

Исследования технологии контроля деформаций штрека, поддерживаемого на границе с выработанным пространством с помощью заполненных бетоном стальных труб большого диаметра (ЗБСТ) при отработке пластов с обрушением и выпуском угля

Цзылу ЛЮ^{1,2} ✉, Жан-Гуо МА¹, О.И. КАЗАНИН², Пенг ГОНГ¹, Йе ЛИ¹, Ксяо-Ян НИ³

¹ Китайский университет горного дела и технологии, Сючжоу, Китай

² Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

³ Цзянсуский профессиональный институт архитектурных технологий, Сючжоу, Китай

✉ liuzl@cumt.edu.cn; ☎ +19-816-258-967

Ссылка для цитирования оригинальной статьи: Liu, Z.-L.; Ma, Z.-G.; Kazanin, O.I.; Gong, P.; Li, Y.; Ni, X.-Y. Deformation Control Technology of Gob-Side Entry Retaining with Large Volume CFST Roadway Side Support in Top-Coal Caving Longwall and Stability Analysis: A Case Study. *Appl. Sci.* 2023, 13, 8610. <https://doi.org/10.3390/app13158610>

Аннотация: В этом исследовании с учетом факторов, влияющих на устойчивость пород вокруг выработок, поддерживаемых за лавой при отработке угольных пластов очистными механизированными комплексами с обрушением и выпуском угля, рассмотрена применимость заполненных бетоном стальных труб (ЗБСТ) большого диаметра на границе с выработанным пространством и предложен новый подход к поддержанию выработок. Была разработана геомеханическая модель структуры вмещающих пород при поддержании выработки на границе с выработанным пространством, с помощью теории разрушения Прандтля было определено критическое состояние неустойчивости вследствие сдвига на контакте ЗБСТ с кровлей, с помощью численного моделирования проанализирован механизм деформации вмещающих пород вокруг поддерживаемой выработки. Результаты показали, что диапазон зоны растягивающих напряжений и экстремальное растягивающее напряжение пород кровли между ЗБСТ тесно связаны с расстоянием между ЗБСТ, которое является ключевым фактором, влияющим на деформацию сохраняемой выработки. Кроме того, помимо неконтролируемых факторов, устойчивость контактной поверхности между кровлей и ЗБСТ напрямую связана с площадью контактной поверхности между ЗБСТ и кровлей, а размер критической площади контакта напрямую связан со свойствами верхней угольной пачки. Натурные испытания ЗБСТ на выемочных участках 91-101 на угольной шахте Ван-Чжуан показали, что максимальная конвергенция кровли и почвы выработки составила 510 мм, а площадь поперечного сечения сохраняемого участка выработки достигала 12,9 м², что находится в допустимых пределах.

Ключевые слова: поддержание выработки на границе с выработанным пространством; стальные трубы, заполненные бетоном; лава с обрушением и выпуском угля; механизм деформации; технологический процесс.

Deformation Control Technology of Gob-Side Entry Retaining with Large Volume CFST Roadway Side Support in Top-Coal Caving Longwall and Stability Analysis: A Case Study

Zi-Lu LIU^{1,2} ✉, Zhan-Guo MA¹, Oleg I. KAZANIN², Peng GONG¹, Ye LI¹ and Xiao-Yan NI³

¹ China University of Mining and Technology, Xuzhou, China

² Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia

³ Jiangsu Vocational Institute of Architectural Technology, Xuzhou, China

✉ liuzl@cumt.edu.cn; ☎ +19-816-258-967

Abstract: Considering the factors affecting the surrounding rock stability of gob-side entry retaining, the applicability of a large-diameter, concrete-filled steel tube roadside support body in a top-coal caving fully mechanized face is discussed, and a new approach to gob-side entry retaining is proposed in this study. The mechanical model of the surrounding rock structure of gob-side entry retaining in a top-coal caving fully mechanized face was established, the critical state of column–roof contact shear slip instability was clarified through Prandtl foundation failure theory, and the deformation mechanism of the surrounding rock of the retained roadway was analyzed through numerical simulation. The results indicated that the range of the tensile stress zone and extreme tensile stress of the roof between columns are closely related to the spacing of columns, which is the key factor influencing the deformation of the retained roadway. In addition, besides uncontrollable factors, the stability of the contact interface between the roof and columns is directly related to the area of the contact interface between the concrete-filled steel tubes and the roof, and the size of the critical contact area is directly related to the properties of top-coal mass. Finally, a field test was carried out in 91–101 working panels in the Wang-Zhuang Coal Mine; the maximum convergence of the roof and floor was 510 mm, and the area of the retained roadway section reached 12.9 m², which is within a reasonable range.

Keywords: gob-side entry retention; concrete-filled steel tubes; top-coal caving longwall; deformation mechanism; technological process.

* Перевод подготовлен для повышения интереса русскоязычной аудитории к данной статье.

© 2020 The Authors. Published by Elsevier GmbH. This article is an open access article distributed under the terms and conditions of the Creative Commons Attribution (CC BY) license (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

© Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (перевод), 2025.

1. Введение

Чтобы сократить объемы проходки выработок и повысить коэффициент извлечения угля [1], в последние десятилетия в Китае была изучена и применена в различных горно-геологических условиях бесцеликовая система разработки пластов длинными забоями с сохранением выработок за лавой на границе с выработанным пространством для повторного использования [2]. Бесцеликовая технология не только приводит к сокращению потерь угля, но также обеспечивает возможность применения Y-образных схем вентиляции, что может исключить риск скопления газа на верхнем сопряжении лавы [3]. В настоящее время некоторые виды бесцеликовых технологий успешно применяются в угольных шахтах с небольшой глубиной залегания, тонкими угольными пластами и простой структурой кровли [4, 5]. С увеличением глубины разработки угольных пластов геологические условия усложняются, что вызывает слишком много трудностей при применении бесцеликовых схем в условиях большой глубины залегания угольного пласта [6]. В данном случае Хе М.С и др. [7-9], предложили для поддержания выработки на границе с выработанным пространством использовать направленное взрывание для обрезания нависающей кровли со стороны выработанного пространства и установки тросовых анкеров постоянного сопротивления в кровлю поддерживаемой выработки для ее усиления, чтобы нависающая консоль кровли обрушилась и оградила выработку. Эта технология открывает новые идеи и направления для бесцеликовой отработки угольных пластов на больших глубинах и обеспечивает хороший эффект применения в районах добычи Юйлинь в северной провинции Шаньси [10]. Хороший эффект применения «самоформирующейся выработки путем обрезания кровли» достигнут при отработке тонких угольных пластов и пластов средней мощности менее 4,5 м; большинство исследований также в основном сосредоточены на применении «самоформирующейся выработки путем обрезания кровли» в условиях тонких и средней мощности угольных пластов [11]. Однако, при мощности угольного пласта более 4,5 м из-за сложного пространственного соотношения между гидравлическими стойками механизированной крепи очистного забоя, верхней угольной пачкой и вышележащими породами существует большой риск разрушения гидравлических стоек в процессе обрушения верхней угольной пачки после предварительного направленного взрывания основной кровли над выработкой [12]. Кроме того, проблемы оставленного угля и скопления газа создают большой риск для безопасности при использовании замедленного взрывания обрезаемой кровли. Следовательно, трудно реализовать технологию «самоформирующейся выработки путем обрезания кровли» в условиях отработки мощных пластов с обрушения и выпуском подкровельной пачки угля, таким образом, поддержание выработки со стороны выработанного пространства с использованием охранных сооружений по-прежнему является эффективным методом обеспечения безопасности при комплексно-механизированной отработке мощных угольных пластов длинными забоями [13].

Прошлые исследования показали, что деформация непосредственной кровли, бортов и непосредственной почвы выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством, тесно взаимосвязаны [14]. Деформация непосредственной кровли над охранным сооружением определяет наклон основной кровли; чрезмерный наклон кровли непосредственно над охранным сооружением вызовет ряд цепных реакций, таких как разрушение и отжим угля в борту выработки, расслоение и обрушение кровли, срезание канатных анкеров и т.д. Более того, поскольку преобразование разгрузочно-поддерживающей конструкции определяет заданную деформацию кровли, строгий контроль неуправляемой деформации кровли приведет к резкому увеличению затрат, неустойчивости крепи борта выработки и вывалам кровли [15]. Таким образом, ключевым фактором для контроля состояния вмещающих пород при поддержании выработки за лавой при отработке пластов с обрушением и выпуском угля является обеспечение того, чтобы деформация кровли над охранным сооружением находилась в разумных пределах. Это требует того, чтобы охранный сооружение не только обладало высокой несущей способностью на ранней стадии, чтобы гарантировать, что контактные поверхности верхней пачки угля, непосредственной кровли и основной кровли не разделены, но также

обладала хорошей несущей способностью после пика нагрузки («треснувшая, но не сломанная») и обеспечивала поддержание и в момент обрушения вышележащей толщи. Это выдвигает более высокие требования к охранному сооружению: более быстрый темп увеличения сопротивления, более высокая прочность, лучшие характеристики несущей способности после пиковой нагрузки и адаптивность к деформации. Основываясь на этом, Бай Дж.Б., Се С.Р. и др. [16-18] предложили использовать гибкую опалубку, заполненную бетоном или материалом с высоким содержанием воды, в качестве опорного элемента на границе выработки с выработанным пространством и применили эту технологию на угольных шахтах Чжан-Цунь и Гао-Хэ. Шахта Луаньской химической группы успешно работает. Несмотря на то, что охранные сооружения в виде стенки, сформированной с помощью гибкой опалубки, заполненной бетоном или материалом с высоким содержанием воды, обладают большой несущей способностью и податливостью, этот вид охранных сооружений предъявляет высокие требования к пропускной способности транспортных систем угольных шахт, что ограничивает использование этой технологии. Гао Ю.Ф., Хуан В.П. и др. [19, 20] предложили использовать стальные трубы, заполненные бетоном, в сочетании с мешками для мусора в качестве охранных сооружений для поддержания выработки на границе с выработанным пространством и успешно применили это в угольном районе Лу'кси. Заполненные бетоном стальные трубы (ЗБСТ), обладают высокой прочностью и требуют меньших затрат на транспортировку, но использование мешков с наполнителем значительно увеличило трудоемкость [21]. В этом исследовании была предложена технология поддержания выработки на границе с выработанным пространством за комплексно-механизированным очистным забоем (КМЗ), работающим с обрушением и выпуском угля, с использованием ЗБСТ с внутренним сердечником в качестве охранных сооружений. ЗБСТ с втулочными конструкциями имеют ряд преимуществ: более высокое сопротивление, лучшие характеристики несущей способности после пика, большее поперечное сечение сохраняемой выработки, меньшие требования к пропускной способности внутришахтного транспорта, меньшая трудоемкость, более простой технологический процесс и т.д. Поскольку эта технология исключает использование вспомогательной крепи, мешков с наполнителем, деревянных стоек и т.д. между ЗБСТ, контроль устойчивости кровли между ЗБСТ становится критической проблемой. Следовательно, необходимы дальнейшие исследования и обсуждение проблем, связанных с характеристиками распределения напряжений в кровле между ЗБСТ и оптимизацией параметров установки ЗБСТ в выработке.

Взяв за основу 91-101 очистные забои (мощность верхней пачки угля составляет около 2,95 м, а верхняя пачка угля подвергается обрушению с помощью устройства хвостовой балки за секцией гидравлической крепи КМЗ) на угольной шахте Ван-Чжуан химической группы Shanxi Lu'an, основное внимание было уделено проблеме высокого давления покрывающей толщи и слабой устойчивости крепи выработки при ее поддержании за КМЗ с обрушением и выпуском угля; была построена модель для геомеханического анализа кровли выработки за КМЗ, выведена формула расчета параметров охранных сооружений и создана модель для анализа эволюции зоны растягивающих напряжений между ЗБСТ. В сочетании с численным моделированием были изучены закон эволюции напряжений и деформационные характеристики вмещающих пород поддерживаемой за КМЗ выработки с помощью ЗБСТ [22, 23]. Вместе с тем, предложен безопасный и эффективный процесс возведения охранных сооружений в виде ЗБСТ за лавой, с ключевым моментом в виде предварительного усиления кровли выработки, конструкции стержневой втулки, установки ЗБСТ вразбежку, поперечного крепления кровли между колоннами двутавровыми стальными балками и быстрым контактом с кровлей после установки. Были проведены шахтные испытания, фактическая длина сохраняемой для повторного использования выработки достигла 2500 м. Шахтные исследования показали, что деформации кровли и почвы выработки стабилизировались примерно через 100-120 м за лавой. Эти исследования могут послужить ориентиром для угольных шахт с аналогичными условиями.

2. Горно-геологические и горнотехнические условия

2.1. Общие сведения

Для экспериментального участка использован выемочный столб 91-101 угольной шахты Ван-Чжуан в провинции Шаньси. Отметка поверхности шахты составляет 930~932 м, а выемочного участка – 339~408 м. Длина вынимаемой части выемочного столба 91-101 составляет 2465 м, длина лавы – 309 м, средняя мощность угольного пласта 6,55 м, средняя плотность угля составляет 1,42 т/м³, запасы угля составляют около 5,961 млн тонн, из них промышленные запасы около 5,544 млн тонн. Средняя прочность угля на сжатие составляет около 9,8 МПа. К очистному забою 91-101 примыкает конвейерный штрек на востоке, с проходческим забоем на юге и с неосвоенным участком на северо-западе. Очистной забой 91-101 представляет собой синклиналичную структуру в целом. Угол наклона угольного пласта составляет 2-5°, непосредственная кровля и основная кровля угольного пласта представлены аргиллитом и песчаником соответственно, а непосредственная почва и основная почва – аргиллитом и алевролитом соответственно. Верхняя пачка пласта угля в конце забоя не подвергается обрушению. Верхняя пачка угля в забое обрушается за завальной консолью секции гидравлической крепи. Схема выемочного участка 91-101 и структурная колонка пласта и вмещающих пород показаны на рисунке 1.

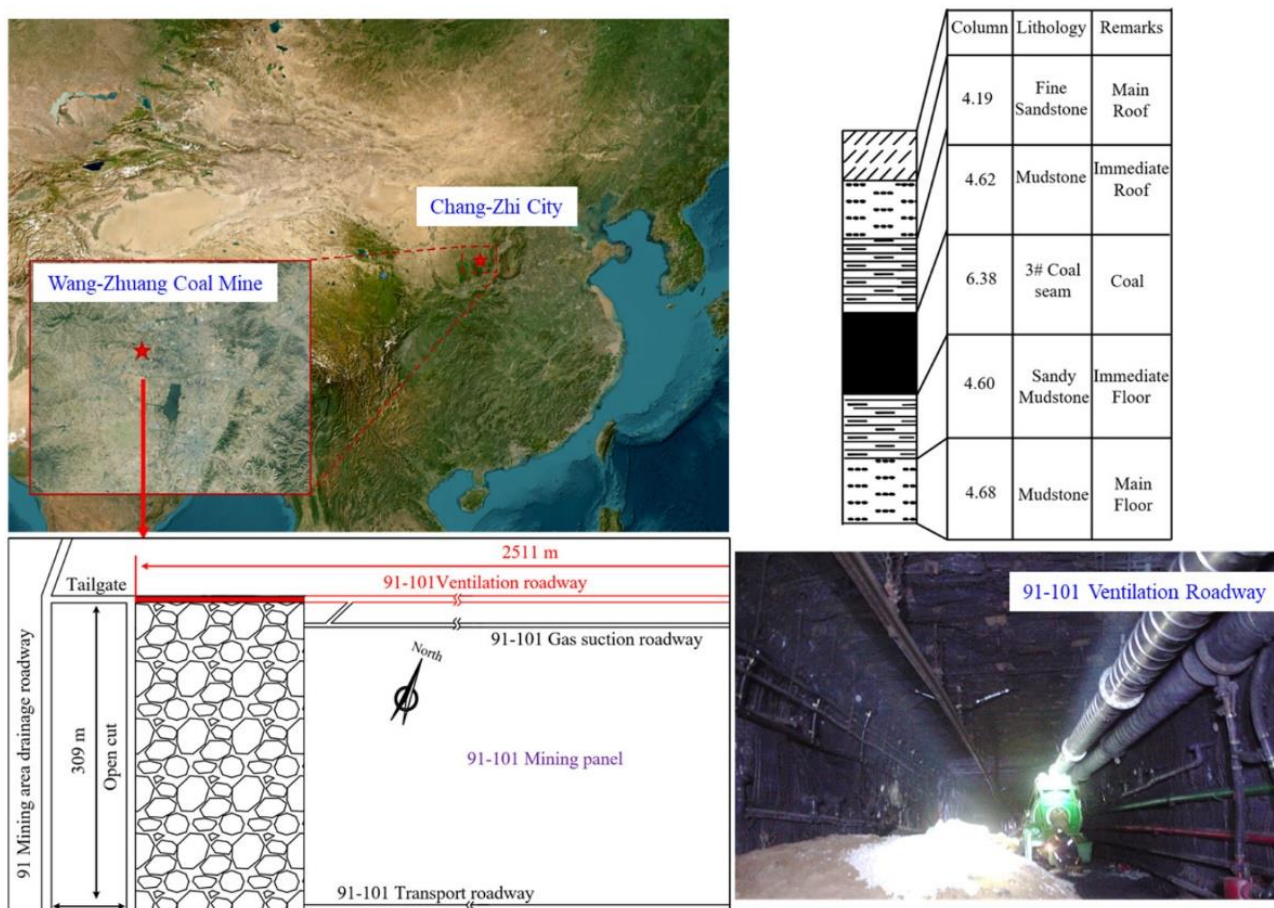


Рис. 1. Местоположение, схема и сечение вентиляционного штрека 91-101 угольной шахты Ван-Чжуан

2.2. Основные параметры выработки

Вентиляционный штрек 91-101 имеет прямоугольную форму поперечного сечения, ширину 5500 мм, высоту 3500 мм и площадь 19,8 м². Исходные параметры крепи описаны ниже.

2.2.1. Крепление кровли

Анкера: Каждый ряд представлен семью анкерами из высокопрочной арматурной стали диаметром 22 мм и длиной 2400 мм. Длина закрепляемого конца составляет 1500 мм, а анкерный

фиксатор представляет собой высокопрочную стальную пластину длиной 150 мм, шириной 150 мм, толщиной 10 мм и высотой арки 36 мм. Расстояние между рядами анкеров 900 мм и 850 мм между анкерами в ряду. Анкера в верхнем углу выработки находятся на расстоянии 200 мм от бортов с наклоном 15° . Между анкерной пластиной и кровлей проложена металлическая сетка, соединенная набором усиленных двойными балками решеток, каждая диаметром 14 мм и длиной 80 мм. Канатный анкер: Канатный анкер представляет собой предварительно напряженный трос диаметром 18,9 мм, длиной 8300 м, длиной закрепляемой части 2200 мм в скважине глубиной 8000 мм. Анкерный замок представляет собой высокопрочную стальную пластину длиной 300 мм, шириной 300 мм, толщиной 10 мм и высотой арки 60 мм. Канатные анкера расположены по схеме 3-2-3; соединяются перпендикулярно выработке двухбалочной решеткой диаметром 14 мм и длиной 4500 мм, когда в сечении выработки установлено три канатных анкера, и диаметром 14 мм и длиной 4100 мм, когда в сечении выработки установлено два канатных анкера.

2.2.2. Крепление бортов выработки

В борта выработки установлены семь анкеров из высокопрочной арматурной стали (диаметром 22 мм и длиной 2000 мм). Длина закрепляемой части анкера составляет 1200 мм, а фиксатор представляет собой высокопрочную стальную пластину длиной 150 мм, шириной 150 мм, толщиной 10 мм и высотой арки 36 мм. Анкера в стенке выработки имеют расстояние между рядами 900 мм и 1000 мм между собой, а анкера в верхнем углу находятся на расстоянии 250 мм от кровли с наклоном к кровле 15° . Металлическая сетка проложена между плитой анкера и стенкой выработки и соединена набором двухбалочных решеток с двойным усилением, каждая диаметром 14 мм и длиной 3400 мм. Схема крепления выработки показана на рисунке 2.

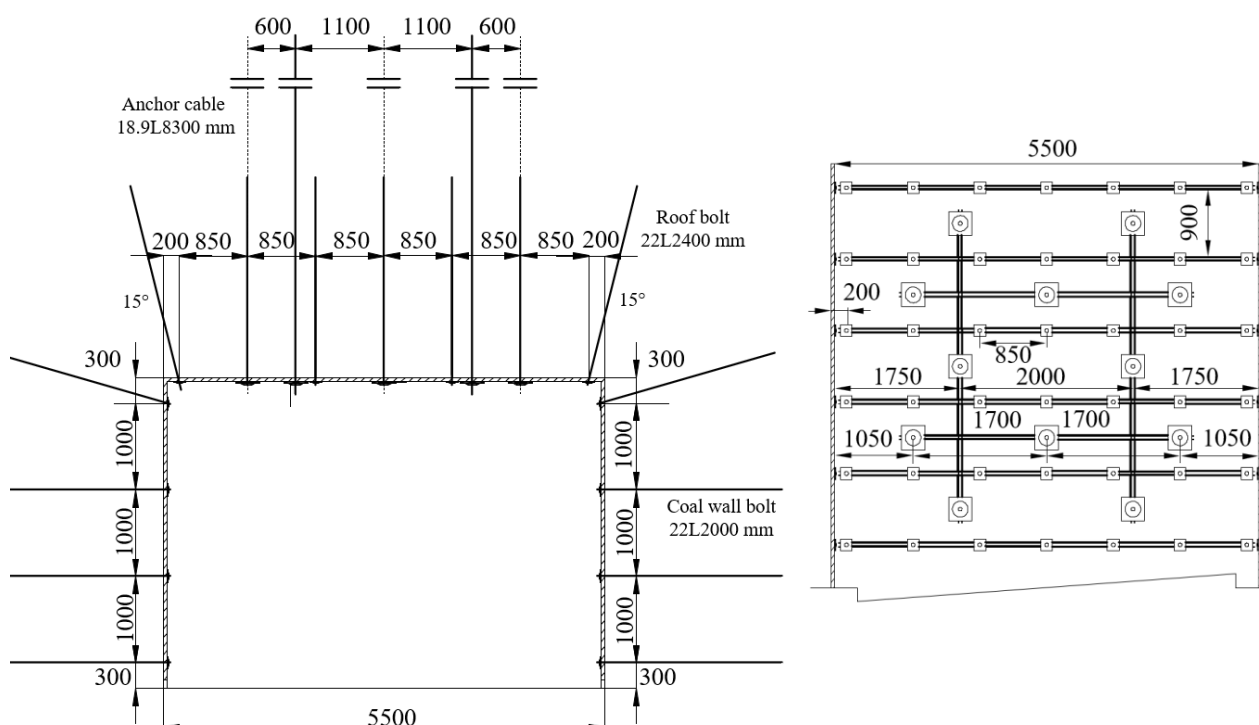


Рис. 2. Основная крепь вентиляционного штрека 91-101. (а) Сечение выработки; (б) Кровля выработки

2.3. Охранные сооружения

В лаборатории были проведены базовые механические испытания стальных труб, заполненных бетоном (ЗБСТ), как показано на рисунке 3а. Были получены и протестированы несущие характеристики ЗБСТ со стержневыми втулочными конструкциями. Результаты численного моделирования показали, что наличие внутреннего цилиндра не только улучшило несущую способность ЗБСТ, но и обеспечило поддержание трубы в ненагруженном состоянии в течение определенного

периода времени после достижения пиковой нагрузки. Кривая сжатия ЗБСТ с втулкой-сердечником (С-CFST) показана на рисунке 3б. В качестве охранных сооружений для поддержания вентиляционного штрека 91-101 на границе с выработанным пространством используются ЗБСТ с втулкой-сердечником. Наружные трубы изготовлены из горячекатаной бесшовной стальной трубы диаметром 1220 мм и толщиной 10 мм, а внутренние трубы изготовлены из дегазационных труб диаметром 425 мм и толщиной 3,5 мм соответственно, как показано на рисунке 3с. Кроме того, для заполнения стальных труб используется бетон марки С40. В результате лабораторных испытаний и теоретических расчетов было установлено, что жесткость и прочность стержневых соединений в колонне из стальных труб диаметром 1220 мм составляют приблизительно 37,4 ГПа и 82,5 МПа соответственно.

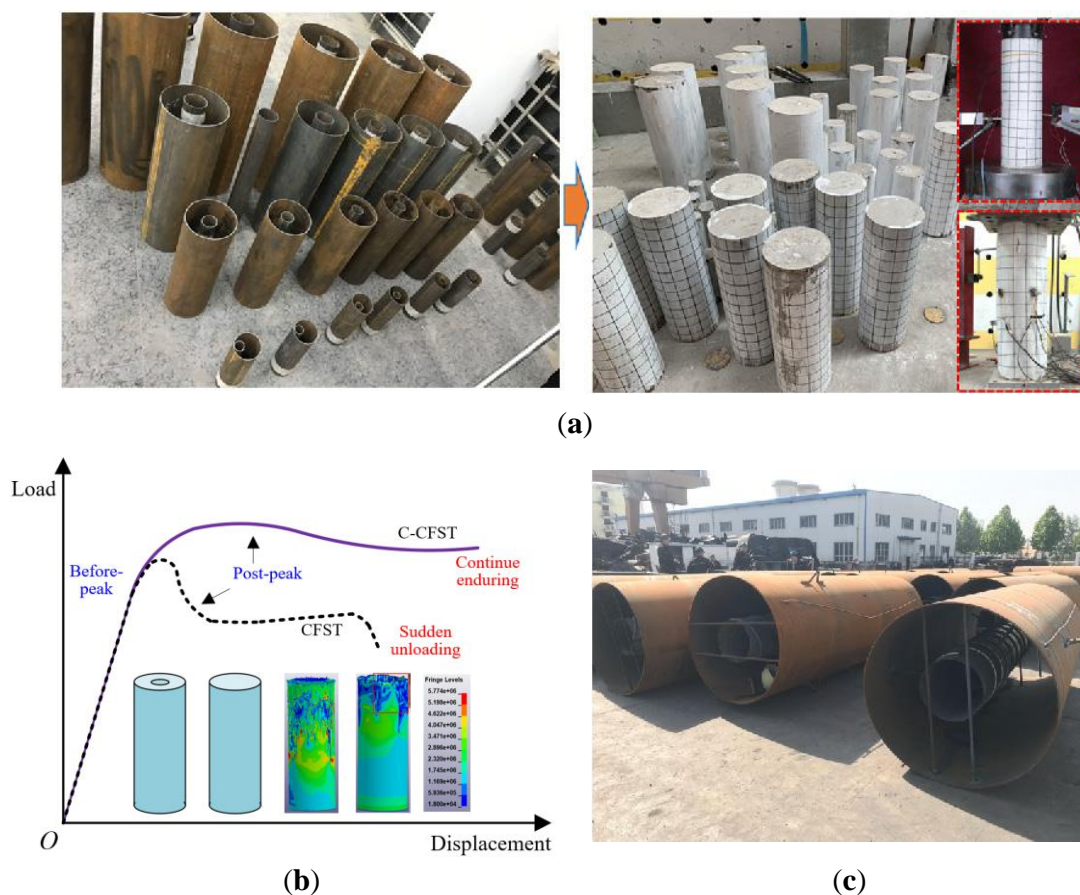


Рис. 3. Охранные сооружения из ЗБСТ с втулкой-сердечником. (а) Механические испытания С-CFST разных размеров; (б) нагрузочные характеристики образцов; (с) фотографии стальных труб

3. Анализ устойчивости выработки, поддерживаемой за лавой на границе с выработанным пространством

3.1. Структура кровли поддерживаемой за лавой выработки при отработке пластов КМЗ с обрушением и выпуском угля

Несущие характеристики ЗБСТ, позволяют им ограничить расслоение между верхней пачкой угля и кровлей на ранней стадии, так что вмещающие выработку породы «ближней структуры» могут участвовать в перемещении вышележащих слоев «большой структуры». Кроме того, взаимодействие между кровлей и охранными сооружениями дает новый эффект при установке ЗБСТ вразбежку. Во время перемещения слоев боковая консоль основной кровли большой длины приводит к повышению нагрузки на вмещающие выработку породы. Состояние равновесия между основной кровлей и ключевым блоком со стороны выработанного пространства определяется совместным действием сопротивления крепи выработки и давления покрывающих пород, что важно для поддержания выработки на границе с выработанным пространством. Структурно-механическая модель этой ситуации показана на рисунке 4.

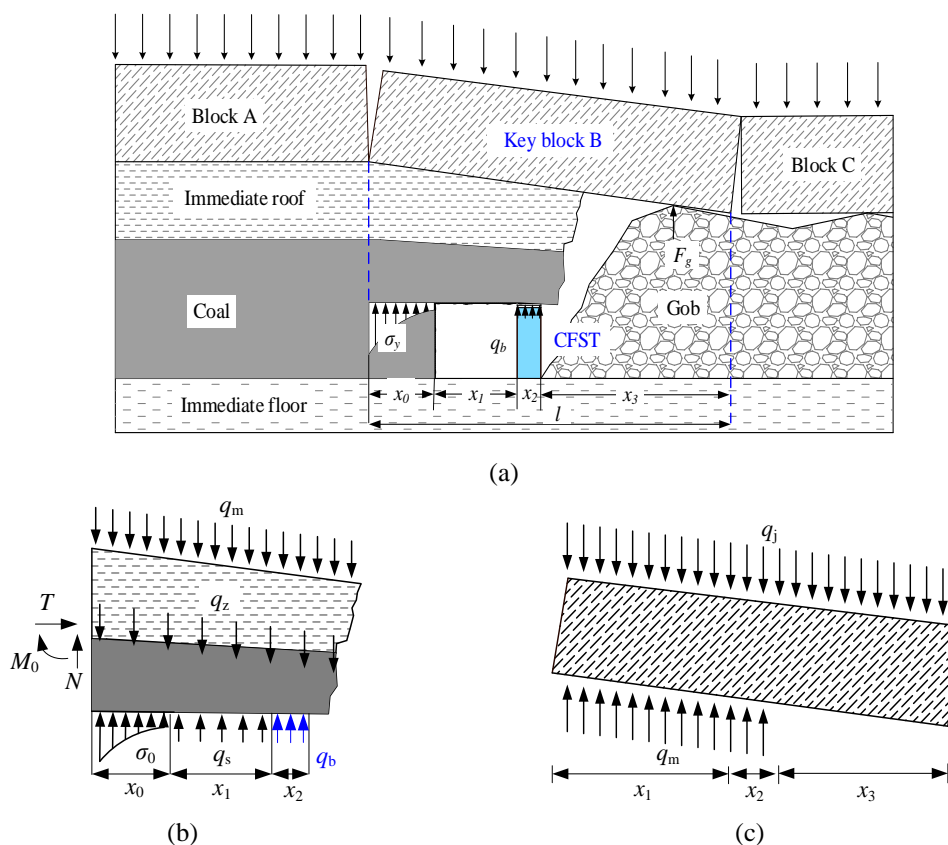


Рис. 4. Механическая модель выработки, поддерживаемой за лавой при отработке пластов КМЗ с обрушением и выпуском угля. (а) Механическая модель; (б) непосредственная кровля; (в) основная кровля

Основные допущения этой модели следующие [24-26]: (1) внутренние трещины в непосредственной кровле были уплотнены, и непосредственная кровля равномерно сжимается под давлением покрывающих пород; (2) трением скольжения между непосредственной кровлей и верхним слоем угля можно пренебречь; (3) при использовании ЗБСТ, непосредственная кровля и верхняя пачка угля не разделяются, а деформации непосредственной кровли и верхнего слоя угля остаются согласованными. В этой модели ширина поддерживаемой выработки равна x_1 , ширина охранного сооружения равна x_2 , длина зависающей кровли равна x_3 , а силы включая собственный вес q_z , давление покрывающих пород q_j , основную реакцию крепи выработки q_s и охранного сооружения q_b . Из-за взаимодействия между основной и непосредственной кровлей необходимо в дальнейшем дополнительно проанализировать основную кровлю и непосредственную кровлю отдельно.

Пусть q_m – сила, поддерживающая непосредственную кровлю по отношению к основной кровле. До разрушения основной кровли исходная точка координат рассматривается как фиксированное конечное ограничение основной кровли, и существует ограничивающая сила, которая не влияет на вращение и опускание основной кровли [27, 28]. Смещение основной кровли в точке над охранным сооружением под совместным действием двух внешних сил равно Δ_c , уравнение кривой отклонения w консольной балки выглядит следующим образом:

$$w(x) = -\frac{q_j x^2}{24EI} (x^2 - 4lx + 6l^2) \quad (1)$$

Подставляя в формулу (1) вес основной кровли q_z , давление покрывающих пород q_j и длину консоли $l_j = x_1 + x_2 + x_3$, смещение w_j горной массы над охранным сооружением, когда q_j действует самостоятельно, определяется формулой (2) [27, 28]:

$$w_j = -\frac{q_j (x_1 + x_2)^2}{24EI} \left[(x_1 + x_2)^2 - 4(x_1 + x_2 + x_3)x_1 + 6(x_1 + x_2 + x_3)^2 \right] \quad (2)$$

Подставляя в формулу (1) распределенную нагрузку от непосредственной кровли q_m и длину консоли $l_z = x_1 + x_2$, смещение w_m массива над охранным сооружением, когда q_m действует самостоятельно, можно рассчитать по формуле (3):

$$w_m = \frac{q_m (x_1 + x_2)^4}{8EI} \quad (3)$$

В соответствии с соотношением совместимости деформаций основной кровли смещение Δ_c , равное алгебраической сумме смещений, вызванных q_j и q_m , действующими по отдельности на массив над охранным сооружением, вычисляется следующим образом:

$$\Delta_c = w_j + w_m \quad (4)$$

В формуле (4) неизвестны параметры; следовательно, необходимо дополнительно проанализировать силу собственного веса q_z , сопротивление крепи выработки q_s , сопротивление охранный сооружения q_b и силу реакции, взаимодействующую с основной кровлей q_m . Момент каждой силы относительно начала координат O вычисляется по формуле (5):

$$\begin{cases} R_p = \int_{x_1}^{x_1+x_2} P_n x dx \\ R_s = \int_0^{x_1} q_s x dx \\ R_z = \int_0^{x_1+x_2} q_z x dx \\ R_m = \int_0^{x_1+x_2} q_m x dx \end{cases} \quad (5)$$

Интенсивность распределения каждой внешней силы, действующей на непосредственную кровлю, упрощается как равномерная нагрузка, и, изменяя значение, можно получить следующее:

$$q_m = \frac{q_s x_1^2 + P_n x_2 (2x_1 + x_2) - q_z (x_1 + x_2)^2}{(x_1 + x_2)^2} \quad (6)$$

Подставив формулу (6) в формулу (4), можно получить смещение основной кровли над охранным сооружением под действием различных внешних сил, используя формулу (7):

$$\Delta_c = \frac{\left[q_s x_1^2 + P_n x_2 (2x_1 + x_2) - q_z (x_1 + x_2)^2 \right]}{8EI} - \frac{q_j \left[(x_1 + x_2)^2 - 4x_1 (x_1 + x_2 + x_3) + 6(x_1 + x_2 + x_3)^2 \right]}{24EI} \quad (7)$$

Согласно формуле (7), поворот консоли основной кровли связан с сопротивлением охранный сооружения, несущей способности анкерных болтов и канатных анкеров в выработке, давлением покрывающих пород, а также материалом и геометрическими свойствами основной кровли. Среди этих факторов, за исключением сопротивления охранный сооружения и сопротивления крепи выработки, другие параметры невозможно контролировать искусственно. Когда давление пород покрывающей толщи и свойства пород основной кровли являются постоянными, деформация основной кровли отрицательно коррелирует с сопротивлением охранный сооружения. Снижение сопротивления охранный сооружения приведет к резкому увеличению внутренней изгибающей силы в основной кровле над угольным пластом. Во всей системе балок опасный участок внутреннего изгибающего усилия расположен над угольным пластом и охранным сооружением, а пассивное обрушение основной кровли вне выработки требует, чтобы охранный сооружения обладало высоким сопротивлением.

3.2. Механизм взаимодействия охранных сооружений, установленных вразбежку

3.2.1. Распределение напряжений между колоннами ЗБСТ

При расположении ЗБСТ вразбежку образуется зона обнаженной кровли между колоннами ЗБСТ, как показано на рисунке 5а. Согласно предыдущим исследованиям, устойчивость кровли между двумя колоннами тесно связана с пролетом между колоннами; чрезмерный пролет приведет к образованию области растягивающих напряжений в середине между двумя колоннами, что приведет к неравномерной деформации непосредственной кровли [29-32]. Между тем, ЗБСТ расположена на краю выработанного пространства и нарушена многочисленными процессами в покрывающей толще. Многократное взаимное выдавливание нижней части непосредственной кровли и охранный

сооружения приведет к разрушению кровли, что является неблагоприятным для поддержания выработки на границе с выработанным пространством.

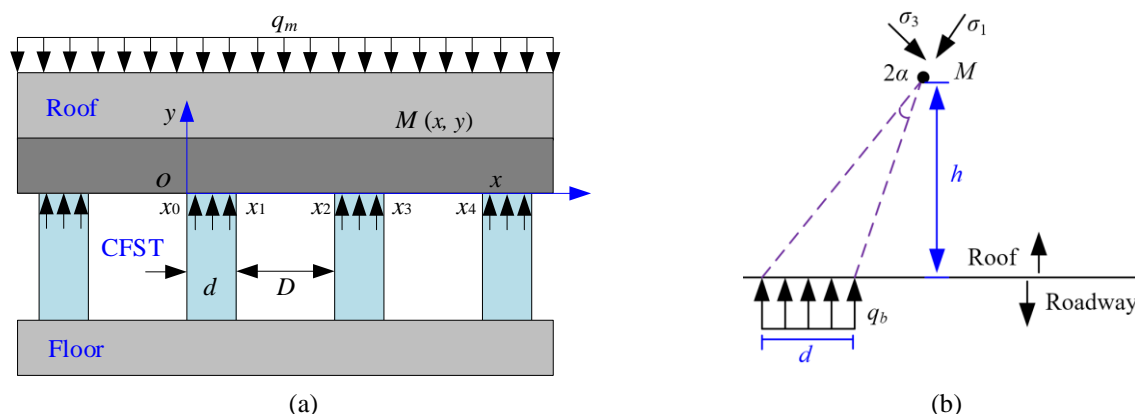


Рис. 5. Механическая модель кровли между колоннами. (а) Физическая модель установленных вразбежку охранных сооружений; (б) дополнительная модель расчета напряжений.

Анализ механических характеристик кровли между колоннами фокусируется на изменении кровли по направлению выработки. Когда изменение напряжения в направлении выработки является непрерывным и постепенным, напряженное состояние кровли над соседними ЗБСТ в основном остается неизменным [33-35]. Следовательно, мы можем рассматривать анализ напряженного состояния кровли между колоннами как механическую задачу распределения внутренних напряжений на полубесконечной плоской границе при равномерно распределенных нагрузках. Таким образом, была создана механическая модель кровли между двумя колоннами, как показано на рисунке 5б, и было показано, что на кровлю сохраняемой выработки влияют сопротивление крепи и давление пород покрывающей толщи. Перед проведением анализа кровли между колоннами были установлены следующие основные допущения для расчетной модели: (1) модель можно рассматривать как задачу о плоской деформации вдоль направления выработки и (2) сила, с которой ЗБСТ прижимается к кровле, является равномерно распределенной нагрузкой по направлению выработки.

Предполагая, что полубесконечная плоскость подвергается распределенной концентрации нагрузки $q_b(s)$ на свободной границе, силовой элемент единичной длины на расстоянии точки от начала координат O можно приблизительно рассматривать как сосредоточенную силу со значением $d_f = q_b(s)dx$. Под действием сосредоточенной силы напряжение в любой точке полубесконечного плоского тела может быть получено из теории упругости.

$$\sigma_y = -\frac{2}{\pi} \int_{x_{2(i-1)}}^{x_{2i-1}} \frac{q_b x^3 d\xi}{[x^2 + (y - \xi)^2]^2} \quad (8)$$

Напряженное состояние в любой точке полубесконечной плоскости под действием распределенной нагрузки $q_b(s)$ может быть получено путем интегрирования механического отклика всех силовых элементов распределенной нагрузки, как показано в формуле (8).

Предположив, что вышележащие слои представляют собой изотропный эластичный материал, дополнительные напряжения кровли, вызванные множеством установленных вразбежку ЗБСТ, могут быть рассчитаны методом линейной суперпозиции. Дополнительные напряжения в породах кровли, вызванные прерывистым расположением ЗБСТ, могут быть рассчитаны по формуле (9):

$$\sigma_{ym} = -\frac{2}{\pi} \sum_{i=1}^n \int_{x_{2(i-1)}}^{x_{2i-1}} \frac{qy^3 d\xi}{[y^2 + (x - \xi)^2]^2} - q_j \quad (9)$$

Взяв за основу геологические условия выемочного участка 91-101, соответствующие параметры были подставлены в формулу (9) для расчета дополнительных напряжений в кровле между колоннами, и с помощью MATLAB были получены картины распределения вертикальных напряжений, как показано на рисунке 6.

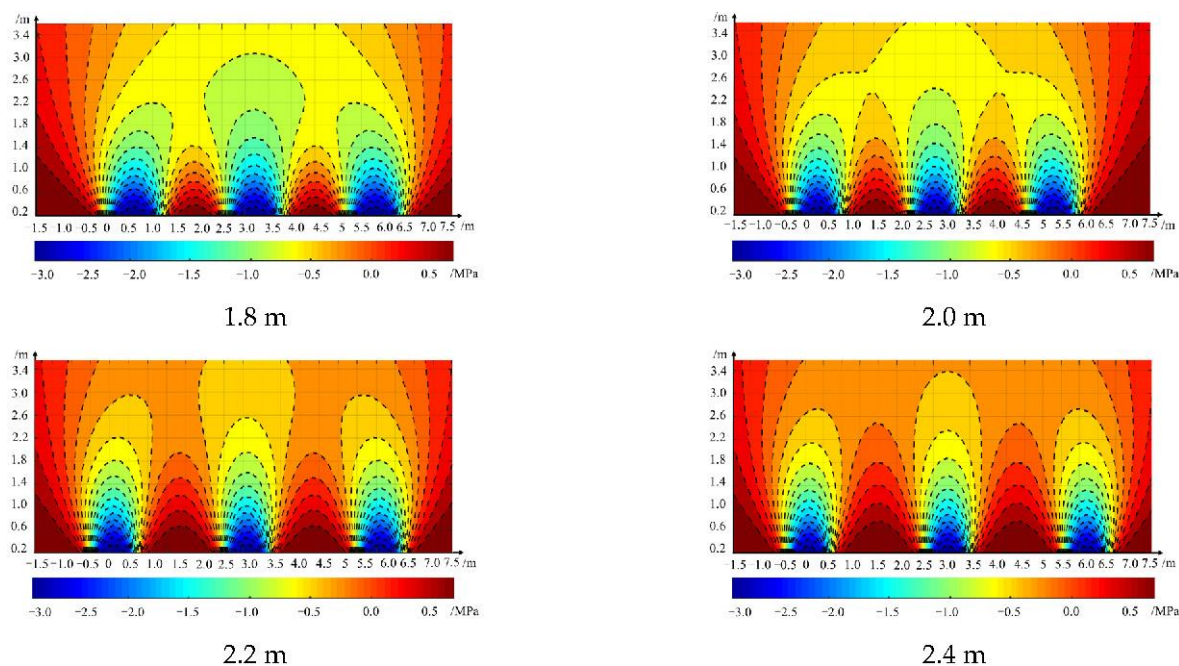


Рис. 6. Распределение вертикальных напряжений в кровле между колоннами ЗБСТ с разным расстоянием между ними

Для охранных сооружений из ЗБСТ, изменение расстояния оказало сильное влияние на диапазон распределения и экстремальное значение растягивающих напряжений между двумя колоннами. Зона растягивающих напряжений в кровле между колоннами была распределена в форме арки; основания арки располагались на краю ЗБСТ, а венец арки располагался на средней линии между двумя колоннами. Кровля выработки на выемочном участке представляла собой разбитую трещинами пачку угля, которая склонна к разрушению при растяжении и приводит к неустойчивости всей крепежной системы. Таким образом, необходимо контролировать рациональное расстояние между колоннами ЗБСТ, чтобы обеспечить устойчивость массива между колоннами. Из рисунка 6 видно, что при расстоянии между колоннами ЗБСТ 1,8 м зона растягивающих напряжений между колоннами находилась в пределах 0,3 м кровли выработки. Однако, когда расстояние достигло 2,0 м, зона растягивающих напряжений между колоннами увеличилась до глубины 1,2 м; когда расстояние достигло 2,2 м, зона растяжения между колоннами увеличилась до глубины 2,2 м, а когда расстояние достигло 2,4 м, глубина зоны растяжения между колоннами превысила 2,6 м, что превышает контрольную глубину базовой системы анкерного крепления вентиляционной выработки 91-101. Таким образом, для обеспечения устойчивости кровли между колоннами и всей системой охранных сооружений расстояние между колоннами ЗБСТ не должно превышать 2,2 м.

3.2.2. Механизм разрушения крепи кровли при сдвиге

Предполагая, что контактная поверхность между корпусом ЗБСТ и кровлей находится в состоянии предельного равновесия, зона предельного равновесия кровли над ЗБСТ может быть разделена на три части: (1) Область непосредственно над колонной ЗБСТ представляет собой зону I, в которой контактной поверхностью является поверхности максимальных главных напряжений, вертикальные напряжения колонны ЗБСТ являются максимальными главными напряжениями, а горизонтальные напряжения по направлению напластования, являются минимальными главными напряжениями. Две поверхности сдвига и кровля выработки образуют угол $(45 + \phi/2)^\circ$, как показано на рисунке 7а. (2) По мере того, как давление «большой структуры» вышележащих слоев переходит в «малую структуру», зона I сжимается в обе стороны, и зона III становится зоной пассивного состояния из-за горизонтальных напряжений, действующих как максимальные главные напряжения. Поверхность сдвига также состоит из двух групп плоскостей, и поскольку поверхность кровли становится плоскостью минимального главного напряжения, поверхность сдвига и поверхность кровли образуют угол $(45 - \phi/2)^\circ$. (3) Середина зоны I и зоны III является переходной зоной II. Одна из поверхностей сдвига зоны II является радиальной линией, а другая – логарифмической спиральной кривой, как показано на рис. 7б.

$$r = r_0 e^{\theta \tan \varphi} \quad (10)$$

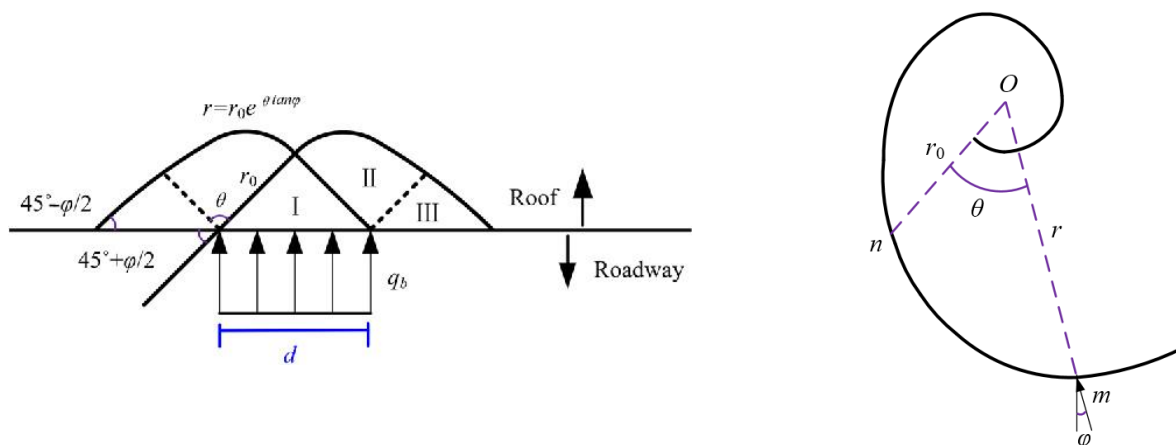


Рис. 7. Срезная скользящая поверхность крыши проезжей части. (а) Поверхность скольжения при сдвиге – радиальная линия; (б) поверхность скольжения при сдвиге – логарифмическая спиральная линия

В формуле (10) r представляет собой расстояние от точки O до любой точки m , r_0 – расстояние от O_n вдоль любой выбранной оси, θ – угол между O_n и O_m , а радиус кривизны, соответствующий любой точке m , равен углу φ с направлением нормали логарифмической спирали.

Теоретическая формула предельной нагрузки на кровлю выработки приведена в формуле (11):

$$q_u = c^2 \tan \varphi \left[e^{\pi \tan \varphi} \tan^2 \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) - 1 \right] \quad (11)$$

Где c представляет собой сцепление пород кровли выработки, а φ – угол внутреннего трения. Когда $q_b < q_u$, массив на контактной поверхности между колонной ЗБСТ и кровлей не будет разрушаться из-за сдвига. Кроме того, из формулы (11) видно, что предельная нагрузка массива на контактную поверхность между ЗБСТ и кровлей положительно связана с φ и c пород кровли. Поскольку давление покрывающих пород и свойства массива являются неконтролируемыми факторами, можно рассмотреть три меры усиления, чтобы гарантировать, что поверхность контакта между ЗБСТ и кровлей не будет от разрушена при сдвиге: (1) увеличение площади контакта между ЗБСТ и кровлей выработки; (2) предварительное укрепление кровли выработки для увеличения значений c , φ массива; и (3) предварительная установка дополнительного канатного анкера перед рабочей лавой. Расчеты были проведены для геологических условий выемочного участка 91-101, и результаты показали, что, предполагая, что нагрузка на ЗБСТ достигает 80 % от ее предельной нагрузки, диаметр ЗБСТ для обеспечения устойчивости кровли и почвы выработки и исключить их разрушения при сдвиге, должен превышать 980 мм.

4. Анализ поддержания выработки на границе с выработанным пространством с использованием охранных сооружений, установленных вразбежку

Для исследования закономерностей деформации массива вокруг выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством с ЗБСТ была создана численная модель с геологическими параметрами выемочного участка 91-101 угольной шахты Ван-Чжуан, как показано на рисунке 8. Объем модели был задан длиной, шириной и высотой 205 м, 128 м и 18 м соответственно. Диаметр ЗБСТ составлял 1,2 м. Модель состояла из 961 280 единиц и 984 330 узлов. В верхней части модели было приложено равномерное вертикальное напряжение около 10 МПа, чтобы представить вес покрывающих пород, коэффициент бокового распора был установлен равным 1,2, а факторы крепления с помощью анкерных болтов и канатных анкеров не учитывались. Модель была настроена с границами скольжения по периметру и фиксированными границами внизу. Кроме того, чтобы уточнить влияние будущего увеличения несущей способности ЗБСТ на

деформацию пород контура выработки, в модели учтены характеристики увеличения прочности бетона и, соответственно, ЗБСТ при развитии горных работ.

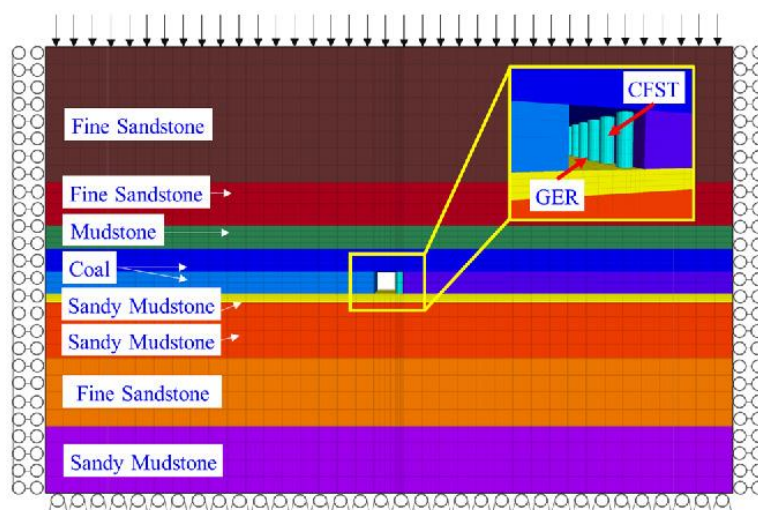


Рис. 8. Численная модель

В качестве определяющей модели слоя горных пород была принята модель Кулона– Мора, соответствующие параметры каждого слоя горных пород приведены в таблице 1.

Таблица 1

Физические и механические параметры слоев пород численной модели

Литология	Модуль Юнга/ГПа	Кoeff-т Пуассона	Угол внутр. трения/°	Сцепление /МПа	Прочность на растяжение/МПа
Песчаник	12.3	0.27	35	6.0	4.0
Аргиллит	8.75	0.26	30	4.9	3.8
3# Уголь	5.3	0.32	40	2.1	1.3
Алевролит	12.3	0.27	35	6.0	4.0
Аргиллит	15.0	0.26	34	6.5	4.3

В связи с тем, что ни одна встроенная структурная модель FLAC не может точно представить механические свойства ЗБСТ, в этом исследовании предполагалось, что материал стальных труб находится в упругом состоянии, и была принята упругая модель. Между тем, согласно литературе, модель ослабления вследствие деформаций подходит для бетонных материалов, удерживаемых стальными трубами, которая отражает различные постпиковые свойства ЗБСТ, устанавливая взаимосвязь между сцеплением, углом внутреннего трения и деформацией пластического сдвига. В таблицах 2 и 3 приведены параметры, соответствующие упругой и пластической стадиям модели деформационного ослабления.

Таблица 2

Упругие параметры модели деформационного ослабления

Модуль Юнга/ГПа	Кoeff-т Пуассона	Сцепление /МПа	Угол внутр. трения/°	Прочность на растяжение/МПа
2.6×10	0.3	8.62e6	40	4.0e6

Таблица 3

Пластические параметры модели деформационного ослабления

C _{tab} /МПа	0	0.2×10^{-2}	0.4×10^{-2}	0.6×10^{-2}	0.8×10^{-2}	1.0×10^{-2}	1.2×10^{-2}
	8.2	8.2	7.8	7.5	7.3	7.2	7.2
F _{tab} /МПа	0	0.2×10^{-2}	0.4×10^{-2}	0.6×10^{-2}	0.8×10^{-2}	1.0×10^{-2}	1.2×10^{-2}
	40	39	37	35	33	32	31

Для выработанного пространства была принята модель двойной податливости, жесткость разрушенной породы в выработанном пространстве увеличивалась с уменьшением объема разрушенной породы, что выражается в увеличении нагрузки от покрывающей толщи.

Вертикальные смещения кровли в направлении отработки при различных расстояниях между колоннами ЗБСТ показаны на рисунке 9. Как видно из рисунка, по мере увеличения расстояния между колоннами смещение кровли и почвы между колоннами также увеличивалось. Область непосредственно над ЗБСТ находилась в состоянии сжатия, максимальные значения растягивающих напряжений в кровле и почве между колоннами было чувствительно к изменению расстояния между колоннами. С увеличением расстояния между колоннами также увеличивались максимальные значения растяжения. Для того, чтобы при расположении охранных сооружений вразбежку был достигнут эффект, как от охранных сооружений установленных вплотную, поле сжимающих напряжений в кровле непосредственно над колоннами ЗБСТ и в кровле между колоннами должно образовывать «круг сопряжения» в примыкающих к выработке частях кровли и почвы.

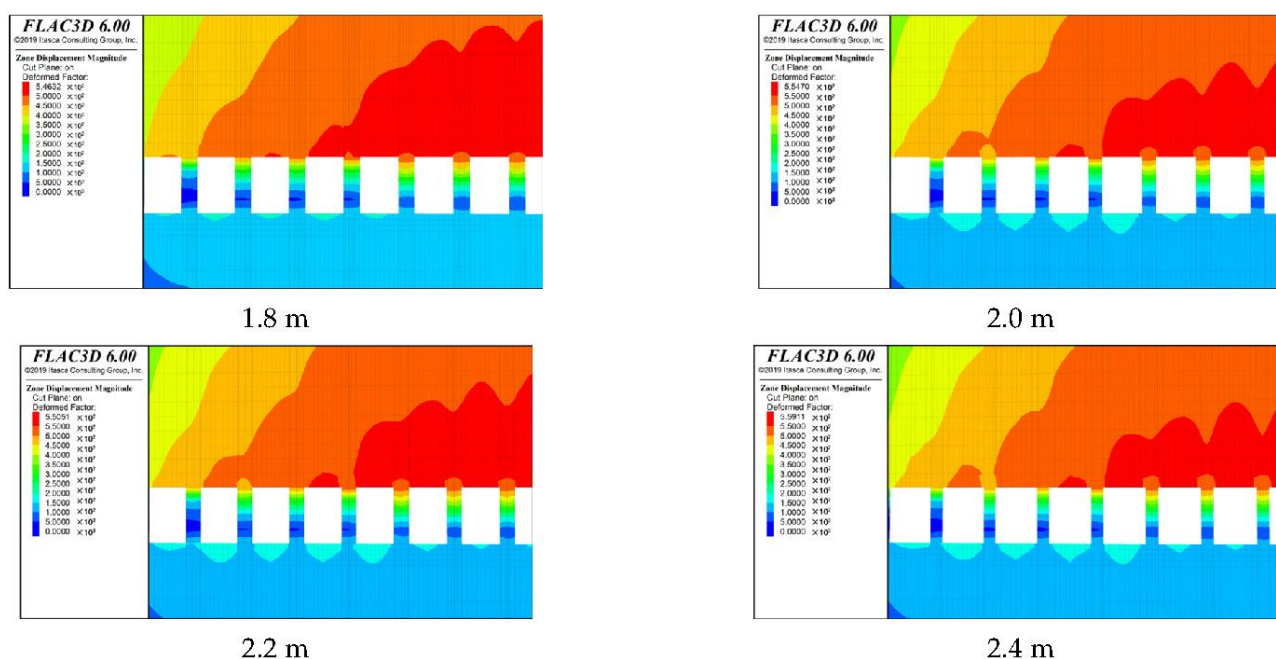


Рис. 9. Распределение смещений пород контура выработки при различном расстоянии между колоннами ЗБСТ

Для анализа было рассмотрено смещение кровли в сечении, перпендикулярном направлению разработки, при различном расстоянии между колоннами ЗБСТ, плоскость сечения была расположена на средней линии между колоннами ЗБСТ, как показано на рисунке 10. При различном расстоянии между колоннами разница в смещении кровли в глубокой части верхней угольной пачки была небольшой. Эта часть кровли находится над зоной упругого ядра угольного пласта. Однако, если посмотреть на кровлю над угольным пластом с глубины до примыкания к выработке, постепенно стала очевидной разница в осадке кровли, вызванная расстоянием между колоннами. Когда расстояние между колоннами составляло 1,8 м, осадка кровли над поверхностью угольного пласта и средней линией выработки составляла около 200 мм и 240 мм соответственно, а когда расстояние между колоннами составляло 2,4 м, осадка кровли над поверхностью угольного пласта и средней линией выработки составляла около 300 мм и 370 мм соответственно. Кроме того, по мере увеличения расстояния между колоннами с 1,8 м до 2,4 м скорость оседания кровли над ЗБСТ непрерывно увеличивалась. Для различных геологических условий применение оптимального расстояния между колоннами ЗБСТ может повысить экономичность, снизить трудоемкость и обеспечить устойчивость поддерживаемой выработки.

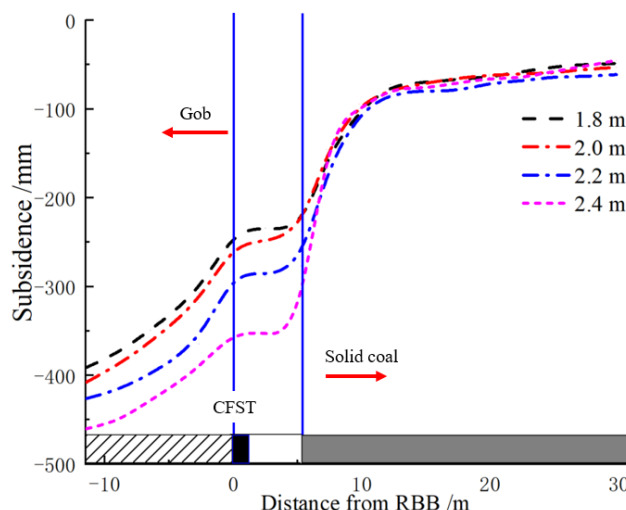


Рис. 10. Оседание кровли при различном расстоянии между колоннами ЗБСТ

5. Полевые испытания

Полевые испытания были проведены на выемочном участке 91-101 угольной шахты Ван-Чжуан в городе Чанчжи. С помощью шахтных наблюдений можно было увидеть, что деформации пород контура выработки впереди очистного забоя и в зоне заливки бетона можно контролировать следующими методами: (1) временное усиление крепи и упрочнение вмещающего выработку массива впереди очистного забоя; (2) быстрое соединение колонн ЗБСТ и кровли; (3) модификация бетона с помощью добавок для сокращения времени затвердевания и т.д. Структурная деформация в активной зоне кровли – это деформация, которая появляется на более поздней стадии поддержания выработки на границе с выработанным пространством, которой можно управлять, регулируя параметры ЗБСТ и оптимизируя пролет между колоннами. В этом исследовании на основе полевых исследований и расчетов предложены конкретные технические параметры для оптимизации процесса поддержания, улучшения качества работ, оптимизации структуры вмещающих пород, упрочнения вмещающих пород и снижения нагрузки, действующей на гидравлические стойки. Ниже приведены конкретные формы крепления и параметры поддержания вентиляционной выработки 91-101 на границе с выработанным пространством.

5.1. Предварительное упрочнение кровли

(1) Предварительное упрочнение кровли между секциями крепи очистного забоя: три ряда канатных анкеров со спецификациями $\Phi 22L7300$ мм, установленных с обеих сторон секций 2# и 3# с шагом 1600 мм. В наборе анкерных замков используется комбинация швеллерной стали 8# длиной 300 мм и стальной пластины длиной 120 мм, шириной 60 мм и толщиной 12 мм. Длина наружного конца анкера должна быть 250 мм и усилие предварительного натяжения канатного анкера – не менее 200 кН.

(2) Упрочнение кровли выработки: группа канатных анкеров со спецификациями $\Phi 22L7300$ мм, установленных в кровлю выработки вблизи борта у выработанного пространства. В каждой группе находятся по два канатных анкера, один из которых находится на расстоянии 200 мм от корпуса ЗБСТ, а другой – на расстоянии 1500 мм от корпуса ЗБСТ. Два канатных анкера соединены стальным штрипсом двойного армирования длиной 1600 мм, а расстояние между каждой группой канатных анкеров составляет 1800 мм в направлении выемки. Для крепления канатного анкера используется стальная пластина длиной 300 мм, шириной 300 мм и толщиной 16 мм, при этом требуется усилие предварительного натяжения канатного анкера не менее 200 кН.

5.2. Процесс поддержания выработки

Согласно предыдущему анализу, когда расстояние было выбрано равным 2,2 м, зона растягивающих напряжений между колоннами ЗБСТ находилась в пределах анкерного крепления; таким образом, расстояние между ЗБСТ, на экспериментальном участке было выбрано равным 2,2 м. П-образные балки длиной 5000 мм и гидравлические стойки усиления были установлены в 30 м впереди очистного забоя для временного крепи выработки. Каждая балка была соединена с двумя

одиночными гидравлическими стойками и расположена вертикально к направлению разработки, как показано на рисунке 11.

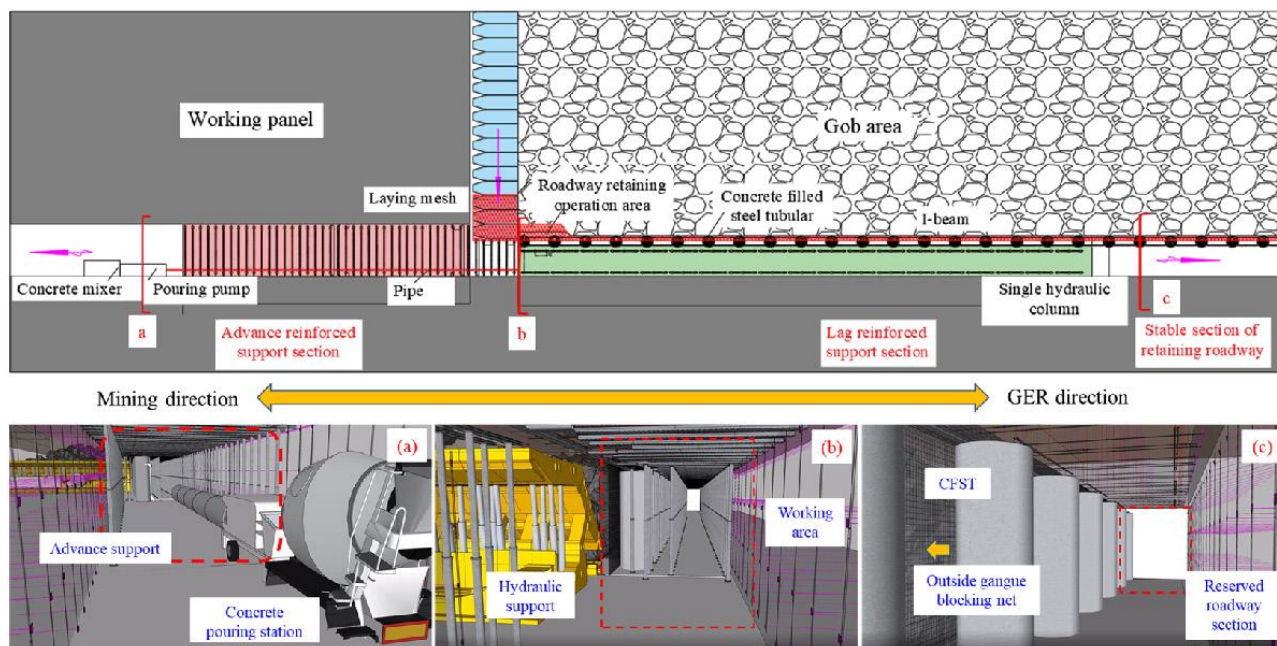


Рис. 11. Поддержание выработки на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ на выемочном участке с КМЗ. (а) очистной забой; (б) зона сбора ЗБСТ; (в) выработка, сохраняемая для повторного использования

Для крепления кровли между ЗБСТ были использованы двутавровые балки длиной 1800 мм, подвешенные на канатных анкерах. В выработке, сохраняемой за очистным забоем, с обеих сторон были установлены две П-балки длиной 3000 мм; каждая П-балка была закреплена тремя гидравлическими стойками, а расстояние между П-балками, перпендикулярное направлению разработки, составляло 200 мм и 2900 мм соответственно. П-балки + гидравлические стойки были установлены на расстоянии 60-100 м за очистным забоем, необходимость демонтажа П-балок + гидравлических стоек определялась в зависимости от условий эксплуатации – давления и деформации кровли выработки. За очистным забоем перед пятью гидравлическими стойками в выработке была уложена двухъярусная стальная проволочная сетка. Процесс изготовления ЗБСТ представлен на рисунке 12.

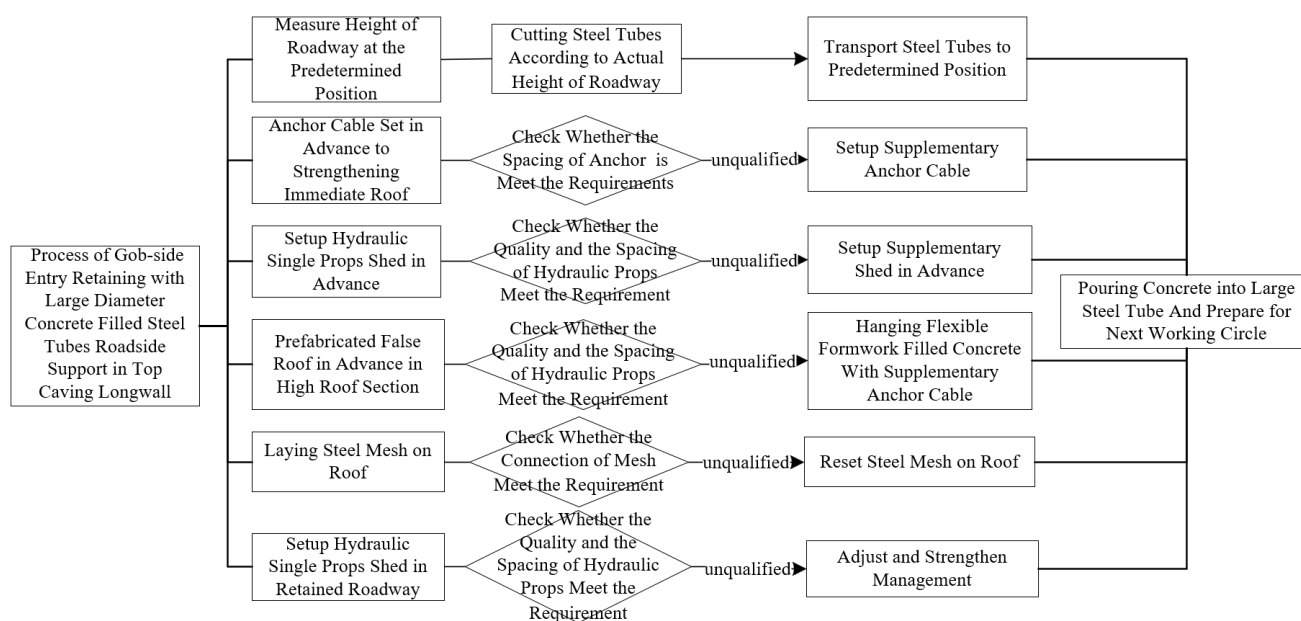


Рис. 12. Блок-схема поддержания выработки на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ

5.3. Результаты поддержания выработки на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ

Конвергенция кровли и почвы выработки была измерена с помощью глубинных реперов. В очистном забое 91-101 в сутки в среднем выполняется пять циклов с подвиганием очистного забоя на 0,8 м за цикл, а рост длины части выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством, составляет 4,0 м в день. Наблюдательные станции А и В были установлены в середине сохраняемой выработки для мониторинга деформаций кровли и почвы сохраняемой выработки во время горных работ. Наблюдательная станция А была расположена в 370 м от точки отсечения, а станция В – в 680 м. На рисунке 13 показаны кривые смещения двух контрольных точек.

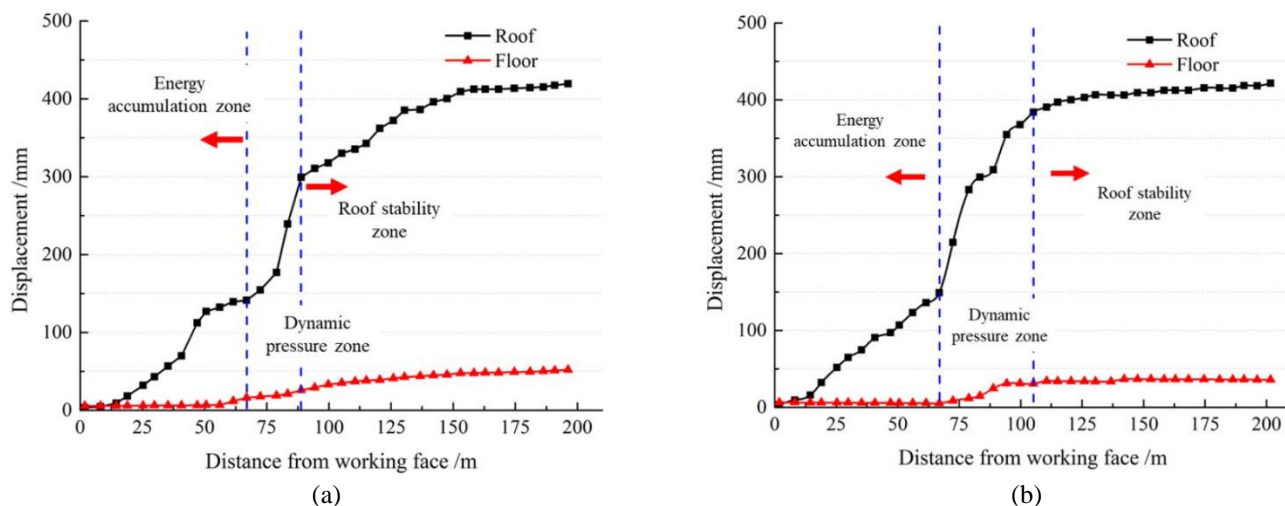


Рис. 13. Кривые смещений кровли и почвы сохраняемой выработки.
(а) наблюдательная станция А; (б) наблюдательная станция В

Как видно из рисунка 14, деформации кровли и почвы сохраняемой выработки в двух точках наблюдений показали одинаковые характеристики, которые можно разделить на три этапа. Этап 1: Когда наблюдательная станция располагалась на расстоянии 0-65 м за очистным забоем, деформации кровли и почвы демонстрировали тенденцию к медленному увеличению. Максимальная деформация кровли, расположенной на расстоянии 65 м за лавой, достигала примерно 150 мм, в диапазоне 0-65 м за лавой практически не наблюдалось пучения почвы. Этап 2: Когда наблюдательная станция находилась на расстоянии 75 м от лавы, она вошла в зону влияния динамического давления, кровля выработки резко осела за короткое время, наблюдалось пучение почвы. Этап 3: Когда наблюдательная станция находилась более чем в 105 м за лавой, скорость деформации кровли выработки замедлилась, постепенно приближаясь к стабильной. Полное оседание кровли составило около 430 мм, а величина пучения почвы достигла примерно 80 мм.

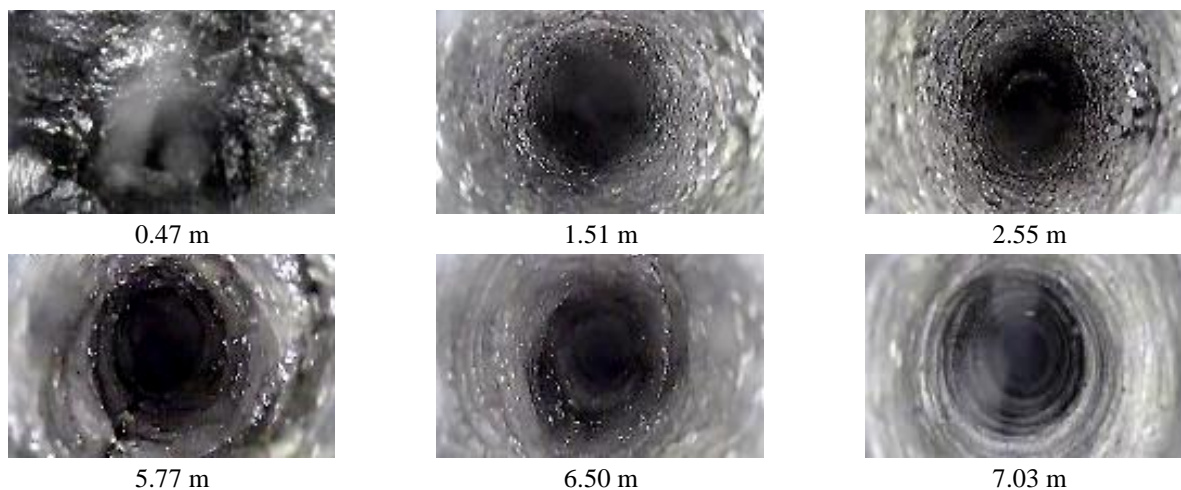


Рис. 14. Скриншоты видео, полученного в скважинах на разной глубине

Кровля выработки, сохраняемой для повторного использования была исследована в районе наблюдательной станции А, как показано на рисунке 14. Из рисунка видно, что нижняя часть кровли выработки была разрушена, стенка скважины была относительно неповрежденной на глубине 1,51 м, положение границы раздела уголь–порода было достигнуто на глубине 2,55 м, и на границе раздела уголь–порода не было расслоения. На глубине 5,77 м видно, что в стенке скважины имелись кольцевые и продольные трещины. На глубине 7,03 м породы не имели трещиноватости. Глубина крепления конца канатного анкера в вентиляционной выработке 91-101 составляла более 7 м; следовательно, геомеханические процессы в породах кровли в меньшей степени повлияли на прочность системы крепления выработки, а устойчивость кровли сохраняемой выработки была хорошей. На рисунке 15 показано крепление вентиляционной выработки 91-101 на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ.

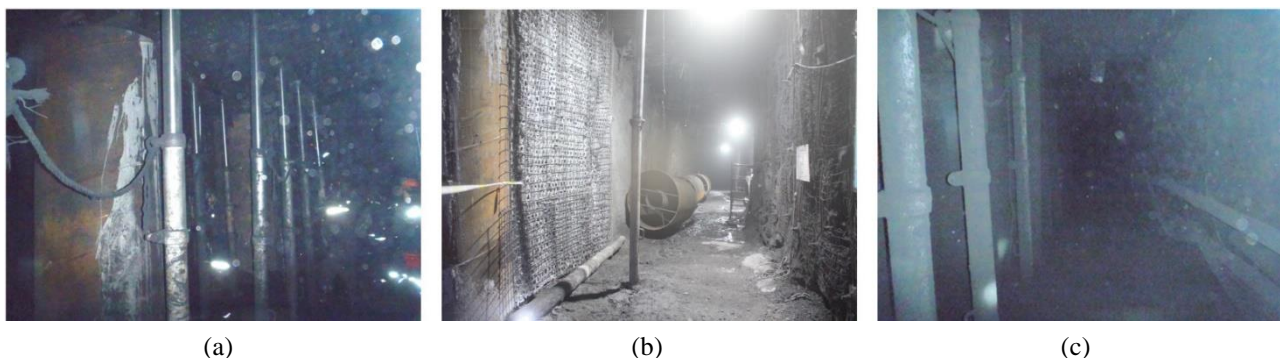


Рис. 15. Поддержание выработки со стороны выработанного пространства за очистным забоем 91-101.
(а) Зона возведения ЗБСТ; (б) Сопряжение лавы с выработкой; (с) Сохраняемая выработка.

6. Выводы

В этой статье, взяв за основу проект вентиляционной выработки 91-101 угольной шахты Ван-Чжуан, изучались деформационные характеристики вмещающего массива вокруг выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ за КМЗ, работающим с обрушением и выпуском угля. Были сделаны следующие выводы:

1. Учитывая требования к высокой прочности и адаптивности охранных сооружений к деформации кровли при поддержании выработки на границе с выработанным пространством за КМЗ, работающим с обрушением и выпуском угля, в качестве охранных сооружений были предложены стальные трубы большого диаметра с металлической втулкой, заполненные бетоном (ЗБСТ). В соответствии с характеристиками крупных структур пород вокруг выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством при отработке пластов очистными механизированными комплексами, работающими с обрушением и выпуском угля, была создана механическая модель и разработан метод расчета осадки кровли.

2. Была разработана геомеханическая модель пород кровли между колоннами для уточнения формы распределения зоны растягивающих напряжений, был введен критерий прочности Прандтля для определения критического условия устойчивости к сдвигу и проскальзыванию на поверхности контакта между ЗБСТ и кровлей, который послужил основой для проектирования системы контроля устойчивости и поддержания кровли между колоннами.

3. Учитывая сложность контроля вмещающих пород при поддержании выработки на границе с выработанным пространством за КМЗ с обрушением и выпуском угля, были предложены процесс и параметры поддержания выработки на границе с выработанным пространством с помощью ЗБСТ, которые гарантируют эффективность и безопасность поддержания.

4. Полевые испытания были проведены в вентиляционной выработке 91-101. Охранные сооружения для поддержания выработки на границе с выработанным пространством вентиляционной выработки 91-101 состоят из ЗБСТ; наружная труба изготовлена из горячекатаной бесшовной стальной трубы диаметром 1220 мм и толщиной 10 мм, а внутренняя труба изготовлена из труб для дегазации диаметром 425 мм и толщиной 3,5 мм соответственно. Были проведены наблюдения за деформациями кровли и почвы выработки; результаты показали, что деформации кровли

и почвы сохраняемой выработки можно разделить на три стадии: стадию медленной деформации, стадию воздействия динамического давления и стадию постепенной стабилизации. Максимальное оседание кровли сохраняемой выработки достигло 430 мм, а пучение почвы сохраняемой выработки достигло 80 мм. Результаты исследования кровли показали, что основная кровля выработки была относительно неповрежденной, а основная система крепления выработки находилась в стабильном состоянии. Площадь остаточного сечения сохраняемой выработки достигла 12,9 м².

Таким образом, эта технология является важным прорывом в области бесцеликовой отработки месторождений, может быть использована для сокращения потерь угля в целиках и повышения коэффициента извлечения угля.

Финансирование: Это исследование финансировалось Национальными ключевыми проектами исследований и разработок Китая в рамках грантов № 2019YEE0118500 и 2019YFC1904304; Фондом естественных наук провинции Цзянсу в рамках гранта № BK20200634; Фондом естественных наук высших учебных заведений Цзянсу Китая в рамках гранта № 21KJB130004; Национальный фонд естественных наук Китая, в рамках грантов № 52104107 и 51734009.

Заявление о доступности данных: Данные, использованные для подтверждения выводов этого исследования, включены в статью.

Конфликты интересов: Авторы заявляют об отсутствии конфликтов интересов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Tan, Y.L.; Yu, F.H.; Ning, J.G.; Zhao, T.B. Design and construction of entry retaining wall along a gob side under hard roof stratum. *Int. J. Rock Mech. Min.* 2015, *77*, 115–121. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2015.03.025>
2. Xie, S.; Pan, H.; Chen, D.; Zeng, J.; Song, H.; Cheng, Q.; Xiao, H.; Yan, Z.; Li, Y. Stability analysis of integral load-bearing structure of surrounding rock of gob-side entry retention with flexible concrete formwork. *Tunn. Undergr. Space Tech.* 2020, *103*, 103492. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103492>
3. Li, J.Z.; Zhang, M.; Li, Y.; Hu, H. Surrounding rock control mechanism in the gob-side retaining entry in thin coal seams, and its application. *J. S. Afr. I. Min. Met.* 2018, *118*. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n05a4>
4. Bai, J.; Shen, W.; Guo, G.; Wang, X.; Yu, Y. Roof Deformation, Failure Characteristics, and Preventive Techniques of Gob-Side Entry Driving Heading Adjacent to the Advancing Working Face. *Rock Mech. Rock Eng.* 2015, *48*, 2447–2458. <https://doi.org/10.1007/s00603-015-0713-2>
5. Guo, P.; Yuan, Y.; Ye, K.; Sun, D. Fracturing mechanisms and deformation characteristics of rock surrounding the gate during gob-side entry retention through roof pre-fracturing. *Int. J. Rock Mech. Min.* 2021, *148*, 104927. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104927>
6. Qi, F.; Ma, Z.; Yang, D.; Li, N.; Li, B.; Wang, Z.; Ma, W. Stability Control Mechanism of High-Stress Roadway Surrounding Rock by Roof Fracturing and Rock Mass Filling. *Adv. Civ. Eng.* 2021, *2021*, 6658317. <https://doi.org/10.1155/2021/6658317>
7. He, M.; Gao, Y.; Yang, J.; Gong, W. An Innovative Approach for Gob-Side Entry Retaining in Thick Coal Seam Longwall Mining. *Energies* 2017, *10*, 1785. <https://doi.org/10.3390/en10111785>
8. Wang, Q.; He, M.; Yang, J.; Gao, H.; Jiang, B.; Yu, H. Study of a no-pillar mining technique with automatically formed gob-side entry retaining for longwall mining in coal mines. *Int. J. Rock Mech. Min.* 2018, *110*, 1–8. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.07.005>
9. Yang, J.; He, M.; Cao, C. Design principles and key technologies of gob side entry retaining by roof pre-fracturing. *Tunn. Undergr. Space Tech.* 2019, *90*, 309–318. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2019.05.013>
10. Zhang, X.; Chen, L.; Gao, Y.; Hu, J.; Yang, J.; He, M. Study of An Innovative Approach of Roof Presplitting for Gob-Side Entry Retaining in Longwall Coal Mining. *Energies* 2019, *12*, 3316. <https://doi.org/10.3390/en12173316>
11. Wang, Y.; Wang, Q.; He, M.; Hou, S.; Yang, J.; Gao, Y. Stress and deformation evolution characteristics of gob-side entry retained by the N00 mining method. *Geomech. Geophys. Geo-Energy Geo-Resour.* 2021, *7*, 84. <https://doi.org/10.1007/s40948-021-00279-w>
12. Sun, X.; Zhao, C.; Zhang, Y.; Chen, F.; Zhang, S.; Zhang, K. Physical model test and numerical simulation on the failure mechanism of the roadway in layered soft rocks. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2021, *31*, 291–302. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.01.003>
13. Cheng, S.; Ma, Z.; Gong, P.; Li, K.; Li, N.; Wang, T. Controlling the Deformation of a Small Coal Pillar Retaining Roadway by Non-Penetrating Directional Pre-Splitting Blasting with a Deep Hole: A Case Study in Wangzhuang Coal Mine. *Energies* 2020, *13*, 3084. <https://doi.org/10.3390/en13123084>
14. Wang, P.; Ding, L.; Ma, Y.; Feng, T.; Sun, G.; Zhu, Y.; Ren, H.; Li, P.; Zhang, Y.; Wang, X.; et al. A Case Study on Gob-Side Entry Retaining Technology in the Deep Coal Mine of Xinjulong, China. *Adv. Civ. Eng.* 2020, *2020*, 8849093. <https://doi.org/10.1155/2020/8849093>
15. Qi, F.; Yang, D.; Zhang, Y.; Hao, Y. Analysis of Failure Mechanism of Roadway Surrounding Rock under Thick Coal Seam Strong Mining Disturbance. *Shock Vib.* 2021, *2021*, 9940667. <https://doi.org/10.1155/2021/9940667>
16. Zhang, G.; Li, Q.; Zhang, Y.; Du, F. Failure characteristics of roof in working face end based on stress evolution of goaf. *Geomech. Geophys. Geo-Energy Geo-Resour.* 2021, *7*, 53. <https://doi.org/10.1007/s40948-021-00252-7>
17. Liu SM, Sun HT, Zhang DM. Nuclear magnetic resonance study on the influence of liquid nitrogen cold soaking on the pore structure of different coals. *Physics of Fluids*. 2023, *35*(1), 012009. <https://aip.scitation.org/doi/10.1063/5.013529>
18. Xie, S.; Wang, E.; Chen, D.; Sun, Y.; Cheng, Q.; Ji, C.; Yan, Z.; Xiao, H. Failure analysis and control mechanism of gob-side entry retention with a 1.7-m flexible-formwork concrete wall: A case study. *Eng. Fail. Anal.* 2020, *117*, 104816. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2020.104816>

19. Huang, W.; Wang, X.; Shen, Y.; Feng, F.; Wu, K.; Li, C. Application of concrete-filled steel tubular columns in gob-side entry retaining under thick and hard roof stratum: A case study. *Energy Sci. Eng.* 2019, 7, 2540–2553. <https://doi.org/10.1002/ese3.442>
20. Qu, G.L.; Gao, Y.F.; Yang, L.; Xu, B.J.; Liu, G.L.; Meng, D.J. Strength Assessments of Concrete-Filled Steel Tubular Support of Soft Rock Roadway. *Adv. Mater. Res.* 2013, 838–841, 1884–1890. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.838-841.1884>
21. Chen, P.; Wang, Y.; Zhang, S. Size effect prediction on axial compression strength of circular CFST columns. *J. Constr. Steel Res.* 2020, 172, 106221. <https://doi.org/10.1016/j.jcsr.2020.106221>
22. Li, Y.; Yang, S.Q.; Li, Y.; Experiment and numerical simulation on cracking behavior of marble containing double elliptic holes under uniaxial compression. *Theor. Appl. Fract. Mech.* 2021, 112, 102928. <https://doi.org/10.1016/j.tafmec.2021.102928>
23. Li, Y.; Yang, S.Q.; Liu, Z.L.; Sun, B.W.; Yang, J.; Xu, J. Study on mechanical properties and deformation of coal specimens under different confining pressure and strain rate. *Theor. Appl. Fract. Mech.* 2022, 118, 103287. <https://doi.org/10.1016/j.tafmec.2022.103287>
24. Yang, H.Y.; Cao, S.G.; Wang, S.Q.; Fan, Y.C.; Wang, S.; Chen, X.Z. Adaptation assessment of gob-side entry retaining based on geological factors. *Eng. Geol.* 2016, 209, 143–151. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2016.05.016>
25. Deng, Y.H.; Tang, J.X.; Zhu, X.K.; Fu, Y.; Dai, Z.L. Analysis and application in controlling surrounding rock of support reinforced roadway in gob-side entry with fully mechanized. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2010, 6, 841–845. [https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60292-1](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60292-1)
26. Palchik, V. Bulking factors and extents of caved zones in weathered overburden of shallow abandoned underground workings. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2015, 79, 227–240. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2015.07.005>
27. Zhang, Y.Q.; Tang, J.X.; Xiao, D.Q. Spontaneous caving and gob-side entry retention of thin seam with large inclined angle. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2014, 24, 441–445. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.05.004>
28. Li, W.F.; Bai, J.B.; Peng, S.S. Numerical modeling for yield pillar design: A case study. *Rock Mech. Rock Eng.* 2015, 48, 305–318. <https://doi.org/10.1007/s00603-013-0539-8>
29. Kazanin, O.I.; Ilinets, A.A. Ensuring the excavation workings stability when developing excavation sites of flat-lying coal seams by three workings. *J. Min. Inst.* 2022, 253, 41–48. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.1>
30. Zubov, V.P.; Phuc, L.Q. Development of resource-saving technology for excavation of flat-lying coal seams with tight roof rocks (on the example of the quang ninh coal basin mines). *J. Min. Inst.* 2022, 257, 795–806. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.72>
31. Zubov, V.P.; Golubev, D.D. Prospects for the use of modern technological solutions in the flat-lying coal seams development, taking into account the danger of the formation of the places of its spontaneous combustion. *J. Min. Inst.* 2021, 250, 534–541. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.4.6>
32. Sidorenko, A.A.; Sidorenko, S.A.; Ivanov, V.V. Numerical modelling of multiple-seam coal mining at the taldinskaya-zapadnaya-2 mine. *Arpn J. Eng. Appl. Sci.* 2021, 16, 568–574.
33. Zuev, B.Y.; Istomin, R.S.; Kovshov, S.V.; Kitsis, V.M. Physical modeling the formation of roof collapse zones in vorkuta coal mines. *Bull. Miner. Res. Explor.* 2020, 162, 225–234. <https://doi.org/10.19111/bulletinofmre.620478>
34. Sidorenko, A.A.; Ivanov, V.V.; Sidorenko, S.A. Numerical simulation of rock massif stress state at normal fault at underground longwall coal mining. *Int. J. Civ. Eng. Technol.* 2019, 10, 844–851.
35. Phuc, L.Q.; Dmitriev, P.N.; Van Duy, T.; Yunpeng, L. Influence of the main roof on the parameters of the abutment pressure zone in the selvedge of the seam. *Min. Informational Anal.* 2022, 6, 68–82. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_61_0_68