

СПОСОБ ОХРАНЫ И ПОДДЕРЖАНИЯ КАПИТАЛЬНЫХ УЧАСТКОВЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Опыт поддержания выработок показывает, что обеспечить их нормальное эксплуатационное состояние в течение всего срока службы можно лишь путем использования несущей способности породного массива, вмещающего выработки. Это требует применения нетрадиционных видов крепи, которые бы обладали значительной несущей способностью, низкой материалоемкостью и трудоемкостью возведения, поддавались бы высокой степени механизации, а также активно воздействовали на напряженно-деформированное состояние массива с целью вовлечения его в совместную работу. При проведении выработки в ее окрестности развивается во времени зона неупругих деформаций, породы в которой разрыхляются, увеличиваясь в объеме, что создает дополнительные нагрузки на крепь выработки.

Сократить во времени развитие этой зоны можно путем ускоренного образования вокруг выработки на заданном удалении от нее контура зоны разгрузки с минимальными деформациями, что обеспечит перенос повышенных напряжений с контура выработки вглубь массива. При этом ненарушенный приконтурный массив, усиленный анкерами, выполняет роль крепи.

The maintenance experience shows that to ensure a normal operation condition of mine workings during the entire service life one should use the holding power of the rock mass, which contains the workings. This involves the use of non-conventional kinds of lining, which would have a considerable holding power, low specific consumption of materials, low labour input, could be easily mechanized and influence on the stress-strained state of the rock mass to involve it into the combined operation. Due to mining operations, the adjacent rocks become subject to inelastic deformation, which causes deconsolidation and increase in the rock volume; as a result, the lining experiences an additional load. To reduce the development of the deformation zone one should accelerate the formation of load-off zone with minimum deformations around the mine working at the given distance from it. This will ensure a transfer of increased stress from the working contour deep into the rock mass. So, the undisturbed near-contour rock mass, reinforced with anchors, acts as a lining.

Развитие угольной промышленности России сопровождается увеличением глубины горных работ, сечений и общей протяженности поддерживаемых выработок. Увеличение глубины горных работ до 800-1200 м ведет к росту средней величины несущей способности крепи, увеличению стоимости крепления в 2,5 раза и трудоемкости почти в 4 раза. Инженерные решения по обеспечению безремонтного поддержания выработок за счет увеличения несущей способности крепи положительных результатов не дают.

Опыт поддержания выработок показывает, что обеспечить их нормальное эксплуатационное состояние в течение всего срока службы можно лишь путем использования несущей способности породного мас-

сива, вмещающего выработки. Это требует применения нетрадиционных видов крепи, которые бы обладали значительной несущей способностью, низкой материалоемкостью и трудоемкостью возведения, поддавались бы высокой степени механизации, а также активно воздействовали на напряженно-деформированное состояние массива с целью вовлечения его в совместную работу.

Известно [1], что при проведении выработки в ее окрестности развивается во времени зона неупругих деформаций, породы в которой разрыхляются, увеличиваясь в объеме, что создает дополнительные нагрузки на крепь выработки. Сократить во времени развитие этой зоны можно путем ускоренного образования вокруг выработки на заданном удалении от нее контура зоны раз-

грузки с минимальными деформациями, что обеспечит перенос повышенных напряжений с контура выработки вглубь массива. При этом ненарушенный приконтурный массив, усиленный анкерами, выполняет роль крепи.

Идея способа заключается в совмещении разгрузки вмещающего выработки массива от повышенных напряжений с процессом крепления.

Сущность способа заключается в образовании вокруг выработки, на заданном удалении от ее контура, зоны пониженных напряжений путем взрывания зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в трубчатых анкерах. При этом энергия взрыва расходуется на образование зоны разгрузки и развальцовывание анкеров в шпурах. Ненарушенный приконтурный массив, усиленный анкерами, выполняет роль крепи (рис.1).

Способ реализуется следующим образом: определяются местоположение и размеры участков породного контура выработки, в пределах которых будут устанавливаться трубчатые анкера; глубина анкерования, величина заряда ВВ в анкерах и расстояние между ними.

Для определения местоположения и размеров участков породного контура выработки используется графоаналитический метод, основанный на наложении эпюр прочности вмещающих пород на эпюры действующих напряжений [2].

Построение паспорта прочности осуществляется следующим способом: в масштабе вычерчивается контур выработки; затем на ее контуре намечаются восемь характерных точек и производится их нумерация; положение точек 2,4 определяется углом:

$$\theta = \pm \arctg h/a,$$

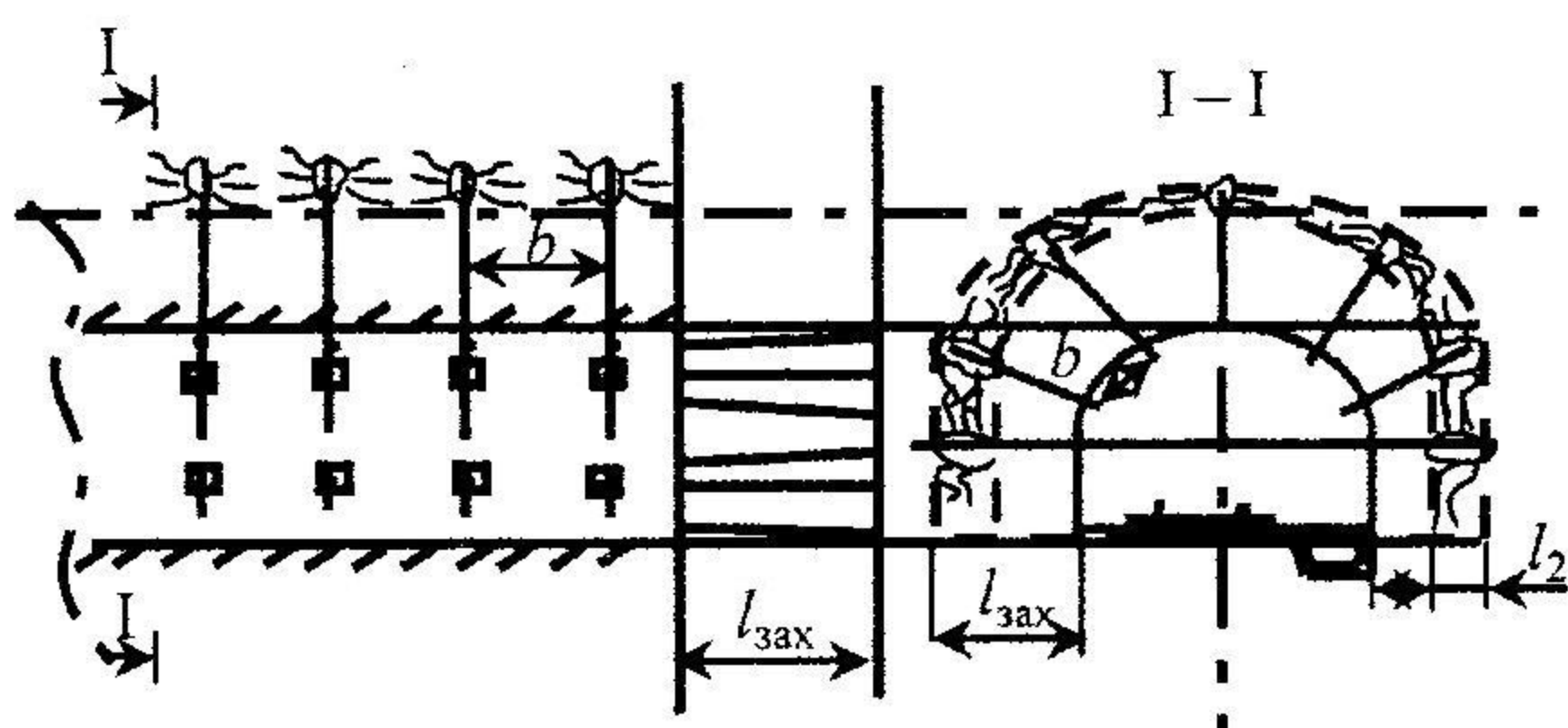


Рис.1. Схема проведения выработки

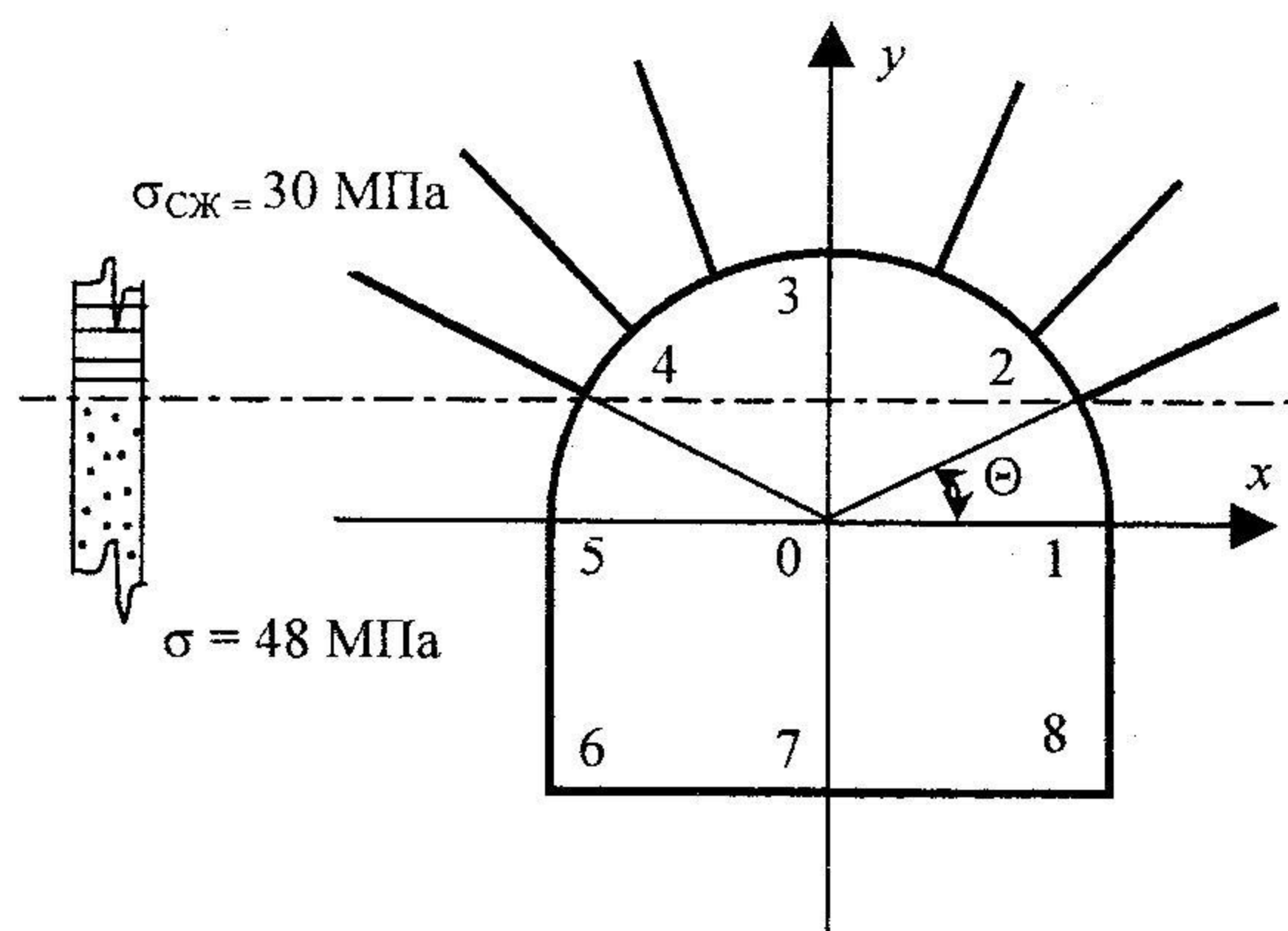


Рис.2. Схема к расчету паспорта прочности контура выработки

где h и a — соответственно половина высоты и ширины выработки, м (рис.2).

Напряжения в характерных точках определяются для выработки эллиптической формы (эллипс сравнения), эквивалентной по площади рассматриваемой выработки; полуоси такой выработки определяются выражениями:

$$a_3 = \sqrt{\frac{Sh}{\pi h}}; \quad h_3 = \sqrt{\frac{Sh}{\pi a}};$$

где S — площадь поперечного сечения исследуемой выработки, m^2 .

Для каждой из восьми точек контура находятся радиусы кривизны эллипса сравнения.

Для точек 1; 5:

$$R_3 = \frac{h_3^2}{a_3}.$$

Для точек 3; 7:

$$R_3 = \frac{a_3^2}{h_3}.$$

Для точек 2; 4; 6; 8:

$$R_3 = \frac{1}{a_3 h_3} \left(\frac{a_3^2 + h_3^2}{2} \right)^{\frac{3}{2}}.$$

Затем графическим путем в каждой точке заданной выработки находятся радиусы кривизны контура R_i^k . Относительная кривизна в i -й точке контура характеризуется параметром

$$\chi_i = (R_i^3 / R_i^k)^{\frac{2}{3}}.$$

Для угловых точек $\chi = 6$, для прямолинейного участка $\chi = 0$. Учитывая, что на больших глубинах распределение напряжений стремится к гидростатическому, напряжения в каждой точке контура определяются следующим образом:

$$\sigma_i^{1,5,3,7} = q \left[0,35(1 - \chi_i) + (0,3 + 1,7\chi_i) \frac{a}{h} \right];$$

$$\sigma_i^{2,4,6,8} = q \left[1,2(\chi_i - 1) + \frac{h^2 + a^2}{ab} \right].$$

После определения напряжений на развертке контура выработки в осях σ_i, θ строится эпюра напряжений и затем на нее в том же масштабе наносится эпюра прочности пород на контуре выработки.

Участки, на которых σ_i превышает прочность пород, определяют места расположения трубчатых анкеров (рис.3), размеры этих участков определяются графически.

Длина анкеров определяется из выражения:

$$l_{\text{анк}} = l_1 + l_2,$$

где l_1 – расстояние от контура выработки до нижней границы зоны активной разгрузки; l_2 – размер зоны активной разгрузки (см. рис.1),

$$l_1 = a(r_k - 1); \quad l_2 = a(r_p - 1);$$

a – половина ширины выработки в черне, м; r_k – безразмерный приведенный радиус нижней границы зоны активной разгрузки,



Рис.3. Паспорт прочности контуров выработки

$$r_k = \frac{a + l_1}{a};$$

r_p – безразмерный приведенный радиус верхней границы зоны активной разгрузки,

$$r_p = \frac{a + l_1 + l_2}{a}.$$

Величину r_k с учетом того, что смещения на контуре выработки должны быть равны нулю, определяют из выражения, исследуя его на минимум:

$$U = A_1 \frac{r_k - 1}{r_k} + A_2 \left(A_3 \frac{2br_k^{2+b}}{A_4 r_k^2 - A_5} \right)^{\frac{1}{b}};$$

$$r_p = r_k \left[A_3 \left(\frac{2br_k^2}{A_4 r_k^2 - A_5} \right) \right]^{\frac{1}{2b}};$$

$$A_1 = \frac{3}{4E_p} \left(\frac{R_c}{K_{\text{зап}}} - P_0 \right);$$

$$A_2 = \frac{3}{4E_p} \left(\frac{2b\gamma H_p + R_c}{b + 1} \right);$$

$$A_3 = \frac{2\gamma H_p - R_c}{2(b + 1)} + \frac{R_c}{2b\beta};$$

$$A_4 = b \frac{R_c}{K_{\text{зап}}} + bP_0 + \frac{R_c}{2b\beta};$$

$$A_5 = b \frac{R_c}{K_{\text{зап}}} - bP_0;$$

где $K_{\text{зап}}$ – коэффициент запаса прочности $K_{\text{зап}} = 1,5 \pm 2$; P_0 – отпор крепи, МПа; b – расстояние между анкерами, м; H_p – расчетная глубина заложения выработки, м; a – половина ширины выработки в проходке, м; h – половина высоты выработки в проходке, м; R_c – расчетное сопротивление пород сжатию, МПа, $R_c = RK_c$, $R = 10f$, МПа; K_c – коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород; γ – объемная масса горных пород, $\gamma = 0,025 \text{ МН/м}^3$; E_p – расчетное значение модуля упругости массива [3]; β – коэффициент показывающий отношение прочности на одноосное сжатие R_c к остаточной прочности R_0 , $\beta_{\text{арг}} = 3,5-4$; $\beta_{\text{алевр}} = 6-8$; $\beta_{\text{песч}} = 7-9$.

Для определения $l_{\text{анк}}$ на базе выполненных исследований применительно к условиям ОАО «Гуковуголь» и ОАО «Воркутауголь» была построена номограмма.

Расчетную массу заряда ВВ в одном анкере определяют из выражения:

$$Q = l_{\text{анк}} \frac{\pi d_{\text{п}}^2}{4} k \rho;$$

где $d_{\text{п}}$ – диаметр патрона ВВ, м; ρ – плотность ВВ в патронах, кг/м³; k – коэффициент заряжания, $k = 0,3-0,5$.

Расстояние между анкерами

$$b = 2\alpha \left(0,66 - 9,2 \cdot 10^{-5} R_c + 0,33 \cdot 10^{-4} E_{\text{ВВ}} Q \right) \sqrt{Q};$$

где α – безразмерный коэффициент, учитывающий количество ВВ, взрываемого за

1 цикл в сечении выработки, $\alpha = 1,2-1,4$; $E_{\text{ВВ}}$ – полная идеальная работа взрыва, кДж/кг.

Рассмотренный способ охраны может быть успешно применен при проходке горизонтальных и наклонных (до 26°) горных выработок, находящихся вне зоны влияния очистных работ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Долгий И.Е. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях активного проявления горного давления: Автореф. дис. ... докт. техн. наук / СПГИ. СПб, 1998.

2. Литвинский Г.Г. Расчет устойчивости породной поверхности горных выработок // Устойчивость и крепление горных выработок / ЛГИ. Л., 1976.

3. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. М.: Стройиздат, 1983.

Научный руководитель профессор, д.т.н. И.Е.Долгий