

沿空掘巷锚网梁索联合支护技术

欧懿^{1,2}, 朱川曲¹, 李青锋¹, 康付如³, 杨党委¹

(1. 湖南科技大学 湖南省煤炭安全开采重点实验室, 湖南 湘潭 411201;
2. 湘潭县国土资源局, 湖南 湘潭 411228; 3. 贵州省矿山安全科学研究院, 贵州 贵阳 550025)

摘要: 本文结合沿空掘巷支护特点, 通过数值模拟分析确定了山脚树矿 21128 回风巷合理煤柱的留设宽度为 7 m. 采用钻孔岩层结构探测技术手段对巷道围岩松动情况进行探测, 确定了巷道松动圈影响范围一般在 2.2 m 左右, 为支护方式的确定和支护参数优化提供了实际依据, 提出了锚网梁索支护方案. 通过 FLAC^{3D} 有限差分软件分析和工程监测结果表明, 巷道围岩变形在安全生产允许范围内, 顶板离层较小, 巷道围岩得到了有效控制.

关键词: 沿空掘巷; 合理煤柱; 围岩松动探测; 联合支护; 工程监测

中图分类号: TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-9102(2015)02-0014-06

Technical of combined supporting with bolt mesh and cable in driving roadway along goaf

Ou Yi^{1,2}, Zhu Chuanqu¹, Li Qingfeng¹, Kang Furu³, Yang Dangwei¹

(1. Hunan Provincial Key Laboratory of Coal Mine Safety, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;
2. The Land Resources Authority Xiangtan County, Xiangtan 411228, China;
3. Guizhou Mine Safety Scientific Research Institute, Guiyang 550025, China)

Abstract: Based on the characteristics of supporting design of road driving along next goaf, the reasonable design of coal pillar width of returning air lane 21128 in the Bottom Tree Mine was 7 m. The drilling strata structure detection technology was adopted to detect the surrounding rock loose condition, the influence circle of roadway loose was determined around 2.2 m, which it provided the practical basis of determination of supporting method and parameters optimization of support, and proposed the beam and metal net supporting scheme as well. The results show that the deformation of roadway surrounding rock in the range of allowable safety production, roof abscission layer of is small, and roadway surrounding rock is effectively controlled.

Keywords: roadway driving along goaf; narrow coal pillar; surrounding rock loose detection; combined supporting; engineering monitoring

随着煤炭资源的开发, 小煤柱沿空掘巷受到普遍的关注, 合理的煤柱宽度, 对煤矿安全生产和提高煤炭资源回收率具有重要的意义, 且具有直接可观的经济效益^[1-4]. 然而, 留小煤柱的沿空巷道往往会出现较大的变形, 难以满足通风、行人和运输的要求, 在一定程度上增加了开采成本, 同时也带来了安全隐患^[5-7]. 本文以贵州山脚树矿为例, 提出了沿空掘巷锚网梁索联合支护技术, 并进行现场应用, 效果显著.

1 工程概况

山脚树矿位于贵州省盘县境内, 是一座年产量 300 万 T 的现代化矿井, 是贵州盘江精煤股份有限公司

的主力矿井之一,目前开采深度达到了800 m. 该矿井21128回风巷位于21采区12[#]煤层,距地表垂深450~478 m. 西部为21126采空区,南部为214石门,顶部为21108回风巷,是“一帮为煤体,一帮为煤柱”的沿空掘巷. 12[#]煤层平均煤厚为3.3 m,煤层倾角在6°~8°之间,粉粒状,半暗型,金属光泽. 直接顶为2.5~3.5 m厚粉砂岩,老底为1.5~2 m厚粉砂岩. 地质构造复杂,对巷道支护造成较大影响的断层有7条.

2 合理煤柱宽度确定

煤柱的留设宽度对沿空掘巷的支护效果有直接影响. 窄煤柱护巷能否满足煤矿安全生产的要求,保证巷道围岩的稳定,关键在于窄煤柱的留设宽度和巷道支护形式能否保证巷道围岩达到承载要求. 为了减小煤炭资源损失,护巷煤柱尽可能留设窄煤柱^[6-7]. 但如果煤柱宽度过小,高应力作用导致煤柱破裂,锚杆锚固端可能处于破碎煤岩中,致使锚杆锚固力减弱,达不到预期支护效果^[8-9]. 因而,确定合理的煤柱留设宽度是维护沿空巷道围岩稳定的关键技术之一.

根据21128回风巷围岩物理力学参数和该煤层的赋存条件,运用数值模拟软件模拟侧向支承压力的分布特点. 通过对数值模拟结果的后处理,提取相邻21126工作面采空区边缘煤体30 m范围内煤层中各个节点的垂直压力并绘制了该区域的垂直应力分布曲线图. 如图1所示,应力在距离采空区17 m左右达到峰值,煤体边缘0~7 m为应力降低区,7~24 m为应力集中区,24 m以后为原岩应力区域. 根据侧向支承压力分布特点,保证一定的富裕系数,煤柱宽度设计为7 m,此时巷道和煤柱都处于应力降低区内.

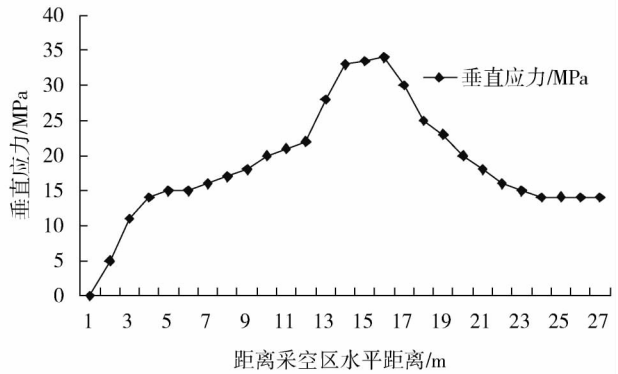
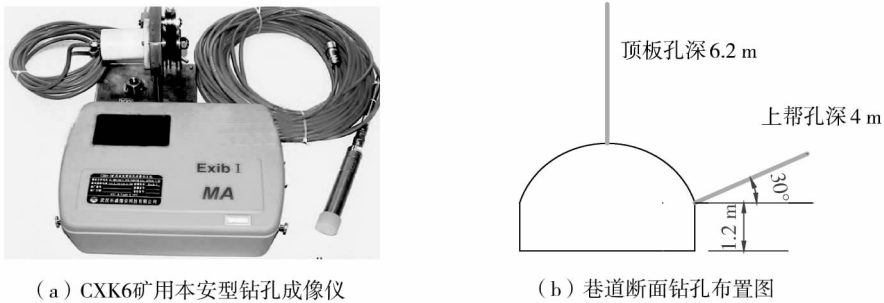


图1 21126采空区边缘煤体垂直压力分布图

3 支护方式及参数的确定

3.1 围岩松动情况探测

留窄煤柱沿空巷道围岩除受临近工作面的动压影响,还要受到本工作面的采动影响^[10],巷道围岩破坏比较严重. 因此,在选择合理的巷道位置和护巷煤柱的同时,应注重加强巷道的支护^[11-12]. 为探明巷道围岩松动破碎情况,获得围岩松动影响范围,为确定合理的支护方式和参数提供实际依据,本次采用钻孔岩层结构探测技术手段,对巷道围岩情况进行现场实测调查,探测仪及巷道断面钻孔布置如图2所示.



(a) CXK6矿用本安型钻孔成像仪

(b) 巷道断面钻孔布置图

图2 围岩探测仪及巷道断面钻孔布置图

在21128回风巷布置5个测站,对巷道顶板和上帮(煤柱帮)进行松动探测,部分围岩钻孔壁柱状图如图3所示.

探测结果表明,21128回风巷松动圈最大3.3 m,最小2.0 m,一般松动圈影响范围都在2.2 m左右. 回风巷顶板,在孔深位置0~0.7 m内围岩较破碎,出现脱落现象并有大量横向裂隙. 在孔深0.7~1.0 m内有横向裂纹,1.0~1.3纵向裂隙为主,1.3~2.0 m内有横向裂纹. 2.0~2.8 m内有少量横向裂纹,孔深2.8~2.9 m内围岩较破碎有夹矸,2.9~4.4 m内以横向裂纹为主,其余部分围岩较为完整,松动圈范围2.9 m左右. 上帮浅部围岩较为松散破碎,0~2.0 m范围内围岩松散破碎有大量微裂隙,2.0~3.2 m少量横向裂隙,3.2~3.3 m横向裂隙较多,3.3~4.0 m岩性较好,其松动圈破坏范围为2.0 m左右. 分析可知,

顶板锚杆长度应大于 2.0 m, 锚索长度应大于 5 m, 由于顶板围岩比较破碎, 锚固端应加强锚固; 帮上锚杆长度在 2 m 左右比较合适, 锚索长度应大于 4 m.

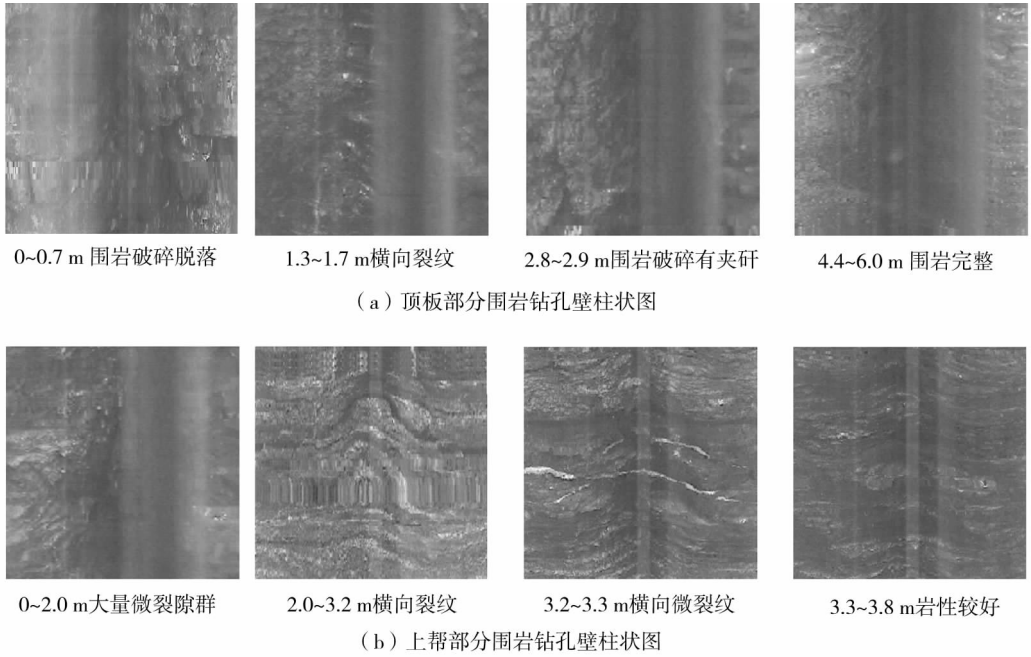


图3 部分围岩钻孔壁柱状图

3.2 支护方式及参数的确定

结合围岩松动探测结果及现场实际情况分析, 确定了锚杆 + 金属网 + 锚梁 + 锚索联合支护方式. 顶板每排布置 5 根等强度螺纹钢锚杆, 两帮各布置 2 根相同锚杆, 顶锚杆使用 2 支锚固剂锚固, 帮锚杆使用 1 支锚固, 锚杆间、排距为 700 mm × 700 mm. 锚索间、排距为 1 400 mm × 2 800 mm, 呈“3 - 2 - 3”布置, 并沿巷道走向在锚索位置压一条纵向锚梁, 每根锚索使用 3 支锚固剂锚固. 巷道支护平面图如图 4 所示. 相关支护参数如下^[13-15]:

锚杆: 顶板采用 M20 - 2500 高强度全螺纹钢锚杆, 帮锚杆长度为 1.8 m. 预紧力为 40 ~ 50 kN. 锚杆长度计算如下:

$$\text{顶锚杆长度: } L_d = \left(1 + \frac{1}{2f}\right) \left(1.1 + \frac{D}{10}\right) + l.$$

式中: f 为煤岩层普氏系数, 取 1.1; D 为巷道宽度, 取 5.0 m; l 为锚杆外露长度, 取 30 mm, 代入数据 $L_d = 2.36$ m, 取 2.5 m.

$$\text{帮锚杆长度: } L_b = \frac{H}{2} + L_w + \frac{L_m}{2}.$$

式中: H 为巷道高度, 取 3.0 m, L_w 为锚杆外露长度, 取 30 mm, L_m 为锚杆锚固长度, 取 0.5 m, 代入数据得 $L_b = 1.78$ m, 取 1.8 m.

托盘: 锚杆托盘采用规格为 140 mm × 140 mm × 8 mm 的预应力托盘; 锚索托盘采用厚度 10 mm 的圆形铁托盘.

锚梁: 采用 12[#]圆钢制作, 锚孔眼距为 0.7 m, 锚梁长为 5.7 m 和 2.2 m.

金属网: 采用 10[#]铁丝编制, 规格为 10 mm × 0.9 mm, 网孔规格为 50 mm × 50 mm, 铁丝网搭接长度 100 mm, 每隔 200 mm, 用 12[#]铁丝连接好.

锚固剂: 采用型号为 MSK2360 锚固剂, 锚固剂搅拌时间为 15 s.

锚索: 使用 $\phi 17.8$ mm、长度为 6 m 的锚索, 预紧力为 285 kN. 锚索长度计算如下:

$$L_c = L_{c1} + L_{c2} + L_{c3}.$$

式中: L_c 为锚索长度, m; L_{c1} 为锚索外露长度, 取 300 mm; L_{c2} 为锚索有效长度, 取 4.0 m; L_{c3} 为锚索锚固长度, 取 1.5 m.

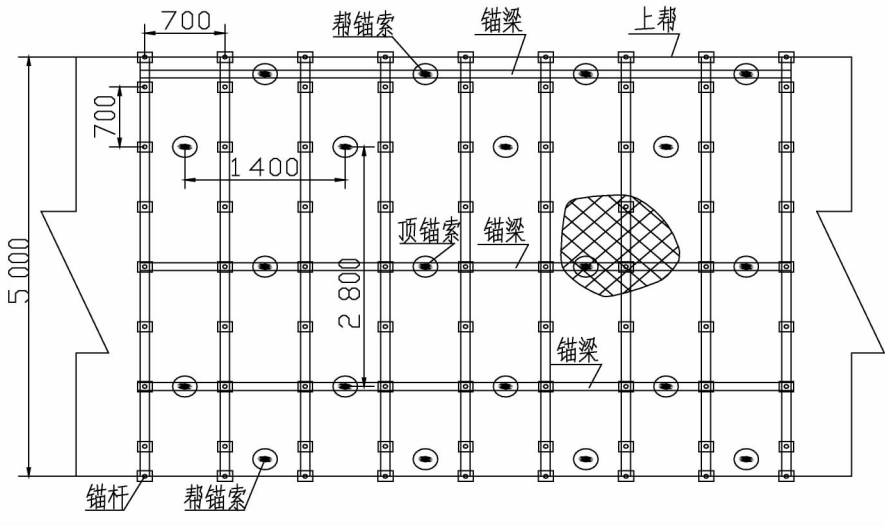


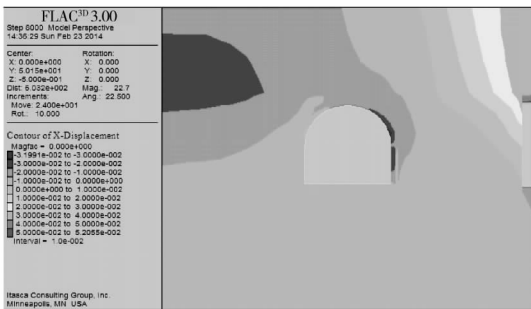
图4 巷道支护平面图

4 数值模拟

根据表1中的煤岩力学参数和该煤层的赋存条件,采用FLAC^{3D}有限差分软件对巷道支护效果进行分析,模拟21128回风巷的长度100m,模拟岩层范围:宽×高=200m×72m.结果如图5所示.

表1 煤岩层岩石力学参数

| 编号 | 岩性 | 密度/(kg/m ³) | 体积模量/GPa | 内聚力/MPa | 内摩擦角/(°) | 切变模量/GPa | 抗拉强度/MPa |
|----|-------|-------------------------|----------|---------|----------|----------|----------|
| 1 | 粉砂岩 | 2 560 | 25.5 | 4.5 | 25.0 | 6.5 | 4.8 |
| 2 | 10#煤层 | 1 500 | 13.0 | 2.0 | 20.0 | 1.6 | 3.5 |
| 3 | 泥岩 | 2 400 | 19.7 | 4.0 | 20.9 | 1.1 | 4.0 |
| 4 | 粉砂岩 | 2 560 | 25.5 | 4.5 | 25.0 | 6.5 | 4.8 |
| 5 | 12#煤层 | 1 500 | 13.0 | 2.0 | 20.0 | 1.6 | 3.5 |
| 6 | 泥岩 | 2 400 | 19.7 | 4.0 | 20.9 | 1.1 | 4.0 |
| 7 | 粉砂岩 | 2 560 | 25.5 | 4.5 | 25.0 | 6.5 | 4.8 |
| 8 | 标7#煤层 | 1 500 | 13.0 | 2.0 | 20.0 | 1.6 | 3.5 |
| 9 | 粉砂岩 | 2 560 | 25.5 | 4.5 | 25.0 | 6.5 | 4.8 |
| 10 | 14#煤层 | 1 500 | 13.0 | 2.0 | 20.0 | 1.6 | 3.5 |
| 11 | 粉砂岩 | 2 560 | 25.5 | 4.5 | 25.0 | 6.5 | 4.8 |



(a) 支护后水平方向位移云图



(b) 支护后竖直方向位移云图

图5 支护后位移云图

由图5支护后位移云图可知,用锚杆(锚索)单元体对巷道围岩进行支护后,顶板及两帮变形量较小,顶板岩层离层现象不明显,围岩变形得到了有效控制.数值模拟效果与现场工程监测较为吻合,基本达到了预期支护效果.

5 工程监测

为确定窄煤柱的留设宽度和支护方案的可行性,巷道围岩形变是否得到了有效控制,在21128回风巷内布置观测站,进行巷道表面位移和顶板离层情况监测,根据巷道表面移近情况及顶板离层情况,判断围岩是否稳定,从而验证支护设计是否合理。

5.1 巷道表面位移观测

在21128回风巷距风巷口100 m至300 m范围内,每隔50 m布置一个测站,共布置5个测站,采用“十字法”对围岩顶底板下沉量及两帮收敛量进行观测。经过一个月的测量观测,巷道围岩表面变形情况如表2所示。

表2 巷道表面变形情况

| 测站号 | 巷道顶板 | | 巷道两帮 | |
|-----|----------|---------------------------|----------|---------------------------|
| | 最大移近量/mm | 最大移近速度/mm·d ⁻¹ | 最大移近量/mm | 最大移近速度/mm·d ⁻¹ |
| 1 | 69 | 15.0 | 296 | 23 |
| 2 | 29 | 1.5 | 168 | 10 |
| 3 | 26 | 2.0 | 128 | 14 |
| 4 | 65 | 11.0 | 104 | 15 |
| 5 | 125 | 20.0 | 41 | 8 |

观测显示,巷道顶底板最大移近量为125 mm,两帮最大移近量为296 mm,围岩基本保持稳定。1#测点顶底板累积下沉量只有69 mm左右,说明其顶底板较为稳定。但该位置断面的两帮收缩量较大,分析认为是由于此处煤层比较松散,两帮的位移分散了部分顶板压力,从而导致顶板移近量较小,而两帮移近量偏大。5#测点处两帮煤层稳定,煤柱宽度在6 m左右,顶板围岩压力通过两帮煤体传至底板,使得底鼓比较严重,所以顶底板移近量较大,而两帮移近量相对较小。

5.2 顶板离层情况观测

本次监测所使用离层仪有2个基点,其中深部基点在6 m深钻孔处,浅部基点在3 m深钻孔处,可以判断出顶板离层情况及离层发生的区域。21128回风巷总共布置有4个测站,每个测站安装一个顶板离层仪,进行为期一个月的离层观测。1#测站距风巷口145 m,深部离层累积达8 mm,浅部离层为7 mm,二者离层速度逐渐变小,最终趋于稳定;2#测站离风巷口200 m,深部离层为13 mm,浅部离层为2 mm,该位置顶板离层变化不大,上部各个岩层之间错动位移较小,浅部岩性较为稳定;3#测点距风巷口250 m,深部离层和浅部离层都为4 mm,围岩比较稳定;4#测点离风巷口300 m,深部离层为6 mm,浅部离层为22 mm,最后趋于稳定。观测表明,巷道顶板离层不大,围岩比较稳定,支护参数设计合理。顶板离层变化规律如图6所示。

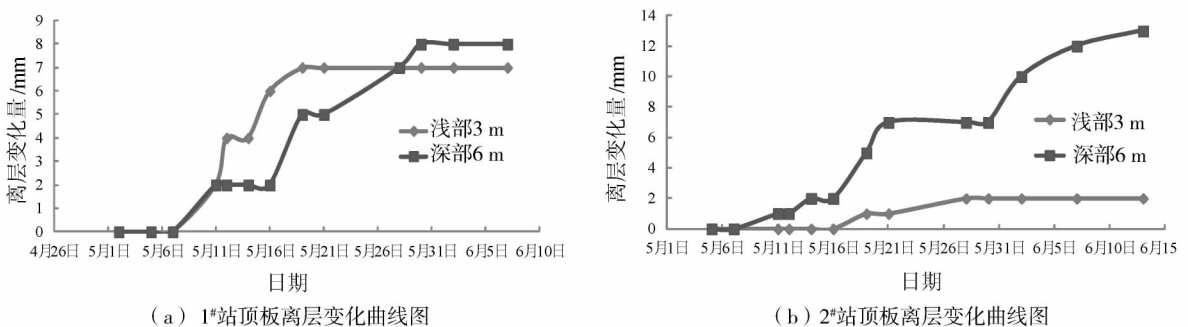


图6 1#,2#站顶板离层变化曲线图

5.3 支护效果分析

通过观测分析表明,掘进影响期内,围岩应力重新分布,巷道围岩表面变形速度和顶板离层速度较快,但最终达到稳定。巷道顶底板平均移近量只有62.8 mm,两帮平均移近量为147.4 mm,顶板深部基点平均

离层 7.5 mm,浅部基点平均离层 8.8 mm. 相对于架棚和普通锚杆支护,围岩变形量和顶板离层量减小 50% 以上. 由此可知,锚网梁索联合支护对巷道围岩表面变形及顶板离层得到有效控制.

6 结论

1) 21128 回风巷窄煤柱宽度为 6 m,相比原设计宽度(13 m)减小了 7 m,共回收煤炭资源 2.7 万 t,按 500 元/t 的原煤价格,创造经济收入为 1 350 万元,取得了良好的经济效果.

2) 围岩松动探测获取了 21128 回风巷围岩不同深度的松动情况,一般松动圈范围都在 2.2 m 左右,为巷道支护方式和支护参数的确定提供了实际依据.

3) 运用 FLAC^{3D} 有限差分软件对设计支护方案进行了数值模拟分析,检验了设计方案的可行性.

4) 加强巷道表面位移及顶板离层监测,可以判断巷道围岩是否稳定,支护参数是否合理以及是否应该加强支护等.

5) 锚网梁索联合支护方式在窄煤柱沿空掘巷中的应用是科学可行的. 工程监测表明,优化后的支护方式使得 21128 回风巷围岩形变得到有效控制,达到了安全生产的要求,节约了支护成本,为山脚树矿沿空掘巷支护提供了合理依据.

参考文献:

- [1] 祖自银. 复杂煤层群开采条件下沿空掘巷合理煤柱宽度的确定[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版),2013,28(4):7-10.
- [2] 陈道志. 薄煤层巷旁充填沿空留巷技术[J]. 矿业工程研究,2013,28(3):43-46.
- [3] 关亚东,熊浩. 小煤柱沿空掘巷联合支护技术研究与应用[J]. 煤炭工程,2013(5):42-44.
- [4] 赵建军,刘思远,张永明. 沿空掘巷联合支护技术研究[J]. 矿山压力与顶板控制,2003(4):43-45.
- [5] 张源,万志军,李付臣,等. 不稳定覆岩下沿空掘巷围岩大变形机理[J]. 采矿与安全工程学报,2012,29(4):451-458.
- [6] 钱鸣高,石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- [7] 尤跟林,刘洋,杨玉辉. 窄煤柱沿空掘巷锚网梁索支护技术研究[J]. 煤炭技术,2011,30(1):68-70.
- [8] 陆士良. 无煤柱护巷的矿压显现[M]. 北京:煤炭工业出版社,2003.
- [9] 邢玉章,殷德威,王学民. 沿空掘巷锚网支护技术参数优化与应用研究[J]. 煤炭科学技术,2005,33(11):52-54.
- [10] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2006.
- [11] 刘增辉,高谦. 沿空掘巷围岩控制的时效特征[J]. 采矿与安全工程学报,2009,26(4):465-469.
- [12] 马其华,王宜泰. 深井沿空巷道小煤柱护巷机理与支护技术[J]. 采矿与安全工程学报,2009,26(4):520-523.
- [13] 芦明洲,吕世明. 锚杆、锚索联合支护在沿空留巷中的推广[J]. 煤炭技术,2010,29(8):80-81.
- [14] 侯朝炯. 煤巷锚杆支护的关键理论与技术[J]. 矿山压力与顶板管理,2002(1):2-5.
- [15] 周贤,朱守颂. 留小煤柱沿空掘巷位置及支护设计[J]. 煤矿安全,2012,43(11):136-138.