

大断面厚顶煤巷道围岩控制技术研究

徐祝贺, 李永明, 杨玉亮

(山西大同大学 煤炭工程学院, 山西 大同 037003)

摘要 分析了大断面厚顶煤巷道围岩难支护的原因因为围岩破坏不确定性强、围岩变形破坏严重。通过理论分析、数值模拟研究了煤巷的破坏特征, 提出采用具有“柔性”的锚杆和具有“刚性”的锚索联合支护技术, 并运用数值模拟对支护方案的主要参数进行了研究。结合生产地质条件确定了煤巷的支护方案, 现场实践表明该支护技术能有效控制大断面煤巷变形, 支护效果较好。

关键词 大断面; 厚顶煤; 数值模拟; 支护参数

中图分类号 TD353 **文献标识码** B **文章编号** 1006-6225 (2016) 05-0052-04

Surrounding Rock Control Technology of Roadway with Large Section and Thickness Roof Coal

近年来随着煤炭开采技术的发展, 越来越多的巷道布置在煤层中, 而且巷道的断面越来越大。大断面煤巷的支护是许多专家学者研究的重点和难点^[1-4]。一方面巷道断面的增大势必会降低巷道围岩的稳定性, 另一方面巷道顶部是一定厚度的煤体, 煤是非均质层状岩体, 其特点是松软、破碎、强度低, 易因变形不协调而发生离层或失稳。所以控制大断面煤巷围岩稳定应选择适当的支护方式和合理的支护参数, 支护不当可能导致顶板下沉量大、鼓帮、片帮及锚杆索拉断失效, 甚至发生局部冒顶现象。多年的煤矿生产实践表明, 锚杆、锚索支护是实现煤矿高产高效的关键技术之一。

以山西某矿5201综放面主运巷为研究对象, 分析了大断面厚顶煤巷道的支护难点, 研究了巷道围岩的破坏特征。在此基础上对主要的支护参数进行了模拟研究, 结合具体生产地质条件确定了支护方案, 并在现场进行了成功应用。

1 工程背景

该工作面南部约70m是采空区, 中间是隔离煤柱, 北部是实体煤; 煤层埋深约230m, 5号煤为所采煤层, 煤层平均厚度8.5m, 倾角 $2^{\circ} \sim 5^{\circ}$, 煤层中赋存有夹矸层和泥岩层, 底板主要是砂质泥岩, 基本顶主要是比较稳定的中粗砂岩。主运巷断面形状是矩形, 宽5.5m, 高3.5m。

2 大断面厚顶煤巷道围岩支护难点

(1) 巷道围岩破坏不确定性强 特厚煤层大断面煤巷两帮和顶板均为煤体, 其沉积形成过程决

定了煤的层状特点明显且存在较多的裂隙, 导致煤层自身强度较低。巷道发生突发性冒顶或片帮的可能性很大, 在发生地点、发生时间、破坏形式、破坏范围及破坏程度等方面存在不确定性。

(2) 围岩变形破坏严重 巷道顶板易发生较大的离层, 导致顶板下沉严重, 直观表现是顶板支护体被压变形或折断; 巷道的两帮往往表现为局部或是大范围的鼓帮、片帮。

3 大断面厚顶煤巷道围岩破坏特征

3.1 理论研究

根据秦巴列维奇理论建立巷道围岩破坏的计算模型^[5-8], 如图1所示。

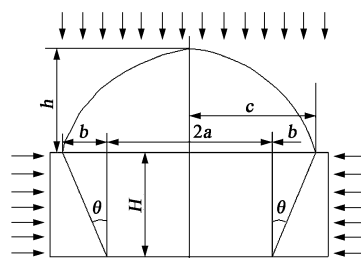


图 1 主运巷围岩破坏范围理论计算模型

巷道两帮煤体受压破坏深度 b 为:

$$b = H \tan \theta$$

$$\theta = \pi/4 - \varphi/2$$

式中, H 为巷道高度, 3.5m; θ 为塌落角; φ 为煤的内摩擦角, 32° 。

巷道顶板破坏可能冒落高度 h 为:

$$h = 10(a + b) / R_c$$

式中, a 为巷道宽度的一半, $a = 5.5/2 = 2.75\text{m}$; R_c

收稿日期 2016-02-25

作者简介 徐祝贺 (1986-), 男, 河南滑县人, 硕士, 助教, 主要从事采矿专业教学和矿山压力控制方面的研究工作。

引用格式 徐祝贺, 李永明, 杨玉亮. 大断面厚顶煤巷道围岩控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2016, 21 (5): 52-55.

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2016.05.015

为巷道顶煤的抗压强度，8.9MPa。

则当 $b = 1.94\text{m}$ 时， $h = 5.27\text{m}$ 。即巷道两帮煤体破坏深度为 1.94m，巷道顶板可能冒落高度为 5.27 m。

3.2 数值模拟研究

模拟模型的边界如下：在 x 方向上，左侧边界距巷道中心线 25m，右侧边界距巷道中心线 25m， y 方向取 30m；模型高度 31.5m，模型上边界施加均布载荷 q ，其值为 5.8MPa。模拟主运巷宽度为 5.5m，巷道高度为 3.5m，断面积 19.25m^2 。模型尺寸为 $50\text{m} \times 30\text{m} \times 31.5\text{m}$ ，巷道围岩本构关系采用摩尔－库仑模型，岩层力学参数见表 1 所示， ρ 为密度； σ_t 为抗拉强度； K 为体积模量； G 为切变模量； C 为黏聚力； φ 为内摩擦角。计算模型见图 2。

表 1 岩层力学参数

岩性	$\rho / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	σ_t / MPa	K / GPa	G / GPa	C / MPa	$\varphi / (^\circ)$
中砂岩	2412	4.33	6.50	5.89	11.90	36.12
细砂岩	2507	7.28	11.68	11.08	14.11	37.45
砂质页岩	2569	7.52	18.02	11.78	15.78	26.79
5 号煤	1419	1.23	5.36	2.17	4.46	31.83
砂质泥岩	2408	2.46	4.59	3.59	5.96	34.57

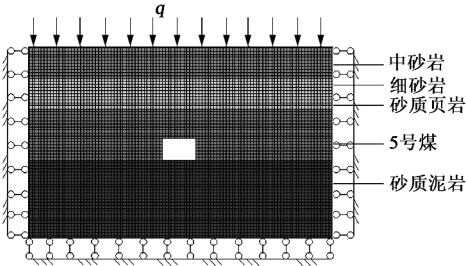


图 2 计算模型

数值模拟研究无支护条件下煤巷的破坏情况，如图 3 所示。

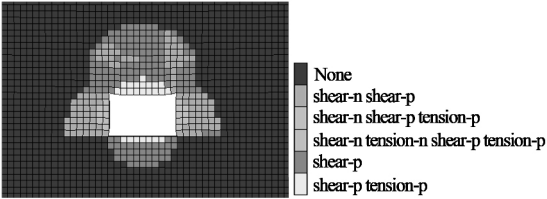


图 3 大断面厚顶煤煤巷围岩塑性区分布情况

从图 3 可知，巷道顶板的塑性破坏呈拱形分布，浅部出现拉破坏，最大破坏高度 5.5m，与理论计算得出的可能冒落高度 5.27m 比较吻合；两帮出现鼓帮，最大塑性破坏深度 3.5m。文献 [7] 认为不能将数值计算得到的围岩塑性区都看作是松动破坏区，松动破坏区只是塑性区的一部分，但由

于大断面厚顶煤巷道的难支护性，而且还要受本工作面回采的动压影响，因此在特厚煤层大断面巷道支护设计中巷道顶板和两帮的控制都要重视，确保巷道围岩稳定。

4 大断面厚顶煤巷道围岩控制对策

许多专家学者对锚杆、锚索支护做了大量的研究 [8-11]，文献 [7] 和文献 [12] 认为巷道开挖以后安装预应力锚杆，能将锚固范围内的煤岩体加固成一个具有一定承载能力的“支护体”。由于锚杆杆体有较大的延伸率，允许围岩发生较大的变形，使围岩中的变形能得到一定程度的释放。但在煤层中若发生离层，其范围往往超过锚杆的支护范围。为防止顶板发生进一步的垮塌事故，常常使用高强度高预应力的单体锚索和锚杆联合支护顶板。即在“支护体”的自稳达到极限之前，且围岩“残余”变形量小于锚索极限延伸量时安装锚索，可以避免出现锚索被拉断的现象，从而保持围岩稳定。也就是说在开挖支护初期，以锚杆的柔性支护为主，后期以锚索的刚性加固为主，即锚杆和锚索在支护围岩稳定的过程中是互补的、协同的。根据大断面厚顶煤巷道的支护难点及破坏特征，将采用锚杆、锚索联合支护技术来控制主运巷围岩稳定。

5 大断面厚顶煤巷道围岩支护研究

巷道采用锚杆、锚索联合支护，运用 FLAC^{3D} 主要对单体锚索长度、排距，顶锚杆数，回采帮锚杆间距进行模拟，方案见表 2。文中只介绍单体锚索长度和单体锚索排距的模拟结果分析。

表 2 组合支护参数模拟方案

方案	锚索长度/m	锚索排距/m	顶板锚杆数/根	回采帮锚杆间距/m
1-1	5	3.0	7	1.0
1-2	6	3.0	7	1.0
1-3	7	3.0	7	1.0
1-4	8	3.0	7	1.0
2-1	7	4.0	7	1.0
2-2	7	3.5	7	1.0
2-3	7	3.0	7	1.0
2-4	7	2.5	7	1.0
3-1	7	3.0	5	1.0
3-2	7	3.0	6	1.0
3-3	7	3.0	7	1.0
3-4	7	3.0	8	1.0
4-1	7	3.0	7	1.4
4-2	7	3.0	7	1.2
4-3	7	3.0	7	1.0
4-4	7	3.0	7	0.8

5.1 单体锚索长度与巷道围岩变形的关系

锚索长度影响顶端锚固点的位置和锚固点的稳定性,关系到能否将锚杆支护的浅部“梁结构”悬吊在上部稳定的岩层中,故锚索长度是支护方案设计时需要考虑的重要参数。

从图 4 和图 5 中可知,顶板下沉量和两帮移近量均随工作面回采而增大,原因是随着工作面的临近受工作面前方支承压力的影响越来越大。锚索长度从 5m 增大到 8m 时,巷道围岩的变形量均减小。当锚索长度为 5m 和 6m 时,顶板下沉分别为 512mm 和 350mm,两帮移近量分别为 347mm 和 256mm;当锚索长度增加到 7m 时,顶板下沉迅速减小到 163mm,两帮移近量减小到 171mm;当锚索长度继续增大到 8m,顶板下沉量和两帮移近量分别减小到 135mm 和 150mm,相对锚索长度 7m 时围岩的变形量减小幅度不大。所以从围岩控制效果、施工速度以及成本投入等方面综合考虑确定锚索长度 7m 为最佳。

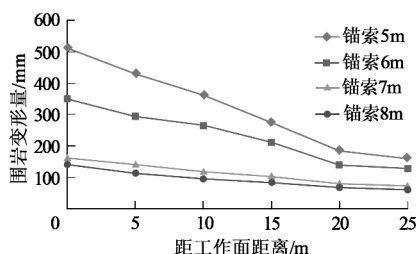


图 4 单体锚索长度对巷道顶板下沉的影响

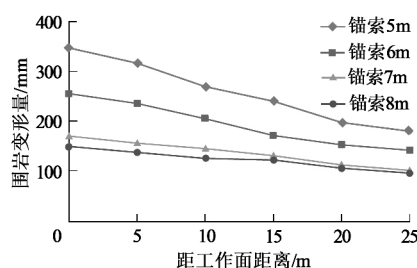


图 5 单体锚索长度对巷道两帮变形的影响

5.2 单体锚索排距与巷道围岩变形的关系

锚索排距大小影响顶板岩层在巷道轴向的稳定性,故要选择合适的锚索排距。

从图 6 和图 7 中可看出,顶板下沉量和两帮移近量均随工作面的推进而增大,主要是因为工作面临近前方支承压力的影响;锚索排距从 4m 减小到 2.5m 时,巷道围岩的变形量均减小;当锚索排距为 4m 和 3.5m 时,顶板下沉分别为 438mm 和 323mm,两帮移近量分别为 326mm 和 251mm;当锚索排距减小到 3m 时,顶板下沉迅速减小到 163mm,两帮移近量减小到 171mm;当锚

索排距继续减小到 2.5m,顶板下沉量和两帮移近量分别减小到 121mm 和 148mm,相对锚索排距 3m 时围岩的变形量减小幅度不大,所以综合考虑确定锚索排距在巷道轴向为 3m 时最合适。

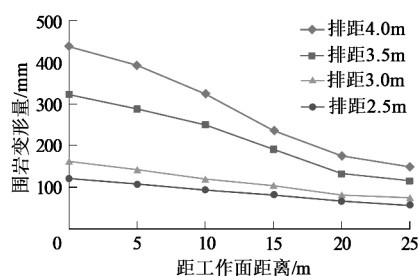


图 6 单体锚索排距对巷道顶板下沉的影响

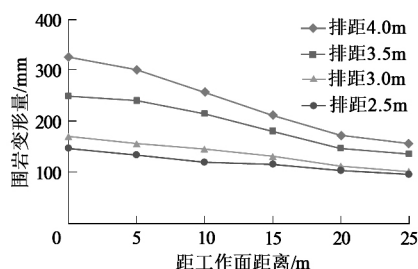


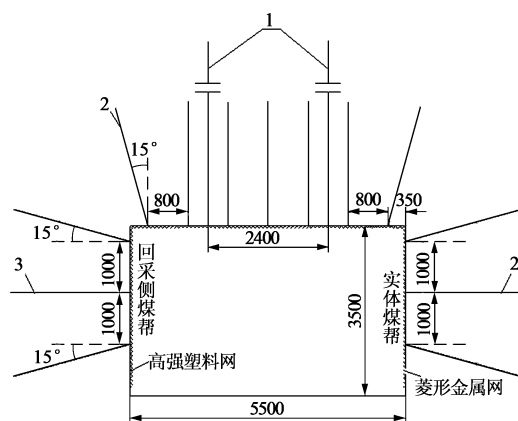
图 7 单体锚索排距对巷道两帮变形的影响

综合理论分析、模拟结果、工程类比及现场施工等方面确定了支护方案的相关参数。

6 工程实践

6.1 支护方案

主运巷支护方案见图 8。



1—单体锚索; 2—螺纹钢锚杆; 3—玻璃钢锚杆

图 8 主运巷支护方案

(1) 顶板锚杆参数: 左旋无纵筋螺纹钢等强锚杆 $\phi 18\text{mm}$, $L = 2000\text{mm}$, 每排 7 根, 顶锚杆间、排距 $800\text{mm} \times 1000\text{mm}$; 两帮锚杆参数: 实体煤帮侧采用左旋无纵筋螺纹钢等强锚杆 $\phi 18\text{mm}$, $L = 2000\text{mm}$, 每排 3 根; 回采侧采用玻璃钢锚杆 3 根 $\phi 18\text{mm}$, $L = 1800\text{mm}$, 锚杆间、排距均为 $1000\text{mm} \times 1000\text{mm}$ 。

(2) 巷道顶部和两帮铺设网片加强支护, 金属网采用 8 号铁丝编织, 规格为 $50\text{mm} \times 50\text{mm}$, 搭接 200mm ; 10 号铁丝双股连接, 间距不大于 200mm 。回采侧铺设塑料网, 搭接 200mm , 顶、帮网用铁丝连接牢固。

(3) 顶部平行布置 2 组预应力锚索, $\phi 15.24\text{mm}$, $L = 7300\text{mm}$, 锚索间距、排距为 $2.4\text{m} \times 3\text{m}$, 锚索必须锚固在顶部坚硬岩石中 1m 以上, 当煤层变厚及时加长锚索。

6.2 支护效果

将支护方案在现场应用并进行观测, 观测结果见图 9, 巷道围岩变形在巷道刚开挖初期变形较剧烈, 然后慢慢变缓, 主运巷 12d 左右实现自稳, 顶底板最大相对移近速度 9.2mm/d , 两帮最大相对移近速度 7.7mm/d , 巷道顶底板相对移近量最大 112mm , 两帮相对移近量最大 87mm 。结果表明该方案能较好控制巷道围岩稳定。

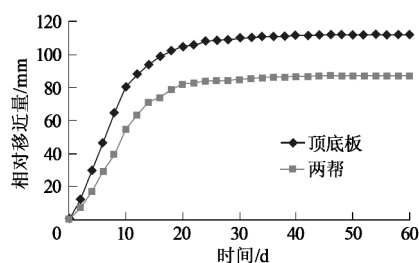


图 9 矿压观测结果

7 结论

(1) 大断面厚顶煤巷道围岩难支护的原因因为围岩破坏不确定性强、围岩变形破坏严重。

(2) 通过理论分析和数值模拟对煤巷的破坏特征进行了研究, 结果表明在无支护情况下顶板破

坏呈拱形分布, 综合考虑两种研究结果顶板破坏深度超过 5m ; 两帮的破坏深度超过 2m 。

(3) 综合理论分析、模拟结果、工程类比及现场施工等方面确定支护方案, 并进行现场实践, 巷道顶底板相对移近量最大 112mm , 两帮相对移近量最大 87mm , 方案能较好控制巷道围岩稳定。

参考文献

- [1] 常海雷, 郭相平. 大跨度变形巷道复合注浆与锚固联合修复技术 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (1): 67-70.
- [2] 刘玉田, 王文庆, 苏海健. 大跨度高煤帮煤巷支护参数优化及应用 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (5): 1-5, 34.
- [3] 栗建平, 段其涛, 何富连, 等. 帮锚索-槽钢桁架在高应力软碎煤巷中的应用 [J]. 煤矿安全, 2013, 44 (8): 150-153.
- [4] 郭正兴. 大断面高巷帮破碎围岩巷道支护技术研究 [J]. 煤矿开采, 2015, 20 (3): 81-84.
- [5] 缪协兴. 自然平衡拱与巷道围岩的稳定 [J]. 矿山压力与顶板管理, 1990 (2): 55-57.
- [6] 何富连, 刘志阳, 徐祝贺, 等. 厚煤顶大断面开切眼复合预应力支护技术 [J]. 煤矿安全, 2014, 45 (1): 60-63.
- [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.
- [8] 张震, 方树林. 厚煤层巷道沿底掘进围岩变形特征与支护技术研究 [J]. 煤矿开采, 2015, 20 (4): 89-91.
- [9] 张世国, 李为腾, 王富奇, 等. 深部厚顶煤巷道锚索梁布置方式作用机制研究 [J]. 地下空间与工程学报, 2015, 11 (2): 477-483.
- [10] 杨录胜, 刘正和. 破碎顶板大断面煤层巷道支护技术研究 [J]. 煤炭工程, 2015, 47 (12): 41-44.
- [11] 郭璋, 岑旺, 黄锐, 等. 特厚顶煤大断面强采动煤巷围岩变形机理及支护对策 [J]. 煤矿开采, 2015, 20 (2): 50-55.
- [12] 刘刚, 龙景奎, 刘学强, 等. 巷道稳定的协同学原理 [J]. 煤炭学报, 2012, 37 (12): 1975-1981.

责任编辑: 王兴南

(上接 13 页)

- [1] 王宇林, 赵明鹏, 王国成, 等. 煤层冲刷带的分类及预测 [J]. 辽宁工程技术大学学报 (自然科学版), 1998, 17 (3): 49-253.
- [2] 李普涛, 张起钻, 汪恕生. 煤层冲刷带预测方法评述 [J]. 中国煤炭地质, 2007, 19 (2): 7-19.
- [3] 刘俊杰. 地质统计在预测煤层冲刷带中的应用研究 [J]. 煤炭学报, 2004, 29 (1): 49-52.
- [4] 杜文凤, 彭苏萍. 利用地质统计学预测煤层厚度 [J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29 (S1): 2762-2767.
- [5] 彭苏萍, 杜文凤, 赵伟, 等. 煤田三维地震综合解释技术在复杂地质条件下的应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27 (S1): 2760-2765.
- [6] 杨双安, 张咸彬, 许鸿雁. 煤田三维地震勘探技术的应用及发展前景 [J]. 物探与化探, 2004, 28 (6): 500-503.

- [7] 张应文, 王亮几, 王班友, 等. 煤田测井中煤层的定性及定厚解释技术应用 [J]. 物探与化探, 2008, 32 (1): 49-52.
- [8] 吴正飞, 韩德品, 王程, 等. 综采工作面薄煤带范围精细综合物探 [J]. 煤矿安全, 2014, 45 (12): 68-71.
- [9] 胡国泽, 滕吉文, 皮娇龙, 等. 井下槽波地震勘探—预防煤矿灾害的一种地球物理方法 [J]. 地球物理学进展, 2013, 28 (1): 439-451.
- [10] 程建远, 姬广忠, 朱培民. 典型含煤模型 Love 型槽波的频散特征分析 [J]. 煤炭学报, 2012, 37 (1): 67-71.
- [11] 匡伟, 李德春, 张昭, 等. 含夹矸煤层的 Love 型槽波频散特征 [J]. 煤矿开采, 2015, 20 (6): 23-26, 43.
- [12] 姬广忠, 程建远, 朱培民. 煤层 Love 型槽波数值模拟及其频散特征分析 [J]. 煤炭科学技术, 2011, 39 (6): 106-109.

责任编辑: 施红霞