

М.А. Розенбаум, Ю.П. Коренной, С.В. Кузьмин

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПОД НАНОСАМИ В ЗОНЕ ВЫВЕТРЕЛЫХ ПОРОД НА ГЛУБИНЕ МЕНЕЕ 100 м

Обоснована возможность применения комбинированной крепи в вентиляционном и параллельном штреках верхнего выемочного столба 66–05 шахты «Талдинская-Западная-1» в зоне выветрелых пород на глубине менее 100 м. Представлено научное обоснование применения комбинированной крепи, состоящей из анкерной и рамной металлической крепи, с их поэтапной установкой. Определено допустимое расстояние от проходческого забоя до места установки рамной крепи, при котором анкерная крепь еще обеспечивает устойчивость ослабленных пород кровли и процесс их деформирования не достигает критических пределов.

Ключевые слова: зона выветрелых пород, наносы, комбинированная крепь, анкерная крепь глубокого заложения, рамная крепь, поэтапное крепление, слабые трещиноватые породы.

По геологическому положению участок шахты «Талдинской-Западной-1» приурочен к призматической части южной оконечности Караканской синклинали и южному замыканию Уропской антиклинали. В геологическом строении участка принимают участие осадки верхней части разреза Ленинской свиты, включающий интервал продуктивной толщи от пласта 54 до кровли пласта 60–59, нижней и верхней части разреза Грамотеиской свиты от кровли пласта 60–59 до кровли пласта 73–72 Ерунаковской подсерии Кольчугинской серии.

В пределах поля шахты «Талдинская-Западная-1» залегают в основном семь угольных пластов 66–65, 67, 68, 69, 70, 71, 73–72. Самым верхним пластом в свите является сдвоенный пласт 73–72, а нижним пласт – 66–65.

Почти все пласты являются мощными с размерами междупластий от 20 до 45–60 м. Породы междупластий представлены переслаиванием песчано-глинистых пород, песчаников и крупно-зернистых алевролитов. Аргиллиты и углистые породы, в ос-

новном, приурочены к кровле или почве угольных пластов, либо являются внутрипластовыми прослоями.

Нижний в пределах шахтного поля пласт 66–65 на части поля расщепляется на два самостоятельных пласта 66 и 65. Рассматриваемые выработки будут проходиться по пласту 66–65, который имеет мощность 4,5–5,2 м, относительно выдержан, сложного строения. Имеет 1–2 породных прослоев, представленных алевролитом, мощностью до 0,4 м.

Породы непосредственной кровли пласта 66–65 представлены алевролитами, которые характеризуются, как неустойчивые и легкообрушающиеся. Основная кровля пласта представлена трещиноватым песчаником прочностью 50–60 МПа, мощностью 20–30 м. Породы кровли характеризуются как легкообрушающиеся и среднеобрушающиеся.

Продуктивные отложения свиты на шахте повсеместно перекрыты четвертичными отложениями мощностью от 5 до 40 м, представленными суглинками и глинами, а в долинах речки и

логов – илистым материалом и полукатанными обломками коренных пород мощностью 0,5–10 м. Мощность выветрелых горных пород, залегающих под наносами, составляет от 20 до 80 м.

Выработки пласта 66–65 находятся на глубине 65–70 м от земной поверхности. Таким образом, они расположены в зоне выветрелых и ослабленных пород под наносами.

Крепление выработок только одной анкерной крепью в таких зонах согласно требованиям нормативных документов [1, 2] не допускается. Следовательно, выбор способа поддержания, типа крепи и ее параметров таких выработок требует обоснования, анализа геомеханических процессов в массивах ослабленных пород и учета опыта крепления горных выработок в подобных условиях.

Исходя из положений нормативных документов по анкерной крепи [1, 2] и результатов выполненных ранее шахтных исследований по ее применению в ослабленных породах, предлагается для крепления вентилиационного и параллельного штреков верхнего столба 66–05 шахты «Талдинская-Западная-1» применить комбинированную крепь, состоящую из анкерной и рамной металлической крепи.

На первом этапе непосредственно у груди забоя проводимых выработок устанавливается анкерная крепь глубокого заложения – канатные анкеры увеличенной длины при заполнении шпуров скрепляющим составом по всей их длине.

На втором этапе на некотором расстоянии от груди забоя устанавлива-

ется металлическая податливая трапециевидная или прямоугольная крепь, например, типа КМП–Т(П), рамы, которой собираются из сегментов шахтного спецпрофиля СВП–22(27).

Решение вопроса о выборе параметров крепи выработки сводится к расчету анкерной крепи глубокого заложения, рамной податливой металлической крепи и допустимому отставанию установки рамной крепи от забоя.

Применение анкерной крепи при слабых породах затруднено из-за недостаточного сцепления стержня анкера, оконтуренного породной рубашкой, с остальной малопрочной и трещиноватой породой. Поэтому для увеличения прочности закрепления анкерную крепь следует устанавливать при заполнении шпуров скрепляющим составом по всей их длине.

Расчет параметров кровельных анкеров производится в следующей последовательности:

- по гипотезе свода рассчитывается ожидаемая нагрузка на анкерную крепь;
- принимается количество анкеров в ряду и расстояние между рядами;
- определяется необходимая несущая способность анкера;
- рассчитывается необходимая длина анкеров.

Нагрузка на 1 пог. метр длины выработки определяется весом пород кровли, заключенных в своде давления:

$$P_{\text{св}} = \frac{2}{3} B h_{\text{св}} \gamma, \quad (1)$$

где B – фактическая ширина горной выработки, м; γ – объемный вес пород кровли горной выработки, кН/м³;

Коэффициент свода естественного равновесия

Прочность пород на одноосное сжатие R_c , МПа		5	10	20	30	40	50	60
$k_{\text{св}}$	в горной выработке, пройденной в массиве	0,76	0,68	0,64	0,6	0,56	0,52	0,48
	в зоне влияния опорного давления	0,95	0,85	0,80	0,75	0,70	0,65	0,60

$h_{\text{св}}$ – высота свода естественного равновесия пород над горной выработкой, м, определяется по формуле:

$$h_{\text{св}} = k_{\text{св}} B, \quad (2)$$

где $k_{\text{св}}$ – коэффициент свода, определяемый по таблице.

Количество анкеров в ряду n_k принимается, как правило, равным числу метров ширины выработки. Расстояние между рядами анкеров рекомендуется принимать $C_k = 0,8$ м.

Удельная нагрузка на анкерную крепь равна:

$$P_{\text{уд}} = \frac{P_{\text{св}}}{B} \quad (3)$$

Необходимая несущая способность одного кровельного анкера определяется:

$$N_a = \frac{P_{\text{уд}} \cdot C_k \cdot B}{n_k} \quad (4)$$

Длина анкеров, обеспечивающая их необходимую несущую способность, определяется:

$$l_a = \frac{N_a}{2\pi \cdot r \cdot k_r \cdot R_p \cdot 100} \quad (5)$$

где r – радиус шпура, м; k_r – коэффициент увеличения радиуса за счет налипания на стержень окружающей породы $k_r = 1,1-1,2$; R_p – прочность породы на растяжение, МПа; N_a – заданная (необходимая) несущая способность одного анкера, кН.

При отсутствии непосредственных данных о величине R_p она может быть определена по прочности пород на сжатие R_c

$$R_p = \frac{R_c}{7 \div 9} \quad (6)$$

Общая длина анкера составляет:

$$l = l_a + l_B \quad (7)$$

где l_B – выступающая часть анкера, равная $l_B = 0,15-0,20$ м.

Применительно к рассматриваемым выработкам исходные данные для расчета параметров кровельных анкеров следующие:

- сечение выработки прямоугольное или трапециевидное шириной в проходке $B = 4,8$ м и высотой $h = 3,8$ м;

- используются канатные анкера глубокого заложения типа АК01 или АК02;

- глубина расположения выработок около 65–70 м;

- в кровле залегают неустойчивые, трещиноватые породы прочностью порядка $R_c = 8$ МПа и объемным весом $\gamma = 25$ кН/м³;

- диаметр шпуров для анкеров $d = 30$ мм.

- количество анкеров в ряду принимаем $n_k = 4$, величину $C_k = 0,8$ м;

Геомеханические показатели и параметры крепи, определенные по вышеприведенной методике составят:

Высота свода естественного равновесия при $k_{\text{св}} = 0,76$ (по таблице) равна $h_{\text{св}} = 0,76 \cdot 4,8 = 3,4$ м

Нагрузка на 1 пог. метр длины выработки:

$$P_{\text{св}} = \frac{2}{3} \cdot 4,8 \cdot 3,4 \cdot 25 = 280 \text{ кН/м}$$

Удельная нагрузка на анкерную крепь:

$$P_{\text{уд}} = \frac{280}{4,8} = 58 \text{ кН/м}^2$$

Необходимая несущая способность одного кровельного анкера по принятым величинам $n_k = 4$ и $C_k = 0,8$ м:

$$N_a = \frac{58 \cdot 0,8 \cdot 4,8}{4} = 56 \text{ кН}$$

Длина анкеров, обеспечивающих их необходимую несущую способность при $k_r = 1,2$ и $R_p = 1$ МПа (по формуле 6):

$$l_a = \frac{56}{2 \cdot \pi \cdot 0,015 \cdot 1,2 \cdot 100} = 4,95 \text{ м}$$

Общая длина каждого анкера должна быть не менее:

$$l = 4,95 + 0,15 = 5,1 \text{ м}$$

Анкеры устанавливаются непосредственно у забоя по принятой в Кузнецком бассейне технологии под полусферические опорные шайбы 250х250х8 мм с затяжкой кровли сварной решеткой или сеткой. Поскольку мощность пласта в среднем на 0,9–1,4 м превышает высоту выработки, то в ее кровле будет располагаться угольная пачка такой мощности.

Схема установки анкеров показана на рис. 1. Расстояние между рядами анкеров следует принять $C_k = 0,8 \text{ м}$. Расстояние между анкерами в ряду $C_p = 1,1 \text{ м}$. Крайние анкеры устанавливаются под углом около 75° в сторону бортов и отстают от них на 750 мм. Крепление бортов анкерами

обычной длины может потребоваться только в случае отжима угольных стенок до установки постоянной рамной крепи.

Установленная анкерная крепь выполняет роль временной крепи и должна обеспечить поддержание призабойного участка вплоть до установки постоянной рамной крепи.

Важным вопросом при этом является определение допустимого расстояния от проходческого забоя до места установки постоянной крепи, при котором анкерная крепь еще обеспечивает устойчивость ослабленных пород кровли и процесс их деформирования не достигает критических пределов.

На шахтах «Южная» и «Листвяжная» ОАО ХК «СДС-Уголь» проводились специальные исследования геомеханических процессов деформирования

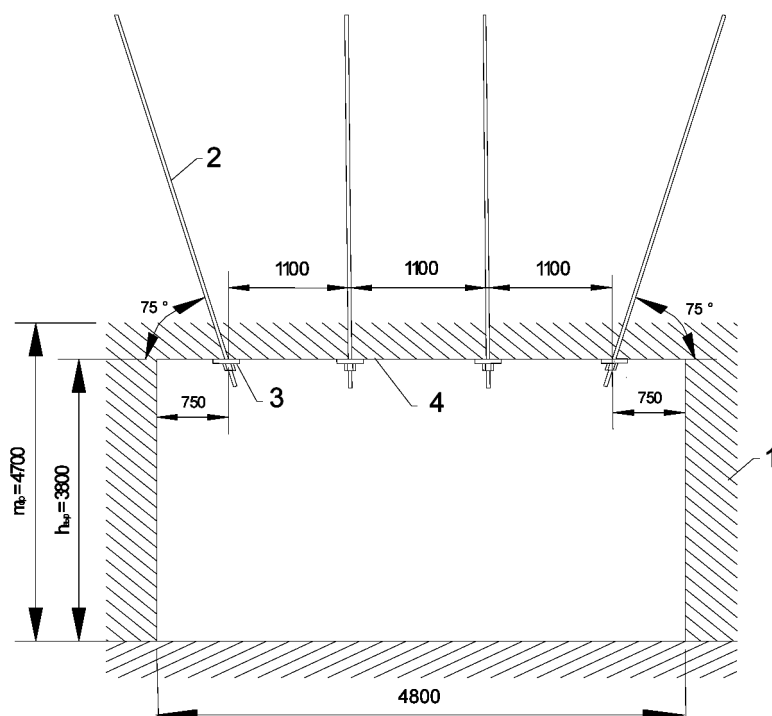


Рис. 1. Схема установки канатных анкеров: 1 – угольный пласт 66–65; 2 – канатные анкера АК01, $l = 5,1 \text{ м}$; 3 – опорные шайбы; 4 – сетка по кровле

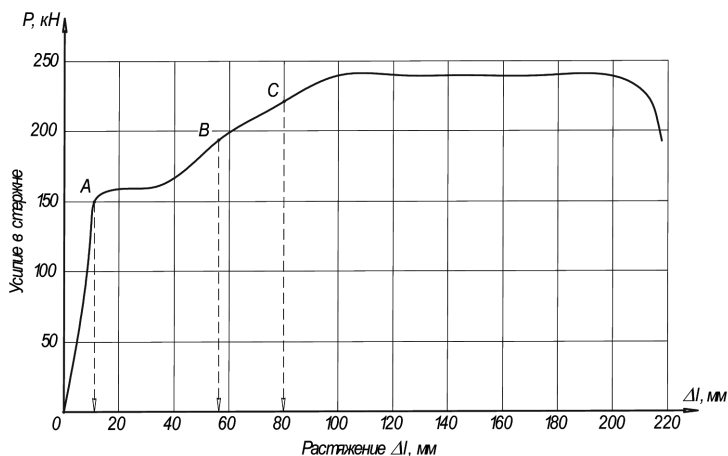


Рис. 2. Диаграмма «усилие – растяжение» анкерного стержня: 1 – выработки, расположенные вне влияния очистных работ; 2 – выработки, отделенные от очистных работ целиками от 15 до 30 м; В – точка допустимого удлинения стержня; С – точка критического удлинения стержня; 0–А – участок пропорционального удлинения стержня от нагрузки

пород кровли в штреках, закрепляемых анкерной крепью, с оценкой работоспособности анкеров на призабойном участке при так называемом поэтапном креплении выработок [5].

На первом этапе у забоя выработки кровельные анкеры устанавливались со сниженной плотностью и недостаточной общей несущей способностью. После отхода забоя на некоторое допустимое расстояние устанавливались дополнительные анкеры с плотностью, требуемой паспортом крепления.

Расстояние от забоя, на котором возможно крепление кровли выработки крепью с неполной необходимой несущей способностью, а далее должна быть поставлена постоянная крепь, может быть определено сопоставлением величины смещения кровли в конце этого расстояния с допустимым на этот момент расслоением несущего слоя пород кровли, которое соответствует приросту растяжения стержней установленных анкеров.

Как показывает опыт [6] при растяжении стального стержня анкера, его удлинение Δl от нагрузки P происходит по зависимости, представленной

на диаграмме рис. 2. В эксперименте стержень имел длину 1360 мм, диаметр 22 мм. Получено, что допустимое удлинение стержня составило 55 мм, что соответствовало нагрузке и несущей способности анкера в опыте $P = 200$ кН. Это в перерасчете на 1 м длины анкера соответствует 40 мм, т.е. 4%.

Примерно такие же показатели допустимых растяжений анкерных стержней имеют основные применяемые на шахтах Российской Федерации анкеры [1].

По зависимости, приведенной на диаграмме рис. 2 на участке 0–А, где растяжение стержня происходит по закону Гука прямо пропорционально усилению, это растяжение даже при максимальной нагрузке в конце участка прямой пропорциональности в 150 кН не превышает 7–8 мм на 1 м длины анкера. При длине анкера $l_a = 2,4–2,6$ м и обычном его натяжении при установке у груди забоя около 30 кН удлинение анкера составит 4–5 мм.

При уменьшении плотности анкеров несущая способность заанкерowanego слоя пород кровли снижает-

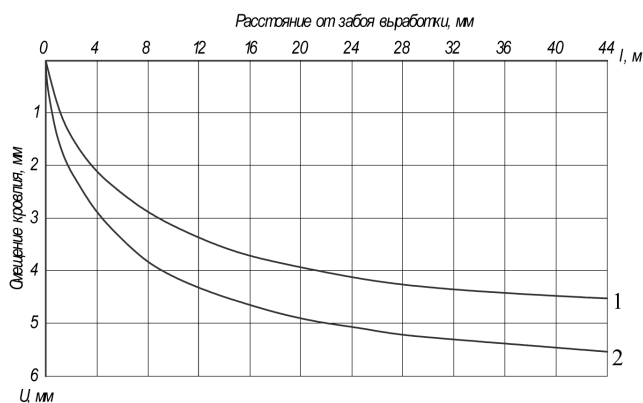


Рис. 3. Смещение кровли в районе забоя выработки

ся. Как следует из п.13 П2 «Инструкции...» [1] даже при среднеустойчивой кровле минимальная плотность установки анкеров должна быть не менее $\Pi = 0,7$ анк./м². В условиях шахты «Южная» при ширине выработки $B = 5,0-5,5$ м, шаге установке анкеров $C_k = 0,8-1,0$ м и при установке трех анкеров в ряду на первом этапе крепления допустимая величина плотности анкеров находилась на пределе.

Опыт показывает, что в этих условиях устойчивость кровли в районе забоя вновь проходимой выработки обеспечивается, если смещения приконтурного слоя после установки анкеров обычной длины не превышают 5–6 мм. С учетом удлинения стержня анкера в момент его установки на 4–5 мм и допустимых смещений кровли на участке первого этапа крепления 5–6 мм общее удлинение стержня анкера составит 9–10 мм, а нагруженность анкера при этом – 50÷55 кН.

Величины смещений кровли после установки анкеров у забоя, как результат расслоения ее слоев в функции расстояния от забоя проводимой выработки, полученные по результатам измерений и наблюдений в типичных условиях шахты «Листвяжная», представлены на графиках рис. 3. На участке вблизи проходческого забоя на расстоянии 28–32 м от него, ког-

да выработка проводится в массиве или отделена от очистных работ угольными целиками шириной более 30 м, смещения кровли незначительны и не превышают 5 мм. При проведении выработки в зоне, отделенной от выработанного пространства целиками от 15 до 30 м, смещения кровли на таком же удалении от забоя не превышают 6 мм.

Сопоставление ожидаемых смещений кровли после установки анкеров у забоя, представленных на графиках рис. 3, с названным выше допустимым приростом удлинения стержней анкеров (на 5–6 мм) показывает, что крепление кровли на первом этапе с уменьшенной плотностью анкеров возможно на участке до 30 м от забоя, где смещения кровли равны этой же величине 5–6 мм. Это было подтверждено в дальнейшем на практике при поэтапном креплении выработок на шахтах «Южная» и «Листвяжная».

Условия эксперимента в выработках этих шахт были:

- кровля крепилась сталеполимерными анкерами длиной 2,4–2,6 м;
- непосредственная кровля – неустойчивые алевролиты прочностью на сжатие 20–30 МПа;
- глубина расположения выработки около 200 м.

В рассматриваемых штреках шахты «Талдинская-Западная-1» кровля пласта 66–65 представлена выветрелыми, неустойчивыми породами со средней прочностью на сжатие 8 МПа и будет крепиться на первом этапе канатными анкерами длиной 5,1 м. Глубина расположения выработок составляет 60–75 м.

По аналогии, с описанным выше поведением кровли вблизи забоя и допустимым расстоянием от нее, где анкер-

ная крепь с неполной несущей способностью еще обеспечивает устойчивость кровли, примем допустимое расстояние отставания установки постоянной рамной металлической крепи от забоя в вентиляционном и параллельном штреках верхнего выемочного столба 66–05 равным также 30 м.

Такая аналогия возможна, поскольку выработки проходятся также по угольному пласту, хотя и в более ослабленных породах. Этот отрицательный фактор будет компенсироваться и устойчивость кровли не снизится за счет:

- увеличенной длины анкеров;
- повышения монолитности и упрочнения пород в своде выработки при заполнении шпуров связующим составом по всей их длине;
- непродолжительного периода работы только одной анкерной крепи до момента установки рамной крепи;
- расположения выработок на сравнительно небольших глубинах (до 100 м).

В соответствии с нормативными документами [1, 2, 7] смещения кровли в названных выработках в 30 м позади забоя, когда на первом этапе кровля у забоя крепится анкерной крепью, может быть ориентировочно определено по выражению:

$$U = U_T \cdot k_\alpha \cdot k_\text{ш} \cdot k_\text{в} \cdot k_\text{анк} \cdot k_t \quad (8)$$

где U_T – типовые смещения кровли, равные при максимально рассматриваемой глубине $H = 100$ м и $R_c = 8$ МПа, $U_T = 75$ мм; k_α , $k_\text{ш}$, $k_\text{в}$, – коэффициенты влияния расположения выработки, ее ширины, смежных выработок, равные в нашем случае единице; $k_\text{анк}$ – коэффициент, учитывающий степень связывания и упрочнения пород анкером, равный при закреплении анкера по всей длине $k_\text{анк} = 0,75$; k_t – коэффициент влияния времени существования очистной выработки после ее проведения до установки постоянной крепи, равный $k_t = 0,3$. Значение по-

лучено с учетом времени проведения 30-метрового участка штрека при современных темпах проходки.

По формуле (8) получаем:

$$U = 75 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,75 \cdot 0,3 = 17 \text{ мм}$$

Общее допустимое удлинение канатного анкера при его относительном удлинении 4–7 % [1] при его активной длине 4,95 м составляет около 27 мм.

Таким образом, ориентировочно рассчитанные ожидаемые смещения кровли не превышают на 30-метровом участке от забоя допустимого растяжения канатных анкеров, поэтому на этом расстоянии можно допустить отставание от забоя установку постоянной рамной крепи.

Естественно, что в начальный период проходки штреков, необходимо тщательно контролировать состояние крепи, возможное деформирование пород контура кровли, бортов и при проявлениях опасных деформаций оперативно скорректировать момент установки постоянной крепи в сторону ускорения. По мере накопления опыта, определится оптимальная величина отставания установки постоянной крепи от забоя.

На втором этапе крепления на расстоянии не далее 30 м от груди забоя устанавливается металлическая податливая трапециевидная или прямоугольная крепь, например, типа КМП–Т(п) (старое обозначение МПК–Т(п) [8, 9]), рамы которой собираются из сегментов шахтного спецпрофиля СВП–22 или СВП–27. Кровля и борта выработки затягиваются металлической решетчатой затяжкой. Рамы устанавливаются вразбежку и соединяются между собой вдоль выработки четырьмя межрамными стяжками.

Как отмечено выше нагрузка пород кровли на 1 пог. метр выработки составляет $P_{\text{св}} = 280$ кН. Учитывая возможность аварийной потери несущей способности кровельными анкерами

при отслоении неустойчивых пород в своде кровли, примем эту нагрузку, как максимальную действующую на рамную крепь. Одна рама выбранной крепи при использовании типа спец-профиля не ниже СВП-22 имеет сопротивление порядка $N_p = 220$ кН [8]. Поэтому рекомендуется принять плотность установки рам

$$П = \frac{P_{св}}{N_p} = \frac{280}{220} = 1,25 \text{ рам/м}$$

Отсюда расстояние между рамами должно быть не более $C_p = 0,8$ м.

Ожидаемые максимальные смещения кровли в рассматриваемых штреках по расчетам не должны превысить вышеназванной податливости крепи (600 мм) и поэтому рекомендуемая крепь обеспечит устойчивость выработок.

Из выше изложенного можно сделать следующие выводы:

Для крепления вентиляционного и параллельного штреков при отработке верхнего выемочного столба 66–05 шахты «Талдинская-Западная-1» на глубине менее 100 м может быть применена комбинированная крепь, состоящая из анкерной и рамной металлической крепи, с их поэтапной установкой.

На первом этапе непосредственно у груди проходческого забоя устанавливается анкерная крепь глубокого заложения. Рекомендуются канатные анкеры типа АК01 или аналогичного типа длиной не менее 5,1 м с заполнением шпура скрепляющим составом по всей его длине. В ряду устанавливается не менее 4 анкеров с расстоянием между рядами не менее 0,8 м. Другие параметры крепи приведены выше в п. 3 Заключение.

На втором этапе крепления, на расстоянии не более 30 м от груди забоя устанавливается рамная металлическая крепь. Тип и параметры крепи указаны выше.

В начальный период проходки выработок необходимо установить дополнительный контроль за состоянием крепи и породного контура сечения на призабойном участке и в случае проявления опасных деформаций кровли и бортов скорректировать 30-ти метровое расстояние установки рамной крепи от забоя в сторону уменьшения до безопасной величины. По мере накопления опыта это оптимальное расстояние и может быть принято в дальнейшем, но оно рекомендуется не более 30 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. – М., 2014.
2. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. – СПб.: ВНИМИ, 2000.
3. Розенбаум М.А. Определение параметров комбинированной (анкерной и набрызг-бетонной) крепи выемочных выработок рудника «Восход-Oriel» с учетом воздействия массовых взрывов. Отчет о НИР. – СПб.: ВНИМИ, 2009.
4. Удалов Е.А., Розенбаум М.А. Разработка рекомендаций по креплению подготовительно-нарезных выработок и обоснование порядка проходки подготовительных выработок и порядок самой технологии ведения очистных работ в отметках 260/-380 м. Рудник «Удачный» АК «Алроса». Отчет о НИР. – СПб.: ВНИМИ, 2013.
5. Розенбаум М.А. Геомеханическое сопровождение при внедрении технологии поэтапного крепления выработок на шахтах «Южная» и «Листвяжная» ОАО ХК «СДС-Уголь». Отчет о НИР. – СПб.: СПбГУ, 2011.
6. Якоби О. Практика управления горным давлением. Перевод с немецкого. – М., Недра, 1987.
7. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986.
8. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. – СПб.: ВНИМИ, 1991.
9. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982. **ГИАБ**

Розенбаум Марк Абрамович – доктор технических наук, профессор, зав. лабораторией, e-mail: DAV886@mail.ru,

Коренной Юрий Петрович – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, e-mail: kuzmin_sv@rambler.ru,

Кузьмин Сергей Владимирович – горный инженер, младший научный сотрудник, e-mail: kuzmin_sv@rambler.ru,

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный».

UDC 622.281

THE CALCULATION OF PARAMETERS SUPPORT OF MINE OPENINGS WORKINGS UNDER MANTLE ROCK OF WEATHERED ROCK ZONE AT A DEPTH OF LESS THAN 100 m

Rozenbaum M.A.¹, Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of Laboratory, e-mail: dav886@mail.ru,

Korennoy Yu.P.¹, Candidate of Technical Sciences, Leading Researcher, e-mail: kuzmin_sv@rambler.ru,

Kuzmin S.V.¹, Mining Engineer, Junior Researcher, e-mail: kuzmin_sv@rambler.ru,

¹ National Mineral Resource University «University of Mines», 199106, Saint-Petersburg, Russia.

The research presented in this article is reasoning of the possibility of using combined support at wind way workings and gallery headings of top extraction panel 66–05 of Taldinskaya Zapadnaya-1 mine of weathered rock zone at a depth of less than 100 m. This article presents the rational document about combined support, consisting of bolting and frame support with there is step by step setting. The authors indentified allowable distance between drifting face and frame support station. This distance allows to save rigidity of rock by dint of bolting, which has not critical deformation.

Key words: Weathered rock zone, mantle rock, combined support, roof bolting, frame support, step by step bracing, running rock.

REFERENCES

1. *Instruktsiya po raschetu i primeneniyu ankernoi krepki na ugol'nykh shakhtakh Rossii* (Support regulations of bolting at Russia coal mines), Moscow, 2014.
2. *Instruktsiya po raschetu i primeneniyu ankernoi krepki na ugol'nykh shakhtakh Rossii* (Support regulations of bolting at Russia coal mines), Saint-Petersburg, VNIMI, 2000.
3. Rozenbaum M.A. *Opreделение parametrov kombinirovannoi (ankernoi i nabryzg-betonnoi) krepki vyem-ochnykh vyrabotok rudnika «Voskhod–Oriol» s uchetom vozeistviya massovykh vzryvov. Otchet o NIR* (Definition of combined support (bolting and shotcreting) parameters of boards of mine «Voshod–Oriol» in huge blast effect. Research report), Saint-Petersburg, VNIMI, 2009.
4. Udalov E.A., Rozenbaum M.A. *Razrabotka rekomendatsii po krepleshiyu podgotovitel'no-narezhnykh vyrabotok i obosnovanie poryadka prokhodki podgotovitel'nykh vyrabotok i poryadok samoi tekhnologii vedeniya ochistnykh rabot v otmetkakh 260/-380 m. Rudnik «Udachnyi» AK «Alrosa». Otchet o NIR* (Working out of recommendation of bracing in opening workings and analysis out of mining plan of opening workings and mining plan of actual mining technology of level 260/- 380 m. Mine «Oudachniy» run by JC «Alrosa». Research report), Saint-Petersburg, VNIMI, 2013.
5. Rozenbaum M.A. *Geomekhanicheskoe soprovozhdenie pri vnedrenii tekhnologii poetapnogo krepleshiya vyrabotok na shakhtakh «Yuzhnaya» i «Listvyazhnaya» OAO KhK «SDS–Ugol». Otchet o NIR* (Support geomechanics under introduction of step-by-step bracing technology at mines «Yuzhnaya» and «Listvyazhnaya» run by OJS HC «SDS-Ugol». Research report), Saint-Petersburg, SPGGU, 2011.
6. Yakobi O. *Praktika upravleniya gornym davleniem. Perevod s nemetskogo* (Management practice on rock pressure. Translated from German), Moscow, Nedra, 1987.
7. *Ukazaniya po ratsional'nomu raspolozheniyu, okhrane i podderzhaniyu gornyykh vyrabotok na ugol'nykh shakhtakh SSSR* (Directions for: attitude of workings, safety of workings and support of workings at mines of USSR), Leningrad, VNIMI, 1986.
8. *Instruktsiya po vyboru ramnykh podatlivykh krepel gornyykh vyrabotok* (Support selection of frame support), Saint-Petersburg, VNIMI, 1991.
9. Geleskul M.N., Karetnikov V.N. *Spravochnik po krepleshiyu kapital'nykh i podgotovitel'nykh gornyykh vyrabotok* (Mining handbook of bracing mine openings and permanent workings), Moscow, Nedra, 1982.