УДК 622.281.74 DOI: 10.21440/0536-1028-2022-3-82-94

Совершенствование методики расчета параметров анкерной крепи выработок угольных шахт в зонах влияния сближенных угольных пластов

Сидоренко А. А.[1], Апарин А. Г.[1]*, Дмитриев П. Н.[1]
[1] Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, Россия
e-mail: alekseyap@icloud.com

Реферат

Цель работы *– совершенствование методики расчета параметров анкерной крепи участковых подготовительных выработок угольных шахт, находящихся в зоне влияния зон повышенного горного давления, сформированных устойчивыми межстолбовыми целиками, оставленными при отработке сближенных угольных пластов.*

Методы исследования *– анализ современных методических подходов к расчету параметров анкерной крепи выработок угольных шахт, содержащихся в действующих нормативных документах, и мирового опыта обеспечения эксплуатационного состояния участковых подготовительных выработок при отработке сближенных угольных пластов длинными очистными забоями с оставлением устойчивых межстолбовых целиков.*

Результаты. *Показана необходимость совершенствования методических подходов к определению параметров анкерной крепи выработок, находящихся в зоне влияния краевых частей массива и целиков, сформированных при отработке сближенных пластов. Выполнен анализ влияния ширины целика на его напряженно-деформированное состояние. Обоснованы расчетные формулы, позволяющие учесть ширину целика, оставленного при отработке выемочных участков сближенных выше- и нижележащих пластов. Определены перспективные направления совершенствования схем и способов крепления участковых подготовительных выработок угольных шахт, позволяющие повысить скорость проведения участковых подготовительных выработок для своевременной подготовки новых выемочных участков при интенсивной угледобыче.*

Выводы и область применения результатов. *Параметры зон влияния целиков, сформированных при отработке сближенных пластов, в значительной степени определяются их шириной. Учет влияния зон повышенных проявлений горного давления от целиков является необходимым условием правильного расчета паспортов крепления участковых выработок, закрепляемых анкерной крепью. Разработанные рекомендации по совершенствованию методик расчета параметров крепи бортов участковых подготовительных выработок и величин прогнозируемых смещений в зонах повышенных проявлений горного давления от целиков позволяют повысить точность прогноза ожидаемых смещений и служат теоретической основой для успешного использования двухстадийных схем крепления горных выработок, благодаря которым увеличиваются темпы проходческих работ для своевременного обеспечения фронта очистных работ при интенсивной добыче угля. Результаты исследований могут быть использованы для обоснования паспортов крепления участковых подготовительных выработок, проводимых в зонах повышенных проявлений горного давления, формируемых целиками, оставленными при отработке сближенных угольных пластов.*

Ключевые слова: *подземная добыча угля; сближенные пласты; зоны повышенных проявлений горного давления; межстолбовые угольные целики; напряженно-деформированное состояние; участковые подготовительные выработки; анкерная крепь.*

Введение. Основной технологией поземной угледобычи в России является отработка пологих угольных пластов комплексно-механизированными длинными очистными забоями, которая, как правило, предусматривает отработку выемочных

столбов – блоков угля прямоугольной формы – с оставлением между ними неразрушаемых угольных целиков, ограждающих горные работы в пределах разрабатываемого столба от негативного влияния ранее отработанных смежных выемочных столбов. Применение в длинных очистных забоях современного надежного оборудования позволило многократно увеличить нагрузки на лавы и существенно повысить технико-экономические показатели подземной угледобычи [1, 2], что послужило причиной почти полного отказа от использования других технологий угледобычи. Вместе с тем интенсивная угледобыча приводит к быстрой отработке запасов и постоянному увеличению глубины разработки, которое сопровождается повышением сложности и опасности горных работ вследствие роста горного давления и метаноносности разрабатываемых пластов. Ситуация усугубляется в случае оставления между отработанными выемочными столбами широких устойчивых целиков, которые являются концентраторами напряжений и которые при отработке сближенных угольных пластов формируют зоны повышенных проявлений горного давления, способных оказывать существенное негативное влияние на состояние выработок, охраняемых именно данными широкими целиками [3, 4]. В связи с тем что для большей части разрабатываемых в настоящее время месторождений мира характерным является залегание пластов в свитах, а технологии отработки пластов длинными очистными забоями с оставлением неразрушаемых целиков являются широко применяемыми, то проблема обеспечения эффективности и безопасности отработки сближенных пластов является характерной для всех ведущих угледобывающих стран (Китай, США, Австралия, Россия и др.) [5, 6]. Некоторые авторы даже утверждают, что оставление устойчивых целиков между выемочными столбами недопустимо [7, 8], и предлагают способы разупрочнения таких целиков для исключения формирования зон повышенного горного давления [8] или извлечение целиков с использованием очистного комплекса [7]. Другие подходы к решению проблемы предполагают формирование узких целиков переменной устойчивости – высокой при создании выработки благодаря установке канатных анкеров и снижаемой после прохода лавы путем раскрытия замков анкерной крепи [9]. Также в настоящее время ведутся численные исследования по определению оптимальных параметров при проектировании паспортов анкерного крепления [10]. Среди радикальных методов следует выделить возведение искусственных целиков заданной прочности [11]. В то же время, по мнению авторов, оставление широких целиков, не создающих существенных опорных эффектов, не является экономически оправданным только на больших глубинах, когда ширина таких целиков достигает 80–100 м и более.

Широкомасштабные шахтные исследования, проведенные в США, позволили сделать некоторым авторам вывод о том, что влияние сближенных пластов может привести к различным аварийным ситуациям лишь при мощности междупластья не более 200 футов (60 м) [12]. Вместе с тем специфика горно-геологических и горнотехнических условий шахт США не позволяет широко распространить такой вывод. В России для учета влияния зон повышенного горного давления от краевых частей и целиков, сформированных по сближенным пластам, в настоящее время применяют два нормативных документа: «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах», 2017 г. (далее по тексту «Рекомендации… ») и «Инструкцию по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» (далее по тексту «Инструкция по расчету анкерной крепи») (*Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. «Инструкция по расчету и применению*

анкерной крепи на угольных шахтах». ЦЕНТРМАГ, 2022. 168 с.). «Рекомендации… » содержат методические подходы к оценке параметров зон повышенного горного давления (ПГД) от краевых частей и целиков, сформированных по сближенным пластам, применительно к проблеме опасности таких зон по динамическим проявлениям горного давления и в данной работе не рассматриваются. «Инструкция по анкерному креплению» включает специальное приложение «Расчет параметров анкерной крепи подготовительных горных выработок, находящихся в зонах повышенных проявлений горного давления», согласно которому возможно оценить параметры зон повышенных проявлений горного давления (ППГД), а также спрогнозировать смещения кровли горных выработок, закрепленной анкерной крепью, проводимых и(или) поддерживаемых в указанных зонах. Вместе с тем анализ методических оснований «Инструкции по анкерному креплению» позволяет сделать вывод о неучете влияния зон ППГД при определении параметров крепи бортов выработок, что существенно снижает точность прогноза ожидаемых смещений в зонах ППГД.

Проблеме взаимного влияния сближенных пластов в свите посвящено несколько крупных исследований, выполненных как в России [13, 14], так и за рубежом [4, 12], результаты которых были использованы в нормативных документах. Вместе с тем анализ мирового опыта отработки сближенных пластов позволяет сделать вывод о том, что проблема до сих пор не решена, что подтверждается периодическим разрушением горных выработок [15] и динамическими явлениями, происходящими в зонах влияния сближенных пластов [16]. Таким образом, совершенствование расчета анкерной крепи подземных горных выработок в зонах влияния сближенных угольных пластов является актуальной задачей, от эффективности решения которой в значительной степени зависит безопасность и эффективность подземных горных работ.

Методы исследования. Выполнен анализ методических оснований расчетов параметров анкерной крепи и зон ППГД, содержащихся в действующем нормативном документе «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах», анализ практического мирового опыта отработки сближенных угольных пластов применительно к задаче обеспечения устойчивости выработок высокопроизводительных очистных забоев.

Результаты. Выполненный анализ методических оснований Приложения № 3 «Расчет параметров крепи для боков выработок и сопряжений» к «Инструкции...» показал, что необходимость установки анкерной крепи в боках горной выработки определятся степенью относительной напряженности вмещающих ее пород и пласта:

$$\delta_{б} = \frac{k_1 k_2 k_0 \gamma H}{R_{сб}}, \tag{1}$$

где γ – средний объемный вес пород, МН/м^3; H – глубина расположения горной выработки, м; $R_{сб}$ – расчетное сопротивление на сжатие пород в боках выработки, МПа; k_1 – коэффициент концентрации напряжений в боках от проходки горных выработок и сопряжений; k_2 – коэффициент увеличения напряжений в боках горных выработок и сопряжений от других горных выработок; k_0 – коэффициент увеличения напряжений в боках выработок и сопряжений при расположении их в зоне влияния опорного давления от очистных работ.

Неучет влияния повышенного горного давления от целиков и краевых частей, оформляемых на сближенных пластах, по мнению авторов, не позволяет приме-

нять формулу (1) для выработок, находящихся в зонах влияния надработки или подработки. Обеспечить применимость формулы (1) для выработок, находящихся в зонах влияния надработки или подработки, позволит введение коэффициента, учитывающего концентрацию напряжений в зоне ПГД от целиков и краевых частей массива сближенных пластов. Необходимость такого учета зон ПГД подтверждается высоким уровнем концентрации напряжений в краевых частях массива и целиков, который может достигать в краевой части массива или широкого целика величины, в 2–3 раза превышающей первоначальный геостатический уровень, а в узких неразрушаемых целиках – в 3–5 раз. С другой стороны, определение такого коэффициента концентрации потребует сложного учета целого ряда основных и дополнительных факторов, определяющих формирование зон ПГД, что косвенно подтверждается применением упрощенных методов оценки влияния зон ПГД, применяемых, например, в «Инструкции по горным ударам».

Анализ современных научных работ [3–5] позволяет выделить в качестве основных факторов, определяющих уровень концентрации напряжений, следующие: глубина ведения горных работ; мощность междупластья; положение выработки относительно краевой части пласта (смещение под краевую часть или выработанное пространство); ширина целика; вынимаемая мощность сближенного пласта. К числу дополнительных факторов следует отнести: прочность пород междупластья; категория кровли сближенного пласта; протяженность зоны опорного давления в краевой части массива сближенного пласта. Учет влияния такого большого числа факторов является нетривиальной задачей и требует проведения специальных исследований. Наиболее подходящими для таких исследований, по мнению авторов, являются численные методы механики сплошной среды, в частности метод конечных элементов.

На первом этапе оценки влияния сближенных пластов достаточно провести оценку мощности междупластья и величины смещения выработки под выработанное пространство относительно краевой части массива или целика. В случае если при отработке пластов на глубине менее 1000 м мощность междупластья превышает 90 м или смещение выработки, для которой проводится оценка необходимости установки анкерной крепи, под выработанное пространство сближенного пласта составляет более 50 м, то влияние сближенных пластов является незначительным и им можно пренебречь.

Следующим существенным, с точки зрения авторов, недостатком «Инструкции по анкерному креплению» является необоснованное увеличение расчетной ширины выработки, которая является шириной основания свода давления пород кровли, определяющего параметры паспорта крепления выработки, закрепленной анкерной крепью.

Расчетная ширина горной выработки $B_р$ с учетом возможного разрушения боков выработки в результате отжима угля определяется по формуле:

$$B_р = B + 2B_р, \tag{2}$$

где $B_р$ принимается равной 0,6–0,8 м.

Включение в формулу для определения ширины выработки настолько значительного запаса, по-видимому, предназначено для обеспечения учета всех возможных случаев разрушений боков выработки, находящихся в зоне влияния опорного давления лавы или смежного выемочного столба, а также в зоне влияния сближенного пласта. К сожалению, во-первых, формула (2) рекомендована

составителями документа для любых горных выработок, в том числе эксплуатируемых за пределами зон влияния опорного давления и повышенного горного давления, во-вторых, расчет и применение адекватного паспорта для крепления боков горных выработок позволяет избежать таких объемов разрушения, а в-третьих, даже в случае участковых выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, может быть выделено несколько этапов их эксплуатации, и, как правило, на начальных этапах имеют место наиболее благоприятные условия для поддержания выработки, где подобное разрушение боков выработки невозможно.

Напротив, недостаточно обоснованное увеличение ширины выработки на 1,2–1,6 м приводит к увеличению высоты свода естественного равновесия над нею, и, как следствие, к увеличению необходимой для крепления такой выработки длины анкеров в среднем на 0,7–1,2 м и повышения плотности их установки, что существенно увеличивает стоимость и сроки возведения крепи выработок. Вместе с тем именно продолжительность операций крепления, которая при использовании современных проходческих комбайнов, способных совмещать во времени все операции проходческого цикла, как правило, превышает продолжительность всех остальных основных операций проходческого цикла [1]. Избыточный «запас устойчивости» выработок, закрепленных анкерной крепью, по мнению авторов, является следствием недостаточного соответствия применяемых расчетных методов и паспортов крепления именно для крепления боков горных выработок – следствие недостатков указанной формулы (1).

Следует отметить, что предложение такого запаса прочности для выработки, эксплуатируемой вне зон влияния опорного давления действующей лавы, зоны опорного давления со стороны смежного выемочного столба или зоны повышенного горного давления со стороны сближенного пласта, является очевидно избыточным и совершенно необоснованным. В то же время в ситуации более существенного влияния одного из учитываемых факторов или одновременного влияния всех указанных факторов значение, полученное по формуле (1), становится явно недостаточным без учета возможного значительного отжима угля, который, как показывает практика поддержания выработок в зонах повышенного горного давления, может превышать 1,5 м с каждой стороны выработки. Таким образом, применение формулы (2) при расчете параметров анкерного крепления имеет следствием либо повышение затрат времени и средств на избыточное крепление горных выработок, что является основным сдерживающим фактором для повышения темпов проходческих работ и своевременной подготовки новых выемочных столбов для интенсивной подземной угледобычи, либо нарушает эксплуатационное состояние выработки, эксплуатируемой в условиях одновременного влияния нескольких факторов: опорного давления действующей лавы, опорного давления со стороны смежного столба, зоны повышенного горного давления от смежных пластов. Следует отметить, что в случае эксплуатации выработки в таких условиях ухудшение геомеханической ситуации создается постепенно: выработка вначале успешно проводится и поддерживается в зоне повышенного горного давления со стороны смежного пласта, затем ситуация осложняется в зоне действия опорного давления со стороны смежного выемочного столба, и наибольший уровень напряжений и смещений на контуре выработки формируется при подходе лавы отрабатываемого столба. При этом постепенность увеличения напряжений в окрестности выработки зачастую не позволяет прогнозировать нарушение ее эксплуатационного состояния вплоть до подхода лавы, сопровождающегося резким ростом напряжений и деформаций в сильно нагруженных боках выработки с одновременным ростом пучения почвы и оседания кровли выработки.

Другим существенным недостатком методических подходов, на которых основан действующий нормативный документ «Инструкция по анкерному креплению», по мнению авторов, является некорректность учета влияния ширины целиков на уровень смещений в зонах ППГД от целиков. На рис. 1 представлена схема из нормативного документа к расчету коэффициента изменения смещений для пластов, расположенных над и под целиком, где K – коэффициент изменения смещений; $K_{кн}^{ц}$, $K_{кп}^{ц}$ – коэффициенты увеличения смещений пород над

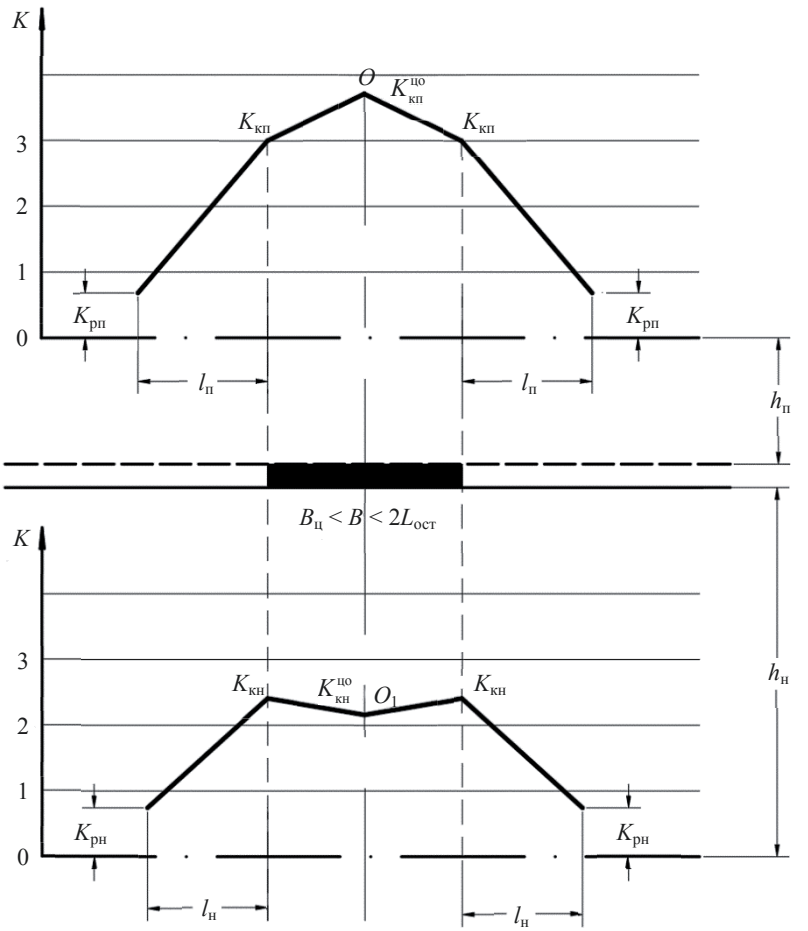

Рисунок 1. Графики для определения коэффициента изменения смещений пород в горных выработках над и под целиком
Figure 1. Graphs showing the coefficient of rock shift in mine workings over and under the pillar

и под кромкой пласта; $K_{кн}^{цо}$, $K_{кп}^{цо}$ – коэффициенты увеличения смещений пород на участках горных выработок, попадающих над или под центр целика (точки O и O_1); $K_{рп}$, $K_{рн}$ – коэффициенты разгрузки в подработанном и надработанном массиве; $l_п$, $l_н$ – протяженность зон влияния кромки подрабатываемого и надрабатываемого пласта в направлении выработанного пространства; $h_н$, $h_п$ – расстояние от влияющего пласта до горной выработки в кровле и в почве; $L_{ост}$ – ширина зоны остаточного опорного давления; B – фактическая ширина целика; $B_ц$ – предельная ширина неразрушаемого целика. Следует отметить, что в первую очередь сомне-

ние вызывает правильность графиков для пластов, располагающихся над и под целиком угля: показано, что для подрабатываемого пласта максимум смещений располагается над центральной частью целика, а для надрабатываемого – в центральной части целика ожидается минимум концентрации. Оба представленных графика смещений являются справедливыми лишь для определенных условий как для подрабатываемых, так и для надрабатываемых пластов: нижний график справедлив для широких целиков, а верхний – для узких. Очевидно, что они не могут применяться одновременно.

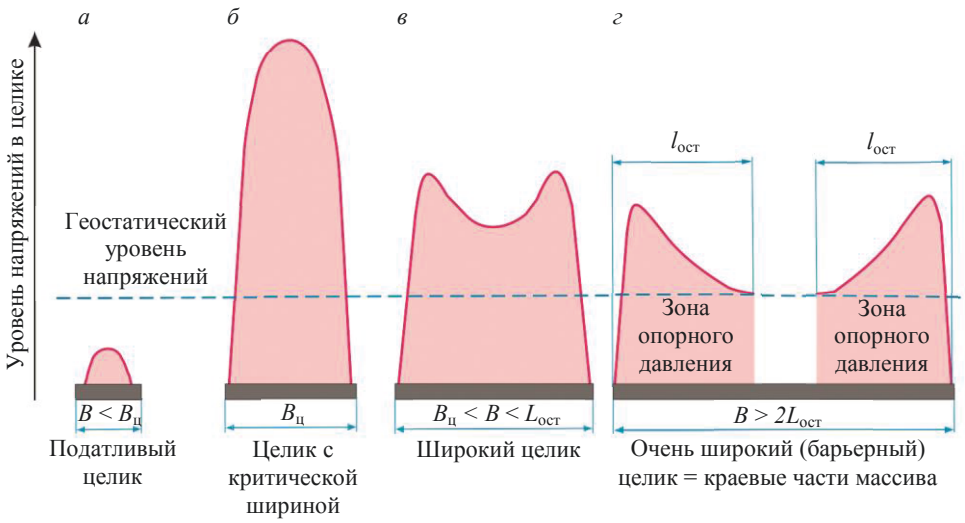

Рисунок 2. Распределение напряжений в целиках различной ширины
Figure 2. Distribution of stresses in pillars of various widths

Причины такого различия графиков могут быть пояснены схемами формирования нагрузок на целики различной ширины (рис. 2, где $l_{ост}$ – ширина зоны остаточного опорного давления; b – фактическая ширина целика; $b_ц$ – предельная ширина неразрушаемого целика.). Данный рисунок показывает, максимум напряжений в центральной части целика и в целом в его пределах отмечается при его размерах, близких, но превосходящих предельные – минимальную ширину неразрушаемого целика (рис. 2, *б*), которая также определяется по «Инструкции по анкерному креплению». Минимум напряжений в центральной части целика полагается, когда ширина целика стремится к максимальной, после превышения которой опорное давление со стороны каждой из его краевых частей перестает накладываться, после чего целик можно рассматривать как массив с формированием в его краевых частях независимых зон опорного давления (рис. 2, *г*).

Согласно рис. 2, взаимовлияние зон опорного давления на концентрацию напряжений в краевых частях целика будет иметь место только при его размерах, не превышающих протяженность зоны опорного давления. Такое взаимовлияние будет максимальным при ширине целика, равной предельной ширине неразрушаемого целика. Если ширина целика будет менее предельно неразрушаемой, произойдет релаксация напряжений в его пределах и в зоне ППГД в результате его разрушения и невозможности, как цельной конструкции, воспринимать и передавать опорные нагрузки (рис. 2, *а*).

Предлагаемые в основу методики схемы формирования напряжений в целиках различной ширины, представленные на рис. 2, позволят обосновать уровень кон-

центрации напряжений в пределах целиков различной ширины и учесть ширину целиков для дальнейших расчетов коэффициентов увеличения смещений в зонах влияния ППГД от целиков.

В качестве переходных (граничных) значений ширины целика, предопределяющих изменение распределения напряжений в его пределах, следует выделить:

– минимальную ширину неразрушаемого целика ($b > b_ц$, рис. 2, *а*) – целики, имеющие меньший размер, разрушаются, не могут быть концентраторами напряжений и не формируют зону ППГД;

– целики с шириной меньше ширины остаточной зоны опорного давления ($b < l_{ост}$, рис. 2, *б*), в которых из-за полного наложения зон опорного давления со стороны обеих краевых частей целика возрастает не только уровень напряжений в его центральной части, но и уровень напряжений в зоне максимума, т. е. в краевых частях;

– целики с шириной более ширины зоны опорного давления, но менее удвоенной ширины этой зоны, в которых наблюдается наложение зоны опорного давления только в центральной части целика;

– целики с шириной, превышающей удвоенную ширину зоны остаточного опорного давления ($b > 2l_{ост}$, рис. 2, *г*), которые фактически не являются целиками, могут рассматриваться как две независимые краевые части пласта угля.

В соответствии с «Инструкцией по анкерному креплению» коэффициенты увеличения смещений пород от целика для горных выработок, попадающих над или под его кромку, $K_{кп}$ и $K_{кн}$ (рис. 1), определяются по формулам:

$$K_{кп}^{ц} = K_{кп}\left[\left(K_{кп}-1\right)\left(1-\frac{B_ц}{l_{пм}}\right)+1\right]; \quad (3)$$

$$K_{кн}^{ц} = K_{кн}\left[\left(K_{кн}-1\right)\left(1-\frac{B_ц}{l_{нм}}\right)+1\right], \quad (4)$$

где $K_{кп}$ и $K_{кн}$ – коэффициенты увеличения смещений над и под кромкой пласта (целика); $l_{пм}$ и $l_{нм}$ – ширина зоны ППГД от проекции краевой части массива или целика до границы зоны ППГД по подрабатываемому или надрабатываемому пласту соответственно, м.

Как видно из формул (3) и (4), концентрация смещений по сближенным пластам под кромкой целика, сформированного по ранее отработанному пласту, определяется в первую очередь аналогичными коэффициентами концентрации смещений $K_п$ и $K_{кн}$, которые рассчитываются с учетом только мощности междупластья и дальности влияния надработки. Кроме того, здесь учитывается отношение предельной ширины целика к ширине зоны ППГД под целиком. Такой подход имеет следствием постоянство концентрации смещений, что противоречит принципам распределения напряжений при различной ширине целиков (рис. 2). Авторы предлагают учитывать переходные (граничные) значения ширины целика: $l_{ост}$ – в качестве верхней границы ширины целика, при которой наблюдается увеличение напряжений в краевых частях целика из-за взаимного наложения зон остаточного опорного давления, $b_ц$ – в качестве нижнего предела ширины целика. Поскольку нижний предел является характерным для всех целиков, то достаточно в формулах (3) и (4) прописать верхний предел $l_{ост}$, превышение которого будет приводить

к исключению наложения зон и повышению концентрации напряжений в краевых частях целиков и, как следствие, смещений в зонах ППГД.

Таким образом, после соответствующих преобразований, формулы (3) и (4) для целиков, имеющих ширину менее $l_{ост}$, примут вид:

$$K_{кп}^{ц} = K_{кп}\left[\left(K_{кп}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{l_{ост}}\right)+1\right]; \quad (5)$$

$$K_{кн}^{ц} = K_{кн}\left[\left(K_{кн}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{l_{ост}}\right)+1\right]. \quad (6)$$

В случае, когда ширина целика превышает $l_{ост}$, зона опорного давления от края целика не достигает другого его края и не оказывает влияния на величину напряжений. Следует отметить, что предлагаемое распределение напряжений незначительно смещается от краевой части в глубь целика вследствие отжима угля, что возможно всегда при существенной разнице размеров ширины зоны опорного давления и зоны предельного состояния в краевой части целика, которая располагается от данного края целика до максимума опорного давления [17]. Для получения более точных расчетов следует учесть ширину зоны предельного состояния угля в краевой части целика путем, например, сокращения в расчетах его фактической ширины на ширину зон предельного состояния, определяемых in situ.

Коэффициенты увеличения смещений $K_{по}^{ц}$ и $K_{но}^{ц}$ на участках горных выработок, попадающих над или под центр целика (точки O и O_1), определяют соответственно по формулам:

$$K_{по}^{ц} = \left[\left(K_{кп}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{2l_{пм}}\right)+1\right]^2; \quad (7)$$

$$K_{но}^{ц} = \left[\left(K_{кн}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{2l_{нм}}\right)+1\right]^2. \quad (8)$$

В формулах (7) и (8) необходимо также учитывать переходные значения ширины целика – удвоенную протяженность зоны опорного давления $2l_{ост}$, при которой начинается наложение зон опорного давления, формирующихся с каждой из сторон целика. Таким образом, формулы (7) и (8) имеют смысл только при ширине целика в диапазоне от $b_{ц}$ до $2l_{ост}$ и принимают вид:

$$K_{кп}^{цо} = \left[\left(K_{кп}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{2l_{ост}}\right)+1\right]^2; \quad (9)$$

$$K_{кн}^{цо} = \left[\left(K_{кн}-1\right)\left(1-\frac{B_{ц}}{2l_{ост}}\right)+1\right]^2. \quad (10)$$

Использование формул (6), (7) и (9), (10) позволяет учесть влияние ширины целиков на распределение напряжений в их пределах и таким образом повысить

точность прогноза уровня смещений в зонах ППГД от целиков, сформированных по сближенным надрабатывающим или подрабатывающим пластам.

Выводы. Интенсивная отработка свит угольных пластов длинными комплексно-механизированными очистными забоями, с оставлением между выемочными столбами неразрушаемых угольных целиков является своеобразным технологическим стандартом для современных угольных шахт и позволяет обеспечить высокие технико-экономические показатели при добыче угля подземным способом. Однако неразрушаемые угольные целики и краевые части массива, формируемые при отработке сближенных пластов, зачастую становятся причиной возникновения зон повышенного горного давления, создающего повышенную опасность при отработке пластов, опасных по горным ударам, и существенно усложняющих условия поддержания участковых подготовительных выработок. Предлагаемый метод учета влияния зон повышенного горного давления может обеспечить необходимые геомеханические решения для эффективной и безопасной подземной угледобычи.

В связи с широким распространением в шахтах России анкерной крепи особую важность приобретают вопросы расчета ее параметров с учетом основных влияющих горно-геологических и горнотехнических факторов. Однако анализ действующего нормативного документа «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» позволил выделить несколько существенных, по мнению авторов, недочетов, исключение которых повысит точность прогноза ожидаемых смещений в зонах ППГД от целиков, сформированных по сближенным пластам, а также создает условия для внедрения двухстадийного крепления горных выработок или оптимизации паспорта крепления с учетом возможностей применяемого бурового оборудования с целью повышения эффективности использования современного проходческого оборудования в условиях интенсивной отработки угольных пластов, испытывающей в настоящее время проблемы существенного отставания темпов проходческих работ от очистных, что значимо для всех ведущих угледобывающих стран – Китая, США, Австралии, России.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Peng S. S. Longwall mining. CRC Press, 2019. 562 p. URL: https://doi.org/10.1201/9780429260049

2. Артемьев В. Б. Развитие производства в 2008–2017 гг. Основные результаты и факторы их достижения // Горная промышленность. 2018. № 5(141). С. 15–20. URL: http://dx.doi.org/10.30686/1609-9192-2018-5-141-15-20

3. Sui W., Hang Y., Ma L., Wu Z., Zhou Y., Long G., Wei L. Interactions of overburden failure zones due to multiple-seam mining using longwall caving // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. 2015. No. 74. P. 1019–1035. URL: https://doi.org/10.1007/s10064-014-0674-9

4. Suchowerska Iwanec A. M., Carter J. P., Hambleton J. P. Geomechanics of subsidence above single and multi-seam coal mining // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2016. Vol. 8. Iss. 3. P. 304–313. URL: https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.007

5. Nikiforov A. V., Vinogradov E. A., Kochneva A. A. Analysis of multiple seam stability // International Journal of Civil Engineering and Technology. 2019. No. 10(2). P. 1132–1139.

6. Chase F. E., Worley P., Mark C. Multiple seam mining interactions: Case histories from the Harris no. 1 mine // Proceedings of the 24th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV: West Virginia University, 2005. P. 79–86.

7. Зубов В. П. Состояние и направления совершенствования систем разработки угольных пластов на перспективных угольных шахтах Кузбасса // Записки Горного института. 2017. Т. 225. С. 292–297. URL: https://doi.org/10.18454/pmi.2017.3.292

8. Зубов В. П., Федоров А. С., Бостанджиев Д. С. Повышение эффективности разработки свит сближенных пластов на перспективных шахтах Кузбасса // ГИАБ. 2017. № S5-2. С. 42–49.

9. Способ отработки угольных пластов: пат. RU 2164293 C2 Рос. Федерация. № 98109607/03; заявл. 26.05.1998; опубл. 20.03.2001. URL: patents.s3.yandex.net/RU2164293C2_20010320.pdf

10. Nguyen Q. Ph., Nguyen V. M., Nguyen V. C. Design of fully grouted rock bolts – a reinforcement concept: analytical and numerical calculation // Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering. 2022; 1: 7–22. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-1-7-22

11. Голубев Д. Д. Использование бесцеликовых технологий при отработке пологих угольных пластов угля, склонного к самовозгоранию // ГИАБ. 2020. № 7. С. 64–77. URL: https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-7-0-64-77

12. Mark C., Chase F. E., Pappas D. M. Multiple-seam mining in the United States: design based on case histories // New Technology for Ground Control in Multiple-Seam Mining. 2007. No. 2007–110. P. 15–27.

13. Золотых С. С. Разработка технологической системы эффективной и безопасной отработки свит пологих газоносных угольных пластов: дис. … д-ра техн. наук. Кемерово, 2001. 455 с.

14. Павлова Л. А. Геомеханическое обоснование параметров объемного предельно-напряженного состояния углепородного массива при подземной отработке свиты пластов: дис. … д-ра техн. наук. Кемерово, 2007. 306 с.

15. Казанин О. И., Ермаков А. Ю., Ванякин А. Ю. Оценка влияния зон повышенного горного давления на эффективность отработки угольных пластов на шахте им. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс» // ГИАБ. 2014. № 4. С. 18–22.

16. Maleki H., Lawson H. Analysis of geomechanical factors affecting rock bursts in sedimentary rock formations // Procedia Engineering. 2017. No. 191. P. 82–88. URL: https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.157

17. Nagornov D. O., Kremcheev E. A., Kremcheeva D. A. Research of the condition of regional parts of massif at longwall mining of prone to spontaneous ignition coal seams // International Journal of Civil Engineering and Technology. 2019. No. 10(1). P. 876–883.

Поступила в редакцию 18 марта 2022 года

Сведения об авторах:

Сидоренко Андрей Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: sidorenkoaa@mail.ru; https://orcid.org/0000-0003-4224-193X

Апарин Алексей Геннадьевич – аспирант кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: alekseyap@icloud.com; https://orcid.org/0000-0002-2890-0532

Дмитриев Павел Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: pdmitriev@spmi.ru; https://orcid.org/0000-0003-0266-2916

DOI: 10.21440/0536-1028-2022-3-82-94

Improving the calculation method for rock bolting parameters of coal mine workings in influence zones of contiguous coal seams

Andrei A. Sidorenko[1], Aleksei G. Aparin[1], Pavel N. Dmitriev[1]
[1] St. Petersburg Mining University, St. Petersburg, Russia.

Abstract

Research objective *is to improve the calculation method for rock bolting parameters in section developing entries in the coal mines located in the influence zone of high rock pressure, formed by stable interpanel pillars established in the course of contiguous coal seams development.*

Methods of research *include an analysis of modern methodological approaches to coal mine rock bolting parameters calculation, that are contained in the relevant regulatory documents, as well as an analysis of the world's experience of ensuring the operational condition of section developing entries in the course of contiguous coal seams development by longwall mining with interpanel pillars.*

Results. *The necessity is shown of improving methodological approaches to rock bolting parameters determination in the influence zone of the edge parts of massif and pillars formed in the course of contiguous coal seams development. The pillar width influence on its stress-strained state is analyzed. The paper justifies the calculation formulae that are based on the width of the pillar established in the course of contiguous overlying and underlying coal seams development. Promising directions are determined for the improvement of schemes and ways of coal mine developing entries support, that make it possible to improve the speed of section developing entries advance for timely preparation of new working areas in the course of intensive coal extraction.*

Conclusions and scope of results*. The parameters of pillar influence zones formed in the course of contiguous coal seams development are largely determined by their width. Taking into account the influence zones of increased manifestations of rock pressure caused by pillars is a prerequisite for*

the correct calculation of support standards for section mine workings supported by rock bolting. The recommendations for the improved calculation of section developing entry wall bolting parameters and the values of the expected shifts in the areas of increased rock pressure manifestation caused by pillars make it possible to improve the accuracy of the expected shifts prediction. They serve as a theoretical basis for successful implementation of the two-stage schemes of mine support that increase the rate of sinking in the course of intensive coal extraction. The research results can be used to confirm the developing entry bolting standards in the zones of increased rock pressure manifestations formed by the pillars established in the course of contiguous coal seams development.

Keywords: *underground coal mining; contiguous coal seam; zones of increased rock pressure manifestation; interpanel pillars; stress-strained state; section developing entries; rock bolting.*

REFERENCES

1. Peng S. S. *Longwall mining*. CRC Press, 2019. Available from: https://doi.org/10.1201/9780429260049

2. Artemiev V. B. Production development in 2008–2017. Main results and factors of their achievement. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry*. 2018; 5(141): 15–20. (In Russ.) Available from: http://dx.doi.org/10.30686/1609-9192-2018-5-141-15-20

3. Sui W., Hang Y., Ma L., Wu Z., Zhou Y., Long G., Wei L. Interactions of overburden failure zones due to multiple-seam mining using longwall caving. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 2015; 74: 1019–1035. Available from: https://doi.org/10.1007/s10064-014-0674-9

4. Suchowerska Iwanec A. M., Carter J. P., Hambleton J. P. Geomechanics of subsidence above single and multi-seam coal mining. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2016; 8 (3): 304–313. Available from: https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.007

5. Nikiforov A. V., Vinogradov E. A., Kochneva A. A. Analysis of multiple seam stability. *International Journal of Civil Engineering and Technology*. 2019; 10(2): 1132–1139.

6. Chase F. E., Worley P., Mark C. Multiple seam mining interactions: Case histories from the Harris no. 1 mine. In: *Proceedings of the 24th International Conference on Ground Control in Mining*. Morgantown, WV: West Virginia University; 2005. p. 79–86

7. Zubov V. P. Status and directions of improvement of development systems of coal seams on perspective Kuzbass coal mines. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2017; 225: 92. (In Russ.) Available from: https://doi.org/10.18454/pmi.2017.3.292

8. Zubov V. P., Fedorov A. S., Bostandzhiev D. S. Improving the development efficiency of the formations of converging seams in promising mines of Kuzbass. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; S5-2: 42–49. (In Russ.)

9. Ardashev K. A., Reva V. N., Rosenbaum M. A. *Method of mining coal seams*. Patent RF no. 2164293; 2001. (In Russ.)

10. Nguen Q. Ph., Nguen V. M., Nguen V. C. Design of fully grouted rock bolts – a reinforcement concept: analytical and numerical calculation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 1: 7–22. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-1-7-22

11. Golubev D. D. Using pillar-free mining technologies in gently dipping and self-ignitable coal seams. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 7: 64–77. (In Russ.) Available from: doi: https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-7-0-64-77

12. Mark C., Chase F. E., Pappas D. M. Multiple-seam mining in the United States: design based on case histories. *New Technology for Ground Control in Multiple-Seam Mining*. 2007; 2007–110: 15–27.

13. Zolotykh S. S. *Development of technological system of efficient and safe mining of shallow gas-bearing coal bed formations: DSc in Eng. diss*. 2001. P. 455. (In Russ.)

14. Pavlova L. A. *Geomechanical justification of parameters of volumetric limit-stressed state of coal massif during underground mining of strata: DSc in Eng. diss*. 2007. P. 306. (In Russ.)

15. Kazanin O. I., Ermakov A. Y., Vaniakin A. Iu. Assessment of the impact of high rock pressure zones on the mining efficiency of coal seams at the Kirov mine of SUEK-Kuzbass. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2014; 4: 18–22. (In Russ.)

16. Maleki H., Lawson H. Analysis of geomechanical factors affecting rock bursts in sedimentary rock formations. *Procedia Engineering*. 2017; 191: 82–88. Available from: https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.157

17. Nagornov D. O., Kremcheev E. A., Kremcheeva D. A. Research of the condition of regional parts of massif at longwall mining of prone to spontaneous ignition coal seams. *International Journal of Civil Engineering and Technology*. 2019; 10(1): 876–883.

Received 18 March 2022

Information about the authors:

Andrei A. Sidorenko – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Engineering, St. Petersburg Mining University. E-mail: sidorenkoaa@mail.ru; https://orcid.org/0000-0003-4224-193X
Aleksei G. Aparin – PhD student, Department of Mining Engineering, St. Petersburg Mining University. E-mail: alekseyap@icloud.com; https://orcid.org/0000-0002-2890-0532
Pavel N. Dmitriev – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Engineering, St. Petersburg Mining University. E-mail: pdmitriev@spmi.ru; https://orcid.org/0000-0003-0266-2916

Для цитирования: Сидоренко А. А., Апарин А. Г., Дмитриев П. Н. Совершенствование методики расчета параметров анкерной крепи выработок угольных шахт в зонах влияния сближенных угольных пластов // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 3. С. 82–94. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-3-82-94
For citation: Sidorenko A. A., Aparin A. G., Dmitriev P. N. Improving the calculation method for rock bolting parameters of coal mine workings in influence zones of contiguous coal seams. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 3: 82–94 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2022-3-82-94