

## 采矿与井巷工程

# 厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系研究与应用

单仁亮<sup>1</sup>, 鲍永生<sup>1,2</sup>, 原鸿鹄<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083; 2. 大同煤矿集团有限责任公司 马脊梁矿, 山西 大同 037027)

**摘要:**针对深部应力作用及常规支护条件下厚顶煤矩形断面巷道围岩变形量大的问题,分析主要原因是巷道肩部围岩裂隙发育,顶帮锚固体相互独立,支护结构松散。从厚顶煤巷道围岩失稳破坏机理出发,采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算,对顶帮整体锚固支护体系及传统锚固支护的支护预应力场分布特征及巷道围岩变形破坏规律进行了对比分析。结果表明,顶帮整体锚固支护体系能够改善肩部围岩为挤压式传力机制,抑制肩角处围岩剪切裂隙的产生和发育,增强顶帮围岩在空间上的相互支撑作用,有效提高围岩自承能力,防止厚顶煤巷道发生冒顶、片帮等非线性大变形现象。现场应用表明,采用顶帮整体锚固支护体系后,巷道顶板最大下沉量为 50 mm,两帮移近量最大为 100 mm,支护效果良好。

**关键词:**厚顶煤巷道;整体锚固支护体系;围岩稳定性;破坏机理

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2018)04-0093-07

## Research and application of whole anchorage support system in roof and two sides of thick top coal roadway

SHAN Renliang<sup>1</sup>, BAO Yongsheng<sup>1,2</sup>, YUAN Honghu<sup>1</sup>

(1. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China;

2. Majiliang Mine, Datong Coal Mine Group Corporation Ltd., Datong 037027, China)

**Abstract:** According to the problem that low strength surrounding rock of rectangular section roadway with thick top coal showed large deformation under high stress and conventional support, fractures are developed in the shoulders due to the independent anchorage body in roof and two sides which shows a loose support structure. According to the failure mechanism of roadway with thick top coal, its support pre-stressed field and deformation characteristics are comparatively analysed by FLAC<sup>3D</sup> numerical simulation with the support of the whole anchorage body in roof and two sides and the independent one. The results show that with the support of whole anchorage structure in roof and two sides, compressive force transfer mechanism appear and initiation and development of fractures are restrained in the surrounding rock of shoulders, the surrounding rock in roof and two sides can support each other better which enhanced their self-supporting capability and the nonlinear deformation like roof fall and rib spalling are prevented. Field application demonstrates that whole anchorage structure in roof and two sides achieve practical supporting effect.

**Key words:** thick top coal roadway; whole anchorage support system; stability of surrounding rock; failure mechanism

## 0 引言

为降低掘进难度并提高生产效率,煤矿生产工作中服务年限较短的采区巷道一般布置在强度较小的煤岩层中且多采用矩形断面<sup>[1]</sup>。受到巷道断面

形状、锚固体形态特征及掘进二次应力分布的影响,矩形断面巷道在采用传统锚固支护时,巷道表面出现拉应力分布区<sup>[2]</sup>,同时锚固体系对巷道肩角的控制作用较弱,巷道顶板与两帮锚固体相互独立,难以产生顶帮协同作用<sup>[3]</sup>。受生产地质条件影响,厚顶

收稿日期:2017-09-12;责任编辑:杨正凯 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2018.04.016

作者简介:单仁亮(1964—),男,江苏大丰人,教授,博士生导师。通信作者:原鸿鹄,E-mail:yhhbss@126.com

引用格式:单仁亮,鲍永生,原鸿鹄.厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系研究与应用[J].煤炭科学技术,2018,46(4):93-99.

SHAN Renliang, BAO Yongsheng, YUAN Honghu. Research and application of whole anchorage support system in roof and two sides of thick top coal roadway[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(4): 93-99.

煤回采巷道断面大,两帮及顶板均为松软易碎煤体,随着开采深度的加大,受到高地应力作用,巷道常规锚固支护体系失效的现象时有发生,顶板事故发生率呈相对上升趋势<sup>[4]</sup>。厚顶煤巷道的支护严重影响着厚煤层工作面的回采生产效率,因而备受关注。

肖同强等<sup>[5]</sup>通过对深部高地应力、大断面、厚顶煤巷道破坏机理的研究,认为此类巷道顶板煤体中会形成“倒梯形”塑性区,强调斜拉锚索支护的重要性;严红等<sup>[6]</sup>认为特厚煤层巷道大变形的根源在于顶板支护结构弱、顶帮协同控制弱及顶板中部承受拉应力较大。王金华<sup>[7]</sup>对不同影响因素下全煤巷道围岩的受力与变形特征进行了研究,得出了一系列围岩应力分布与影响因素之间的关系,且认为锚杆与锚索预紧力应该形成相互连接与叠加的压应力区;康立勋等<sup>[8]</sup>采用相似模拟试验研究表明巷道拱形整体锚固结构支护能够有效控制巷道围岩大变形;郭东明等<sup>[9]</sup>采用不连续变形分析方法对大倾角松软厚煤层中直墙半圆拱形巷道在不同支护条件下的变形破坏特征进行了分析;康红普等<sup>[10]</sup>在分析锚杆支护作用机制的基础上,提出了高预应力强力支护体系一次支护来控制全煤复杂困难巷道围岩的强烈变形。综上,针对厚顶煤回采巷道支护的研究主要集中在巷道顶板弱面的剪切滑移破坏以及支护与围岩共同耦合支护作用的研究上,且未对决定全煤巷道最终的破坏形式的巷道肩角处剪切破坏足够重视。

由于地质条件不同,且常规锚固支护的局限性,厚顶煤回采巷道围岩的失稳破坏机理以及锚固支护原理仍有待进一步深入研究<sup>[11-14]</sup>。笔者以厚顶煤回采巷道为研究对象,深入研究巷道围岩的破坏机理及锚固支护对策,提出厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护对策,并揭示了其作用机理,成功应用于厚顶煤巷道支护。

## 1 工程概况

同煤集团马脊梁矿开采石炭二叠系太原组3号煤层,平均厚度7.63 m,倾角 $1^{\circ}\sim 4^{\circ}$ ,埋深500 m左右。煤层直接顶为厚2.82 m砂质泥岩,基本顶为厚6.75 m砂砾岩、砾岩,直接底为厚3.2 m泥岩、高岭岩,基本底为厚6.94 m含砾砂岩。地应力测试结果表明垂直应力为自重应力场,侧压系数为1。

2220巷沿3号煤层底板布置,宽5.4 m,高3.6

m,顶煤厚度4 m左右。2220巷为首采工作面运输巷,不受相邻采空区影响。传统巷道支护方案为:顶板每排采用7根 $\phi 20\text{ mm}\times 2\,400\text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆,间排距 $800\text{ mm}\times 900\text{ mm}$ ;两帮各采用4根 $\phi 18\text{ mm}\times 2\,000\text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆,间排距 $900\text{ mm}\times 900\text{ mm}$ 。顶板每排采用3根 $\phi 21.8\text{ mm}\times 8\,000\text{ mm}$ 锚索加强支护,间排距 $1\,600\text{ mm}\times 2\,700\text{ mm}$ 。顶板及两帮均挂 $\phi 4\text{ mm}$ 金属网并采用BHW-280-3规格W型钢带压网,采用厚200 mm型号C25混凝土铺底。传统支护断面如图1所示。

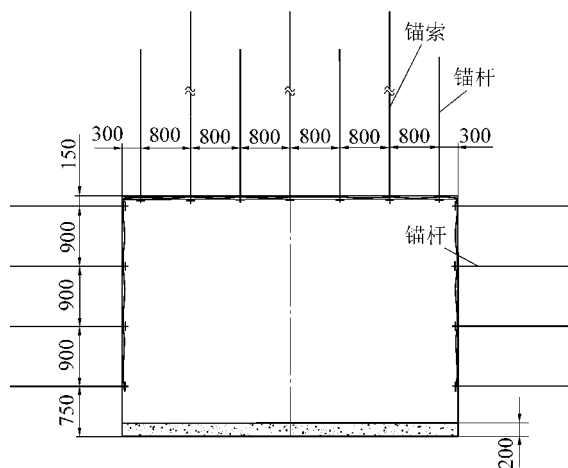
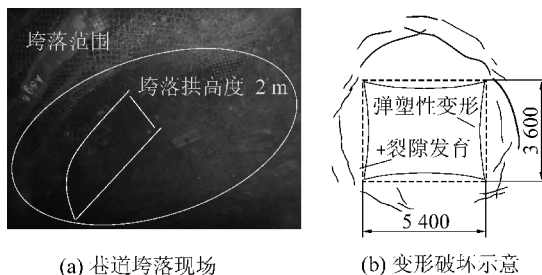


图1 巷道传统支护断面

Fig.1 Section of roadway with traditional support

## 2 巷道稳定性分析及方案优化

由于2220巷为大断面厚顶煤巷道,顶板破碎且两帮松散易片帮。在掘进过程中,采用传统支护方案支护大部分区域内围岩稳定性控制较好,但在巷道局部复杂困难地段巷道支护效果不佳,顶板出现了小范围冒顶及网兜,两帮部分被压酥,钢带嵌入煤壁,巷道整体变形量大,巷道发生了严重的变形破坏,如图2所示,现场局部顶板冒落,冒落范围3 m左右,深度为2 m左右。



(a) 巷道垮落现场

(b) 变形破坏示意

图2 巷道顶板垮落现场与破坏机理

Fig.2 Roof fall and failure mechanism of roadway

1) 厚顶煤巷道围岩强度低。巷道位于煤体中,且具有一定厚度的顶煤,在巷道开挖二次应力作用下,两帮及顶板软弱煤体产生了较大弹塑性变形并出现剪切破坏,破碎煤体内部裂隙产生-发育-贯通,最终导致巷道围岩失稳破坏。

2) 支护未形成帮顶整体承载体系。全煤巷道变形由煤体弹塑性变形和围岩裂隙发育两部分组成,矩形断面巷道开挖后,围岩中产生了垂直巷道表面的拉应力分布区,同时围岩裂隙由巷道肩角产生,逐渐顶板和两帮深处发育,传统支护锚杆、锚索对巷道角部控制较弱,难以形成顶帮整体锚固承载体系。

3) 传统支护锚杆、锚索预应力不足。现阶段2220巷对直径21.6 mm锚索预紧力要求仅为75 kN,且由于施工管理的问题,锚杆、锚索预紧力普遍较低,对围岩的控制作用较差,难以最大限度发挥软弱煤体的自承能力。

由静水压力下圆形(矩形断面外接圆)断面条件下巷道围岩二次应力分布解析<sup>[17]</sup>,弹性条件下巷道围岩中剪应力为

$$\tau = p \frac{a^2}{a^2 + h^2} \sin 2\theta \quad (1)$$

式中: $p$ 为原岩应力; $a$ 为巷道外接圆半径; $h$ 为围岩中距巷道中心垂直距离; $\theta$ 为围岩中沿巷道径向与巷道中线方向夹角。

由式(1)可知,巷道围岩中最大剪应力出现在 $\theta$ 角等于 $\pm 45^\circ$ 的位置处,且随着巷道埋深和断面尺寸的增大,巷道肩角处剪切应力均增大,所以埋深较大的大断面厚顶煤巷道开挖后,肩角处软弱煤体将会首先受到较大的剪切应力作用,产生塑性屈服破坏。

综上所述,厚顶煤巷道开挖后,受到肩部较大剪切应力集中影响,巷肩围岩极易发生剪切破坏而产生微裂隙,微裂隙的产生进一步加剧了巷肩处的剪切应力集中现象。随着肩角处裂隙的继续产生和发育,围岩应力应变由原始平衡稳态向动态逐渐运移,两肩的裂隙向顶板及两帮中部扩展,与其中受拉伸及剪切产生的弱面贯通,最终造成巷道围岩失去承载能力。此时,浅部围岩中应力集中程度下降,应力集中区向围岩深部转移,两帮及顶板中松动变形区范围逐渐增大,减弱了两帮和顶板在空间上的相互支撑作用,造成顶板垮落和两帮内挤。由于常规锚固支护对巷道肩部剪切破坏及裂隙发育控制作用较弱,易使

围岩失去整体承载能力而出现顶帮相互诱发大变形的恶性循环,最终导致巷道支护体系失效。因此,加强厚顶煤巷道肩角支护强度,抑制肩角处围岩剪切微裂隙的产生和发育,同时使顶帮锚固体在巷道肩角处形成整体锚固支护体系,改善肩部围岩传力机制,增强顶帮围岩在空间上的相互支撑作用,是解决厚顶煤巷道冒落失稳的关键。

针对厚顶煤回采巷道复杂困难地段变形量大、难支护的特点,通过增强巷道肩角部支护,提高锚固支护预应力两个方面对2220巷支护方案进行优化,强调增强角部关键区域的支护以形成顶帮整体锚固支护体系。优化设计中加入向外侧倾斜 $20^\circ$ 肩角锚索,加密帮部锚杆支护,并将顶板与两帮最外侧锚杆向外倾斜 $15^\circ$ 布置。

优化支护方案如下:顶板每排采用7根 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\,400 \text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆,间排距 $800 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$ ,最外侧两锚杆垂直向外倾斜 $15^\circ$ 布置;两帮各采用5根 $\phi 18 \text{ mm} \times 2\,000 \text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆,间排距 $800 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$ 。顶板每排采用3根 $\phi 21.8 \text{ mm} \times 8\,000 \text{ mm}$ 锚索加强支护,间排距 $1\,600 \text{ mm} \times 2\,700 \text{ mm}$ ,在巷道肩角增加两垂直向外倾斜 $20^\circ$ 布置角锚索,角锚索采用长 $800 \text{ mm}$ 的11号矿用工字钢托板。顶板及两帮均挂 $\phi 4 \text{ mm}$ 金属网并采用BHW-280-3规格W型钢带压网,采用厚 $200 \text{ mm}$ 型号C25混凝土铺底。顶帮整体锚固支护断面如图3所示。

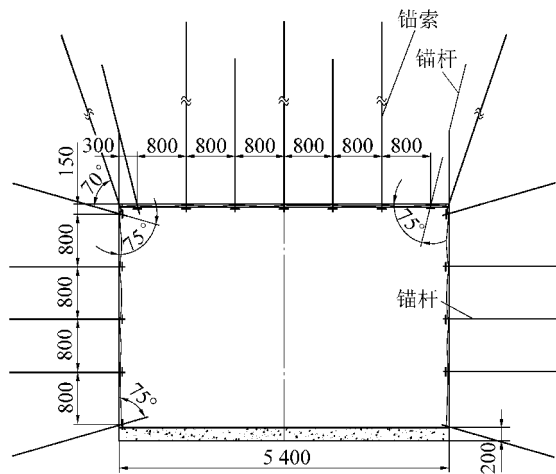


图3 巷道顶帮整体锚固支护断面

Fig.3 Section of roadway with whole anchorage support in roof and two sides



3 巷道支护体系数值模拟分析对比

为分析厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系的支护效果,采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算软件,观察锚固支护预应力场分布特征及巷道围岩变形破坏规律,对不同支护方案下 2220 巷稳定性进行对比分析,验证顶帮整体锚固支护体系对厚顶煤巷道肩角处围岩的控制作用及支护效果。

3.1 模型建立

建立数值计算模型长×宽×高为 40 m×10 m×40 m。在自由边界条件下不考虑原岩应力场对锚固支护预应力场进行数值模拟;在模型四周为固定水平位移边界,底部为固定全位移边界,顶部为应力边界条件下对巷道围岩变形破坏规律进行数值模拟。模拟单元体服从 Mohr-Coulomb 屈服准则,煤岩层物理力学参数见表 1;锚杆、锚索均采用 cable 单元模拟,锚杆锚索力学参数见表 2。

表 1 煤岩层物理力学参数

Table 1 Physico-mechanical parameters of coal and rock strata

岩层	体积模量 K/ GPa	剪切模量 G/ GPa	密度 $\rho/(kg \cdot m^{-3})$	摩擦角 $f/(^{\circ})$	黏结力 C/ MPa	抗拉强度 $\sigma_t$ / MPa
砂砾岩	10.60	6.0	2 500	42	3.6	3.30
砂质泥岩	7.32	4.5	2 300	32	2.2	2.90
煤层	3.60	2.5	1 450	28	1.0	0.88
泥岩	4.35	2.1	2 300	33	2.2	1.80
含砾砂岩	8.60	6.0	2 500	45	3.6	3.10

表 2 锚杆锚索力学参数

Table 2 Mechanical parameter of bolt and cable

支护 构件	直径/ mm	横截	弹性	拉断	单位长度锚固剂		锚固外圈 周长/mm
		面积/ mm <sup>2</sup>	模量/ GPa	荷载/ kN	黏聚力/ (kN·m <sup>-1</sup> )	刚度/ MPa	
锚索	21.8	373	195	500			
锚杆	20.0	314	200	180	4 400	30	88
	18.0	254		145			

3.2 顶帮整体锚固支护预应力场分析

3.2.1 加强厚顶煤巷道角部支护

现有 2220 巷道支护规程要求锚杆预紧扭矩不低于 200 N · m(换算预紧力 40 kN),锚索预紧力要求不低于 75 kN。此时加强巷道角部支护预应力场如图 4 所示。

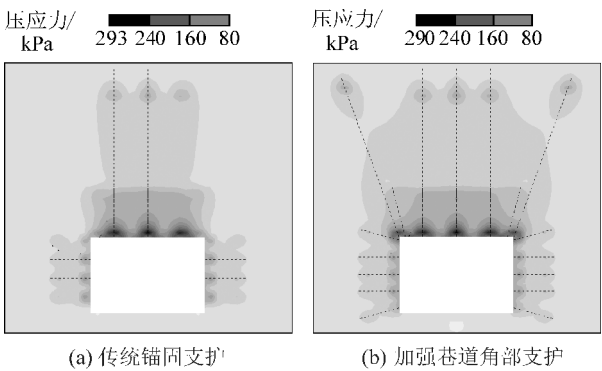


图 4 加强巷道角部支护预应力场

Fig.4 Prestressed field of roadway with reinforced corner support

由图 4 可知,锚杆预紧力 40 kN,锚索预紧力 75 kN 时,两种支护方案巷道围岩中形成了最大值为 290 kN 左右的支护预应力场分布。当采用传统支护方案时,巷道帮部与顶板锚固支护预应力场孤立存在,锚杆锚索支护体系在巷道肩角处未形成有效压应力区,锚固支护力未向巷道肩部围岩中扩散,肩部的近零应力区表明,此时锚固支护体系几乎没有加固肩角围岩的作用,难以对厚顶煤巷道肩角处围岩起到良好的锚固支护效果,同时支护预应力场也未向巷道底板岩层中扩散。采用顶帮整体锚固支护体系,增加角部锚杆锚索支护后,锚固支护预应力场在巷道肩角围岩中产生了连接和叠加,巷道肩角浅部围岩中出现较大的压应力护表,同时肩角深部围岩中出现较大压应力分布范围,增强了锚固支护体系对巷道肩部围岩的影响,提高了巷道肩部围岩的自承能力及抗剪切能力,对于防止巷道肩部围岩裂隙的产生及发育起到了更加积极的控制作用,同时底角锚杆所产生支护预应力场向巷道底板扩散,一定程度上起到控制巷道底板稳定性的作用。

3.2.2 提高支护预应力

高预应力强力支护要求锚杆预应力应达到其屈服荷载的 30%~60%,锚索预应力一般为其破断荷载的 40%~70%<sup>[16-17]</sup>,所采用 BHRB400 型左旋螺纹钢锚杆,直径 20 mm 和 18 mm 预应力分别应达到 60 kN 和 50 kN 左右,所采用  $\phi 21.8$  mm 钢绞线锚索预应力应达到 200 kN 以上。在提高锚固预应力后,支护预应力场分布如图 5 所示。

由图 5 可知,增大顶板锚杆锚索预应力到符合标准要求后,相对低预应力支护,锚杆锚索支护预应力场峰值由 290 kN 左右提高到 670 kN 左右,极大地弥补了巷道开挖后围岩所受沿轴向应力的卸载,提高了巷道围岩的自承能力;同时,顶板锚固预应力

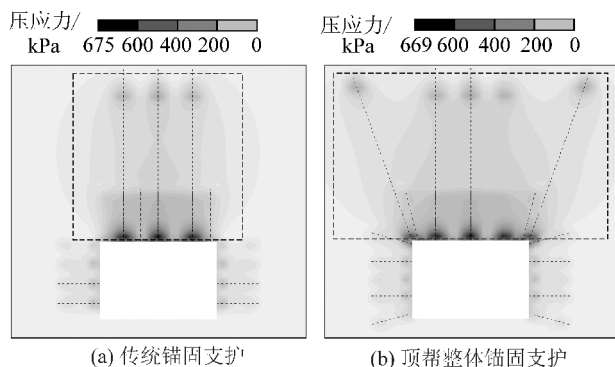


图5 高锚固预紧力支护预应力场分布

Fig.5 Prestressed field of roadway with high pretensioned anchorage stress support

场分布范围增大到原来的2倍左右,特别是锚索预应力场向巷道两帮上方围岩中不断扩展,巷道肩部围岩均处在锚固支护预应力场的控制作用下,无零压力区,肩角高预应力锚索的存在显著增强了锚固支护结构对巷道肩部围岩的控制作用,锚固构件对围岩的主动支护作用得到了更加充分的发挥。增大两帮锚杆预紧力后,两帮锚杆预紧力场作用范围明显增大,在肩角处与顶板锚固预紧力场叠加范围也进一步增大,能够提高两帮围岩的自承能力及对顶板的支承能力,减小顶板广义跨距,最终改善围岩为挤压式传力机制,增强顶帮围岩在空间上的相互支撑作用,且由于底角锚杆的存在帮部与底板围岩也在一定程度上形成了整体的承载结构。

### 3.3 顶帮整体锚固支护巷道稳定性分析

顶帮整体锚固支护结构的形成能够克服传统支护中支护结构松散,围岩变形量大的弱点<sup>[8,18]</sup>。破碎煤体厚顶煤回采巷道采用顶帮整体锚固支护体系,增加角部锚杆锚索支护后,巷道围岩中形成了峰值为17.2 MPa径向应力分布区,仅有剪切屈服区,巷道围岩应力及塑性区分布得到了改善,特别是支护对巷道两肩角薄弱处的应力卸载区及塑性屈服区起到了更加有效的控制。两帮及顶板破碎煤体承载能力同时加强后,顶帮锚固支护体通过角部锚固支护构件连接而形成了一个整体结构,改善了肩部围岩受力机制,使得肩角处围岩呈现出挤压式的传力特征,抑制巷道肩角处围岩中出现的塑性剪切破坏,进一步提高了破碎煤体巷道的整体承载能力,如图6所示。顶帮整体锚固支护体系形成后,对巷道深部围岩的控制作用增强,减小了巷道围岩中切向裂隙发育,能够有效防止厚顶煤巷道出现发生冒顶、片帮的非线性大变形现象。

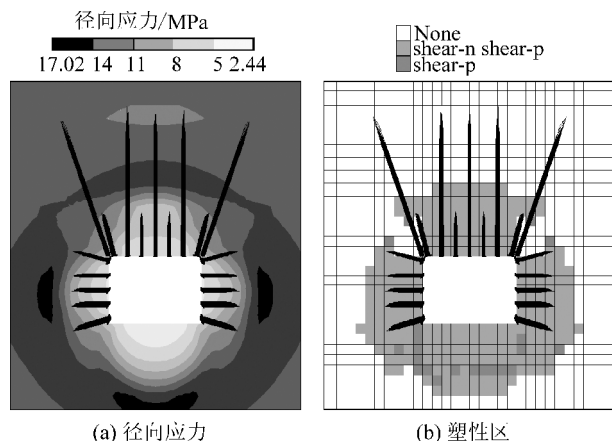


图6 顶帮整体锚固支护巷道径向应力及塑性区分布

Fig.6 Radial stress and plastic zone distribution of roadway with whole anchorage support in roof and two sides

煤矿巷道中锚固支护体系的作用表现在对巷道围岩变形及裂隙发育的控制<sup>[19]</sup>。针对复杂困难地段中破碎煤体厚顶煤回采巷道,加强巷道肩角支护形成顶帮整体锚固支护体系后围岩变形量与传统支护方案对比如图7所示。

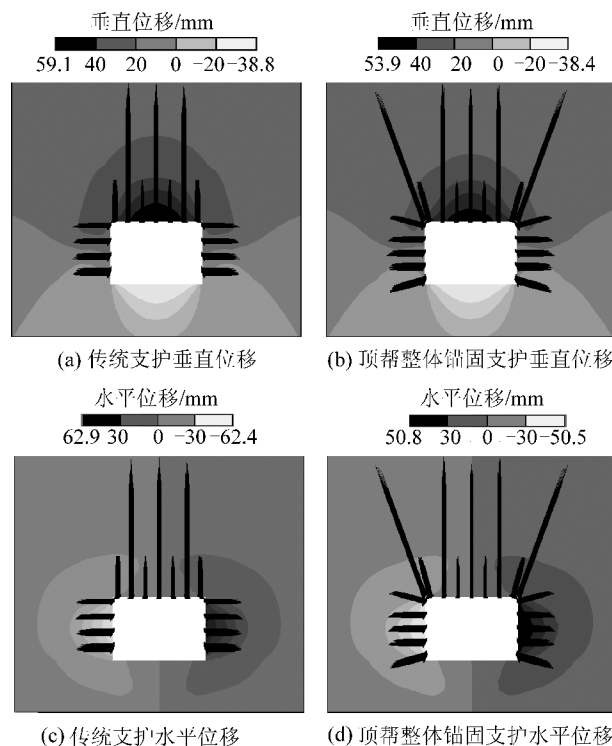


图7 围岩位移分布对比

Fig.7 Comparison of surrounding rock displacement distribution

加强巷道肩角锚固支护强度及两帮锚固支护密度后,巷道围岩中形成了顶帮整体锚固承载体系,相对传统支护方案,巷道顶板下沉量由59.1 mm下降到53.9 mm,两帮移近量由125.3 mm下降到101.3 mm。

mm,且巷道围岩位移范围也有所减小。顶帮整体锚固支护体系对围岩位移量控制作用明显,限制了围岩中弹塑性变形的产生,能够有效阻止围岩中切向裂隙的发育。

## 4 工程应用

优化支护方案实施后,在巷道中设置了2个围岩位移监测测站,对巷道围岩表面和深部位移进行监测。监测结果如图8所示,在巷道掘进后2个月内,巷道顶板表面变形量最大不超过50 mm,两帮移近量最大不超过100 mm,且围岩变形趋于收敛,同时巷道顶板离层仪几乎无读数,顶板无离层。

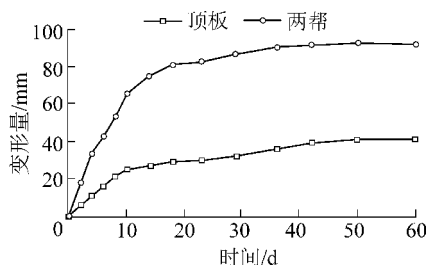


图8 新支护条件下巷道变形监测曲线

Fig.8 Deformation curves of roadway with new support condition

顶帮整体锚固支护巷道现场可知,通过巷道角部锚杆、锚索的加强支护后,巷道表面平整,围岩无松散掉落,说明通过肩角围岩的加强支护,使顶板及两帮锚固体形成了整体结构,加强了顶板及两帮在空间上的相互支撑作用,支护体系有效控制了巷道肩角处围岩的裂隙发育及变形,采用顶帮整体锚固支护,厚顶煤巷道围岩的整体性和承载能力均得到显著提高。

## 5 结论

1) 由于顶板及两帮均为松软破碎的煤体,厚顶煤巷道围岩裂隙发育,支护难度大,常规锚固支护对巷道肩角围岩控制作用弱,顶帮锚固体相互独立是导致巷道围岩中裂隙产生-发育-贯通并导致巷道失稳的主要原因。

2) 加强厚顶煤巷道肩角支护强度,改善肩部围岩为挤压式传力机制,使顶帮锚固体在巷道肩角处形成整体锚固支护体系,抑制肩角处围岩剪切微裂隙的产生和发育,增强顶帮围岩在空间上的相互支撑作用,提高顶帮软弱煤体的自承能力,是解决厚顶煤巷道冒落失稳的关键。

3) 顶帮整体锚固支护体系能够克服传统支护中支护结构松散,围岩变形量大的弱点,改善破碎煤

体厚顶煤回采巷道两肩角薄弱处的应力及塑性屈服区分布规律,限制围岩中弹塑性变形的产生,有效阻止围岩中切向裂隙的发育,防止厚顶煤巷道出现冒顶、片帮等非线性大变形现象。

4) 现场应用表明顶帮整体锚固支护体系能够显著提高厚顶煤巷道围岩整体性和承载能力,厚顶煤巷道围岩变形量小、无突变,支护效果良好,对同类型巷道具有较大的指导意义。

## 参考文献 (References):

- [1] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2010:221-269.
- [2] 侯朝炯.深部巷道围岩控制的有效途径[J].中国矿业大学学报,2017,46(3):467-473.  
HOU Chaojiong. Effective approach for surrounding rock control in deep roadway[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(3): 467-473.
- [3] 单仁亮,孔祥松,蔚振廷,等.煤巷强帮支护理论与应用[J].岩石力学与工程学报,2013,32(7):1304-1314.  
SHAN Renliang, KONG Xiangsong, WEI Zhenting, et al. Theory and application of strong support for coal roadway sidewall[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(7): 1304-1314.
- [4] 于健浩,毛德兵.我国煤矿顶板管理现状及防治对策[J].煤炭科学技术,2017,45(5):65-70.  
YU Jianhao, MAO Debing. Status and countermeasures of roof management in China coal mines[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(5): 65-70.
- [5] 肖同强,柏建彪,王襄禹,等.深部大断面厚顶煤巷道围压稳定性原理及控制[J].岩土力学,2011,32(6):1874-1880.  
XIAO Tongqiang, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, 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.
- [6] 严红,何富连,王思贵.特大断面巷道软弱厚煤层顶板控制对策及安全评价[J].岩石力学与工程学报,2014,33(5):1014-1023.  
YAN Hong, HE Fulian, WANG Sigui. Safety control and evaluation of roadway with super-large cross-section and soft-weak thick coal roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(5): 1014-1023.
- [7] 王金华.全煤巷道锚杆锚索联合支护机理与效果分析[J].煤炭学报,2012,37(1):1-7.  
WANG Jinhua. Analysis on mechanism and effect of rock bolts and cables in gate road with coal seam as roof[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(1): 1-7.
- [8] 康立勋,杨双锁.拱形整体锚固结构稳定性相似模拟研究[J].矿山压力与顶板管理,2002,34(5):540-543.  
KANG Lixun, YANG Shuanguo. Similarity simulation research on

- stability of anchorage structure of complete arch[J].Ground Pressure and Strata Control,2002,34(5):540-543.
- [9] 郭东明,杨仁树,王雁冰,等.大倾角松软厚煤层巷道支护的不连续变形分析[J].煤炭科学技术,2011,39(4):21-24,28.  
GUO Dongming, YANG Renshu, WANG Yanbing, *et al.* Discontinuous deformation analysis on gateway support in high inclined soft and thick seam[J].Coal Science and Technology, 2011, 39(4): 21-24, 28.
- [10] 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 pretensioned stress and intensive bolting system and its application to deep roadways[J].Journal of China Coal Society, 2007, 32(12): 1233-1238.
- [11] 杨正凯,岳朝阳,顾合龙,等.不同巷道支护方式的数值模拟研究[J].华北科技学院学报,2015,12(6):36-39.  
YANG Zhengkai, YUE Chaoyang, GU Helong, *et al.* Numerical simulation study on different roadway support ways[J].Journal of North China Institute of Science and Technology, 2015, 12(6): 36-39.
- [12] 李术才,王琦,李为腾,等.深部厚顶煤巷道让压型锚索箱梁支护系统现场试验对比研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(4):656-666.  
LI Shucui, WANG Qi, LI Weiteng, *et al.* Comparative field test study of pressure relief anchor box beam support system in deep thick top coal roadway[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(4): 656-666.
- [13] 孟庆彬,韩立军,乔卫国,等.大断面软弱破碎围岩煤巷演化规律与控制技术[J].煤炭学报,2016,41(8):1885-1895.  
MENG Qingbin, HAN Lijun, QIAO Weiguo, *et al.* Evolution law and control technology of surrounding rock for weak and broken coal roadway with large cross section[J].Journal of China Coal Society, 2016, 41(8): 1885-1895.
- [14] 曾佑富,伍永平,来兴平,等.复杂条件下大断面巷道顶板冒落失稳分析[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):423-427.  
ZENG Youfu, WU Yongping, LAI Xingping, *et al.* Analysis of roof caving instability mechanism of large-section roadway under complex conditions[J].Journal of Mining and Safety Engineering, 2009, 26(4): 423-427.
- [15] 蔡美峰,何满潮,刘东燕.岩石力学与工程[M].北京:科学出版社,2013:294-362.
- [16] 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 Hongpu, JIANG Tieming, GAO Fuqiang. Design for pretensioned rock bolting parameters[J].Journal of China Coal Society, 2008, 33(7): 721-726.
- [17] 康红普.煤矿预应力锚杆支护技术的发展与应用[J].煤矿开采,2011,16(3):25-30.  
KANG Hongpu. Development and application of pre-stress anchored bolt[J].Coal Mining Technology, 2011, 16(3): 25-30.
- [18] 翟英达.多裂隙围岩中锚固结构形成的力学机理[J].煤炭学报,2011,36(9):1435-1438.  
ZHAI Yingda. Mechanical mechanism of bolted structure forming in strong fissured surrounding rock[J].Journal of China Coal Society, 2011, 36(9): 1435-1438.
- [19] 刘泉声,雷广峰,彭星新.深部裂隙岩体锚固机制研究进展与思考[J].岩石力学与工程学报,2016,35(2):312-332.  
LIU Quansheng, LEI Guangfeng, PENG Xingxin. Advance and review on the anchoring mechanism in deep fractured rock mass[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(2): 312-332.