

文章编号: 1673-3363-(2014)03-0366-07

顶板可接长锚杆耦合支护系统性能研究

刘洪涛, 王飞, 蒋力帅, 赵希栋, 王广辉

(中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要 针对大变形巷道顶板支护系统中锚杆与锚索受力和变形不协调的问题, 研发了一种新型可接长锚杆。在对普通锚杆、锚索及新型可接长锚杆拉伸试验和力学分析的基础上, 结合大变形巷道顶板围岩的变形破坏特征, 提出了大变形巷道顶板可接长锚杆耦合支护系统, 建立并分析了可接长锚杆耦合支护系统与锚索耦合支护系统的本构模型。研究表明: 当巷道顶板变形量超过锚索最大延伸量时, 锚索耦合支护系统中锚索由于延伸率低, 过早于普通锚杆达到延伸极限而断裂, 而可接长锚杆能与普通锚杆在受力和变形 2 方面协调同步地支护顶板围岩; 可接长锚杆能够提高顶板围岩的自承性能, 并在保证较强支护力的同时提供更大的让压距离。可接长锚杆耦合支护系统成功应用于赵固一矿 11031 巷道试验段中, 顶板变形量比原支护方案减少了 20% 左右, 顶板围岩从开挖到稳定的时间缩短了 33%, 且顶板变形稳定后顶板下沉速率较原支护方案明显降低。

关键词 可接长锚杆; 支护系统; 大变形巷道; 本构模型

中图分类号 TD 353

文献标志码 A

On the performance of lengthened bolt coupling support system in roadway roof

LIU Hongtao, WANG Fei, JIANG Lishuai, ZHAO Xidong, WANG Guanghui

(College of Resources and Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract In view of the force-deformation incoordination problems of traditional anchor and cable in largely deformed roadway roof support system, a new type of lengthened bolt is invented. After a tensile test and mechanical analysis of traditional anchor, cable and new lengthened bolt and an analysis of the deformation and failure characteristics of surrounding rock in large deformation roadway roof, a support system for large deformation roadway roof called lengthened bolt coupling support system is devised. The constitutive models of lengthened bolt coupling support system and cable coupling support system are established and analyzed. The research result shows that when the roof deformation exceeds the maximum elongation of cable, the cable in the coupling support system reaches the elongation equilibrium and is broken earlier than the traditional bolt due to the low elongation, but lengthened and traditional bolt could coordinately support the surrounding rock of roof both in deformation and force aspects. Lengthened bolt could improve the self-loading performances of surrounding rock, and not only has a large amount of elongation, but ensures a strong supporting force. Lengthened bolt coupling support system has been successfully applied to the test area of 11031 in Zhaogu Mine. The deformation of new support program is 20% less than that of the ordinary program. Besides, time-cost decreases

收稿日期: 2013-11-11

基金项目: 国家自然科学基金项目(51204187, 51234005); 北京高等学校青年英才计划项目(YETP0928)

作者简介: 刘洪涛(1981-), 男, 吉林省怀德县人, 副教授, 博士, 从事矿山压力与巷道支护方面的研究。

通信作者: 王飞

E-mail: wangfeialvin@163.com

Tel: 15652280365

33% from roadway excavation to a stable roof rock, and the subsidence speed turns to be much slower than that of an ordinary program.

Key words lengthened bolt; support system; large deformation roadway; constitutive model

随着我国煤矿开采深度的不断增加以及巷道变形等现象越来越显著,巷道维护困难已成为制约煤矿安全高效开采的瓶颈^[1-4]。在部分地质条件较复杂的地区,巷道往往表现出长时间持续变形的特征,巷道服务期间需要面临多次扩帮、卧底等维修工程。我国现有的巷道支护水平已经得到显著提高,但是目前的支护技术仍然无法持续有效地解决复杂地质条件下的围岩变形问题。

近年来相关学者对此类大变形巷道支护问题进行了深入的研究,并提出了“先控后让再抗”支护理念^[5-8]。一般来说,高应力大变形巷道围岩变形包括一部分给定变形,即当前工程尺度下无法完全控制的变形,必须以让压的方式使围岩在一定支护强度下释放部分变形能,再通过强度高、与围岩变形协调的支护手段进行支护。国内学者^[9-11]在这方面做了较多的深入研究:康红普等通过提高锚索的延伸率,使锚索具备较大支护强度的同时又具备一定的让压性能^[12-13];王连国、张志康等通过在高强锚杆托盘和螺母之间加入让压环来解决巷道变形量大的技术难题^[14-16];何满潮、张国锋等提出了恒阻大变形锚杆,通过恒阻锚杆的多次延伸释放变形能,将集中应力转移到深部^[17]。

目前有关锚杆(索)“让压支护”的研究主要有以下2点问题:锚杆(索)让压配件对具有持续变形特性的巷道而言,所提供的最大让压距离偏小;让压性能的存在使部分恒阻变形锚杆杆体的强度有所降低。针对当前“让压支护”中存在的问题,在前人研究的基础上,研发了一种具有高延伸率、较高强度的新型可接长锚杆。本文以赵固一矿11031大变形巷道为工程背景,采用现场监测、实验室试验、理论分析及工程试验相结合的综合研究方法,系统研究了可接长锚杆耦合支护系统,该支护系统在现场工程试验中取得了良好的支护效果,为大变形巷道顶板控制提供了一种新型有效的支护手段。

1 试验巷道工程概况

赵固一矿位于焦作煤田东部,是焦作煤业集团公司新建矿井,设计生产能力240万t/a,主要开采二₁煤层,煤厚5~8m,采深超过700m,煤层倾角

2°~6°。

选择赵固一矿11031巷道进行试验,矩形巷道断面尺寸宽为4.5m,高为3.6m,巷道顶板依次为泥岩、砂质泥岩、中砂岩、泥岩,平均厚度分别为1.3,2.8,5和3.8m。该试验巷道顶板采用6根 $\Phi 20$ mm \times L2400 mm螺纹钢锚杆,排距900 mm,间距800 mm,以及3根 $\Phi 17.8$ mm \times L7000 mm的锚索,排距1800 mm,间距1600 mm。在巷道服务期间内,顶板下沉量较大,锚索破断的情况比较严重,需要补打锚杆和锚索等进行补强支护,不能有效地控制巷道顶板围岩的稳定。

1.1 顶板变形规律

采用深部位移监测仪对11031巷道顶板围岩变形规律进行监测,测站钻孔垂直布置于顶板中间,测点分别位于钻孔内1,2,4和8m处。在巷道掘进期间,对该巷道3处测站顶板围岩变形规律进行了2个月的监测(见图1)。

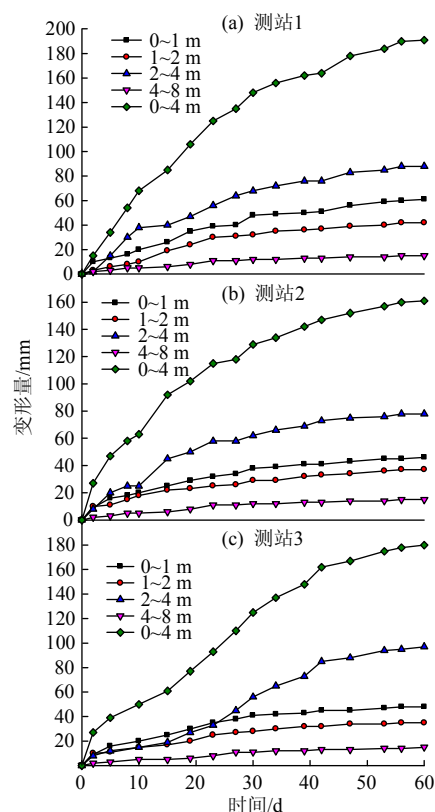


图1 巷道顶板围岩变形规律观测结果

Fig.1 Observation results of surrounding rock deformation in roadway roof

由以上 3 处测站的观测数据可以看出:

1) 顶板 0~8 m 内围岩的变形量平均为 200 mm; 顶板变形主要发生在 0~4 m 内, 其中 0~2 m 及 2~4 m 内的变形量相近, 分别为 89 mm 和 90 mm; 4~8 m 内顶板变形量很小, 仅占总变形量的 10% 左右, 则 4 m 以外顶板围岩可作为相对稳定区域。

2) 顶板 0~4 m 内围岩从开挖 30 d 后变形速率开始放缓, 且顶板围岩变形量在 60 d 后仍有一定的增长速率, 在巷道服务期间, 顶板的持续变形性将成为巷道维护的难题。

1.2 顶板围岩变形规律分析

通过对 11031 巷道顶板的锚杆(索)等支护材料的现场调研并结合顶板监测数据, 该巷道顶板变形破坏的原因主要有以下 2 点:

1) 7 m 传统锚索经树脂锚固后自由端长度仅 6 m 左右, 最大延伸量约为 200 mm, 而顶板 0~4 m 内围岩 2 个月内的变形量就可以达到 200 mm 以上, 致使锚索由于应变量不足而破断失效。在 11031 巷道内, $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L7000 \text{ mm}$ 锚索支护阻力大于 $\Phi 20 \text{ mm} \times L2400 \text{ mm}$ 螺纹钢锚杆, 但巷道内锚索失效破断的数量却明显大于锚杆的失效数量。

2) 锚杆支护主要加固巷道周围 0~2 m 内的浅部围岩, 而由于该巷道顶板 2~4 m 内围岩 2 个月的变形量可达 90 mm, 普通锚杆并不能控制巷道顶板深部围岩的变形, 这就需要支护材料必须能控制顶板 0~4 m 内的围岩, 并且能够适应巷道顶板围岩的大变形问题。

2 可接长锚杆结构与性能研究

针对以上顶板变形规律分析出的 2 点问题, 基于“让压支护”的支护理念, 研发了一种适应于大变形巷道顶板变形的新型可接长锚杆。

2.1 可接长锚杆组成结构

可接长锚杆是一种主要用于煤矿井下支护的新型锚杆, 它由 2 段或多段经特殊形式加工制造的杆体经螺栓进行连接而成, 每段杆体的长度根据巷道的高度和锚杆的设计长度加工, 一般情况下为 2.0 m 或 2.5 m, 即可接长锚杆的长度大于 4 m。2 段杆体之间经螺栓进行连接, 且可接长锚杆的接头处及连接螺栓是经过特殊处理过的, 在巷道发生较大的变形时, 杆体首先屈服延伸, 能充分发挥杆体材质的强度。可接长锚杆的杆体连接处及连接螺栓如图 2 所示。



图 2 可接长锚杆连接处的结构组成

Fig.2 Structures of the joints in lengthened bolt

可接长锚杆安装方法: 首先将锚固剂和第 1 段可接长锚杆杆体(2.0 m 或 2.5 m)装入钻孔内, 用连接螺栓将第 1 段杆体和第 2 段杆体连接, 然后利用锚杆钻机的扭矩进行紧固, 其余安装步骤和普通锚杆相同。

2.2 可接长锚杆拉伸试验及控制机制

为了更深入地研究并对比普通锚杆、可接长锚杆和传统锚索的杆体强度及延伸量, 在实验室对三者进行了杆体拉伸试验, 试验中普通锚杆、可接长锚杆及传统锚索的参数分别为 $\Phi 20 \text{ mm} \times L2000 \text{ mm}$, $\Phi 20 \text{ mm} \times L4000 \text{ mm}$ 及 $\Phi 15.24 \text{ mm} \times L4000 \text{ mm}$, 试验结果如图 3 所示。

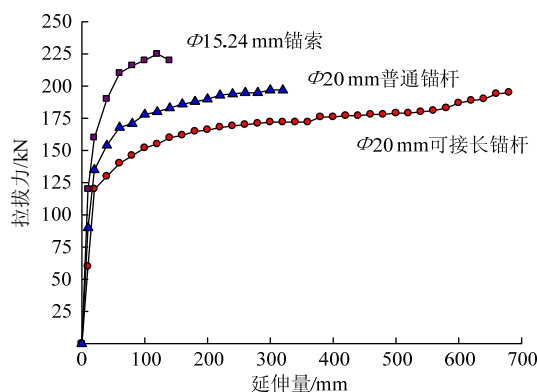


图 3 锚杆、可接长锚杆及锚索拉伸试验曲线图

Fig.3 Tensile testing curves of bolt, lengthened bolt and cable

由图 3 可以看出: 2 m 普通锚杆的破断载荷为 197 kN, 最大延伸量为 320 mm, 延伸率约为 16%; 4 m 传统锚索的破断载荷为 225 kN, 最大延伸量为 132 mm, 延伸率约为 3%; 4 m 的可接长锚杆的破断载荷为 195 kN, 最大延伸量为 685 mm, 延伸率为 17%。

可接长锚杆的长度一般大于 4 m, 能控制顶板 0~4 m 内的围岩的变形, 提高巷道顶板围岩的完整性及整体性, 最大限度地利用围岩自身的残余强度, 充分发挥巷道围岩的自承性能; 可接长锚杆的破断载荷为 195 kN, 能较高强度地支护巷道顶板的同时, 在顶板压力过大时最大可提供 600 mm 以上

的让压距离。这种材料特性使可接长锚杆能够适应巷道顶板围岩的变形特征,并持续地提供高强度的支护阻力。

3 顶板耦合支护系统研究分析

巷道顶板支护效果的好坏不仅与支护材料自身的性质有关,还跟支护系统中不同支护材料之间的匹配程度密切相关。根据普通锚杆、传统锚索、可接长锚杆的应力应变关系,以及大变形巷道顶板围岩的变形破坏规律,建立了与之对应的本构模型,并将不同的本构模型元件进行组合得到不同支护联合支护下的组合体模型,分别为锚索耦合支护系统与可接长锚杆耦合支护系统^[18-20]。

3.1 建立本构模型

根据实验室拉伸试验得3种支护材料的应力与应变关系和顶板围岩变形规律,分别对 $\Phi 20\text{ mm} \times L2500\text{ mm}$ 普通锚杆、 $\Phi 15.24\text{ mm} \times L7000\text{ mm}$ 传统锚索、 $\Phi 20\text{ mm} \times L5000\text{ mm}$ 可接长锚杆及大变形巷道顶板围岩建立抽象的本构模型。

2.5 m普通锚杆经树脂锚固后自由端的长度约为2 m,最大延伸量约为320 mm,破断载荷为197 kN。2.5 m普通锚杆主要控制顶板0~2 m内的围岩,且延伸率较高,不会由于达到延伸极限而在锚索之前失效破断,因此可以将普通锚杆的本构模型简化为弹性介质模型(见图4a)。

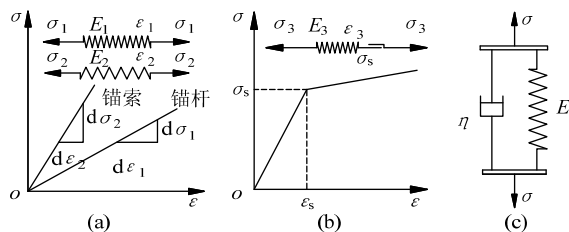


图4 锚杆、锚索、可接长锚杆及围岩本构模型图

Fig.4 Constitutive model of bolt, cable anchor, lengthened bolt and surrounding rock

7 m传统锚索经树脂锚固后自由端的长度约为6 m,最大延伸量约为200 mm,破断载荷为225 kN。传统锚索的破断载荷较大,而应变量较小,且锚索发生塑性变形时的延伸量相对较小,因此传统锚索的本构模型可以简化为弹性模量较大的弹性介质模型(见图4a)。

5 m可接长锚杆经树脂锚固后自由端的长度约为4 m,最大延伸量可达685 mm,破断载荷为195 kN。当延伸量为0~55 mm时,杆体的抗拉强度为0~140 kN;当延伸量为55~685 mm时,杆体的抗拉

强度缓慢增加至195 kN。因此可接长锚杆的本构模型可以简化为有硬化作用的弹塑性模型(见图4b)。

由顶板围岩变形规律可以看出,大变形巷道顶板围岩具有变形量大、持续时间长的特点。开尔文模型能够较好地体现出大变形巷道顶板围岩变形的长期性及持续性,同时巷道顶板围岩支护系统的强度与支护材料的支护密度相关,因此单位面积内顶板围岩的本构模型可以简化为由弹簧与阻尼器并联而成的开尔文模型(见图4c)。

3.2 顶板锚索耦合支护系统分析

当“普通锚杆+锚索”联合支护巷道顶板时,锚杆与锚索共同控制顶板围岩的变形,因此可将其本构模型元件并联到开尔文模型中,其锚索顶板耦合支护系统的组合体模型如图5a所示。

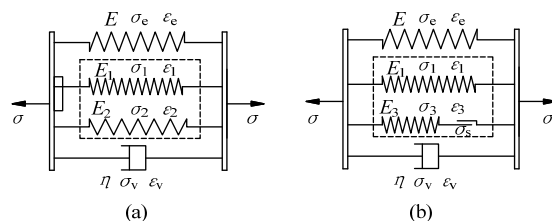


图5 顶板耦合支护系统组合体模型图

Fig.5 Combination models of coupling support system in roadway roof

巷道的开挖破坏了围岩的原岩应力状态,顶板围岩开始承受外力,组合体模型总应变等于并联中任一元件的应变,组合体模型总应力等于并联中所有元件应力之和,各元件的本构方程分别为:

$$\varepsilon = \varepsilon_e = \varepsilon_v = \varepsilon_1 = \varepsilon_2 \quad (1)$$

$$\sigma = (\sigma_e + \sigma_v) + (k_1 \sigma_1 + k_2 \sigma_2) \quad (2)$$

式中: ε , ε_e , ε_v , ε_1 , ε_2 分别为组合体模型的总应变、开尔文模型中弹簧应变、模型中阻尼器应变、普通锚杆应变、锚索应变; σ , σ_e , σ_v , σ_1 , σ_2 分别为组合体模型受到的总的应力、开尔文模型中弹簧应力、模型中阻尼器应力、普通锚杆应力、锚索应力, MPa; k_1 , k_2 分别为单位面积顶板内普通锚杆及锚索的平均数目, 根/ m^2 。

在组合体模型中,各元件的本构方程分别为:

$$\sigma_e = E \varepsilon_e \quad \sigma_v = \eta \frac{d\varepsilon_v}{dt} \quad (3)$$

$$\sigma_1 = E_1 (\varepsilon_1 + \varepsilon_0) \quad \sigma_2 = E_2 (\varepsilon_2 + \varepsilon_0') \quad (4)$$

式中: E , E_1 , E_2 分别为开尔文模型中弹簧的弹性模量、锚杆的弹性模量和锚索的弹性模量, MPa; ε_0 , ε_0' 分别为普通锚杆和锚索预紧时的初始应变, m; η 为阻尼器的牛顿黏性系数。

将式(3), (4)代入式(2)可得组合体模型总应力:

$$\sigma = \left(E\varepsilon_e + \eta \frac{d\varepsilon_v}{dt} \right) + [k_1 E_1 (\varepsilon_1 + \varepsilon_0) + k_2 E_2 (\varepsilon_2 + \varepsilon_0')] \quad (5)$$

式(5)为常系数微分方程, 该微分方程的通解为:

$$\varepsilon = \frac{\sigma - k_1 E_1 \varepsilon_0 - k_2 E_2 \varepsilon_0'}{E + k_1 E_1 + k_2 E_2} + C e^{\frac{-(k_1 E_1 + k_2 E_2 + E)t}{\eta}} \quad (6)$$

由式(6)可看出, 随着时间的推移, 顶板的应变越来越大, 当时间趋近无穷大, 即 $t \rightarrow \infty$ 时, 有:

$$\lim_{t \rightarrow \infty} \varepsilon = \frac{\sigma - k_1 E_1 \varepsilon_0 - k_2 E_2 \varepsilon_0'}{E + k_1 E_1 + k_2 E_2} \quad (7)$$

因此, 顶板围岩稳定时的最大应变 ε_{\max} 为顶板稳定时的变形量, 且 2.5 m 普通锚杆与 7 m 锚索的最大应变分别为 320 mm 和 198 mm。由于在一般情况下, 高应力大变形巷道围岩的部分变形是当前工程尺度下无法完全控制的, 在“普通锚杆+锚索”联合支护下, 当顶板围岩的最大变形量大于 198 mm 时, 锚索由于达到延伸极限而失效破断, 而普通锚杆的应变远小于 320 mm, 此时锚索失去与普通锚杆协调的同步支护顶板的作用, 即 $k_1 \neq 0$, $k_2 = 0$, 由式(7)可知:

$$\lim_{t \rightarrow \infty} \varepsilon = \frac{\sigma - k_1 E_1 \varepsilon_0}{E + k_1 E_1} \quad (8)$$

此时, 锚索破断后顶板围岩稳定时的变形量显著增大, 顶板围岩的支护强度由于锚索的破断而大大降低。

3.3 顶板可接长锚杆耦合支护系统分析

当“普通锚杆+可接长锚杆”联合支护巷道顶板时, 普通锚杆与可接长锚杆共同控制顶板围岩的变形, 因此可将其本构模型元件并联到开尔文模型中, 其可接长锚杆顶板耦合支护系统的组合体模型如图 5b 所示。

巷道的开挖破坏了围岩的原岩应力状态, 顶板围岩开始承受外力, 组合体模型总应变、总应力与各元件的应变和应力满足以下本构方程:

$$\varepsilon = \varepsilon_e = \varepsilon_v = \varepsilon_1 = \varepsilon_3 \quad (9)$$

$$\sigma = (\sigma_e + \sigma_v) + (k_1 \sigma_1 + k_3 \sigma_3) \quad (10)$$

式中: ε_3 为可接长锚杆应变, m ; σ_3 为可接长锚杆的应力, MPa; k_3 为顶板单位面积内可接长锚杆的平均数目, 根/ m^2 。

在组合体模型中, 各元件的本构方程分别为:

$$\sigma_e = E\varepsilon \quad \sigma_v = \eta \frac{d\varepsilon_v}{dt} \quad (11)$$

$$\sigma_1 = E_1(\varepsilon_1 + \varepsilon_0) \quad \sigma_3 = E_3(\varepsilon_3 + \varepsilon_0'') \quad (12)$$

或当顶板变形量比较大时可接长锚杆发生塑性变形, 此时可接长锚杆的本构方程为:

$$\sigma_3 = \sigma_s + K(\varepsilon_3 - (\varepsilon_s - \varepsilon_0'')) \quad (13)$$

式中: ε_0'' , ε_s 分别为可接长锚杆预紧时的初始应变量和可接长锚杆开始发生塑性变形时的应变; K 为可接长锚杆的塑性硬化系数。

在大变形巷道中, 顶板变形量大时可接长锚杆会发生塑性变形, 故组合体模型的总应力为:

$$\sigma = \left(E\varepsilon + \eta \frac{d\varepsilon_v}{dt} \right) + k_1 E_1 (\varepsilon_1 + \varepsilon_0) + k_3 \left\{ \sigma_s + K \left[\varepsilon_3 - (\varepsilon_s - \varepsilon_0'') \right] \right\} \quad (14)$$

式(14)为常系数微分方程, 该微分方程的通解为:

$$\varepsilon = \frac{\sigma - k_1 E_1 \varepsilon_0 - k_3 \sigma_s + k_3 K (\varepsilon_s - \varepsilon_0'')}{E + k_1 E_1 + k_3 K} + C e^{\frac{-(E + k_1 E_1 + k_3 K)t}{\eta}} \quad (15)$$

由式(15)可看出, 随着时间推移, 顶板的应变越来越大, 当时间趋近无穷大, 即 $t \rightarrow \infty$ 时, 有:

$$\lim_{t \rightarrow \infty} \varepsilon = \frac{\sigma - k_1 E_1 \varepsilon_0 - k_3 \sigma_s + k_3 K (\varepsilon_s - \varepsilon_0'')}{E + k_1 E_1 + k_3 K} \quad (16)$$

因此, 顶板围岩稳定时的最大应变 ε_{\max} 为顶板稳定时的变形量, 且 5 m 可接长锚杆的最大延伸量可达 685 mm, $\varepsilon_{3\max} > \varepsilon_{1\max} > \varepsilon_{2\max}$ 。在“普通锚杆+可接长锚杆”联合支护下, 当 $\varepsilon_{3\max} > \varepsilon_{\max} > \varepsilon_{2\max}$ 时, 可接长锚杆的高延伸性可以起到让压作用而不致失效或破断, 与普通锚杆协调同步地支护巷道顶板; 当 $\varepsilon_{\max} > \varepsilon_{3\max}$ 时, 可接长锚杆与普通锚杆延伸率近似, 两者由于同时达到延伸极限而破断, 此种情况发生的概率极小。综上所述 $k_1 \neq 0$, $k_3 \neq 0$, 当顶板变形量较大时, 可接长锚杆耦合支护系统中不会出现可接长锚杆过度承载而破断的情况, 且巷道顶板的支护强度不会降低。

4 可接长锚杆耦合支护系统方案设计及应用

为了对比可接长锚杆耦合支护系统和锚索耦合支护系统对大变形巷道顶板控制的效果, 在赵固一矿 11031 巷道内布置了试验段巷道, 进一步检验可接长锚杆耦合支护系统对控制大变形巷道顶板的实践效果。

4.1 方案设计及支护参数

在原顶板锚索耦合支护系统下, 该矿 11031 巷道掘进期间, 顶板 0~4 m 范围内围岩在巷道开挖后

2个月内变形量可达200 mm左右,巷道部分区域的顶底板移近量可达1 m左右,锚索失效破断情况较为严重,巷道后期的维护费用投入巨大,造成较大的经济损失。

为保证施工安全并节约巷道支护成本,在该巷道内停止使用原支护方案,采用了顶板可接长锚杆耦合支护系统的新支护方案进行施工(见图6),其中普通锚杆与可接长锚杆的排距均为900 mm,安装时的树脂卷长度分别为500 mm和600 mm,且树脂卷型号均为Z2370。

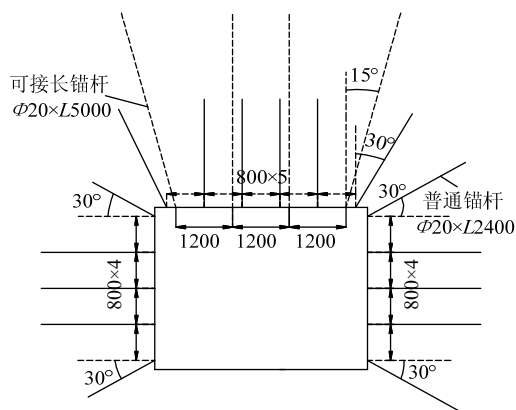


图6 可接长锚杆耦合支护系统布置图 (mm)

Fig.6 Layout of lengthened bolt coupling support system

4.2 现场工程应用效果

为验证可接长锚杆耦合支护系统的支护效果,采用深部位移监测仪对巷道顶板围岩进行了连续性监测。在巷道掘进影响期间内,巷道3处测站顶板0~4 m内围岩的变形规律如图7所示。

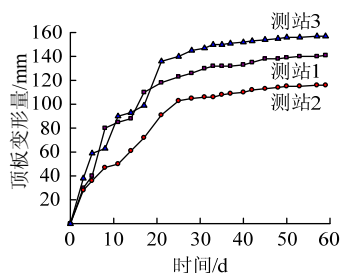


图7 巷道顶板0~4 m范围内岩层的变形量

Fig.7 Rock deformation from 0 m to 4 m in roadway roof

对比图1和图7可以看出:新设计方案60 d内顶板0~4 m内围岩的最大变形量为110~156 mm,平均为140 mm左右,顶板围岩变形量比原支护方案减少20%左右,顶板围岩在20 d左右就基本达到稳定状态,比原支护方案缩短了33%的时间,且稳定后顶板围岩变形速率较原支护方案明显降低。

在新方案支护条件下,巷道开挖初期的顶板变

形量和原支护方案并没有明显区别,但在稳定期后,试验段巷道顶板的下沉速率十分缓慢,基本上不再增加且可接长锚杆失效或破断的情况也十分少见,同时采用可接长锚杆支护方式提高了工人的劳动效率,成巷速度及施工安全也得到保障。

5 结论

1) $\Phi 20 \text{ mm} \times L 5000 \text{ mm}$ 可接长锚杆的破断载荷为195 kN,最大变形量为685 mm,延伸率为17%。可接长锚杆不仅能提高巷道顶板围岩的完整性及整体性,最大限度地利用围岩的残余强度,充分发挥巷道围岩的自承性能,还能在顶板压力过大时提供较大的让压距离,更能适应大变形巷道顶板的支护。

2) 当大变形巷道顶板围岩的最大应变 $\epsilon_{3\max} > \epsilon_{\max} > \epsilon_{2\max}$ 时,顶板锚索耦合支护系统将会由于锚索的失效破断而达到顶板围岩变形量显著增大的稳定状态,失去与普通锚杆协调同步支护顶板围岩的作用;顶板可接长锚杆耦合支护系统中可接长锚杆不会早于普通锚杆达到延伸极限而导致失效破断,巷道顶板围岩的支护强度不会降低。

3) 新支护方案60 d内顶板0~4 m范围内变形量比原支护方案减少了20%左右,顶板围岩达到稳定状态所需时间缩短了33%,且稳定后顶板下沉速率较原支护方案明显缓和。可接长锚杆耦合支护系统比锚索耦合支护系统更能够适应顶板的大变形特征,实现了有效让压之后的强力支护。

参考文献:

- [1] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1994: 77-82.
- [2] 侯朝炯. 巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2013: 186-194.
- [3] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2803-2813. HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [4] 马念杰, 侯朝炯. 采准巷道矿压理论及应用[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995: 82-91.
- [5] 何满潮, 陈新, 梁国平, 等. 深部软岩工程大变形力学分析设计系统[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 934-943. HE Manchao, CHEN Xin, LIANG Guoping, et al. Software system for large deformation mechanical analysis of soft rock engineering at great depth[J]. Chinese

- Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 934-943.
- [6] 刘刚, 赵坚, 宋宏伟. 节理岩体中巷道稳定性分析[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2013, 44(7): 2910-2918.
LIU Gang, ZHAO Jian, SONG Hongwei. Analysis on roadway stability in jointed rock mass[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2013, 44(7): 2910-2918.
- [7] 赵庆彪, 侯朝炯, 马念杰. 煤巷锚杆-锚索支护互补原理及其设计方法[J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(4): 490-493.
ZHAO Qingbiao, HOU Chaojiong, MA Nianjie. Supplementary principle and design method of bolt and cable anchor supporting technique[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2005, 34(4): 490-493.
- [8] 侯朝炯, 何亚男. 杆体可伸长锚杆的原理及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 1997, 16(6): 544-549.
HOU Chaojiong, HE Yanan. Principle and application of rock bolts with extensible rod[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1997, 16(6): 544-549.
- [9] 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 Jianbiao, WANG Xiangyu, YAO Zhe. Study of coupling support in soft rock roadway under high stress [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2007, 36(4): 421-425.
- [10] 王琦, 李术才, 李为腾, 等. 深部煤巷高强让压型锚索箱梁支护系统研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 173-180, 187.
WANG Qi, LI Shucai, LI Weiteng, et al. Research and application of pressure relief anchor box beam support system in deep coal roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 173-180, 187.
- [11] 王平, 姜福兴, 王存文, 等. 大变形锚杆索协调防冲支护的理论研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(2): 191-196.
WANG Ping, JIANG Fuxing, WANG Cunwen, et al. The study on coordination for avoiding impact using bolt and anchor cable with large deformation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(2): 191-196.
- [12] 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 Hongpu, WANG Jinhua, LIN Jian. High pre-tensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(12): 1233-1238.
- [13] 康红普, 林健, 杨景贺, 等. 松软破碎井筒综合加固技术研究与实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(4): 447-452.
KANG Hongpu, LIN Jian, YANG Jinghe, et al. Study and practice on combined technology for reinforcing soft and fractured shaft[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 447-452.
- [14] 张志康, 王连国, 单仁亮, 等. 深部动压巷道高阻让压支护技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 33-37.
ZHANG Zhikang, WANG Lianguo, SHAN Renliang, et al. Support technology of high resistant and yielding property for deep roadway under dynamic pressure[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(1): 33-37.
- [15] 张小康, 王连国, 吴宇, 等. 高强让压锚杆支护效果数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(1): 46-49.
ZHANG Xiaokang, WANG Lianguo, WU Yu, et al. Numerical simulation of support with high-strength yielding bolt[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(1): 46-49.
- [16] 杨峰, 王连国, 贺安民, 等. 复合顶板的破坏机理与锚杆支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(3): 286-289.
YANG Feng, WANG Lianguo, HE Anmin, et al. Failure mechanism and bolting support technique of complex roof[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(3): 286-289.
- [17] 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): 1619-1626.
ZHANG Guofeng, YU Shibo, LI Guofeng, et al. 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): 1619-1626.
- [18] 李俊平, 连民杰. 矿山岩石力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011: 53-58.
- [19] 王少勇, 吴爱祥, 韩斌, 等. 湿喷混凝土+树脂锚杆耦合支护的力学模型[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2013, 44(8): 3486-3492.
WANG Shaoyong, WU Aixiang, HAN Bin, et al. Mechanical model of wet shotcrete+resin bolt coupling support[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2013, 44(8): 3486-3492.
- [20] 廖九波, 李夕兵, 周子龙, 等. 软岩巷道开挖支护的颗粒离散元模拟[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2013, 44(4): 1639-1646.
LIAO Jiubo, LI Xibing, ZHOU Zilong, et al. Numerical simulation of liner during soft tunnel excavation by particle flow code based on discrete element method[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2013, 44(4): 1639-1646.