

УДК 622.2; 622.273

**ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ХАРАКТЕРА ОБРУШАЕМОСТИ ВЕРХНЕЙ ЧАСТИ
УГОЛЬНОГО ПЛАСТА В УСЛОВИЯХ БОЛЬШИХ ГЛУБИН
ЭМПИРИЧЕСКИМ И ЧИСЛЕННЫМ МЕТОДАМИ**

И. Ф. Оге

*Университет Мугла Сыткы Кочман,
E-mail: feridoge@gmail.com, г. Мугла, Турция*

Отработка угольного пласта длинными забоями с обрушением верхних пачек, характеризующаяся высокой продуктивностью, обусловлена наличием мощных угольных пластов. Исследование направлено на прогнозирование особенностей обрушаемости верхней части глубоко залегающего мощного угольного пласта лигнитового бассейна в Соме, расположенного в Восточной Турции. Для сравнительных целей используются данные, полученные для активных шахт по добыче угля длинными забоями с обрушением верхних слоев, находящиеся на глубине 100–400 м. В будущем предполагается добыча угля в секторах глубокого залегания. Предстоящие работы по добыче угля длинными забоями можно отнести к уникальным, так как добыча будет происходить на глубине 700–1200 м в пластах разной мощности. В данном исследовании использованы эмпирические и численные методы. Численное моделирование обеспечивает практическую основу для построения кривых реакции грунта, с применением которых могут быть оценены и сопоставлены результаты исследований на действующих и проектируемых шахтах с последующим заключением об особенностях обрушаемости верхней части угольного пласта.

Отработка длинными забоями, обрушение верхних пачек угольного пласта, анализ с использованием метода конечных элементов, кривые реакции грунта, индекс обрушаемости

DOI: 10.15372/FTPRPI20180510

Традиционная разработка месторождений угля длинными забоями ограничено применяется к выемке пластов мощностью менее 5 м. Несмотря на существование различных методов разработки мощных пластов угля, метод отработки длинными забоями с обрушением верхних пачек угольного пласта наиболее перспективен ввиду минимальных подготовительных работ и высоких объемов добычи. В прошлом разработка верхней части угольного пласта велась лишь на некоторых месторождениях во всем мире. В настоящее время на Китай приходится половина мировой добычи угля, большая часть которой обеспечивается отработкой мощных угольных пластов [1, 2]. Опыт разработки верхней части угольного пласта на месторождениях Турции восходит к 80-м годам XX в., и в настоящее время для разработки мощных угольных пластов готовятся новые шахты [3–5].

Разработку верхней части угольного пласта можно упрощенно описать как добычу угля из подкровельной толщи путем контролируемого обрушения верхней части пласта, при этом прочность кровли достигается установкой опор. Продвигание длинного забоя проводится ме-

тодом торцевого среза. Распределение такого напряжения, как давление на опору забоя и снижение напряжения в подкровельной толще имеют важное значение для объемов добычи и процесса обрушения. Успешность добычи длинными забоями может быть гарантирована тщательно продуманными мероприятиями в районе забоя. Данный метод характеризуется высокой продуктивностью, меньшими подготовительными работами и большими объемами получаемого угля. Если сравнивать метод добычи угля длинными забоями с другими способами подземной разработки мощных угольных пластов, например с методом мультисрезовой добычи, то он имеет значительные преимущества в техническом и экономическом отношении [6–8]. Многопластовая разработка верхних слоев угольного пласта мощностью более 30 м методом длинных забоев показана на рис. 1. Данный метод может применяться в отдельных случаях при выемке угольных пластов толщиной 12–15 м.

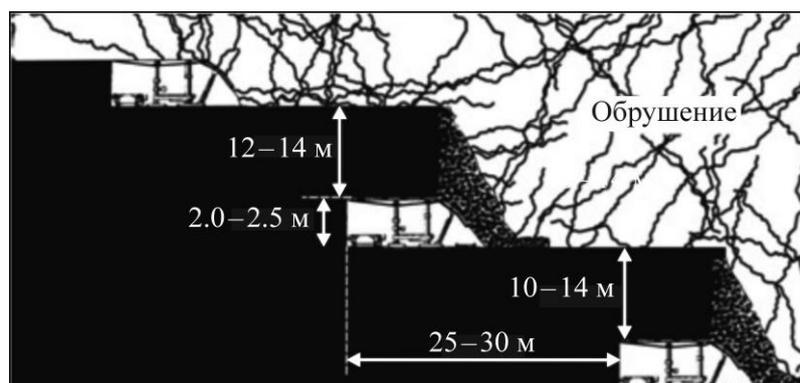


Рис. 1. Многопластовая длиннозабойная разработка верхних слоев угольного пласта [9]

Для достижения высоких объемов добычи в угольных пластах повышенной мощности может проводиться разработка на нескольких уровнях [5, 9, 10]. Однако остается открытым вопрос о тенденции к самообрушению как одной из сложнейших проблем механики горных пород. Данные, полученные при оценке обрушаемости верхней пачки угольного пласта, могут помочь в выборе режима отработки как при многопластовой, так и при единичной проходке длинными забоями в рамках проекта Greenfield. Другим аспектом этой проблемы является оценка предполагаемых работ в условиях большой глубины, поскольку опыт подземной разработки подкровельной толщи угля на месторождениях во всем мире ограничивается работами на глубине, не превышающей 600 м. Добыча на бóльшей глубине ведется редко и отсутствует в Турции.

ЛИГНИТОВЫЙ КАМЕННОУГОЛЬНЫЙ БАСЕЙН В СОМЕ

Лигнитовый каменноугольный бассейн расположен в Турции в районе Сомы (провинция Маниса). Разработка открытой шахты ведется в северной части месторождения, где угольные пласты залегают неглубоко. Поблизости проходит подземная разработка угля на глубине 150–400 м. На аналогичной глубине начато производство угля в Соме на шахте Эйнез. Государственными и частными компаниями разрабатываются проекты по добыче угля на глубине 700–1200 м на расстоянии 5 км от ближайших действующих шахт.

Несмотря на наличие нескольких угольных пластов в данной зоне, экономически важен разрабатываемый угольный пласт $КМ_2$ (рис. 2). Мощность пласта $КМ_2$, расположенного вдоль бассейна, составляет 5–30 м. Качество и тепловой коэффициент угля уменьшаются от верхней части к основанию. Приблизительно на среднем уровне угольного пласта увеличива-

ется содержание глинозема и глинистого сланца, соответственно уменьшается прочность угля и снижается его качество. Под миоценовым пластом $КМ_2$ залегает стратиграфический слой M_1 , состоящий из слабоцементированных глинистых обломочных горных пород и песчаника. В слое M_1 можно обнаружить более высокое содержание глины на разных участках бассейна, что может вызывать проблемы во время рабочего процесса. Миоценовый слой M_2 мощностью 30–70 м состоит из мергеля и залегает над пластом $КМ_2$. В северной части бассейна наклон угольного пласта доходит до 25° и выравнивается до горизонтального уровня в южной и юго-восточной частях, включая регионы тектонического воздействия. Слой M_2 представляет массивную структуру с редко расположенными наслоениями и вертикальными швами, заполненными кальцитом. Участок M_2 , имеющий трехметровую толщину и лежащий на угольном пласте $КМ_2$ (непосредственная кровля), структурно более деформирован по сравнению с верхними участками M_2 . Пласт, покрывающий слой M_2 , более слабый, чем M_2 . Верхние участки перекрывающей породы состоят из глинистого сланца, мергеля, песчаника, гравия и прослоек известняка, относящихся к плиоценовому периоду. Мощность различных слоев может меняться по всему бассейну. Одними из главных особенностей являются сильные тектонические нарушения по всему бассейну и значительное изменение качества породного массива, которое часто наблюдается на его коротких интервалах.

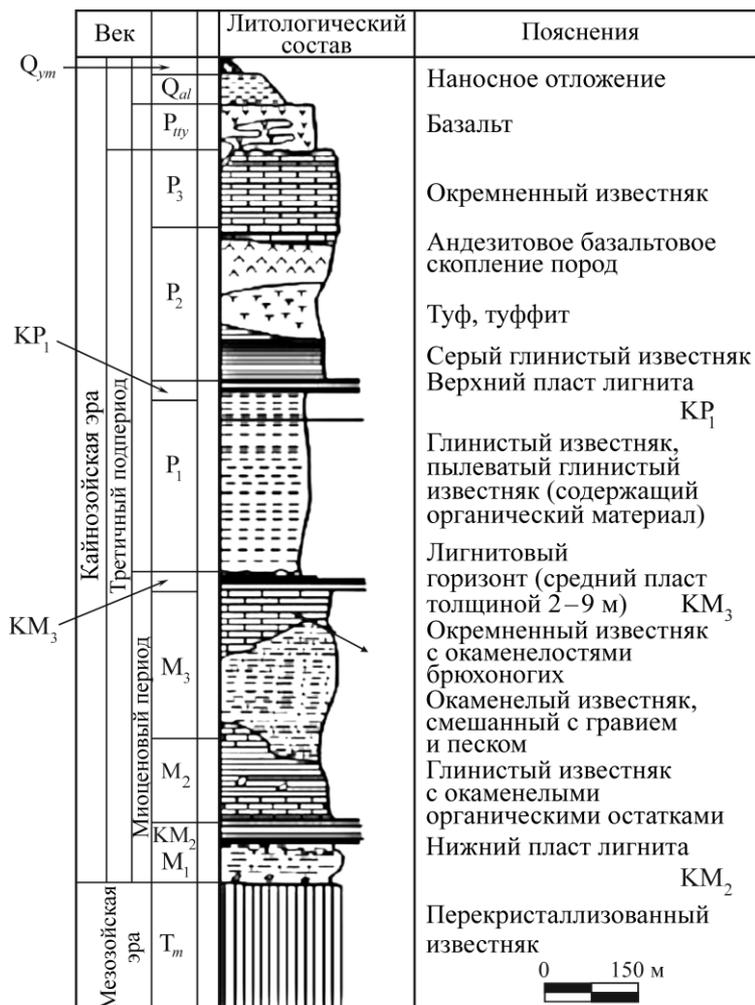


Рис. 2. Обобщенная стратиграфическая колонка угольного месторождения в Соме [9]

Значения основных параметров горного массива в системе Q [11, 12], характеристика породной толщи RMR [13, 14], геологический индекс прочности GSI [15, 16] и изначальный предел прочности при одноосном сжатии σ_c приведены в табл. 1.

ТАБЛИЦА 1. Характеристика состава горного массива

Состав	Горная порода	Мощность, м	Основная характеристика породной толщи RMR	Система Q	Геологический индекс прочности GSI	σ_c , МПа
Кровля	Мергель	~ 30	50–65	1.00–10.0	60–80	50–100
Непосредственная кровля	Мергель	~ 3	35–55	0.02–0.2	40–60	50–100
Уголь	Лигнит	~ 16	20–45	0.01–0.2	30–55	5–30
Подшва	Обломочная порода	—	35–55	0.02–1.0	50–60	1–30
Перекрывающие породы	Известняк, алевроит, глинистый известняк	~ 800–1200	15–50	0.01–1.0	15–45	1–80

Исходные параметры получены как в лабораторных условиях, так и в процессе исследований скважин при залегании угля на глубине более 800 м. Геомеханические параметры горных пород геологических структур приведены в табл. 2. На угольном месторождении в Соме определялись свойства горных пород для решения различных задач [5, 17, 18]. Исследования проводились на участках выемочного штрека [5], при выемке целика и оценке устойчивости охранных целиков, для решения вопросов охраны шахтных стволов [18, 19]. Результаты настоящего исследования наиболее полные, так как работа посвящена проблеме обрушаемости подкровельной толщи угольного пласта. Параметры состояния остаточной намагниченности рассчитаны на основе оценки геологического индекса прочности горного массива [20], а расчет критериев Хоека – Брауна описан в [21].

ТАБЛИЦА 2. Геомеханические параметры горных пород геологических структур

Перекрывающие породы	E , ГПа	c_{\max} , МПа	φ_{\max} , град	σ_{\max} , МПа	c , МПа	φ , град	σ_t , МПа
	0.70	0.40	38.0	0.08	0.20	34.0	0.04
Слой	E , ГПа	σ_c , МПа	GSI_{\max}	GSI	m_i	$m_{b,\max}$	m_b
М ₂ мергель	12.325	70	80	28	25	12.239	1.911
М ₂ непосредственная кровля	7.280	70	60	23	25	5.991	1.598
КМ ₂ верхняя зона угольного пласта	2.449	30	75	26	10	4.095	0.712
КМ ₂ средняя зона угольного пласта	2.449	30	70	26	10	3.425	0.712
КМ ₂ нижняя зона угольного пласта	0.319	10	55	20	10	2.005	0.574
М ₁ глинистый	1.225	15	55	24	10	2.005	0.663
М ₁ обломочные породы	0.798	25	40	23	12	1.408	0.767

Примечание. E — модуль упругости массива; c_{\max} , φ_{\max} , σ_{\max} — максимальные значения сцепления, внутреннего угла трения и прочности на растяжение соответственно; c , φ , σ_t — остаточные значения тех же прочностных параметров массива

МЕТОД КОНТРОЛИРУЕМОГО ОБРУШЕНИЯ ВЕРХНИХ ПАЧЕК УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ДЛИННЫМИ ЗАБОЯМИ

Полумеханизированные и механизированные длинные забои расположены в северной части месторождения в Соме [5, 18, 22]. Здесь на шахте Ишиклар ведется разработка угольного пласта, расположенного под наклоном $20-25^\circ$, параллельно уходящего вглубь от открытого месторождения на 150–300 м. Длина забоя в угольном пласте мощностью 20–22 м составляет 60 м. Толщина слоя вырабатываемого угля в верхней части пласта варьирует в пределах 16–18 м. По причине узкого забоя, крепкой основной кровли (M_2 мергель) и небольшой глубины столкнулись с малыми объемами извлекаемого угля в пределах расположения основной кровли. Порядок отработки — от верхних панелей к нижним. После выработки второй и третьей панели полное обрушение и выемка (добыча $> 90\%$) верхних пачек угля достигнуты предварительными взрывными работами и обширным разрушением основной кровли. На данном участке установили забойную крепь и забойный скребковый конвейер, верхние слои угля собирались с верхней части подъемного устройства. Такой способ имел значительное преимущество благодаря отсутствию блокировки при обвале больших кусков угля или породы. Обрушение основной кровли стало более интенсивным, так как предшествующая отработка спровоцировала ее разрушение.

На соседних шахтах работы проводились в горизонтальных мощных угольных пластах (до 30 м). Метод отработки — слоевая выемка верхних пачек угля традиционным способом сплошной разработки, при которой предполагалось обрушение главной кровли в ходе послойной добычи. Оставшаяся часть угольного пласта может быть отработана полумеханизированным или механизированным способом длинными забоями с обрушением верхних пачек угля [5, 9, 10, 19] с варьируемой длиной забоя. На шахте Эйнез на глубине 200 и 400 м отработка ведется забоями длиной 180–200 м: верхние слои разрабатываются традиционным методом, а следующие — методом длинных забоев с обрушением верхних слоев угля [5]. Работа длинными забоями ведется с максимальной добычей верхних слоев угля ($> 90\%$), которая достигается при наличии допустимого разубоживания.

Южные шахты Сомы находятся в стадии проектирования и разработки. На глубине 700–1200 м длина забоя будет предположительно составлять 160 м, ограничиваться зонами разрывов и другими геологическими явлениями. Наклон угольного пласта варьирует в пределах $6-10^\circ$. В условиях большой глубины и значительной длины забоя характер обрушаемости будет меняться. При данных обстоятельствах работы должны ограничиться однопроходной отработкой угольного пласта шириной 16 м, что выходит за пределы традиционных способов, учитывая высокие объемы добычи.

ОЦЕНКА ОБРУШАЕМОСТИ ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩЕГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Оценка характера обрушаемости верхнего слоя угля может быть связана с несколькими подходами, в частности с численным анализом и эмпирическими методами [6, 23]. Однако эта тема недостаточно изучена. В эмпирических подходах отсутствуют подробные входные данные технических условий, непосредственно влияющих на успешное обрушение. К таким данным относятся: необходимость и применение предварительного дробления верхнего слоя угля посредством взрывных работ или гидравлического разрыва породы, длина забоя, плотность крепи, скорость продвижения забоя, размещение щита, последовательность и продолжительность выдачи угля из шахты на поверхность, установленное давление щитовой крепи. Испол-

зование этих данных при эмпирическом подходе практически невозможно. Однако наиболее простые геологические и геомеханические параметры понятны и применяются в методиках определения коэффициента обрушаемости. К таким параметрам относят: китайский α -коэффициент, предел прочности угольного пласта при одноосном сжатии, индекс трещиноватости угля, толщина пустого слоя и толщина верхнего угольного слоя. Индекс обрушаемости CI, предложенный государственным объединением научных и прикладных исследований (CSIRO, Австралия), используется в расчетах глубины отработки, при испытании образцов угля на прочность и в расчетах толщины верхнего слоя угля. Оба значения могут использоваться для оценки общего объема выемки угля. В [24] отмечается, что исследования проводились в условиях китайских шахт. Нужно отметить, что в некоторых эмпирических подходах объемы отборки ограничены, не содержат информации о глубокозалегающих породах, поэтому не были учтены в данном исследовании.

Еще один индекс обрушаемости, предложенный в [6], основан на данных численного моделирования, разработанного при помощи серии комбинаций дискретных элементов. Выявлены параметры, влияющие на обрушаемость, к которым относятся: модуль деформации, напряженное состояние в пласте по всем осям, толщина пласта, расстояние между вертикальными и горизонтальными отдельностями. Разработанная численная модель проверена в реальных горнодобывающих условиях.

В [25] изучалось влияние угла наклона угольного пласта на характер обрушаемости и установлено, что чем больше угол наклона, тем меньше проявляется тенденция к обрушению верхних слоев. Данное исследование представлено в виде количественного описания и классификации на основе численного моделирования.

Многие исследователи предпочитают использовать доступные для коммерческих целей программы метода конечных элементов, в частности Itasca PFC, UDEC и 3DEC, которые способны провести анализ разрывности [6, 8, 25–27] при моделировании обрушения верхнего слоя угля. Программа, разработанная компанией Itasca, и методы анализа разрывности хорошо подходят для моделирования процесса обрушения пород, имеющих геологическую структуру, схожую с углем (клинажи, напластования, отдельности). Еще одним преимуществом использования данных программ является их способность вычислять большие деформации. Для работы программ необходимы следующие входные данные: интервал между большими разрывами, ориентация, геометрия породных блоков, деформируемость в местах нарушения сплошности и прочность, параметры неповрежденных пород. Однако большинство ученых решает проблему, приняв движение верхних слоев угля за движение сыпучей среды, что в любом случае не является действительным. Подходы с использованием континуальной конструкции, например метод конечных элементов, также применяются для решения задач, связанных с обрушаемостью верхних угольных слоев [2, 5, 8–10, 23, 28].

Давление на опору, действующее на область забоя, играет важную роль в разрыве верхних слоев угля [8, 23]. Обрушение неповрежденных пород и кровли — еще один немаловажный аспект наряду с контролируемым обрушением, моделируемым при помощи анализа разрывности. С увеличением глубины и напряжения в зоне естественного залегания области нарушения сплошности образуют взаимосвязь вследствие увеличения нормального напряжения. Возросшее напряжение приводит к повреждениям в породе и эффект контролируемого разрушения снижается по сравнению с неглубокой шахтой в прочной неповрежденной горной породе, что делает численные методы сплошной среды более применимыми.

В южной части угольного бассейна в Соме толщина перекрывающей породы превышает 700 м, кровля прочная с редко расположенными отдельностями и напластованиями. В представленном исследовании применено численное моделирование, направленное на наблюдение за процессом разрушения породного материала и выявление характера обрушаемости верхних слоев угля с применением и сравнением кривых отпора грунта при длиннотрапной отработке и увеличении обрушения. Тем не менее все еще сложно оценить объем и характер обрушаемой породы, соответствующий всем видам анализа.

ЭМПИРИЧЕСКИЙ ПОДХОД

Поскольку действующие шахты расположены на разной глубине от 150 до 400 м, данные с этих шахт взяты для сравнительных целей. На активных длиннотрапных разработках угля при помощи обрушения верхних слоев наблюдения осуществлялись в процессе добычи. На угольных шахтах Сомы, расположенных в северном секторе на относительно небольшой глубине, необходимо проведение предварительных взрывных работ, после чего обрушение породы достигается длинными забоями при малой скорости проходки. В связи с небольшими размерами лицензионных участков разрабатываемых шахт, операторы стараются добиться как можно больших объемов добычи (>95 %) и предпочитают дополнительную выемку кровли, содержащей уголь, путем отработки длинными забоями с обрушением верхних слоев угольного пласта. Условия, подобные тем, что возникли при подземной отработке угольного пласта, расположенного под наклоном на шахте Ишиклар, отсутствуют в эмпирических подходах. Ввиду отсутствия натуральных измерений напряжения, оно было вычислено исходя из силы гравитации и значений горизонтального и вертикального напряжений, полученных в ходе измерений в условиях добычи из глубоко залегающих горизонтов. Входными параметрами для эмпирического подхода являются вертикальное σ_v и горизонтальное σ_h исходное напряжение, предел прочности на одноосное сжатие σ_c , мощность подкровельной толщи угля T , модуль упругости угля E_i , расстояние между трещинами по вертикали J_v и горизонтали J_h . В [6] описывается основное расстояние обрушения MCD как расстояние от точки забоя в верхних слоях угля, в которой происходит обрушение всей породы, до конечной точки пустоты, образованной этим обрушением от начальной точки. Индекс обрушаемости не учитывает обрушение кровли из-за отсутствия необходимых исходных данных. Объем добычи верхнего слоя угля TCR — процентное значение от общего объема добытого угля. На шахтах, расположенных на глубине 800, 400, 300 и 150 м, были взяты значения верхнего и нижнего пределов прочности породы. Кроме объема добычи верхнего слоя угля и основного расстояния обрушения, модуль упругости в неповрежденных угольных пластах может быть вычислен при помощи следующих уравнений [6]:

$$E_i = 0.161\sigma_c + 1.7705,$$

$$\text{MCD} = 2.451E_i + 0.46T + 12.56J_h + 19.56J_v + 22.417e^{-0.0316\sigma_h} - 23.84,$$

$$\text{TCR} = 63.13T^{-0.1514} - 8.85E_i - 82.447J_v + 0.015\sigma_v^2 + 0.0000401\sigma_v + 91.093.$$

В табл. 3 приведены индексы обрушаемости из работы [6] для трех различных глубин. Трещиноватость, значения деформируемости указаны с учетом слабых и прочных участков угольного пласта. Мощность верхнего слоя угля 13 м взята в качестве постоянного значения для всех выполненных исследований.

ТАБЛИЦА 3. Оценка индекса обрушаемости, согласно [6]

Показатель	Глубина залегания угольного пласта (м) и степень обрушаемости					
	800 Слабая	800 Прочная	400 Слабая	400 Прочная	150 Слабая	150 Прочная
T , м	13.0	13.0	13.0	13.0	13.0	13.0
σ_v , σ_h , МПа	18.3	18.3	8.8	8.8	3.3	3.3
E_i , ГПа	4.2	6.6	4.2	6.6	4.2	6.6
J_h , J_v , м	0.1	0.2	0.1	0.2	0.1	0.2
MCD	8.2	17.3	12.6	21.7	15.8	24.9
TCR	93.5	64.0	89.7	60.2	88.7	59.2

В случае разработки прочного угольного пласта объем добычи составляет примерно 60 % независимо от глубины. Основное расстояние обрушения MCD верхнего слоя угля увеличивается с ростом глубины. Более прочные образцы угольных пластов делятся на классы III и IV с умеренной и слабой степенью обрушаемости соответственно. В настоящее время на шахтах в Соме применяются предварительные взрывные работы и длиннозабойная отработка с малой скоростью проходки на глубине около 150 м. Такие методы позволяют проводить добычу угля в более прочных верхних пластах. Из результатов, приведенных в табл. 3, следует, что даже при добыче на глубине 800 м могут быть необходимы дополнительные гидравлические разрывы пластов [29], которые могут увеличить объем добычи на 5 %. В ходе исследования сделан вывод о том, что глубина имеет меньшее значение по сравнению с механическими свойствами угля. Эмпирический метод не учитывает длину забоя, поведение кровли и другие детали, важные при выполнении количественного анализа.

ПОСТРОЕНИЕ КРИВЫХ ОТПОРА ГРУНТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ

Для численного моделирования использовалась программа Rocscience Phase2 v.8 для анализа плоской деформации методом конечных элементов [30]. Кривые отпора грунта (метод конвергенции-замкнутости) [31, 32] взяты для сравнения характера обрушаемости верхних слоев угля, так как данный метод является эффективным инструментом при работе с моделью плоской деформации. Кривые отпора грунта необходимы при проектировании туннельной крепи, однако некоторые ученые использовали этот метод для изучения взаимодействия породы и крепи при разработке длинными забоями [33, 34], но не для оценки обрушаемости верхних пачек угля. Моделирование выполнено только для длинных забоев, главные и бортовые штреки не принимались во внимание. Плотность расчетной сетки конечных элементов увеличивалась равномерно вокруг длинных забоев на исследуемом участке. На основании модели Мора–Кулона при перегруженном состоянии выявлено упруго-хрупкопластичное поведение массива, при этом критерии обрушаемости для перекрывающих пород, угольного пласта и основания принимались на основе данных, представленных в табл. 2.

Сечение шахтного ствола спроектировано параллельно забою. Оно использовалось для установления необходимой длины сплошного забоя, обеспечивающей успешное обрушение верхних пачек угля и прочность основной кровли, а также для построения кривых отпора грунта. По данным о пределе прочности на растяжение пластически деформируемого элемента у основания кровли по вертикальной оси выявлено изменение параметров, отражающих активность обрушения.

Главный принцип модели отпора грунта основан на моделировании длинного забоя и постепенном уменьшении внутреннего напряжения, прилагаемого вдоль границ длинного забоя. Общий размер и граничные условия для моделей вычисления отпора грунта показаны на рис. 3.

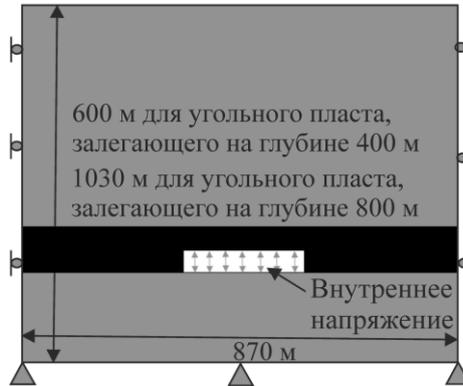


Рис. 3. Концептуальный дизайн цифровых моделей

После задания напряжения в зоне проведения работ на начальной стадии моделирования уменьшается внутреннее напряжение (табл. 4). Далее строятся кривые отпора грунта в смещениях в зависимости от внутреннего напряжения.

ТАБЛИЦА 4. Коэффициенты уменьшения внутреннего напряжения σ_v для глубин 400 и 800 м

Стадия моделирования	σ_v	Внутреннее напряжение, МПа	
		400 м	800 м
1	1.0	9.0	18.9
2	0.8	7.2	15.1
3	0.6	5.4	11.4
4	0.4	3.6	7.6
5	0.2	1.8	3.7
6	0.1	0.9	1.9
7	0.075	0.7	1.4
8	0.05	0.5	0.9
9	0.025	0.2	0.3
10	0	0	0

При моделировании пластов одинаковой толщины, залегающих на глубине 400 и 800 м, была изменена только толщина геологического материала при воздействии покрывающих пород. На рис. 4 дано подробное представление угольного пласта. Место длинного забоя установлено в так называемой переходной зоне угля с высотой забоя 3 м.

Характеристика отпора грунта исследована с использованием трех различных длин забоя (60, 160 и 200 м) на двух уровнях глубины (400 и 800 м). Кроме того, на угольной шахте Ишиклар смоделирован угольный пласт, залегающий под наклоном (рис. 5), и проанализирован отпор грунта первых трех выемочных панелей путем построения моделей с учетом разных глубин залегания (400 и 800 м). На угольной шахте Ишиклар разработка ведется вдоль залегания угольного пласта с ограничением длины забоя 60 м.

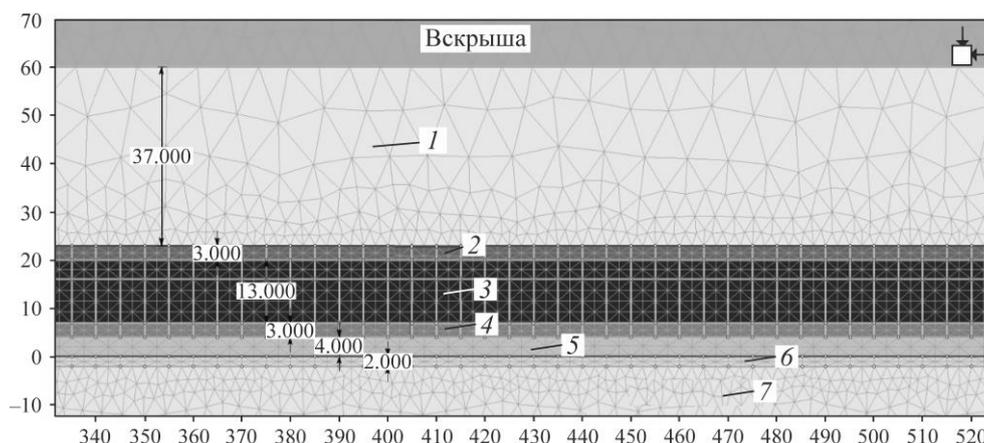


Рис. 4. Численная модель угольного пласта на шахтах в Соме: 1 — кровля выработки М₂; 2 — непосредственная кровля М₂; 3 — зона верхнего угольного пласта КМ₂; 4 — зона промежуточного угольного пласта КМ₂; 5 — зона нижней части угольного пласта КМ₂; 6 — глинистая обломочная порода М₁; 7 — обломочная порода, граувакка, кристаллический сланец М₁

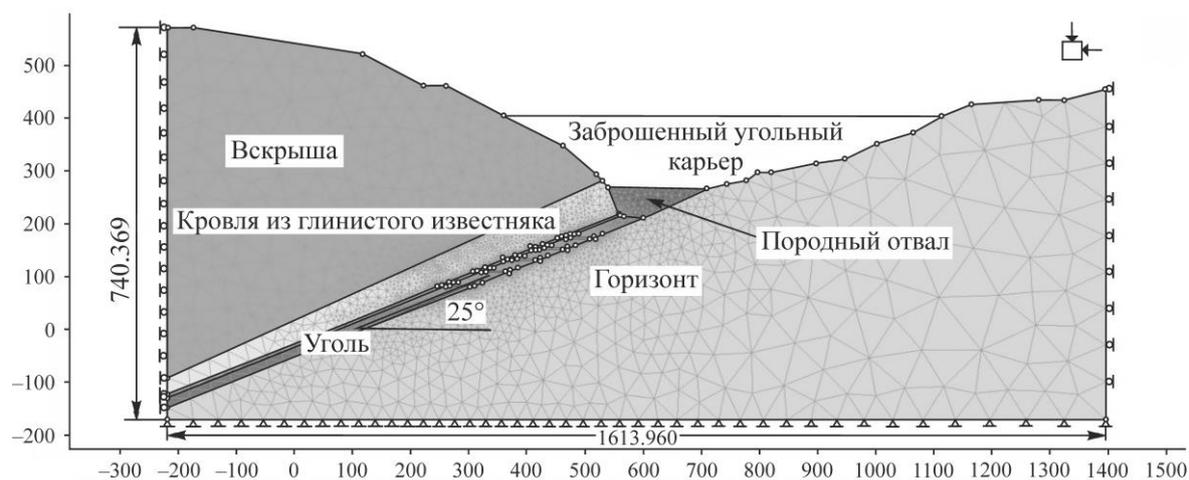


Рис. 5. Расчетная сетка конечных элементов, смоделированная для длинных забоев разработки пласта, залегающего под наклоном

Давление на крепь при разработке длинными забоями равно в среднем 1 МПа или ниже. На самом деле данное давление на опору нельзя сравнивать непосредственно с напряжением в области забоя. Установленное вертикальное давление на забой составляет 2–4 МПа, что близко к значению остаточного сопротивления в угольном массиве. Очевидно, что главным опорным элементом является сам забой. Отпор крепи, возведенной в длинных забоях, улучшает взаимосвязь пластов и уменьшает их разрыв, что гарантирует устойчивость пород. Однако при использовании обычной неустойчивой к давлению щитовой крепи может произойти осадка кровли.

Были определены глубина, длина забоев и соответствующие кривые отпора грунта (рис. 6). При изучении проблемы проведено сравнение длин забоев. Установлено, что забой длиной 60 м проявил более низкий потенциал деформации. При одинаковом внутреннем напряжении на границе длинного забоя достигнутая деформация оказалась сравнительно небольшой. Учитывая диапазон наклона кривых отпора грунта (2–4 МПа), можно сделать заключение о твердости пласта. На угольном бассейне в Соме отработка часто ведется забоями длиной 60–80 м.

Обрушение кровли — достаточно распространенная проблема, наравне с обрушением верхних слоев угольного пласта, особенно при отработке первой панели сектора. В настоящее время при проведении традиционной отработки длинными забоями предлагается предварительное обрушение кровли вдоль верхних слоев угольного пласта при глубине залегания менее 300 м. Индуцирование деформации и напряжения на определенном участке имеет большое влияние и может облегчить обрушение кровли и верхних слоев угля при длиннозабойной отработке в условиях узкого забоя. Анализ кривых отпора грунта при отработке угольного пласта толщиной 16 м и забоем длиной 60 м показал, что обрушаемость верхних слоев угля будет недостаточной. На глубине 160–200 м при длиннозабойной отработке обрушаемость также будет недостаточной; улучшение обрушаемости будет наблюдаться только на глубине от 400 до 800 м. Отработка на глубине 150 м проводится на шахте Ишиклар, на глубине 400 м — в угольном карьере Эйнез. Отработка на глубине 800 м предполагается для будущих угольных шахт.

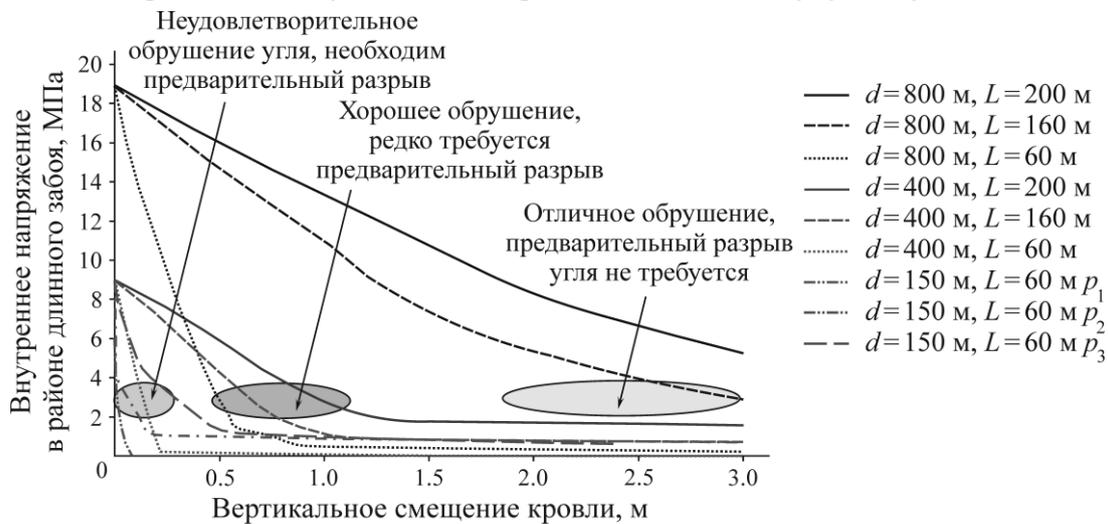


Рис. 6. Реакция грунта при разработке длинными забоями на различных глубинах в угольном бассейне в Соме

Меры предосторожности на основе кривых отпора грунта, построенных по результатам данного исследования, не могут быть использованы для оценки требований к разработке системы крепи.

ВЫВОДЫ

Проблема разработки горного месторождения зависит в некоторой степени от неопределенности, связанной с геологическими условиями, строительными и эксплуатационными факторами. В лигнитовом бассейне в Соме отработка угольного пласта длинными забоями велась на глубине 150–400 м. Горнотехнические условия и параметры отработки были известны. Для проведения предполагаемых горных работ осуществлялась отработка путем обрушения горной породы. Для анализа использовался ранее разработанный индекс обрушаемости, для оценки характера обрушаемости верхних угольных слоев — кривые реакции грунта. Согласно данным отпора грунта, сделано заключение по обрушаемости породы без необходимости соблюдения мер предосторожности из-за преждевременного растрескивания подкровельной толщи угля. Однако такие важные технологические параметры, как скорость продвижения длинного забоя, заданное давление, мощность щитов, точное выравнивание забоя, не были учтены. Успех добычи верхних пачек угля при разработке длинными забоями напрямую зависит как от режима и методов отработки, так и от совместимости и согласованности механизации в условиях разрабатываемой шахты.

Автор выражает благодарность компании Polyak Eynuz Energy Mining A. Ş. и Fina Energy, а также всему персоналу за поддержку исследовательского проекта и обеспечение данными, использованными в работе. Автор лично благодарит горных инженеров Поляка Эйнеза, Феридуна Эмре Ягымлы, Али Тюркоглу, Мехмета Кылыча за предоставление подробных данных о геологическом строении исследуемой области и, в частности, Ахмета Эрела, который поделился своим богатым опытом работы на шахтах месторождения в Соме.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Wang J., Yang S., Li Y., Wei L., and Liu H.** Caving mechanisms of loose top-coal in longwall top-coal caving mining method, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2014, Vol. 71. — P. 160–170.
2. **Yasitli N. E. and Unver B.** 3D Numerical modeling of longwall mining with top-coal caving, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2005, Vol. 42, Issue 2. — P. 219–235.
3. **Doktan M. and İnci Y.** Status of thick seam coal mining over the world and in Turkey, *Proc. 10th Turkey Scientific and Technical Congress*, Ankara, 1987. — P. 51–65.
4. **Doktan M. and İnci Y.** The Production Method Adapted in Underground Pits of ELI-Soma Region and Possibilities of Mechanisation, *Madencilik*, 1986, Vol. 25. — P. 5–20.
5. **Basarir H., Oge I. F., and Aydin O.** Prediction of the stresses around main and tail gates during top coal caving by 3D numerical analysis, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2015, Vol. 76. — P. 88–97.
6. **Vakil A. and Hebblewhite B. K.** A new cavability assessment criterion for Longwall Top Coal Caving, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2010, Vol. 47, Issue 8. — P. 1317–1329.
7. **Suchowerska A., Merifield R., and Carter J.** Vertical stress changes in multi-seam mining under supercritical longwall panels, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2013, Vol. 61. — P. 306–320.
8. **Alehossein H. and Poulsen B. A.** Stress analysis of longwall top coal caving, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2010, Vol. 47, Issue 1. — P. 30–41.
9. **Aksoy C. O., Küçük K., and Uyar G. G.** Long-term time-dependent consolidation analysis by numerical modelling to determine subsidence effect area induced by longwall top coal caving method, *Int. J. Oil Gas Coal Tech.*, 2016, Vol. 12, No. 1. — P. 18–37.
10. **Aksoy C. O., Küçük K., and Uyar G. G.** Safety pillar design for main galleries in multi-slice longwall top coal caving method, *Int. J. Oil Gas Coal Tech.*, 2015, Vol. 9, No. 3. — P. 329–347.
11. **Barton N., Lien R., and Lunde J.** Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support, *Rock Mech.*, 1974, Vol. 6, Issue 4. — P. 189–236.
12. **Norwegian Geotechnical Institute.** Using the Q-system rock mass classification and support design [Электронный ресурс]. — Режим доступа: www.ngi.no (дата обращения 15.12.2017).
13. **Bieniawski Z.** Engineering rock mass classifications, New York, Wiley, 1989.
14. **Lowson A. R. and Bieniawski Z. T.** Critical assessment of RMR-based tunnel design practices: a practical engineer's approach, *Proc. Rapid Excavation and Tunneling Conference*, Washington, DC, 2013. — P. 180–198.
15. **Hoek E., Carter T. G., and Diederichs M. S.** Quantification of the geological strength index chart, *Proc. 47th U. S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*, California, 2013, ARMA 13-672. — P. 1–8.
16. **Marinos V.** Tunnel behaviour and support associated with the weak rock masses of flysch, *J. Rock. Mech. Geotech. Eng.*, 2014, Vol. 6, Issue 3. — P. 227–239.
17. **Aksoy C. O., Kose H., Onargan T., Koca Y., and Heasley K.** Estimation of limit angle using laminated displacement discontinuity analysis in the Soma coal field, Western Turkey, *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci.*, 2004, Vol. 41, Issue 4. — P. 547–556.
18. **Aksoy C. O., Kose H., Yalçın E., and Heasley K.** Mark Enhancing the safety of remnant pillar recovery in lignite by numerical modelling, *CIM Bulletin*, 2004, Vol. 97, Issue 1082.

19. **Aksoy C. O.** Three-dimensional finite element analysis of an undermined shaft at the Hustas mine, Turkey, CIM Bulletin, 2005, Vol. 98, No. 1089. — P. 38.
20. **Cai M., Kaiser P. K., Tasaka Y., and Minami M.** Determination of residual strength parameters of jointed rock masses using the GSI system, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., 2007, Vol. 44, Issue 2. — P. 247–265.
21. **Hoek E., Carranza-Torres C., and Corkum B.** Hoek-Brown failure criterion — 2002 Edition, Proc. NARMS-TAC Conference, Toronto, 2002. — P. 267–273.
22. **Yılmaz A. I., Büyükyıldız G., Ekici A., Çalık M., Önder Ö., and Aksoy C. O.** Staff transportation two way on the belt conveyor, Acta Montanistica Slovaca, 2013, Vol. 18–3. — P. 141–150.
23. **Humphries P. and Poulsen B.** Geological and geotechnical influences on the caveability and drawability of top coal in longwalls, Proc. Aziz N (ed), Coal 2008: Coal Operators' Conference, University of Wollongong and the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2008. — P. 56–66.
24. **Dattatreya J. V., Khanal M., Adhikary D., and Balusu R.** Geotechnical studies for introducing high capacity longwalls and longwall top coal caving mining in SCCL: a case study, Proc. 4th Coal Summit, New Delhi, India, 2012.
25. **Quang H. D., Mitra R., and Hebblewhite B.** Effect of seam dip on face orientation of longwall top coal caving, Proc. 43rd U. S. Rock Mechanics Symposium and 4th U.S.-Canada Rock Mechanics Symposium, Asheville, North Carolina, 2009, ARMA-09-110. — P. 367–376.
26. **Wang J., Zhang J., Song Z., and Li Z.** Three-dimensional experimental study of loose top-coal drawing law for longwall top-coal caving mining technology, J. Rock Mech. Geotech. Eng., 2015, Vol. 7, Issue 3. — P. 318–326.
27. **Su H., Bai J., Yan S., Chen Y., and Zhang Z.** Study on gob-side entry retaining in fully-mechanized longwall with top-coal caving and its application, Int. J. Min. Sci. Technol., 2015, Vol. 25, Issue 3. — P. 503–510.
28. **Xie H., Chen Z., and Wang J.** Three-dimensional numerical analysis of deformation and failure during top coal caving, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., 1999, Vol. 36, Issue 5. — P. 651–658.
29. **Huang B., Wang Y., and Cao Y.** Cavability control by hydraulic fracturing for top coal caving in hard thick coal seams, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci., 2015, Vol. 74. — P. 45–57.
30. **Rocscience, Inc.** Phase2, v. 8. Rocscience Inc., Toronto, Canada, 2012.
31. **Brown E. T., Bray J. W., Ladanyi B., and Hoek E.** Ground Response curves for rock tunnels, J. Geotech. Eng., 1983, Vol. 109. — P. 15–39.
32. **Carranza-Torres C. and Fairhurst C.** Application of the convergence-confinement method of tunnel design to rock masses that satisfy the Hoek-Brown failure criterion, Tunn. Undergr. Space Technol., 2000, Vol. 15, Issue 2. — P. 187–213.
33. **Barczak T. M.** A retrospective assessment of longwall roof support with a focus on challenging accepted roof support concepts and design premises, Proc. 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, 2006. — P. 232–244.
34. **Medhurst T. P. and Reed K.** Ground response curves for longwall support assessment, Trans. Inst. Min. Metall. A. Min. Technol., 2005, Vol. 114, Issue 2. — P. 81–88.

Поступила в редакцию 10/IV 2018