

文章编号:1000-582X(2010)07-135-05

回采巷道顶板离层分析与锚杆组合支护技术参数确定

张国华^{1,2}, 梁冰², 张宏伟², 张雪峰¹

(1. 黑龙江科技学院 安全工程学院, 黑龙江 哈尔滨 150027; 2. 辽宁工程技术大学
资源与环境工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘要:在阐述回采巷道顶板锚杆组合作用的基础上,给出直接顶范围内岩层分层之间发生离层所必须满足的载荷、跨度、挠度 3 个条件。在指出锚杆组合作用下组合梁内的岩层组合属于关键分层之间组合的基础上,进一步依据变形协调一致的原则,给出回采巷道顶板端头锚固锚杆支护中锚杆长度、间距、排距、预紧力 4 个关键支护技术参数的计算公式。该研究对回采巷道顶板锚杆支护设计具有一定的指导意义和参考价值。

关键词:回采巷道;锚杆;组合梁;关键分层;技术参数

中图分类号:TD350.1

文献标志码:A

Analysis of the roof separation in mining roadway and technical parameters determination of bolt combined supporting

ZHANG Guo-hua^{1,2}, LIANG Bing², ZHANG Hong-wei², ZHANG Xue-feng¹

(1. Safety Engineering College, Heilongjiang Science and Technology Institute, Harbin 150027, P. R. China;
2. College of resource and environment engineering, Liaoning Engineering
Technical University, Fuxin 123000, P. R. China)

Abstract: Based on bolt combined effect in the roof of mining roadway, the necessity conditions of load, span and deflection are proposed for stratification separation in the immediate roof. With strata combination of composite beams as key combination and Principle of Deformation coordination, the calculation formulas of the four key Support Technology parameters are obtained for length, spacing, distance between two rows and pretension force in bolt support of the roof of mining roadway.

Key words: mining roadway; bolt; composite beams; key stratification; technical parameters

在回采巷道围岩控制方法中,锚杆支护以其成本低、操作方便,以及良好的支护效果受到现场的广泛应用^[1-5]。众所周知,锚杆的支护效果主要取决于 3 个方面,一是围岩性质;二是锚杆支护各组成部分(杆体、锚固剂、托盘)的材质与尺寸;三是锚杆支护的技术参数,主要包括锚杆长度、间距、排距,以及施工过程中所施加的预紧力。

目前在国内外矿井锚杆技术参数研究确定中,主要以数值模拟、理论计算、工程类比 3 种方法居多。其中,数值模拟能够很好地分析出一些规律,依据这些规律来指导实践^[6-8];理论计算是建立在不同理论观点和力学计算基础上,以此来获得具体的支护参数^[9-11];工程类比则以现场实践中总结和积累的实践经验为主,通过经验类比来确定具体支护参

收稿日期:2010-01-13

基金项目:黑龙江省研究生创新科研基金项目(YJSCX2009-067HLJ)

作者简介:张国华(1971-),男,黑龙江科技学院教授,博士研究生,主要从事采动围岩灾变与控制、瓦斯灾害防治与瓦斯资源开采方面的研究,(Tel)0451-89151971;(E-mail)zgh710828131@163.com。

数。从实用角度看,数值模拟较适合于定性分析和规律研究,对人员的理论和计算机模拟水平要求较高,而理论计算考虑的因素越多,与实际接近的程度虽然越近,但其计算公式就越发复杂,有些计算参数求取困难,基于现场工程技术人员水平和各种条件所限,目前这 2 种方法并未得到现场的推广与应用。工程类比虽然方法简单,应用广泛,但最大的问题是理论欠缺,可靠性低,同时有时会导致经济上不合理。

采用理论分析计算与现场应用相结合的方法,在阐述回采巷道顶板锚杆组合作用的基础上,首次给出了直接顶范围内岩层分层之间发生离层所必须满足的载荷、跨度、挠度 3 个条件。在指出锚杆组合作用下组合梁内的岩层组合属于关键分层之间组合的基础上,首次依据变形协调一致的原则,给出了回采巷道顶板端头锚固锚杆支护中锚杆长度、间距、排距、预紧力 4 个关键支护技术参数的计算公式,通过现场应用,收到了良好的技术效果。

1 预应力锚杆组合作用

对于回采巷道,其顶板岩层绝大多数属于层状分布,在锚杆支护的组合、悬吊、挤压加固 3 种作用中,针对直接顶累积厚度比较大的顶板,锚杆一般主要起组合作用,而该作用发挥如何则主要取决于是否能够防止组合梁内部各岩层分层之间的离层,此时,锚杆的预应力起关键作用。

预应力是区分锚杆属于主动支护还是被动支护的关键参数,也是防止顶板岩层之间发生离层的必要条件。只有具有较高预应力的锚杆才属于真正的主动支护,才能及时控制锚固区围岩的过度变形与破坏,相反,没有预应力或预应力较低的锚杆则属于被动支护^[12]。

在顶板采用预应力锚杆支护时,其组合作用的宏观特征主要表现在 3 个方面:1)直接顶累积层厚较大,锚杆长度小于直接顶累积层厚,组合作用表现在有限层厚范围内;2)在组合范围内通过预应力锚杆形成组合梁;3)锚固端一般位于直接顶内相对稳定性比较好的关键分层内。

2 组合梁内岩层分层之间离层条件分析

如上所述,预应力锚杆支护的关键在于防止组合梁内部各分层之间发生离层。因此,必须首先明确直接顶内部岩层分层之间离层发生的条件。

对于直接顶内部相邻两岩层分层之间是否离

层,必须依据以下 3 个条件来依次判定:

1)载荷条件。即在不考虑各分层极限跨度的条件下,相邻两分层岩层中上位分层能否成为下位分层的载荷。若不能够成为下位分层的载荷,则具备了离层的基本条件。

2)跨度条件。即在巷道开挖影响下,顶板暴露跨度是否超过了直接顶岩层内各关键分层的极限跨距。依据关键层理论,在直接顶内部同样存在有相对关键岩层分层,就某一关键分层而言,若顶板暴露跨度不超过该关键分层的极限跨距,则它存在与其下位岩层分层之间离层的可能。相反该关键分层则断裂并成为下位相邻关键分层的载荷。

3)挠度条件。即在顶板暴露跨度不超过各关键分层极限跨度的条件下,若某一关键分层的挠度大于与其相邻的上位关键分层的挠度,则该关键分层同样存在与上位关键分层离层的可能,否则则不发生离层。

2.1 载荷条件

对于载荷条件,可借鉴老顶岩梁上部作用载荷计算公式以及关键层理论来进行计算,即采用下式^[13-14](见图 1)

$$(q_n)_1 = \frac{E_1 h_1^3 (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \dots + \gamma_n h_n)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + \dots + E_n h_n^3}, \quad (1)$$

式中, $(q_n)_1$ 为考虑到第 n 分层岩层对第 1 分层岩层时形成的载荷; E_i 、 h_i 、 γ_i 分别为第 i 分层岩层的弹性模量、厚度、容重。

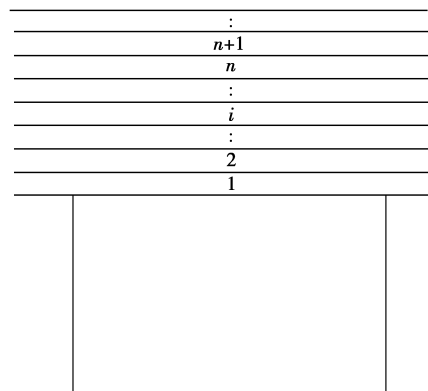


图 1 关键分层初次确定计算图

在具体计算时,首先将第 1 分层视为第 1 层关键分层,依据式(1)计算 $(q_n)_1$,并以 $(q_n)_1 > (q_{n+1})_1$ 为判别标准,确定出 n ,此时第 n 分层与第 $n+1$ 分层之间为第 1 个具备发生离层条件的位置。再将第 $n+1$ 分层视为第 1 分层,即视第 $n+1$ 层为第 2 层关键分层,继续依据公式(1)以及 $(q_n)_1 > (q_{n+1})_1$ 判别

标准,确定出第 2 个具备发生离层条件的位置。依此类推,可确定出直接顶岩层内所有的具备发生离层条件的位置及相应的关键分层。

2.2 跨度条件

对于跨度条件,则以以上初次确定出的各关键分层为对象,分别按下式计算各关键分层在两端固支条件下的极限跨距(参见图 2),即

$$l_i = h_i \sqrt{\frac{2R_i}{q_i}}, \quad (2)$$

式中: l_i 、 h_i 、 R_i 分别为第 i 个关键分层的极限跨距、厚度、抗拉强度; q_i 为作用在第 i 个关键分层上的载荷。

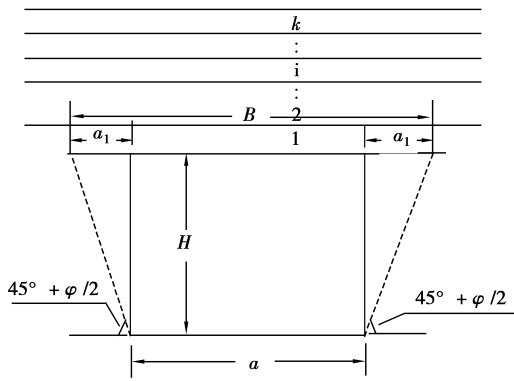


图 2 顶板悬露跨度计算图

设巷道开挖后顶板的悬露跨度为 B ,若第 i 个初次确定出的关键分层能成为真正意义上的关键分层,则必须满足以下条件

$$l_i > B. \quad (3)$$

否则由于该关键分层的极限跨距 l_i 小于巷道开挖后顶板的悬露跨度 B ,则该关键层在上部载荷和自重作用下将发生破断,自然成为下位关键分层的载荷,该关键分层将失去关键分层的意义,故将其剔除。据此,对初次确定出的关键分层重新进行核定,并最终确定出最终的关键分层。

在以上计算中,悬露跨度 B 需根据两帮的稳定状态来分析确定^[15]。

当两帮稳定时,顶板悬露跨度与巷道宽度 a 相等,即

$$B = a \quad (4)$$

当两帮不稳定时,由于两帮松动会使顶板跨度增加,产生附加跨度。附加跨度 a_1 可按下式计算(见图 2)

$$a_1 = H \cdot \text{ctg}\left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right), \quad (5)$$

式中, H 为回采巷道的高度; φ 为巷帮煤体的内摩

擦角。

此时顶板的悬露跨度为

$$B = a + 2a_1 = a + 2H \cdot \text{ctg}\left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right). \quad (6)$$

2.3 挠度条件

对于挠度条件,则是在完成上述过程后,需按下式计算各关键分层的挠度(参见图 2),即

$$y_{\max,i} = \frac{q_i \cdot B^4}{32E_i h_i^3}, \quad (7)$$

式中, $y_{\max,i}$ 为第 i 个关键分层的最大挠度;其它符号同前。

若发生离层,则必须是该关键分层的挠度大于上位相邻关键分层的挠度,即

$$y_{\max,i} > y_{\max,i+1}, \quad (8)$$

根据以上 3 个条件,按顺序即可判定出直接顶在无支护条件下,其内部相对关键分层以及岩层分层之间的离层位置。

3 预应力锚杆支护关键技术参数确定

如前所述,回采巷道顶板预应力锚杆的支护效果与锚杆支护技术参数有直接关系,这些技术参数主要包括锚杆长度、间距、排距,以及锚杆安设中所提供的预紧力。

3.1 锚杆预紧力

从直接顶内部岩层分层之间的离层分析可以看出:对于最终确定出的关键分层,由下而上,各关键分层的挠度依次降低。由于预应力锚杆的作用是防止控制范围内岩层分层之间的离层,故此时的组合表现为在锚杆控制范围内直接顶内部关键分层之间的组合,且控制范围内最上一个关键分层起控制作用。同时,在组合梁的内部,下位关键分层均将转化为最上一个关键分层的附加载荷。

在预应力锚杆的组合作用下,若保证直接顶内各岩层分层之间不发生离层,需要组合梁内部各岩层分层的下沉挠曲变形协调一致,此时组合梁内部各关键分层起主要作用。

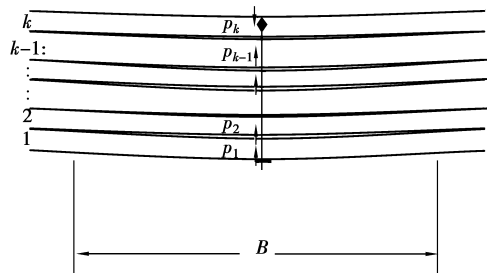


图 3 锚杆预紧力计算图

设锚杆组合梁范围内共有 k 个关键分层(参见图 3),锚杆对各关键分层单位面积上所提供的作用力分别为 p_1, p_2, \dots, p_k , 则各关键分层的挠度分别为

$$\begin{aligned} y_{\max,1} &= \frac{(q_1 - p_1) \cdot B^4}{32E_1 h_1^3}, \\ y_{\max,2} &= \frac{(q_2 - p_2) \cdot B^4}{32E_2 h_2^3}, \\ y_{\max,k} &= \frac{(q_k - p_k) \cdot B^4}{32E_k h_k^3}. \end{aligned} \quad (9)$$

由于锚杆锚固段位于第 k 个关键分层内,故

$$p_k = p_1 + p_2 + \dots + p_{k-1}, \quad (10)$$

又由于组合梁内各关键分层的挠曲变形遵循协调一致原则,故

$$y_{\max,1} = y_{\max,2} = \dots = y_{\max,k}, \quad (11)$$

设 $y_{\max,1} = y_{\max,2} = \dots = y_{\max,k} = y$, 将式(9)中的 $p_1, p_2, \dots, p_{k-1}, p_k$ 代入式(10)中,整理得

$$y = \frac{(q_k + \gamma_k h_k) \cdot B^4}{32 \left[E_k h_k^3 - \sum_{i=1}^{k-1} (E_i h_i^3) \right]}, \quad (12)$$

将式(12)代入式(9)中的 $y = y_{\max,k} = \frac{(q_k - p_k) \cdot B^4}{32E_k h_k^3}$ 中,整理得

$$p_k = q_k - \frac{(q_k - \sum_{i=1}^{k-1} q_i) \cdot E_k h_k^3}{E_k h_k^3 - \sum_{i=1}^{k-1} (E_i h_i^3)}, \quad (13)$$

为保证第 k 关键分层在有下位关键分层附加荷载作用下不发生断裂,还应同时满足极限跨度条件,即

$$l_k = h_k \sqrt{\frac{2R_{ki}}{q_k + p_k}} > B, \quad (14)$$

否则,需要延长锚杆控制范围,来寻求满足条件的最上一个关键分层。

在以上计算中,由公式(13)确定出的 p_k 即为锚杆对单位面积顶板所应提供的最小作用力,在锚杆安设时,为防止组合梁内部岩层分层之间相互离层,每根锚杆的预紧力 p 应满足的条件应为

$$p \geq p_k \cdot A_s, \quad (15)$$

式中, A_s 为每根锚杆的实际支护面积,根据锚杆的实际排距和间距确定。

3.2 锚杆长度

锚杆长度 L 一般均采用以下公式计算

$$L = L_1 + L_2 + L_3, \quad (16)$$

式中, L_1 为锚固段长度,对于端头树脂锚固锚杆,其长度一般为 $0.3 \sim 0.4$ m; L_3 为锚杆外露长度,一般为 $0.1 \sim 0.15$ m; L_2 为巷道顶板预控岩层范围,即组

合梁中最上一个关键分层下表面至巷道顶板暴露面之间的距离。

3.3 锚杆间距与排距

3.3.1 锚杆排距

对于累积层厚度较大的直接顶,沿巷道掘进方向上为防止顶板发生离层以致冒落,要求尽可能减小顶板暴露面积,缩短顶板无支护时间,不在时间和空间上为顶板离层提供条件。故要求锚杆安设与掘进循环同步,此时锚杆排距 L_p 与循环进尺 L_x 之间则成整数倍关系,即

$$L_p = \frac{L_x}{n}. (n \text{ 为整数}) \quad (17)$$

3.3.2 锚杆间距

由于锚杆作用的发挥由锚固段、锚杆杆体、托盘 3 部分组成,故设由 3 部分组成的锚杆支护系统的极限承担载荷为 q_m , 则每根锚杆的支护面积 A 为

$$A = \frac{q_m}{p_k}. \quad (18)$$

又因 $A = L_p \cdot L_j$ (L_j 为锚杆间距), 故锚杆支护的间距为

$$L_j = \frac{q_m}{L_p \cdot p_k}. \quad (19)$$

在具体应用时,要求锚杆的实际间距值 L_{js} 必须不超过式(19)所确定的理论计算值,即

$$L_{js} \leq L_j = \frac{q_m}{L_p \cdot p_k}, \quad (20)$$

此时锚杆的实际支护面积 A_s 为

$$A_s = L_p \cdot L_{js}. \quad (21)$$

4 工程应用

鸡西矿业集团杏花煤矿 23# 层为该矿井的主力开采煤层,煤层平均厚 1.9 m,伪顶为平均厚 0.15 m 的煤页岩,其层理、节理发育,直接顶由 10 层岩层组成,老顶为 5.6 m 厚的细砂岩,煤层综合柱状图如图 4 所示。23# 层回采巷道断面为矩形,巷高 2.0~2.2 m(将 0.15 m 厚的煤页岩挑落),巷宽 3.2 m,顶板设计采用锚杆支护。

通过实验室测定,23# 煤及顶板岩石力学参数如下表所示。

表 1 23# 层煤与顶板岩石力学参数

煤岩名称	抗压强度 /MPa	抗拉强度 /MPa	弹性模量 /GPa	内摩擦角 /($^{\circ}$)	容重 /($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)
页岩	38.4	3.5	24.1	25	23.4
中砂岩	88.9	8.3	37.3	37	25.1
细砂岩	96.8	9.2	40.5	41	25.5
23# 煤	18.6	2.4	12.3	21	13.5

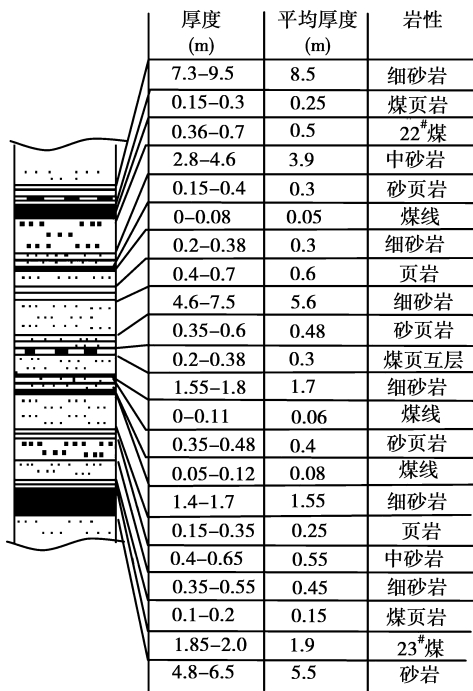


图 4 23# 层区域煤层综合柱状图

根据载荷条件,依据式(1),确定出在直接顶范围内共有 4 个关键分层,由下而上依次为:第 1 关键分层(0.45 m 厚的细砂岩)、第 2 关键分层(0.55 m 厚的中砂岩)、第 3 关键分层(1.55 m 厚的细砂岩)、第 4 关键分层(1.7 m 厚的细砂岩)。其上载荷分别为 $q_1=11.475 \text{ kPa}$ 、 $q_2=18.53 \text{ kPa}$ 、 $q_3=50.25 \text{ kPa}$ 、 $q_4=57.76 \text{ kPa}$ 。

根据式(5),在巷道取平均高度 2.1 m 条件下,可计算确定巷道的附加跨度为 $a_1=1.7 \text{ m}$,代入式(6)可得到顶板暴露跨度 $B=6.6 \text{ m}$ 。根据式(2),可得到各关键分层的极限跨距分别为: $l_1=18.02 \text{ m}$ 、 $l_2=16.46 \text{ m}$ 、 $l_3=29.66 \text{ m}$ 、 $l_4=30.34 \text{ m}$,均大于顶板暴露跨度,满足跨度条件。

依据式(7),可计算求得各关键分层的挠度,分别为 $y_1=184.4 \times 10^{-6} \text{ m}$ 、 $y_2=177.0 \times 10^{-6} \text{ m}$ 、 $y_3=19.8 \times 10^{-6} \text{ m}$ 、 $y_4=17.0 \times 10^{-6} \text{ m}$ 。各关键层的挠度由下而上依次降低,存在离层。

在选定锚杆组合梁内关键层数量时,分别有第 1、2 关键分层组合;第 1、2、3 关键分层组合;第 1、2、3、4 关键分层组合共 3 种组合方式,每种组合方式的 L_2 值分别为 0.45、1.25、3.34 m,在综合考虑锚杆长度、关键分层厚度变化、节理裂隙影响等因素的基础上,确定采用第 2 种组合方式,即第 1、2、3 关键分层组合。此时,根据式(13)计算得 $p_3=21.67 \text{ kPa}$,代入式(14)得到在锚杆组合作用下第 3

关键分层的极限跨距为 24.79 m,仍满足跨度条件。

在取 $L_1=0.4 \text{ m}$ 、 $L_3=0.15 \text{ m}$ 的条件下,由式(16)可得到锚杆的长度 $L=1.8 \text{ m}$ 。在巷道循环进尺为 1.2 m,第 1、2 关键分层相对稳定的条件下,取 $n=1$,代入式(17)中,得到锚杆排距 $L_p=1.2 \text{ m}$ 。通过现场实测,确定每根锚杆的极限承担载荷为 $q_m=75 \text{ kN}$,通过式(19)求得锚杆的间距 $L_j=2.9 \text{ m}$ 。在考虑一定安全系数并满足两侧锚杆距巷帮不超过 0.4 m 的条件下,取 $L_{js}=1.2 \text{ m}$,即沿横截面方向布置 3 根锚杆。根据式(15)可得到每根锚杆的最小预紧力应为 $p=31.2 \text{ kN}$ 。

综合以上,确定出锚杆支护关键技术参数为:锚杆长度 1.8 m,排距与间距均为 1.2 m,锚杆安装时的预紧力最小值为 31.2 kN。

在采用以上设计参数应用于 23# 层回采巷道顶板控制之中,并采用 LBY-2 型顶板离层仪进行观测,在巷道顶板中线位置处按间距 20 m 共布置 5 个测孔,各孔深均为 2.0 m,孔内第一、二基点分别设置在第 3、2 关键分层位置处,分别距孔口 2 和 1 m。测孔在巷道掘进支护期间开始陆续布置,采用间断观测方式,观测至测孔进入工作面超前支护区域为止。同时,同步在整个巷道断面上采用“井”字形布置测点进行巷道顶底板相对位移观测。

从实测数据变化来看,巷道围岩在一周时间内基本达到稳定。在锚杆组合梁岩层范围内,各分层之间的相对位移为零。在巷道断面范围内,顶底板相对位移观测结果如图 5 所示,其累计为 47 mm,在距工作面 25 m 开始,由于受超前移动支承压力的影响,顶底板相对位移逐步开始有所增加,但整个巷道在使用期间内一直处于稳定状态,有效保证了工作面回采期间的安全。

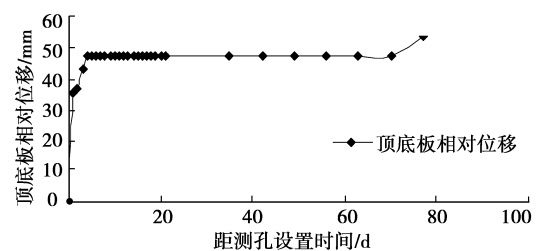


图 5 顶底板相对位移变化曲线

5 结 论

通过理论分析,给出了锚杆长度、间距、排距、预紧力 4 个关键支护技术参数的理论计算公式,并应用于现场实际,收到了满意的技术效果。通过分析,

可得出如下结论:

1)直接顶范围内岩层分层之间是否离层,必须依据载荷、跨度、挠度 3 个条件来进行综合判定;

2)由于预应力锚杆的组合作用是防止控制范围内岩层分层之间的离层,从而形成组合梁,故此时的组合表现为在锚杆控制范围内关键分层之间的组合,且控制范围内最上 1 个关键分层起控制作用。同时,在组合梁的内部,下位关键分层均将转化为最上 1 个关键分层的附加载荷。

3)在预应力锚杆的组合作用下,组合梁内各关键分层的挠曲变形遵循协调一致的原则,同时由于各关键分层均具有一定的自承能力,故最上 1 个关键分层的附加载荷并非下位岩层重量的简单累加。

参考文献:

- [1] 王金华. 我国煤巷锚杆支护技术的新发展[J]. 煤炭学报, 2007, 32(2): 113-118.
WANG JIN-HUA. New development of rock bolting technology for coal roadway in China [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(2): 113-118.
- [2] 杨德传. 煤巷锚杆支护应用现状研究理论及当前研究重点[J]. 煤矿开采, 2005, 10(6): 13-16.
YANG DE-CHUAN. Application, theories and research trends of bolting support in coal roadways[J]. Coal Mining Technology, 2006, 6(1): 40-42.
- [3] 陈玉祥, 王霞, 刘少伟. 锚杆支护理论现状及发展趋势探讨[J]. 西部探矿工程, 2004, 16(10): 155-157.
CHEN YU-XIANG, WANG XIA, LIU SHAO-WEI. Theory of bolting support and development trend[J]. West-China Exploration Engineering, 2004, 16(10): 155-157.
- [4] 姚爱敏, 孙世国, 刘玉福. 锚杆支护现状及其发展趋势[J]. 北方工业大学学报, 2007, 19(3): 90-94.
YAO AI-MIN, SUN SHI-GUO, LIU YU-FU. Status quo of anchor rod supporting and its development trend [J]. J North China Univ of Tech, 2007, 19(3): 90-94.
- [5] 范明建. 锚杆预应力与巷道支护效果的关系研究[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2007.
- [6] 王金华, 康红普, 高富强. 锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟[J]. 煤炭学报, 2008, 33(1): 1-6.
WANG JIN-HUA, KANG HONG-PU, GAO FU-QIANG. Numerical simulation study on load-transfer mechanism and stress distribution characteristics of cable bolts[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(1): 1-6.
- [7] 康志强. 全煤巷道锚杆支护参数数值模拟分析[D]. 河北理工大学, 2003.
- [8] 伍永平, 杨永刚, 来兴平, 等. 巷道锚杆支护参数的数值模拟分析与确定[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(4): 398-401.
WU YONG-PING, YANG YONG-GANG, LAI XING-PING, et al. Numerical simulation and determination of bolt parameters of roadway [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(4): 398-401.
- [9] VILLAESCUSA E, SCHUBERT C J. Monitoring the performance of rock reinforcement [J]. Geotechnical and Geological Engineering, 1999, 17(3): 321-333.
- [10] SONG G, STANKUS J. Control mechanism of a tensioned bolt system in the laminated roof with alarge horizontal stress[C]//The 16th International Conference on Ground Control in Mining, August 4-6, 1997, Morgantown, West Virginia, USA. Morgantown, West Virginia: [s. n.], 1997: 167-172.
- [11] 毕远志, 朱赞成. 利用松动圈原理确定锚杆支护参数的方法[J]. 江南大学学报: 自然科学版, 2006, 5(2): 241-245.
BI YUAN-ZHI, ZHUA ZAN-CHENG. The practice and theory of application of surrounding rock loosening-circle theory to make sure bolt support paramete[J]. Journal of Southern Yangtze University: Natural Science Edition, 2006, 5(2): 241-245.
- [12] 康红普, 姜铁明, 高富强. 预应力锚杆支护参数的设计[J]. 煤炭学报, 2008, 33(7): 721-726.
KANG HONG-PU, JIANG TIE-MING, GAO FU-QIANG. Design for pretensioned rock bolting parameters [J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(7): 721-726.
- [13] 张国华, 李凤仪. 矿井围岩控制与灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2009.
- [14] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [15] 张国华. 确定巷帮锚杆间距的理论计算[J]. 煤炭学报, 2006, 31(4): 433-436.
ZHANG GUO-HUA. Theoretic calculation about space between bolters support laneway's side[J]. Journal of China Coal Society, 2006, 31(4): 433-436.

(编辑 赵 静)