

文章编号: 1000-7598-(2013)08-2303-06

深部构造应力区煤巷肩角锚杆破断机制及控制

肖同强¹, 李怀珍¹, 徐 营^{2,3}, 张治高⁴

(1.河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000; 2.中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221008;
3.中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221008; 4.山东新巨龙能源有限责任公司, 山东 菏泽 274918)

摘 要: 针对深部构造应力作用下煤巷“肩角锚杆破断”问题, 建立肩角锚杆力学分析模型, 分析煤帮沿顶板滑移对锚杆的作用, 得到肩角锚杆的受力、变形特征, 揭示深部构造应力区煤巷肩角锚杆破断机制, 即在煤帮沿顶板的滑移剪切力作用下, 杆体发生弯曲变形, 且构造应力越大, 弯曲变形越严重; 肩角锚杆在煤岩层交界面处受到的剪力最大, 而使得锚杆在交界面处易被剪断。针对深部构造应力区煤巷肩角锚杆破断问题, 提出“控让耦合支护”围岩控制技术, 并成功应用于工程实践。

关 键 词: 深部煤巷; 肩角锚杆; 剪切破断; 控让耦合支护

中图分类号: TD 353

文献标识码: A

Breaking mechanism of shoulder bolt of deep coal roadway in tectonic stress area and its control

XIAO Tong-qiang¹, LI Huai-zhen¹, XU Ying^{2,3}, ZHANG Zhi-gao⁴

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China;

2. State Key Laboratory of Resources and Mine Safety, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China;

3. School of Mining and Safety Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China;

4. Shandong Xinjulong Energy Limited Liability Company, Heze, Shandong 274918, China)

Abstract: In deep tectonic stress area, shoulder bolt broken and failure phenomenon is prominent in coal roadway; and it's easy to induce roof collapse accident. It is an immediate requirement to solve support failure problem. In view of “shoulder bolt breakage” in deep coal roadway under the action of tectonic stress, a mechanical analysis model of shoulder bolt is established to analyze the action of slippage of coal ribs along roof on bolts; and stress and deformation characteristics of shoulder bolt are gotten. Shoulder bolt breaking mechanism is discovered. Under slippage shear force produced by tectonic stress, bending deformation of bolt body happens; and the shear force of shoulder bolt is biggest in interface between coal seam and roof, where the bolt body is cut off easily. Focused on the problem of shoulder bolt breakage, “controlling and yielding coupling support” control technology is put forward. The research results have been successfully applied to engineering practice.

Key words: deep coal roadway; shoulder bolt; shear breakage; controlling and yielding coupling support

1 引 言

高地压以及围岩松软破碎是造成巷道支护失效的重要原因, 一些深部巷道、沿空巷道、构造应力作用巷道、强烈采动影响巷道等应力高、围岩差的巷道均出现了锚杆、锚索破断现象^[1-3]。随着煤矿开采深度加大, 再加上构造区域高水平应力的作用, 巷道支护失效问题更加突出, 钢带撕裂、锚杆破断、支架扭曲变形等现象更加常见^[3-9]。

构造应力主要为水平应力, 且水平应力随开采深度增大而增大。对于深部构造区域巷道, 在较高水平应力作用下顶底板发生变形, 并将其压力传递给两帮, 造成巷道肩角围岩应力集中而破坏^[10-12]。破坏后的肩角围岩对顶板的支撑力减弱, 造成顶板实际跨度增大, 易于诱发冒顶^[10]。因此, 肩角是煤巷围岩稳定控制的关键部位之一。

目前煤巷多采用锚杆支护, 且肩角锚杆(两帮的最上部锚杆)多为倾斜打设, 穿过煤帮而锚固在

收稿日期: 2012-11-09

基金项目: 国家自然科学基金青年科学基金资助 (No. 51204167); 河南理工大学博士基金资助 (No. B2012-081)。

第一作者简介: 肖同强, 男, 1981年生, 博士, 讲师, 主要从事巷道围岩控制理论及支护技术研究。E-mail:xtq2000@163.com

顶板内。如若肩角锚杆的支护强度、支护布置不当,支护结构不能适应肩角围岩的变形破坏,即会造成肩角锚杆破断失效,进一步加剧肩角围岩的变形破坏,进而引起片帮、甚至冒顶,给煤矿安全生产带来巨大威胁。因此,研究肩角锚杆破断机制及其控制具有重要意义。

巨野矿区经历多次构造运动后,形成“棋盘”格式构造形态,整个矿区构造应力均较大。巨野矿区新巨龙矿北区胶带运输大巷(简称“北胶大巷”)埋深 800 m,受到区域构造及局部断层构造双重影响,肩角煤体变形严重,大量直径为 22 mm 的肩角锚杆发生破断,给煤矿的安全生产带来极大影响。基于北胶大巷围岩及肩角锚杆变形破坏特征,本文建立了肩角锚杆力学分析模型,揭示了肩角锚杆破断机制,并提出了防止锚杆破断的围岩控制技术。

2 肩角锚杆破断特征分析

新巨龙矿北胶大巷埋深 800 m,沿 3 煤顶板掘进,断面为梯形,顶部和底部宽度分别为 4.8 m 和 5.5 m,高 3.8 m。煤层厚 3.85~4.04 m,平均倾角为 5°,煤体硬度 $f=1\sim 2$ 。依据 L-22 号和 263 号钻孔柱状资料,顶板由下往上依次为 2.6 m 厚的粉砂岩和 4.0 m 厚的细砂岩,底板由上往下依次为 3.5 m 厚的粉砂岩和 4.2 m 厚的细砂岩,粉砂岩、细砂岩较坚硬,岩样试件强度为 50~70 MPa,岩体强度较高,且完整性较好。

北胶大巷靠近且平行于断层 FL10、FL11 掘进,两断层倾角为 70°,落差为 0~15 m。受“棋盘”格式区域构造及 F10、FL11 断层构造影响,北胶大巷附近实测地应力结果见表 1。实测垂直应力为 20~25 MPa,最大水平应力达到 46 MPa,为垂直应力的 1.92 倍,构造应力非常显著。

表 1 地应力测量结果^[11]
Table 1 Ground stress results

测点	σ_{hmax} / MPa	σ_{hmin} / MPa	σ_v / MPa	$\sigma_{\text{hmax}} / \sigma_v$
D1	36.81	28.16	22.03	1.67
D2	38.74	27.68	21.40	1.81
D3	45.69	25.83	24.73	1.85
D4	46.12	26.75	23.98	1.92

北胶大巷采用锚带网索支护,两帮锚杆为 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 500 \text{ mm}$ 全螺纹等强锚杆,顶板锚杆为屈服强度为 500 MPa, $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 500 \text{ mm}$ 高强锚杆,树脂药卷加长锚固,锚索规格为 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 6\ 300 \text{ mm}$ 。在深部构造应力作用下北胶大巷围岩及

支护体出现严重变形破坏,其特征为掘巷后,两帮移近速度快,两周内,两帮煤体沿顶板发生滑移,且移近量较大,致使顶板最外侧锚杆被煤帮覆盖,肩角锚杆大量破断,如图 1 所示。

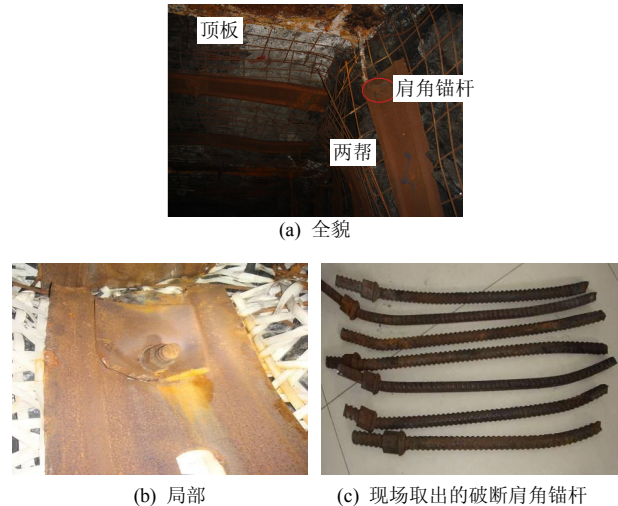


图 1 围岩变形与肩角锚杆变形破断形态
Fig.1 Surrounding rock deformation and shoulder bolts breakage shape

肩角锚杆与水平成 20° 向顶板倾斜打设,穿越煤层与顶板之间交界面,锚固在顶板岩层内。由锚杆断口形态及破断位置(见图 1)可知,锚杆没有明显受拉而变细的痕迹,其破断形式属于剪切破坏,且锚杆破断位置基本一致,均位于煤层与顶板岩层的交界面处。

初步分析表明,水平构造应力作用下煤帮沿顶板的滑移错动对锚杆产生的剪切力及锚杆的弱抗剪性是导致锚杆破断的原因。锚杆对围岩的支护作用主要体现在因受拉和受剪而产生的对围岩的约束力,而锚杆的抗剪能力较小,约为抗拉强度的 0.6~0.8 倍^[13]。在较大的水平构造应力作用下,两帮煤体沿着坚硬顶板向巷道发生滑移,两帮与顶板出现错动。由于肩角锚杆穿过煤层和岩层交界面,限制了煤帮的滑移,而使其受到剪切力的作用。锚固在坚硬顶板内的杆体,相对稳定;煤体内的杆体则会随着煤体向巷道滑移而发生弯曲变形,并在剪应力超过锚杆的抗剪强度后(锚杆抗剪强度小),在煤岩层的交界面处发生破断。

3 肩角锚杆受力分析

为进一步解释肩角锚杆的破断,对煤帮内的锚杆杆体进行了受力分析。依据肩角锚杆变形破断情况(见图 1),得到煤帮内杆体变形破断前后的形态,如图 2 所示。

为便于分析，肩角锚杆受力过程可分为两个阶段：第 1 个阶段为杆体弯曲变形阶段，在煤帮沿顶板的滑移剪切力作用下，杆体在煤帮和顶板的交界面附近发生弯曲变形，由锚杆破断情况看，随着远离交界面，杆体的弯曲变形逐渐减小，因此，在这个阶段， AB 段除发生刚性移动外，也绕着 A 点发生弯曲变形至 AB' 。第 2 个阶段为杆体被剪断阶段，当锚杆弯曲至 AB' 后，杆体受力恶化，在滑移剪切力进一步作用下杆体在交界面处被剪断。以下对这两个阶段进行分析。

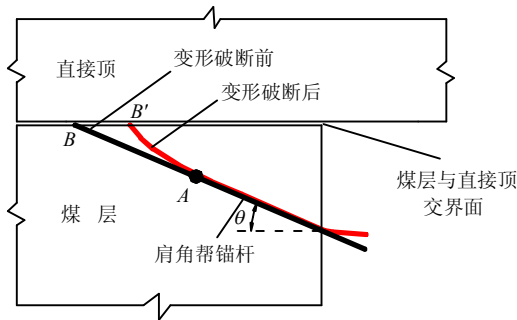


图 2 肩角锚杆破断前后形态对比
Fig.2 Contrast of shoulder bolt shape before and after breakage

3.1 杆体弯曲变形阶段力学分析

杆体弯曲变形阶段， AB 段受力如图 3(a)所示。从巷道变形情况来看，肩角锚杆破断后煤帮越往上变形量越大，两帮上部的相对移近量为 400~500 mm，而两帮中下部的移近量则为 100~200 mm，移近量越大，对杆体的挤压力越大，即杆体 AB 段越往上，杆体受力越大。为便于分析，将其简化为上大、下小的梯形分布模式。 B 端载荷 q_2 大于 A 端载荷 q_1 。 θ 为杆体 AB 与水平方向的夹角。为简化计算，假定 AB 段杆体载荷呈梯形分布。

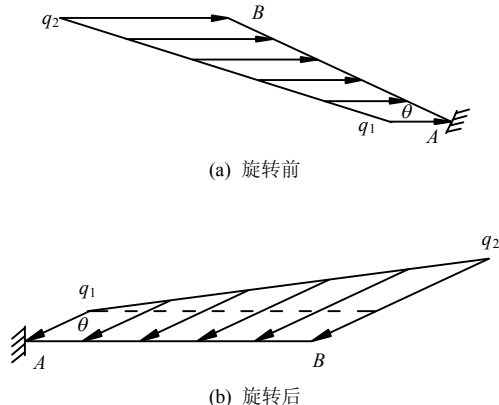


图 3 弯曲变形阶段 AB 段杆体受力
Fig.3 Stress of AB section in bending deformation stage

为便于分析，将 AB 段杆体旋转至水平位置（见图 3(b)）。对于图 3(b)，受力可分解为 3 个组成部分，即均布荷载、三角形荷载和沿锚杆轴向呈线性增加（ A 端小、 B 端大）的荷载，如图 4 所示。

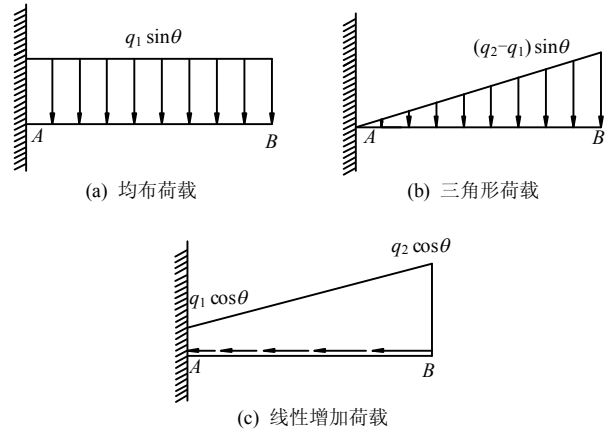


图 4 弯曲变形阶段 AB 段杆体受力分解
Fig.4 Stress decomposition of section AB in bending deformation stage

由图 4 可见，只有图 4(a)、图 4(b)可以产生垂直 AB 向下的挠度，令 $q_1 \sin \theta = Q_1$ ， $(q_2 - q_1) \sin \theta = Q_2$ ，则可求得两者对应的挠度方程为

$$\omega_1(t) = \frac{Q_1 t^2 (t^2 - 4Lt + 6L^2)}{24EI} \quad (1)$$

$$\omega_2(t) = \frac{Q_2 t^2 (t^3 - 10tL^2 + 20L^3)}{120EIL} \quad (2)$$

式中： t 为杆体上某点至 A 端的距离（ A 端时 $t=0$ ）， L 为 AB 段杆体长度； E 为杆体弹性模量； I 为杆体的横截面对中性轴的惯性矩； EI 为杆体抗弯刚度。

AB 段挠曲线方程为

$$\omega(t) = \omega_1(t) + \omega_2(t) = \frac{5Q_1 t^2 L (t^2 - 4Lt + 6L^2) + Q_2 t^2 (t^3 - 10tL^2 + 20L^3)}{120EIL} \quad (3)$$

杆体挠度曲线方程式 (3) 中的一些变量，难以确定其实际数值，因此采用定性分析方法研究杆体 AB 段弯曲变形形态。将抗弯刚度 EI 视为常数 1，并令杆体长度 $L=1$ ， $Q_1=1$ ，则当 $q_2 : q_1 = 1.0、1.5、2.0、2.5、3.0$ 时，可以计算得到各自的挠曲线方程，挠曲线形态如图 5 所示。由图可以看出，随着远离 A 端、趋近 B 端， AB 段杆体位移逐渐增大，这与杆体的实际弯曲形态一致（见图 1），表明建立的力学模型是合理的；随着 $q_2 : q_1$ 比值的增大， AB 段的弯

曲变形量增大。巷道表面位移监测表明，构造应力越大，巷道两帮上部和下部两帮移近量差值越大，对锚杆杆体上部和下部的挤压力的差值越大，即 $q_2 : q_1$ 比值越大。因此，构造应力越大， AB 段杆体弯曲变形越严重。

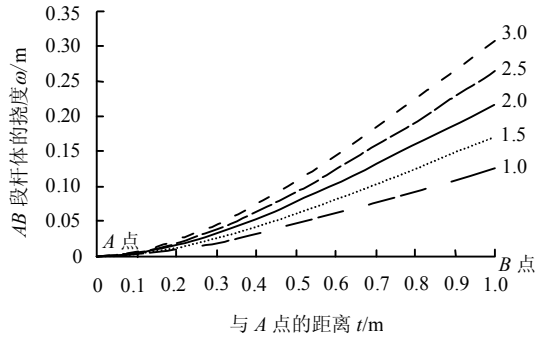


图 5 不同 $q_1 : q_2$ 比值时杆体挠曲线
Fig.5 Deflection curves of bolt body under different $q_1 : q_2$ ratios

3.2 杆体被剪断阶段力学分析

杆体发生弯曲变形后，杆体 AB 段弯曲变形至 AB' (见图 2)，进入被剪断阶段，此阶段 B' 端不再发生位移，即 A 、 B' 端均固定， AB' 段杆体受力如图 6(a) 示。此时，假定 AB' 段长度为 L' ，与水平方向夹角为 β ， B' 端载荷 p_2 大于 A 端载荷 p_1 ， AB' 段载荷简化为梯形分布。为便于分析，将 AB' 段杆体旋转至水平位置(见图 6(b))，受力分解如图 7 所示。

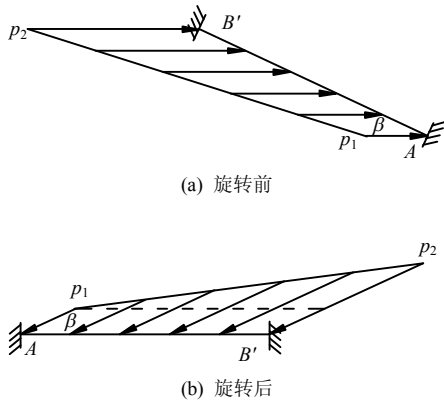


图 6 被剪断阶段肩角锚杆 AB 段杆体受力
Fig.6 Stresses of section AB of shoulder bolt in shear break stage

由于图 7(c) 中的载荷方向沿杆体轴向，在垂直杆体轴向方向不产生剪切力，故只考虑图 7(a)、(b) 中的载荷。

令 $p_1 \sin \beta = P_1$ ， $(p_2 - p_1) \sin \beta = P_2$ ，则对于图 7(a)、7(b)，其剪力方程分别为

$$F_s(a) = -P_1x + \frac{P_1L'}{2} \quad (4)$$

$$F_s(b) = -\frac{P_2x^2}{2L'} + \frac{3P_2L'}{20} \quad (5)$$

由式 (4)、(5) 右侧相加，可得 AB' 段剪力方程为

$$F_s = -\frac{P_2x^2}{2L'} - P_1x + \frac{3P_2L'}{20} + \frac{P_1L'}{2} \quad (6)$$

由式 (6) 可得 AB' 段杆体剪力分布，如图 8 所示。

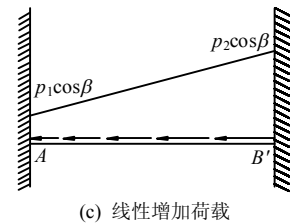
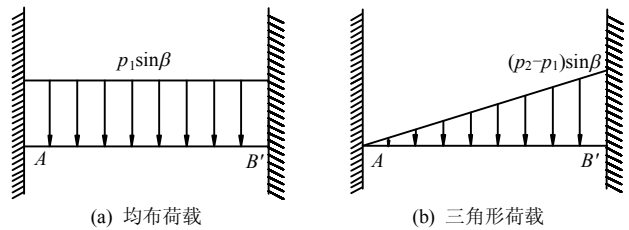


图 7 被剪断阶段 AB 段受力分解
Fig.7 Stress decomposition of section AB in shear break stage

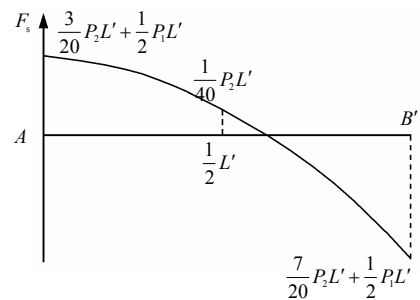


图 8 AB' 段杆体剪力分布图
Fig.8 Shear stress distribution of section AB'

由图 8 可见，杆体剪力分布呈现两头大、中间小的特征， B' 处剪力最大，即锚杆在煤层与顶板交界面处最易被剪断，在 A 处剪力也较大，而 AB' 段中间段附近剪力相对较小，发生剪切破断的可能性最小。从现场取出的破断锚杆来看，锚杆破断位置基本在煤层和顶板岩层的交界面处，且断口呈现弯曲后的剪切破断形态，说明锚杆在交界面处被剪断，这与力学分析得到的剪力分布结果一致。

4 围岩控制技术

以上分析表明，在水平构造应力作用下煤巷两帮沿坚硬顶板发生较大滑移，且这种滑移是不可抗的，滑移错动产生的较大剪切力及煤体对锚杆的挤压力，导致大量肩角锚杆发生弯曲变形并在煤岩层交界面处被剪断。不仅如此，水平构造应力作用于顶板而转移至两帮的压力，也是两帮尤其是肩角煤体变形破坏的重要原因。针对深部构造应力区煤巷“肩角煤体严重破坏、肩角锚杆大量破断”问题，提出深部构造应力作用煤巷“高强高预紧力锚杆锚索支护、肩角控让耦合支护”围岩控制技术。

高强高预紧力锚杆锚索支护原理^[13-15]：实现主动及时支护，减小围岩的早期变形和破坏；改善围岩的应力状态，提高围岩自身的承载能力；实现锚杆锚索与围岩共同承载，并利用锚索锚固深度大的特点，充分调动深部围岩的承载能力，且锚杆锚索具有一定的延伸率，能够实现高阻让压，允许围岩发生适量变形。顶板通过高强高预紧力锚杆锚索支护，可减小顶板变形破坏，从而减小水平构造应力作用下顶板向两帮传递的压力。另一方面，两帮通过高强高预紧力锚杆支护，可提高自身的承载能力，增强对顶板的支撑，从而也有利于顶板的稳定。

“控让耦合支护”支护技术原理：高构造应力作用下两帮沿坚硬顶板的滑移错动是不可阻挡的，肩角锚杆对这种滑移变形应采取“让”的方式，即允许其发生滑移，避免肩角锚杆受到较大剪切力而破断；两帮发生滑移变形后，应力得以释放，两帮煤体沿顶板的滑移剪切力大大减小，此时为避免肩角围岩的碎胀变形过大而失稳，则应对肩角围岩采取加强支护“控制”措施。“控”、“让”结合，即为“控让耦合支护”技术。

针对北胶大巷生产条件，结合数值模拟分析结果，确定了该巷“高强、高预紧力支护+控让耦合支护”参数，支护断面如图 9 所示。

两帮采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 500 \text{ mm}$ 全螺纹等强锚杆，其中肩角“让”锚杆以小角度（ 5° 以下）打设，避免锚穿过煤岩层交界面，允许两帮沿顶板发生滑移，实现“让压”作用；顶板采用屈服强度为 500 MPa 、 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\ 500 \text{ mm}$ 左旋无纵筋高强让压锚杆，树脂药卷加长锚固，锚索规格 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 6\ 300 \text{ mm}$ ，五花布置，顶板、两帮锚杆预紧扭矩不小于 $400 \text{ N} \cdot \text{m}$ ，锚索预紧力不低于 100 kN ，实现高强、高预紧力主动及时支护。

依据现场观测，掘巷后两周内，两帮肩角煤体沿顶板滑移量较大，之后肩角变形趋于稳定。因此，

在一次支护完成 14 d 后，在两排“让”锚杆中间，与水平方向成 15° 施工肩角“控”锚杆，使其穿过煤岩层交界面，并采用树脂药卷加长锚固，将煤体与顶板锚固在一起，加强对肩角围岩的控制，实现“控制”作用。

北胶大巷实施“控让耦合支护”支护方案后，肩角煤体变形量减小，两帮肩角处移近量由 $400 \sim 500 \text{ mm}$ 减小至 200 mm 左右；顶板、两帮锚杆锚杆受力状况明显改善（见图 10），锚杆载荷趋于稳定后，分别达到 110 kN 和 90 kN ，小于其破断载荷 250 kN 和 189 kN ，未发生锚杆破断现象，支护结构的可靠性较高。

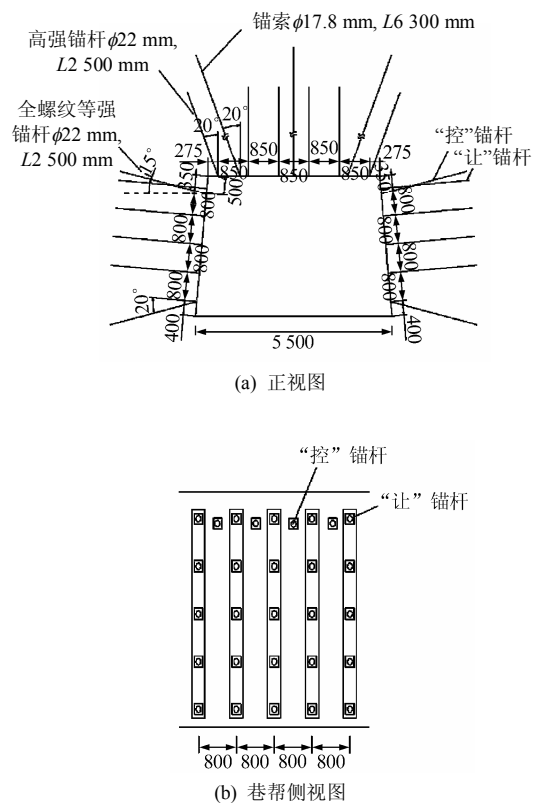


图 9 北胶大巷锚杆支护断面 (单位: mm)
Fig.9 Bolt cross-section of main roadway for transportation of north area (unit: mm)

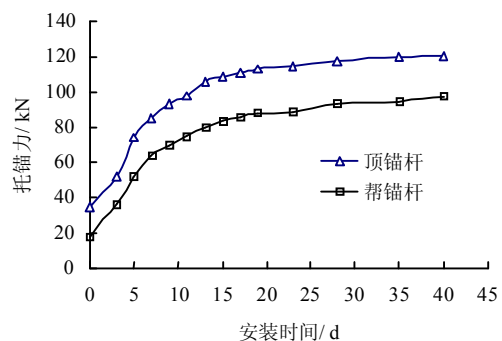


图 10 锚杆载荷随时间变化曲线
Fig.10 Variation curves of bolt load with time

5 结 论

(1) 在水平应力作用下, 两帮沿坚硬顶板发生较大滑移, 肩角煤体严重破坏, 大量肩角锚杆破断失效。肩角围岩是巷道围岩控制的关键部位。

(2) 在高构造应力作用下, 两帮煤体沿顶板的滑移剪切力使得穿过煤岩层交界面的肩角锚杆发生弯曲变形, 并且在界面处受到的剪切力最大, 致使锚杆在该处最容易被剪断。

(3) 针对深部构造区煤巷肩角锚杆破断问题, 提出了“控让耦合支护”技术, 允许两帮煤体沿坚硬顶板发生滑移后, 再加强支护控制肩角煤体碎胀变形。“控让耦合支护”避免了肩角锚杆破断, 实现了深部构造应力区煤巷围岩稳定。

参 考 文 献

- [1] 马念杰, 刘少伟, 邓广涛, 等. 巷道锚杆尾部破断机制及合理结构的设计[J]. 煤炭学报, 2005, 3(3): 327—331. MA Nian-jie, LIU Shao-wei, DENG Guang-tao, et al. Roadway bolts tail broken mechanism and design of reasonable structures[J]. **Journal of China Coal Society**, 2005, 3(3): 327—331.
- [2] 杜计平, 侯朝炯, 朱亚平, 等. 深井破碎围岩条件下煤巷锚杆构件合理配套[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(4): 401—404. DU Ji-ping, HOU Chao-jiong, ZHU Ya-ping, et al. Rational matching on entry bolt supporting components under broken surrounding rock in deep mine[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2007, 24(4): 401—404.
- [3] 何炳银, 王珏. 沿空巷道锚杆与锚索破断的调查分析[J]. 矿山压力与顶板管理, 2005, 22(1): 55—58. HE Bing-yin, WANG Yu. Diagnoses of bolt and cable breaking in roadway along goaf[J]. **Ground Pressure and Strata Control**, 2005, 22(1): 55—58.
- [4] 齐干, 何满潮, 刘文涛, 等. 深部顺槽巷道差异性变形破坏特征及原因研究[J]. 煤炭工程, 2006, 53(11): 65—68. QI Gan, HE Man-chao, LIU Wen-tao, et al. Research on features and causes of differential deformation and failure of mine deep gateway[J]. **Coal Mine Engineering**, 2006, 53(11): 65—68.
- [5] 姚强岭, 李波, 任松杰, 等. 中空注浆锚索在高地应力松软煤巷中的应用研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(2): 198—223. YAO Qiang-ling, LI Bo, REN Song-jie, et al. Application of hollow grouted anchor cable in soft coal roadway under high in-situ stress[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2011, 28(2): 198—223.
- [6] 张国锋, 于世波, 李国峰, 等. 巨厚煤层三软回采巷道恒阻让压互补支护研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(8): 1619—1627. ZHANG Guo-feng, YU Shi-bo, LI Guo-feng. Research on complementary supporting system of constant resistance with load release for three-soft mining roadways in extremely thick coal seam[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2011, 30(8): 1619—1627.
- [7] 康红普, 王金华, 林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J]. 煤炭学报, 2007, 32(12): 1233—1238. KANG Hong-pu, WANG Jin-hua, LIN Jian. High pretensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways[J]. **Journal of China Coal Society**, 2007, 32(12): 1233—1238.
- [8] 柏建彪, 侯朝炯. 深部巷道围岩控制原理与应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2): 145—148. BAI Jian-biao, HOU Chao-jiong. Control principle of surrounding rocks in deep roadway and its application[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2006, 35(2): 145—148.
- [9] 孙晓明, 何满潮, 杨晓杰. 深部软岩巷道锚网索耦合支护非线性设计方法研究[J]. 岩土力学, 2006, 27(7): 1061—1065. SUN Xiao-ming, HE Man-chao, YANG Xiao-jie. Research on nonlinear mechanics design method of bolt-net-anchor coupling support for deep soft rock tunnel[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2006, 27(7): 1061—1065.
- [10] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰, 等. 煤巷锚杆支护[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [11] 肖同强, 柏建彪, 王襄禹, 等. 深部大断面厚顶煤巷道围岩稳定原理及控制[J]. 岩土力学, 2011, 32(6): 1874—1880. XIAO Tong-qiang, BAI Jian-biao, WANG Xiang-yu, et al. Stability principle and control of surrounding rock in deep coal roadway with large section and thick top-coal[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2011, 32(6): 1874—1880.
- [12] 李学华, 姚强岭, 张农, 等. 高水平应力跨采巷道围岩稳定性模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(4): 420—425. LI Xue-hua, YAO Qiang-ling, ZHANG Nong, et al. Numerical simulation of stability of surrounding rock in high horizontal stress roadway under overhead mining[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2008, 25(4): 420—425.
- [13] 康红普, 王金华, 等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [14] 张农, 高明仕. 煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(5): 524—527. ZHANG Nong, GAO Ming-shi. High-strength and pretension bolting support of coal roadway and its application[J]. **Journal of China University of Mining and Technology**, 2004, 33(5): 524—527.
- [15] 柏建彪, 王襄禹, 姚喆. 高应力软岩巷道耦合支护研究[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(4): 421—425. BAI Jian-biao, WANG Xiang-yu, YAO Zhe. Study of coupling support in soft rock roadway under high stress[J]. **Journal of China University of Mining and Technology**, 2007, 36(4): 421—425.