

* 1

大断面煤巷稳定性及预应力桁架锚索支护

王 飞

(山西固庄煤矿, 山西 阳泉 045060)

摘 要:为实现大断面煤层巷道的安全高效控制,采用数值模拟、理论分析和现场实测方法对采动影响下大断面煤巷围岩结构、变形破坏特征和矿压显现规律进行分析。研究发现:采动影响、断面尺寸和围岩岩性是巷道稳定的主要影响因素,提出预应力桁架锚索联合支护技术和技术参数,现场应用中该技术对围岩适应性较好,为类似条件下煤层开采提供了有利借鉴。

关键词:大断面;煤层巷道;变形破坏;桁架锚索支护

中图分类号:TD53

文献标识码:A

Stability of Large Cross-section Roadway in Coal Seam and Prestressed Truss-anchor Support

WANG Fei

(Guzhuang Coal Mine, Yangquan 045060, China)

Abstract:In order to realize the safe and efficient control of large cross-section roadways in mines, numerical simulation, theoretical analysis and field measurement are used to study the surrounding rock structure, deformation failure and mine pressure behavior of the large cross-section coal roadways under mining influence. The study found that the mining influence, cross-section size and surrounding rock lithology are the major factors of roadway stability. The prestressed truss-anchor-cable combined support technology and parameters are proposed. In the field application, the technology has ideal adaptability and provides a favorable reference for coal mining under similar conditions.

Key words:large cross-section; coal roadway; deformation failure; truss-anchor support

近年来大断面煤层巷道得到广泛应用,部分巷道宽度已达 5 m~6 m,断面面积达 15 m²~20 m²[1]。研究表明,大断面煤巷在回采中极易出现顶板中部开裂、两端台阶下沉、两帮浅部煤体破碎片帮、底板鼓起开裂及大量支护体和构件破断和失效等问题[2]。实现采动剧烈影响下大断面煤巷的稳定性控制,对厚煤层安全高效开采具有重要意义。

有关学者对煤层巷道变形特征、采动对工作面巷道稳定性影响和桁架支护等进行了大量研究,但对剧烈采动影响下大断面煤巷的高效支护研究较

少[3]。本文采用数值模拟、理论分析和现场实测方法,分析了某煤矿 20102 工作面煤巷(断面规格为宽×高:5 200 mm×3 500 mm)围岩活动规律和破坏失稳机理,提出了预应力桁架锚索加固技术及参数,为类似条件工作面煤巷稳定性控制提供借鉴。

1 生产地质条件

某矿现主采 2[#] 煤,煤厚 5.91 m~7.44 m,平均厚度 6.52 m,2[#] 煤层直接顶为砂质泥岩,平均厚度为 3.24 m;老顶为细砂岩,平均厚度为 3.93 m;底

* 收稿日期:2018-09-28

作者简介:王飞(1974—),男,山西大同人,大学本科,工程师,从事煤炭采掘技术管理工作。

板为炭质泥岩,平均厚度为 1.18 m。

布置的 20102 工作面采用综合机械化放顶煤回采,采放比 1:1.17。两工作面间的区段煤柱宽度为 19.4 m,工作面布置见图 1。其中,20102 工作面走向长度 225 m,倾向长度 1 400 m。

20102 工作面回风巷为矩形断面,断面(宽×高)规格为 5 200 mm×3 500 mm,净断面 15.5 m²,采用锚网索+钢筋梯联合支护。

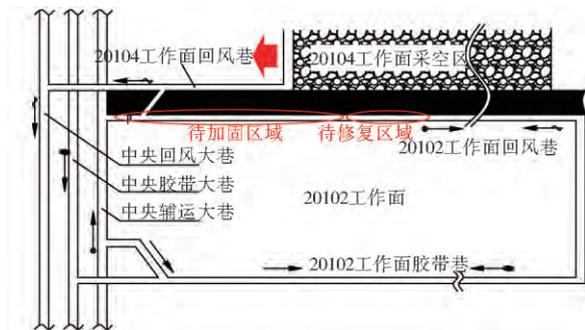


图 1 20102 工作面位置示意图
Fig. 1 20102 working face location

2 采动剧烈影响下煤巷变形活动规律

2.1 采动影响下大断面煤巷支护失效特征

20102 工作面回风巷受临近 20104 综放面支承压力、采动动压叠加作用,巷道围岩严重变形破坏^[3]。具体情况如下:

1) 顶板冒顶,在矿压作用下煤层顶板严重破碎,冒顶高度为 1 m~2 m;同时巷道顶板整体严重下沉,下沉量达 500 mm~1 000 mm,部分顶板锚索锚杆失效,金属网出现撕裂及网兜。

2) 巷帮垮塌片帮,煤体扩容现象明显,相当长度的巷帮已经完全垮塌,帮部鼓出量可达 1 m;帮部锚杆失效、托盘变形和网片撕裂现象较普遍。

3) 巷道底板普遍底鼓,底鼓量达 0.5 m~1 m 以上,导致底板铺设的混凝土开裂损毁,已无法正常运输和通行。

2.2 采动影响下大断面煤巷矿压显现规律

根据该矿 20102 综放工作面生产地质条件,采用 UDEC 软件建立数值计算模型,煤层厚度 6.6 m,巷道尺寸(宽×高)为 5.2 m×3.5 m。模型走向长度为 200 m,垂直高度为 60 m,开挖工作面长度为 100 m,煤层和顶底板均划分为 0.5 m×0.5 m 的块体,取侧压 λ=1.0。岩块采用莫尔-库伦模型,节理采用接触库伦滑移模型^[4]。模拟得到图 2 工作面覆岩结

构特征及图 3 破坏变形规律。

分析可知图 2 中基本顶破断形成 A、B 块体,破断后顶板发生冒落和以断裂线为轴的回转,使得巷道围岩出现大范围的拉伸屈服破坏。其中关键块 B 的回转下沉运动造成了沿空巷道顶板出现向下的挠度变形,最终导致沿空巷道失稳破坏。

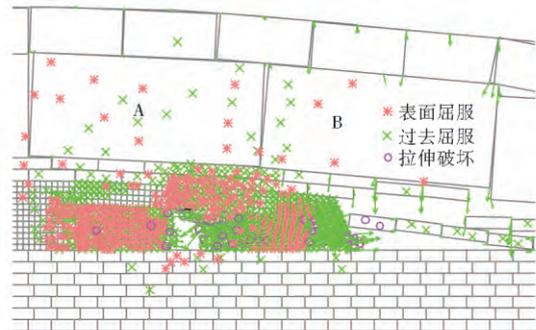


图 2 工作面覆岩结构特征及破坏
Fig. 2 Structure and failure of overlying strata in working face

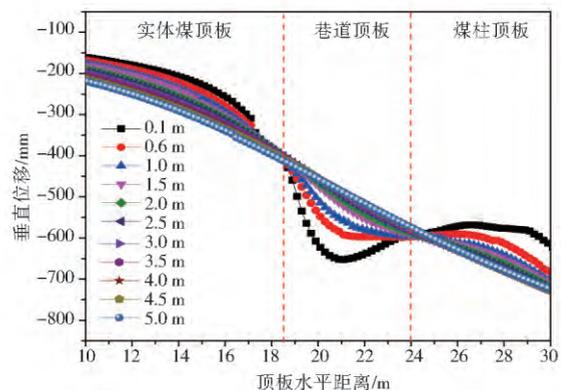


图 3 工作面覆岩移动变形规律
Fig. 3 Movement and deformation of overlying strata in working face

从图 3 可看出,随着工作面回采,实体煤、巷道和区段煤柱均出现较大垂直位移,越靠近工作面位移量越大,其中巷道顶板垂直位移达到 650 mm;而越靠近巷道表面,围岩位移越大、变形越明显。

大断面煤巷在经历相邻综放面和本工作面采动影响下,矿山压力变化规律是:①煤层巷道掘巷形成后即承受支承压力影响,在应力调整稳定后进入掘进影响稳定期。②临近工作面回采后,煤巷受到侧向超前支承压力的作用;在相邻工作面回采和采空区岩层转移垮落中,受到侧向支承压力及动压叠加作用;在相邻综放面推过较长的距离后,采空区上覆岩层活动将趋于稳定,煤巷再经受减弱的侧向支承压力的作用并进入侧向支承压力稳定期。③本工作面回采时,工作面巷受到工作面采动及应力集中的

叠加作用。

3 大断面煤巷桁架锚索联合支护

由上述分析可知,该矿大断面煤巷变形破坏有以下原因:

1) 巷道掘进断面大。为满足高强综放开采的需要,20102 区段回风平巷掘进断面为 18.2 m²,其中跨度 5.2 m,巷道跨度增大使巷道围岩应力和变形急剧增长。

2) 采动影响剧烈。20102 回风平巷服务期受上区段相邻工作面和本工作面回采影响,支承应力作用时间长、范围广、程度剧烈。

3) 围岩节理、裂隙发育,煤岩体破碎。巷道布置在煤层,两帮为软弱破碎煤体,直接顶板为夹矸厚煤层,在支承压力反复作用下易产生离层破坏和垮落;底板为泥岩,泥质胶结,强度较低,遇水软化、泥化。

4) 原有支护设计中,顶板锚索、锚杆不能提供水平方向预紧力,在顶板岩层变形下沉中易受到剪切作用发生剪切破坏,不利于巷道顶板在水平方向上形成稳定的结构。而预应力桁架锚索联合控制系统能在水平和铅垂方向同时提供主动支护力,桁架锚索长度大、抗剪性能强,钢绞线与顶板成线接触,钢绞线上的载荷能连续传递,支护作用范围大,松散破碎顶板受力状态好。

由此提出预应力桁架锚索联合支护,确定锚索桁架角度为 75°,锚索桁架伸入钻孔深度为 8 m,孔口帮距为 1.55 m,预紧力为 140 kN。顶锚杆为螺纹钢锚杆,材质为螺纹钢,杆体直径为 20 mm,长度为 2.5 m;实体煤帮锚杆为玻璃钢锚杆,直径为 20 mm 和 18 mm,长度为 2.0 m。煤柱帮锚索为小孔径树脂锚索,直径为 17.8 mm,长度为 6.3 m,具体布置方式和参数见图 4。

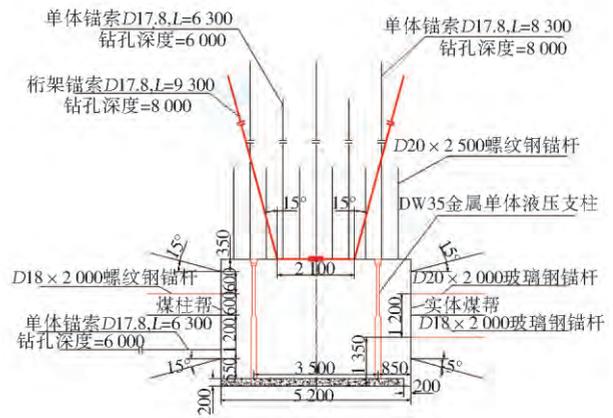
4 工业性试验

在 2017 年 2 月 10 日至 2 月 27 日,进行了共计 17 天的现场工业性试验。在 20102 综放工作面回风巷进行预应力桁架锚索联合支护,同时布置 4 个测站(如表 1 所示),对效果实测分析,分析结果见图 5。

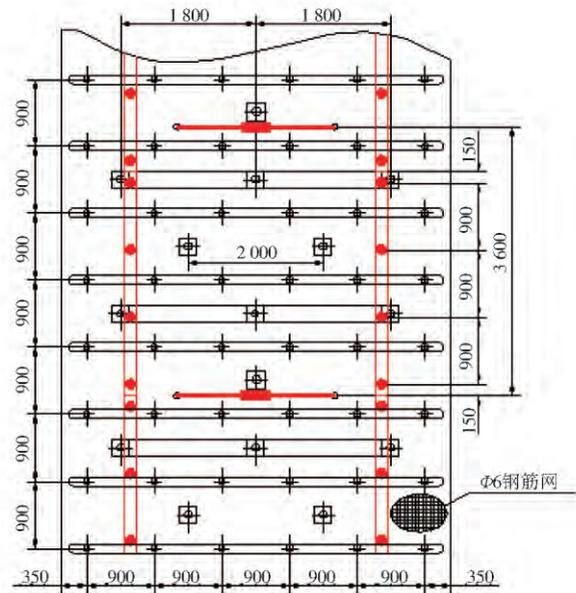
表 1 顶板离层仪安装位置

Table 1 Installation of roof separation indicator

位置	测站 1	测站 2	测站 3	测站 4
深基点	6.8 m	6.5 m	6.5 m	6.7 m
浅基点	3.2 m	3.3 m	3.4 m	3.4 m



4-a 支护方案正视图



4-b 支护方案水平投影图

图 4 大断面煤层巷道预应力桁架锚索联合支护
Fig. 4 Pre-stressed truss-anchor-cable support in large cross-sectional roadways

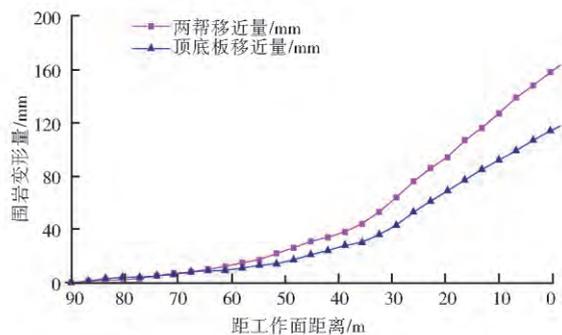


图 5 20102 工作面区段运输平巷试验段围岩变形曲线

Fig. 5 Deformation curves of surrounding rock in testing section of transportation roadway in 20102 working face

对图 5 中煤巷围岩实际变形分析可得:3# 测站距切眼 90 m,在 3# 测站距工作面前方 50 m 时,围岩变形基本不受采动影响,围岩变形缓慢增长;工作

面距测站 35 m 时测站围岩受采动影响较为剧烈,变形呈现快速增长趋势,且两帮变形速度、变形量均大于顶底板,但围岩总体移近量较小。当工作面推进至测站,巷道顶板累计下沉量 115 mm,两帮累计移近量 160 mm,巷道整体变形量在安全范围之内。

矿压实测发现桁架锚索联合支护下煤层巷道围岩变形量较小,两帮对采动影响较为敏感,顶板控制效果则较理想,较好的实现了对采动影响下大断面煤巷的安全控制。

5 结论

1) 受采动剧烈影响,加之掘进断面大,围岩节

理、裂隙发育,大断面煤层巷道回采中极易出现冒顶、底鼓和巷帮垮塌片帮等破坏及锚杆索失效、金属网撕裂等支护失效形式。

2) 采动影响、断面尺寸和围岩岩性是巷道稳定的主要影响因素,提出预应力桁架锚索联合支护技术和参数,确定锚索桁架角度为 75° ,锚索桁架伸入钻孔深度为 8 m,孔口帮距为 1.55 m,预紧力为 140 kN。

3) 工业性试验中大断面煤层巷道顶板累计下沉量 115 mm,两帮累计移近量 160 mm,巷道围岩变形量较小、变形速度稳定可控,满足要求。

参考文献:

- [1] 张红丽,张强,张圣玄,等. 深部大断面煤巷支护失效分析及控制对策[J]. 煤矿安全,2018,49(1):172-175.
ZHANG Hongli,ZHANG Qiang,ZHANG Shengxuan, *et al.* Supporting Failure Analysis in Deep Large Section Coal Roadway and Control Strategy[J]. Safety in Coal Mines,2018,49(1):172-175.
- [2] 仲建平,陈力慧,杨永康. 动压巷道高预应力桁架锚索加固支护技术研究[J]. 山西煤炭,2016,36(06):13-16.
ZHONG Jianping,CHEN Lihui,YANG Yongkang. Reinforcement Technology of High Prestressed Truss Anchor in Dynamic Pressure Roadway[J]. Shanxi Coal,2016,36(6):13-16.
- [3] 张守宝,原帅琪,熊庭永,等. 大断面巷道锚索桁架控制技术的相似模拟试验[J]. 煤炭与化工,2017,40(1):1-4.
Zhang Shoubao,Yuan Shuaiqi,Xiong Tingyong, *et al.* Similar Simulation Test for Large Section Roadway Controlled by Cable Truss[J]. Hebei Chemical Industry, 2017,40(1):1-4.
- [4] 谢福星. 采动煤巷顶板破坏机理及双向控制技术研究[J]. 煤炭技术,2018,37(3):1-4.
XIE Fuxing. Study on Roof Failure Mechanism and Bi-directional Control Technology of Mining Coal Roadway[J]. Coal Technology, 2017,40(1):1-4.

(编辑:刘新光)