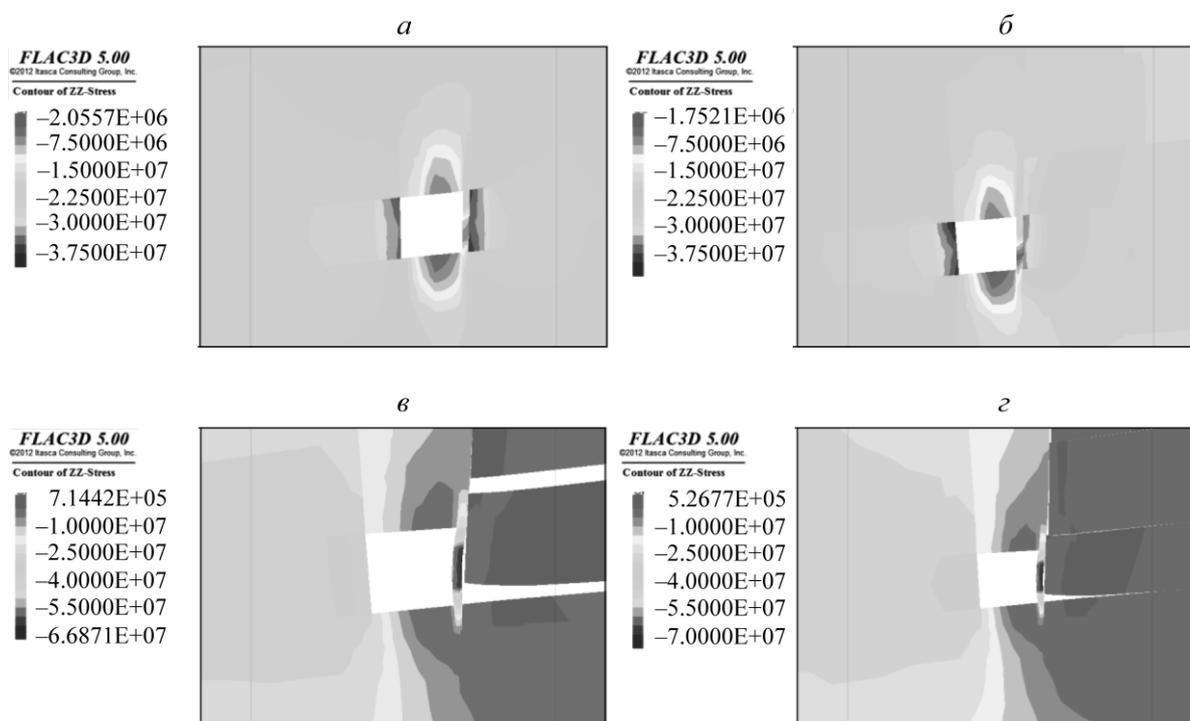


Рис. 7. Моделирование напряжений в кровле в программе *FLAC3D* на расстоянии: а, б — 30 м впереди забоя; в — 20 м за забоем; г — 60 м за забоем

Напряжение в кровле на расстоянии 30 м впереди забоя составило 17.8 МПа (рис. 8а). Так как расстояние от забоя большое и очистные работы не оказывают влияние, то кровля остается устойчивой. По мере приближения к забою вертикальное напряжение в кровле возрастает, а затем уменьшается. В области забоя напряжение в кровле повышается до 18.7 МПа. С противоположной стороны забоя вертикальное напряжение в кровле повысилось и достигло максимума 20 МПа на расстоянии 13 м от забоя. Затем оно снизилось до значения 17.6 МПа на расстоянии 30 м от забоя и стабилизировалось. Выявлено, что влияние работы очистного забоя распространяется на 30 м за забоем, а наибольшее воздействие зафиксировано на расстоянии 13 м

впереди забоя. На данном участке после кратковременного роста вертикальное напряжение в кровле стало снижаться на расстоянии 40 м от забоя. Из-за ведения очистных работ в забое напряжение в кровле увеличилось, что привело к заколам, смещениям и посадке кровли. В конце отработки массива вертикальное напряжение в кровле ослабло. На рис. 8б видно, что подвижка кровли сконцентрирована на расстоянии 20 м от забоя. На расстоянии 40–100 м от забоя вертикальное напряжения стабилизировалось и составило 17.5 МПа. На этом участке ввиду отдаленности от забоя деформация кровли не наблюдалась, а напряжение оставалось устойчивым. На расстоянии 15 м от второй лавы напряжение в кровле резко повысилось до 20.5 МПа. Из-за влияния работ второго забоя перемятая порода над выработкой сместилась до контакта с основной кровлей, что привело к увеличению напряжения.

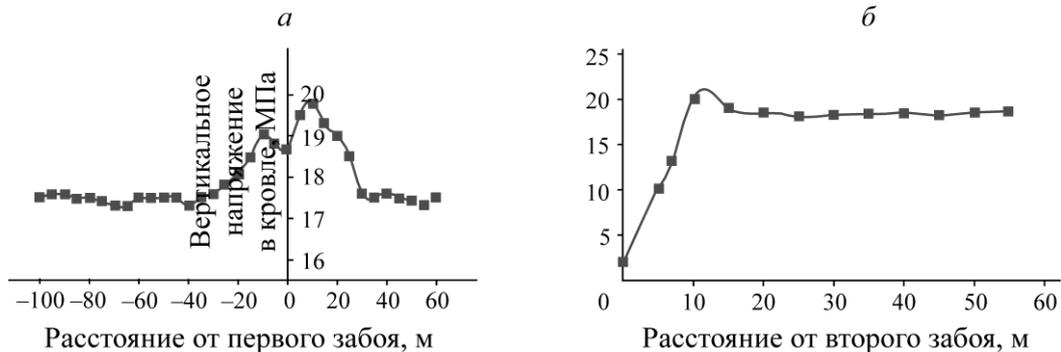


Рис. 8. Расчетные напряжения в кровле во время работы первого (а) и второго (б) очистного забоя

На рис. 9 показано распределение вертикального напряжения в кровле вдоль выработки: X — расстояние от забоя, м; от -4 до 0 — напряжение над выработкой; $X > 0$ в зоне забоя первой лавы; $X < -4$ в зоне забоя второй лавы.

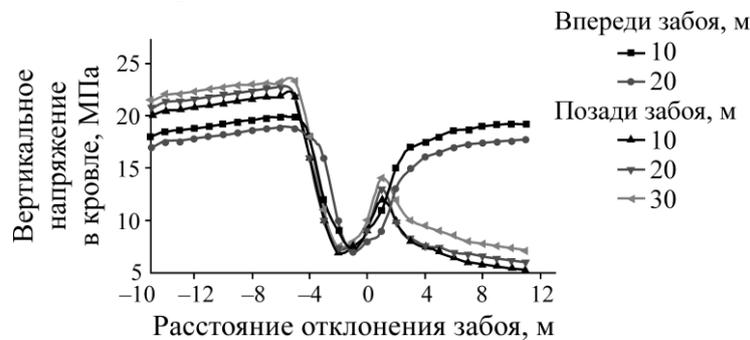


Рис. 9. Распределение напряжений в кровле

На расстоянии 30 м от забоя напряжение в кровле распределялось симметрично по всей выработке, так как на нее не влияла работа забоя. На участке менее 30 м впереди забоя напряжение в кровле и коэффициент концентрации напряжений увеличивались и проявляли несимметричный характер распределения напряжений. Отработка забоя оказала влияние на ближнюю к забою сторону выработки. Давление от воздействия кровли достигло максимума 23 МПа на расстоянии 4 м от основного массива до выработки, а в середине выработки — 7 МПа. К этому моменту нагрузка от кровли воспринималась основным массивом. На участке до 30 м за забоем произошел закол кровли над забоем, что привело к снижению напряжений от 25 до 20 МПа. Так как кровля в форме блочного разлома нависла в виде консоли над отработанной областью, слой вышележащей породы просел и вертикальное напряжение в кровле уменьшилось. Охранный целик

после определенной деформации от вертикальной нагрузки сохранил несущую способность, так как совместно с основным массивом способен выдерживать нагрузку кровли. В выработке со стороны завала возникло пиковое напряжение 15 МПа. На участке от 30 до 100 м в завале после разрушения основной кровли завальная область заполнилась прочной блочной породой, что позволило дополнительно удерживать вышележащую породу. Это привело к снижению пикового напряжения. Активность смещений в кровле снизилась, и напряжение перешло в глубину угольного массива. В этот период давление от кровли удерживалось основным массивом, охранным целиком и обрушенной породой кровли в завальной части лавы (рис. 10).

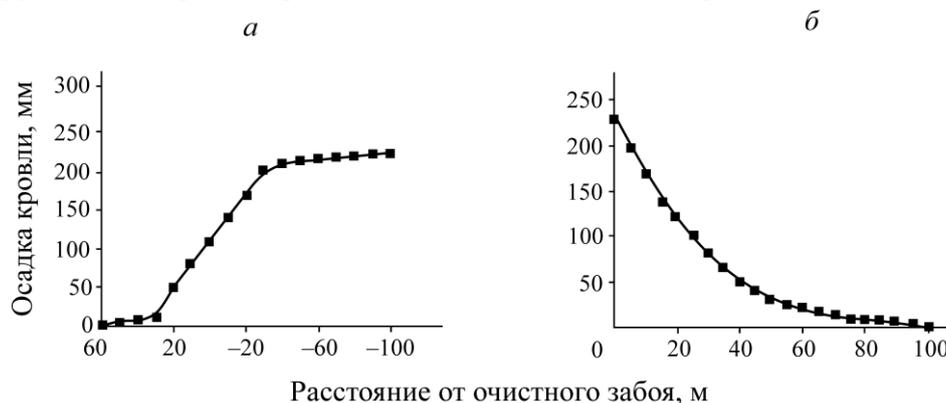


Рис. 10. Диаграмма деформации в кровле: *а* — первый очистной забой; *б* — второй

На рис. 10 видно, что смещение пород увеличивалось начиная от 30 м до забоя до 60 мм в области забоя. На участке 40 м за забоем смещение кровли достигло 200 мм — 90 % от общего смещения кровли. По всей длине выработки кровля начинает разрушаться в виде блоков, которые откалываются и оседают. Максимальное смещение кровли составило 218,7 мм на расстоянии 90 м за забоем. К этому моменту почва выработки тоже деформировалась (рис. 11). Максимальная деформация почвы 60 мм. Деформация кровли и почвы выработки вызвана смещением кровли, которое составляет 43 % от общей деформации. Из-за влияния работы второго забоя смещение кровли возросло до 226 мм. При совместной поддержке охранным и основным массивом кровлю можно рассматривать как твердое тело. Область воздействия очистных работ находилась в 30 м от забоя.

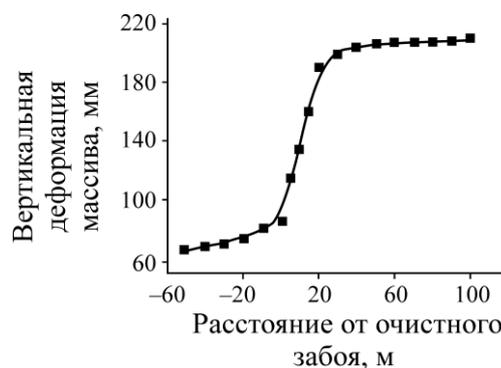


Рис. 11. Вертикальная деформация основного угольного массива

Вертикальная деформация основного массива оставалась равной 60 мм на расстоянии более 30 м впереди забоя. Напряжение и деформация, возникающие при отработке забоя, передались основному массиву. На расстоянии до 30 м впереди забоя деформация увеличивалась и при при-

ближении к забою достигла 82 мм: при работе первой лавы кровля начала немного деформироваться. На расстоянии 30 м за забоем скорость и значение деформации кровли возрастали до 216 мм. На этой стадии нагрузка кровли удерживалась основным массивом, так как деформация кровли и опорная реакция имели малый размер до начала разрушения кровли. Поскольку охранный целик воспринимал деформацию от сжатия плавно, его реакция как опоры увеличивалась, а скорость деформации основного массива уменьшалась (рис. 12). В этот период деформация основного массива составила 86 % от общей деформации. Деформация просадки кровли на расстоянии 30 м от забоя достигла 223 мм и оставалась устойчивой. Когда перемещение кровли прекратилось, повысилось давление кровли на основной массив и опорный целик. Со стороны завала проседающая порода кровли удерживалась устойчивой структурой обрушенных блоков, сформированных из прочных материалов, которые препятствовали росту давления на основной массив и крепь выработки. Поперечное смещение основного массива происходило на расстоянии 20 м за забоем. Поперечная деформация основного массива увеличивалась по высоте угольного пласта, пока не достигла максимального значения 70 мм на расстоянии 1.4 м от почвы.

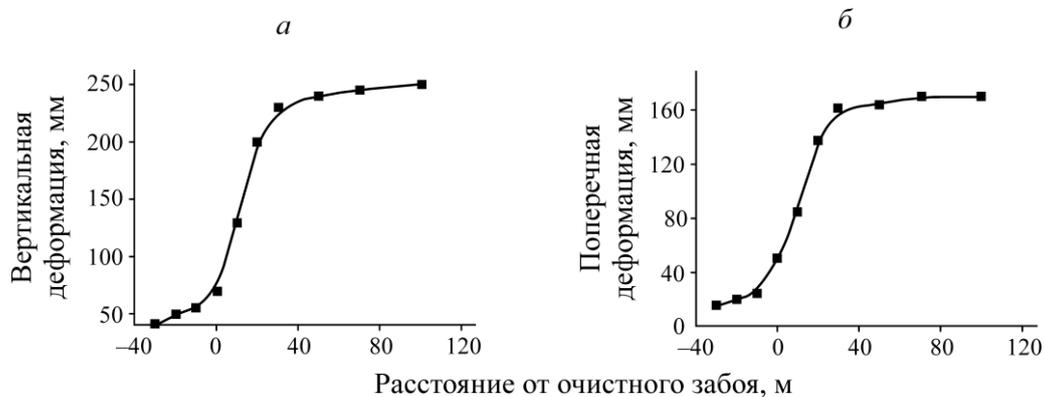


Рис. 13. Деформация охранный целика: *a* — вертикальная; *б* — поперечная

Деформация опорной стойки на участке 30 м впереди забоя составила 60 мм. Деформация кровли на данном участке объясняется влиянием работы забоя. При осадке кровли наблюдалась просадка опорных стоек из-за смещения кровли. На участке 40 м за забоем деформация опорных стоек со временем возросла и достигла максимума 250 мм. Под воздействием размеренного оседания кровли над выработанным пространством от работы второго забоя просадка основной кровли выработки со временем увеличивалась. В этот момент опорные стойки и охранный целик можно рассматривать как единую крепь. Изменение вертикальной и поперечной деформации оставалось постоянным. Максимальная поперечная деформация составила 160 мм. Так как опорная стойка — две коаксиальные стальные трубы, во время просадки стальной трубы верхняя секция теряла устойчивость и изгибалась. В реальных условиях необходимо внести конструктивное усиление средней части опорной стойки.

ВЫВОДЫ

Разработана механическая модель укрепленной телескопическими металлическими стойками выработки, идущей вдоль завала. Для каждого периода горных работ (первая отработка лавы, крепление выработки и вторая отработка лавы) получены математические уравнения с целью определения опорных реакций. На основе решения данных уравнений рассчитано давление на забой № 182201 шахты “Вутожанг” от обрушения кровли, которое составило 2200 кН.

По всей длине простирания выработки участок влияния очистных работ ограничен 30 м за забоем. Наибольшее воздействие очистных работ наблюдалось на расстоянии 13 м за забоем. На расстоянии 40 м за забоем вертикальное напряжение в кровле после короткого увеличения начало уменьшаться, а затем оставалось устойчивым на участке 40–100 м за забоем. По наклонной стороне выработки напряжение в кровле на участке 30 м впереди забоя распределялось симметрично; минимальное значение зафиксировано в центре выработки.

Посадка основной кровли происходила на участке 90 м за забоем первой лавы, 90 % осадки кровли произошло через 40 м после отхода забоя. При отработке второй лавы основная посадка кровли осуществлялась на участке 30 м впереди забоя. Процесс просадки опорных стоек отмечен на участке 20 м за забоем, максимальная деформация — в момент разрушения основной кровли. На расстоянии 60 м впереди второго забоя просадка стоек стало ниже допустимого значения. Показано, что опорные стойки могут поддерживать деформированную кровлю и эффективно закреплять эксплуатируемую выработку.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **China Energy Research Society.** The energy development of China 2018, China Electric Power, 2018, (10) — P. 2.
2. **Zhang S. C. and Zheng W. L.** Problems and countermeasures of deep well mining in coal mine, Energy Technology and Management, 2016, 41(05). — P. 174–177.
3. **Jing N.** Width optimization of section coal pillar of deep fully mechanized mining face, Coal Eng., 2019.
4. **Jia S. G. and Kang L. J.** Study on the stability of coal pillar in the gateway of fully mechanized caving mining, J. China Coal Soc., 2002, 24(01). — P. 6–10.
5. **Wang X. G. and Gu F. L.** Discussion on gob side entry retaining and gob side entry digging in working face, Energy Technology and Management, 2017, 42(01). — P. 85–86.
6. **Zhang N., Han C. L., Han J. G., and Zheng X. G.** Theory and practice of surrounding rock control for pillarless gob-side entry retaining, Meitan Xuebao, J. China Coal Soc., 2014, 39(8). — P. 1635–1641.
7. **Chen Y.** Study on mechanism and control of movement and stability of surrounding rock structure in gob side entry, China University of Mining and Technology, 2012.
8. **Ma Zimin, Wang Jiong, and He Manchao, et al.** Key technologies and application test of an innovative noncoal pillar mining approach: a case study, Energies, 2018.
9. **Zhang N., Chen H., and Chen Y.** An engineering case of gob-side entry retaining in one kilometer-depth soft rock roadway with high ground pressure, J. China Coal Soc., 2015, 40(03). — P. 494–501.
10. **Yongan W. and Zhimin R.** Technology of pressure relief by roof cutting for directional-predetermined crack blasting in gob-side entry retaining in guhanshan mine, Coal Sci. and Technol., 2018.
11. **Hu M. M., Zhou H., Zhang Y. H., and Zhang C. Q., et al.** Analysis of supporting resistance of reserved pier column for gob-side entry retaining in wide roadway, Rock and Soil Mechanics, 2018, 39(11). — P. 4218–4225.
12. **Hongpu K., Duolong N., Zhen Z., Jian L., Zhihong L. I., and Mingjian F.** Deformation characteristics of surrounding rock and supporting technology of gob-side entry retaining in deep coal mine, Chinese J. Rock Mechanics and Eng., 2010.
13. **Jiang P. F., Zhang J., and Hu B.** Mechanical and deformation characteristics of gob-side entry retaining surrounding rock and support methods, J. Min. and Safety Eng., 2016, 33(01) — P. 56–62.
14. **Hua H. T.** Study and application of numerical simulation of high cutting gobside entry retaining surrounding rock deformation law, Coal Technol., 2018, 37(09). — P. 61–64.

- 15. Manchao H. E., Shangyuan C., Zhibiao G., Jun Y., Yubing G., and Beijing T., et al.** Control of surrounding rock structure for gob-side entry retaining by cutting roof to release pressure and its engineering application, *J. China University of Min. and Technol.*, 2017.
- 16. Sun H. H., Wu J., and Ning J. G.** The law of mine pressure and strata control in gob side entry, *J. China Coal Soc.*, 1992, 01. — P. 15–24.
- 17. Tan Y. L., Yu F. H., Ning J. G., and Zhao T. B.** Adaptability theory of roadside support in gob-side entry retaining and its supporting design, *J. China Coal Soc.*, 2016.
- 18. Shugang C., Xianzhe C., Hongyun Y., Shuai W., and Dejun Z.** Analysis on roadside control technology of gob-side entry retaining and applicable conditions, *Coal Sci. and Technol.*, 2016.
- 19. Kurlenya M. V. and Mirenkov V. E.** Phenomenological model of rock deformation around mine workings, *J. Min. Soc.*, 2018, 54(02). — P. 181–186.
- 20. Mirenkov V. E.** Relationship between mine working cross section and damaged rock zone, *J. Min. Soc.*, 2018, 54(01). — P. 27–33.
- 21. Seryakov V. M., Rib S. V., Basov V. V., Fryanov V. N.** Geomechanical substantiation of technology parameters for coal mining in interaction zone of longwall face and gate roadway, *J. Min. Soc.*, 2018, 54(06). — P. 899–906.
- 22. Dongming G., Longfei F., Jie G., Pengfei Z., Cunyu L., and Hanjun W.** Study on sidewall support technology of pier pillar type gateway retained along goaf in wutongzhuang mine, *Coal Sci. and Technol.*, 2018.
- 23. Chen Y., Bai J. B., Zhu T. L., Yan S., and Li X. C.** Mechanisms of roadside support in gob-side entry retaining and its application, *Yantu Lixue, Rock and Soil Mechanics*, 2012, 33(5). — P. 1427–1432.
- 24. Wang J., Gao Y. F., He X. S., and Huang W. P.** The analysis of roadside supporting parameters and the support technology in the concrete filled steel tubular column in goaf-side entry retaining, *J. Min. and Safety Eng.*, 2015, 32(06). — P. 943–949.
- 25. Ning J. G., Ma P. F., Liu X. S., Zhao J., and Liu W.** Supporting mechanism of “yielding-supporting” beside roadway maintained along the goaf under hard rocks, *J. Min. and Safety Eng.*, 2013, 30(3) — P. 369–374.

*Поступила в редакцию 7/III 2020
После доработки 18/VI 2020
Принята к публикации 9/VII 2020*