

追采动工作面小煤柱护巷分段控制技术研究

杨英明¹, 刘 阳², 马振乾¹, 牛志勇¹

(1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083; 2. 四海广达科技有限公司, 北京 100083)

摘 要 为解决孤岛工作面小煤柱沿动压区掘进巷道所面临的各种问题, 如采动影响时间长、范围大、变形严重等, 基于 FLAC^{3D}, 分析研究 1405 工作面采动影响下 1404 运输巷围岩变形破坏规律, 确定 1404 运输巷里段(滞后 1405 工作面掘进)滞后 1405 工作面的距离及 1404 运输巷外段(与 1405 工作面对头掘进)进入 1405 停采线的距离。以此为指导, 提出了“锚网喷、架棚、锚架”分段支护加固及修复方案设计, 认为停采后稳定时间大于 55d 进行巷道修复比较有利, 有效控制了追采动工作面小煤柱沿空掘巷的变形破坏。

关键词 小煤柱; 孤岛工作面; 动压区; 迎头掘进; 加固支护

中图分类号 TD353 **文献标识码** B **文章编号** 1006-6225 (2014) 04-0084-04

Subsection Controlling Technology of Roadway Protected by Small Coal-pillar in Mining Face

1 孤岛工作面概况

北皂煤矿 1404 工作面为煤₁油₂合采工作面, 工作面长 145m, 采高 4.0m, 储量 1.6Mt。位于 1403 工作面与 1405 工作面之间, 其中 1403 工作面已回采完毕, 1405 工作面正在开采之中, 因此 1404 工作面属于典型的孤岛工作面, 与 1405 运输巷煤柱为 4.5m, 如图 1 所示。

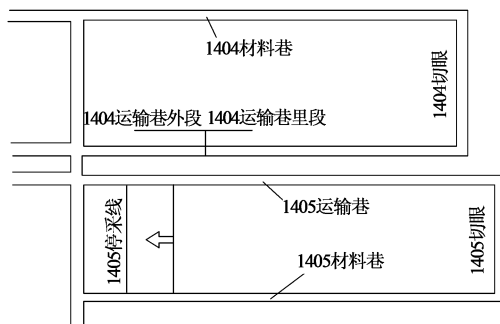


图1 工作面布置

因采掘关系紧张, 为满足工作面正常接替, 需在 1405 工作面回采期间掘进 1404 运输巷, 1404 运输巷分为里段和外段两部分, 里、外段同时施工。煤₁顶板以含油泥岩为主, 局部为粉、细砂岩, 厚 10 ~ 15m。含油泥岩水平层理发育, 具韧性, 局部易膨胀; 砂岩为黏土质胶结, 易碎。煤₁底板为油页岩、含油泥岩及粉砂岩, 厚度 4 ~ 10m, 岩性特征与煤₁顶板大同小异, 煤层地层柱状如图 2 所示。

岩石名称	柱状	厚度/m
泥灰岩		10.37
煤 _{上2}		6.80
泥岩夹泥灰岩互层		5.97
煤 _{上1} 泥灰岩		10.21
含油泥岩		13.20
煤 ₁		0.84
油 _{上2}		2.38
油 _{上1}		1.34
含油泥岩		17.21
煤 ₂		4.44
泥岩、砂岩		11.56

图2 煤层地层柱状

2 原支护条件下巷道破坏特征

2.1 原支护设计

巷道断面为直墙半圆拱形, 尺寸 3.8m×3.1m, 采用锚网喷支护。正常情况下, 循环进尺 1800mm, 最大控顶距 2100mm, 锚杆间排距 900mm×900mm, 喷浆厚度 50mm; 过断层、顶板破碎或压力大时, 循环进尺缩短为 900mm, 锚杆间排距 800mm×800mm。

2.2 原支护方式下巷道破坏特征

现场统计结果表明, 1404 运输巷里段由于滞后 1405 面比较远, 未受到 1405 工作面采动影响, 支护状态良好, 但随着掘进迎头滞后 1405 工作面

收稿日期 2013-12-16

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.04.025

作者简介 杨英明 (1988-), 男, 山东青州人, 博士研究生, 从事煤矿矿山压力与围岩控制方面的研究。

引用格式 杨英明, 刘 阳, 马振乾, 等. 追采动工作面小煤柱护巷分段控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (4): 84-87, 37.

的距离减小, 巷道变形逐渐加剧, 尤其当滞后距离小于 150m 时, 巷道变形较大, 破坏较严重。

1404 运输巷外段在未受到 1405 工作面采动影响前, 支护状态良好, 但随着 1405 工作面的推进, 尤其当巷道进入 1405 工作面后方时, 巷道变形破坏严重。

3 动压区送巷矿压显现规律数值模拟

3.1 数值模型的建立

为研究 1404 工作面运输巷 4.5m 小煤柱动压区送巷的矿压显现规律与围岩变形规律, 建立大型的 FLAC^{3D} 数值模型, 模型大小为长×宽×高=500m×400m×60m。材料模型定义为 Mohr-Coulomb 模型, 模型边界条件设置为 6 个边界均法向约束, 根据埋深及覆岩密度在模型顶部施加 -2.5MPa 的垂直应力。根据钻孔柱状图 2, 简化岩石分层为 20m 含油泥岩煤₁ 油₂ 底板, 每 5m 划分为 1 层; 4m 煤₁ 油₂ 层, 每 1m 划分为 1 层; 16m 含油泥岩煤₁ 油₂ 顶板, 每 4m 划分为 1 层; 30m 泥灰岩上覆岩层, 每 10m 划分为 1 层。定义各层参数如表 1 所示。

表 1 模型岩石力学参数

岩层	弹性模量/GPa	体积模量/GPa	抗拉强度/MPa	密度/(kg·m ⁻³)
含油泥岩	0.1	0.07	0.7	1600
油页岩	5	3.5	0.8	1500
泥灰岩	0.4	4.17	0.83	1430
煤	2.8	1.75	1.6	1550

3.2 1404 运输巷里段后追 1405 工作面掘进模拟

3.2.1 模拟方案

将初始数值模型计算平衡后, 将位移归零。根据预定开采方案, 开采 1403 工作面, 形成一侧采空区, 并将位移归零, 然后开采 1405 工作面。经过一段时间后, 在 1405 工作面后方开掘 1404 运输巷。从 1404 运输巷里段掘进迎头滞后 1405 工作面 300m 时开始进行模拟, 然后 1405 工作面以每次 5m 的速度向前推进, 同时 1404 运输巷里段以每次 15m 的速度向前追尾掘进, 之后按照原锚杆支护方案打设锚杆。每次推进及掘进、支护后重新计算一次, 并记录数据, 直到 1404 运输巷里段掘进迎头滞后 1405 工作面 60m 时为止。最后根据每次计算平衡后, 1404 运输巷里段顶底板移近量及垂直应力和两帮移近量及垂直应力, 分析 1404 运输巷里段巷道顶底板和两帮滞后 1405 工作面不同距离下的变形与稳定情况。

3.2.2 1404 运输巷里段模拟结果分析

通过数值模拟, 可以得到 1404 运输巷里段滞

后 1405 工作面不同距离时, 巷道垂直应力、顶底板最大移近量、两帮最大移近量、锚杆支护受力, 如图 3、图 4、图 5 所示。

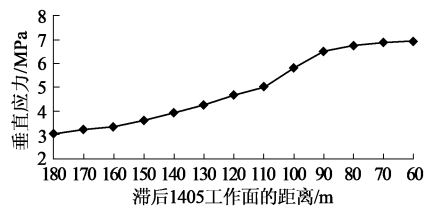


图 3 里段巷道垂直应力

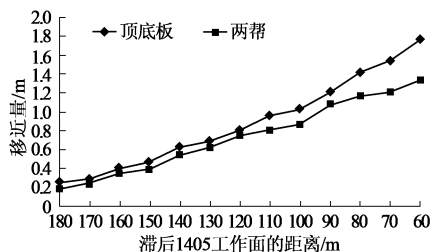


图 4 里段巷道围岩变形

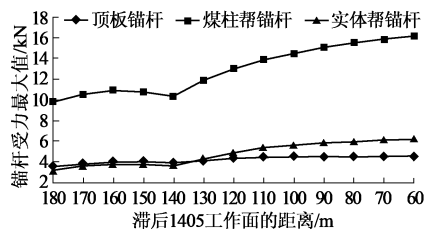


图 5 里段锚杆支护受力

巷道垂直应力最大值, 随着掘进迎头滞后 1405 工作面距离的减小而增大。在巷道迎头滞后工作面 100~90m 之间垂直应力开始有明显增加。围岩变形随着掘进迎头滞后 1405 工作面距离的减小而增大。当巷道与工作面滞后距离小于 100m 情况下, 顶底板与两帮都开始出现大于 1m 的移近量, 会给巷道的维护与使用带来很大困难。综合考虑围岩变形与生产接续, 1404 运输巷里段巷道滞后 1405 工作面距离不宜小于 90m, 并要做好加强支护与巷道返修准备。

随着 1404 运输巷里段滞后 1405 工作面距离的不断减小, 顶板以及两帮上的锚杆受力都在逐渐增加, 说明锚杆支护对控制围岩变形的作用在逐渐加大。同时可以看出, 煤柱帮锚杆受力比顶板与实体帮锚杆受力明显大的多, 说明在煤柱帮上的锚杆支护所起作用要远远强于顶板与煤体帮。由于顶板上锚杆所起到的作用比在煤柱帮上小的多, 并且顶板变形量较大, 因而在施工时要借助其他支护方式与锚杆支护一起来对顶板变形较大的地段加强控制。

3.3 1404 运输巷外段与 1405 面对头掘进模拟

3.3.1 模拟方案

将初始数值模型计算平衡后, 将位移归零。根据预定开采方案, 先开采 1403 工作面, 形成一侧采空区, 将位移归零, 然后开采 1405 工作面。从 1404 运输巷外段与 1405 工作面对齐时开始进行模拟, 将这种情况计算到平衡; 然后工作面以每次 5m 向前推进, 每次推进计算 1 次, 直到巷道与工作面相错 80m 时停止计算。最后根据每次计算后巷道顶底板移近量及垂直应力和两帮移近量及垂直应力, 判断 1404 运输巷外段巷道顶底板和两帮在工作面开采影响下的变形与稳定情况。

3.3.2 1404 运输巷外段数值模拟结果分析

如图 6、图 7、图 8 所示, 可以得到对头施工时, 1404 运输巷外段与 1405 面相错不同距离时, 巷道附近垂直应力、顶底板最大移近量、两帮最大移近量和锚杆支护受力最大值。

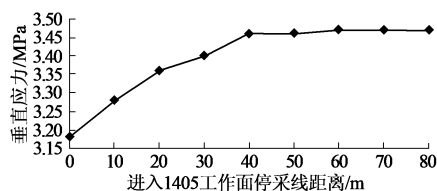


图 6 外段巷道垂直应力

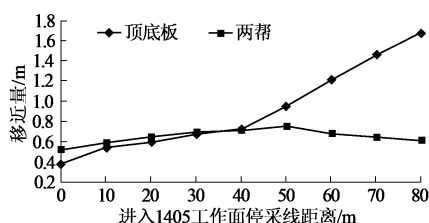


图 7 外段围岩变形

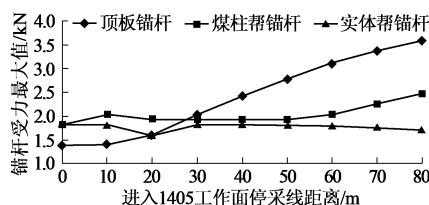


图 8 外段锚杆支护受力

当 1404 运输巷外段与 1405 面对头施工时, 1404 运输巷外段巷道垂直应力随着巷道迎头进入 1405 工作面停采线距离的增大而不断增大, 从巷道进入 1405 工作面停采线 40m 时开始增大幅度明显减小。外段巷道进入 1405 工作面停采线后方距离越远, 巷道顶底板移近量增加越大, 但两帮移近量没有太大变化。从控制围岩变形与生产接续的角度考虑, 1404 运输巷外段巷道进入 1405 停采线距离不宜超过 40m, 在现场施工过程中一定要加强对顶底板的变形控制。

随着 1404 运输巷外段进入 1405 工作面停采线距离的加大, 顶板及煤柱帮锚杆受力逐渐增加, 这说明了锚杆支护作用也在不断增加。而对比里段模拟结果, 发现 1404 运输巷外段锚杆受力明显比里段小, 说明外段巷道锚杆支护作用没有里段巷道的大, 对限制围岩变形的效果没有里段的明显, 因而在外段巷道掘进时不宜进入 1405 工作面停采线距离过大, 并且还要同时借助其他支护方式来加强顶板与两帮的变形控制。

4 动压区巷道加固与修复方案及现场试验

4.1 1405 回采期间 1404 运输巷支护与加固措施

4.1.1 1404 运输巷外段加固方案

1404 运输巷断面 3.8m×3.1m, 正常段采用锚网喷支护, 施工层位位于煤₁油₂层, 当 1404 运输巷外段迎头距 1405 工作面停采线 105m 时, 采用旧 U 型钢棚加固, 进入 1405 工作面停采线后, 采用锚架支护。进入停采线 50m 后停止掘进, 并对迎头外 70m 采取单体液压支护及横木撑加固, 排距 0.9m。

4.1.2 1404 运输巷里段加固方案

在 1404 运输巷里段滞后 1405 工作面掘进期间, 随着二者距离的减小, 巷道变形与破坏逐渐加剧。根据观测结果, 提出了不同地段巷道支护加固措施。

4.1.2.1 距 1404 切眼 300~533m 巷道加固方案

1404 运输巷里段施工 300m 时滞后 1405 工作面 240m, 工作面已推过该点 58d, 由于受 4213 及 4213 煤柱及小断层影响, 改为架棚支护, 采用 11.07U 型钢棚。

4.1.2.2 距 1404 切眼 533~670m 巷道加固方案

1404 运输巷里段施工 533m 时滞后 1405 工作面 136m, 工作面已推过该点 30d, 采用 11.07U 型钢棚支护, 对现迎头后 50 架钢棚棚腿补打固定锚杆, 固定锚杆补打在棚腿底盘上 600mm 处, 采用 $\phi 16\text{mm} \times 1830\text{mm}$ 金属麻花锚杆, 每根锚杆采用 2 支 3540 型树脂药卷, 锚固力不小于 60kN, 锚杆垂直于棚腿打设, 误差不超过 6~8°。

4.1.2.3 距 1404 切眼 670m 以后巷道加固方案

1404 运输巷里段施工 670m 时滞后 1405 工作面 86m, 工作面已推过该点 22d, 迎头采用 11.07U 型钢棚支护, 同时加强喷浆管理措施, 即迎头向前施工时, 初喷于 24h 内进行, 初喷厚度 30mm, 初喷时要求对左侧巷道的大裂隙进行喷浆封闭。复喷滞后迎头不超过 55m, 巷道左侧复喷厚度 80mm,

右侧复喷厚度 50mm。

不同地段支护加固措施见图 9。

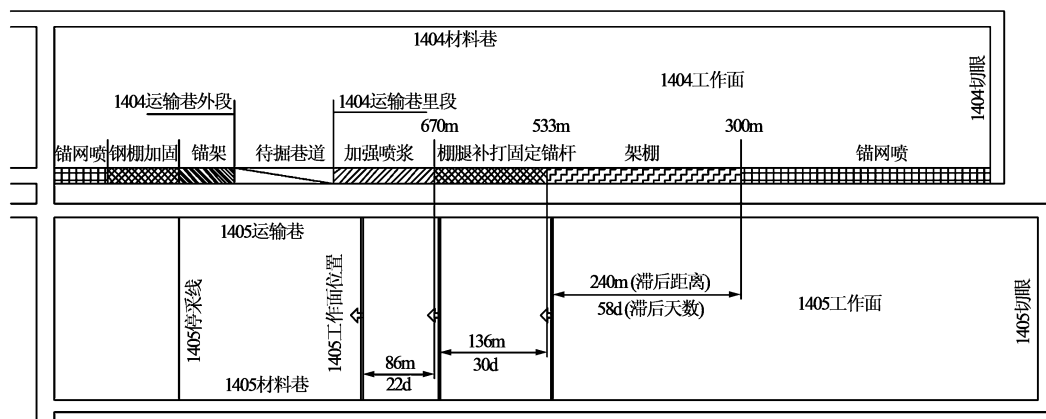


图9 不同地段巷道支护加固措施

4.2 1405 工作面停采后 1404 运输巷返修方案

4.2.1 1404 运输巷外段返修方案

1404 运输巷外段由于停掘时间较长,受 1405 工作面采动影响局部地段帮部破碎内收、底鼓较严重,尤其是巷道未复喷段棚腿内收,达不到巷道设计宽度 3.4m,为此由外向里进行返修,方案如下:

1404 运输巷外段轻微底鼓段采用人工挖底,严重底鼓段采用掘进机挖底。1404 运输巷外段距迎头 0~60m 范围对巷道两帮内移的棚腿进行修复,采用木背板背棚,背板间距不大于 500mm。在棚腿铁鞋上 200mm 处各打设 1 组固定锚杆,固定锚杆与水平面呈 20° 角向下打设,锚杆为 $\phi 16\text{mm} \times 1830\text{mm}$,每根锚杆采用 2 支 3540 型树脂药卷,锚杆锚固力不小于 60kN。1404 运输巷外段距迎头 60~150m 范围巷道锚喷段,将顶板开裂喷层敲除后喷浆,当巷道顶部网兜垂度大于 0.3m 时将网兜破除,破除后按排距 800mm $\times$ 800mm 补打锚杆,然后进行喷浆,喷浆累计厚度不小于 50mm。

4.2.2 1404 运输巷里段返修措施

1404 运输巷里段距迎头 0 ~ 190m 巷道 U 型棚变型严重, 需对该段进行全断面返棚施工; 运输巷距迎头 440 ~ 520m 巷道锚喷段局部宽度不足 3.4m、顶部破碎内收、底鼓较严重, 需进行扩帮、挖底处理。

4.2.2.1 1404 运输巷里段返棚方案

返棚仍采用 11.07m^2 旧 U 棚喷支护时,棚距 0.9m ,临时支护最大控顶距 1.3m ;顶板破碎及压力大时,棚距缩小为 0.8m ,临时支护最大控顶距 1.2m 。全断面返修钢棚时,必须提前在棚空顶板打设至少 2 根锚杆,锚杆间距 $0.6 \sim 0.9\text{m}$ 。棚腿铁鞋上 200mm 处各打设 1 组固定锚杆,固定锚杆与水平面呈 20° 。修复 48h 内进行初喷,初喷厚度 20

~30mm，复喷距离不得超过80m，累计复喷厚度80mm。

4.2.2.2 1404 运输巷里段扩帮方案

仅对锚喷直墙段进行扩刷，扩刷后巷道宽度不得小于 3.6m，每次扩刷长度不大于 1.5m。扩刷后施工 $\phi 16\text{mm} \times 1830\text{mm}$ 的金属麻花锚杆，间排距 $800\text{mm} \times 800\text{mm}$ ，每根使用 2 支 3540 型树脂锚固剂，并挂设金属网喷浆封闭，喷浆厚度不得小于 50mm。

4.3 1404 运输巷返修期间矿压观测

利用“十字布点法”对返修后的 1404 运输巷进行巷道表面位移观测,得到返修或掘进后 30d 围岩变形量统计结果(表 2),距离 1405 工作面距离中,“+”值表示位于 1405 停采线外侧距离“-”值表示位于 1405 停采线以内的距离。

表 2 1404 运输巷返修或掘进后 30 天围岩变形量统计

距停采线 距离/m	停采天 数/d	顶底板移近量/mm		两帮收敛量/mm	
		返修段	新掘段	返修段	新掘段
+82	27	48	—	6	—
+45	27	130	—	32	—
+18	27	405	—	130	—
-25	31	506	—	206	—
-50	33	600	—	256	—
-90	39	—	752	—	256
-135	44	—	630	—	442
-170	55	356	—	66	—
-204	55	185	—	103	—
-236	60	206	—	184	—
-265	83	25	—	14	—

由表 2 可知, 1404 运输巷贯通及巷道返修期间, 新掘巷道 (图中距离停采线 $-50 \sim -170\text{m}$ 地段) 变形最大, 而返修地段 (图中距离停采线 $82 \sim -50\text{m}$ 地段, 以及 $-170 \sim -265\text{m}$ 地段) 变形相对较小。出现上述现象的原因, 一方面是由于

(下转 37 页)

层倾角、开采厚度、工作面长度、开采方法和顶板管理等, 其次是底煤抗破坏能力, 包括煤层强度及原始裂隙发育状况等。利用经验公式计算底板的断裂破坏深度:

$$m_d = 7.9291 \frac{L}{H} + 0.0091H + 0.00448a - 0.3113f$$

式中, H 为工作面埋深, 510m; L 为工作面斜长, 按 240m 计算; a 为煤层倾角, 3° ; f 为底板岩层坚固系数, 1.7。经计算, $m_d = 7.86\text{m}$ 。

根据工作面底部破坏深度计算结果, 下分层厚度应满足:

$$M_{\min} \geq m_d + m_g + m_r$$

式中, $M_{\min}$ 为最小分层厚度, m_d 为底板破坏深度, 7.86m; m_g 为工作面割煤高度, 取 4.0m; m_r 为工作面支架上方依靠支架反复支撑可充分破坏高度, 根据现场实测数据, 取 2.0m。则 $M_{\min} \geq 13.86\text{m}$ 。

各下分层的分层厚度应大于 13.86m, 才能避免下分层工作面处于上分层工作面的开采扰动区域, 有利于下分层工作面开采煤壁控制。首分层开采顶板破煤效果较下分层好, 且首分层开采条件较下分层优越, 煤层自然发火、顶板控制、煤壁片帮问题防治难度相对小, 应适当加大首分层分层厚度。分层综放工作面开采经验表明, 由于下分层工作面可回收上分层部分遗留浮煤, 可增大第 1 和第

2 分层的顶煤厚度, B_1 煤层的分层数目不宜大于 3 层。

4 结论

(1) B_1 煤层适宜采用分层综放开采, 具有分层数目少、掘进率低, 巷道维护相对容易, 产量高的优点。

(2) B_1 煤层顶煤垮落角约为 80° , 经计算最大可放煤高度 17.01m, 可按最大 1:3 的采放比进行放煤设计。

(3) 各分层厚度应大于 13.86m, 可适当增大第 1 和第 2 分层的顶煤厚度, B_1 煤层的分层数目不宜大于 3 层。

参考文献

- [1] 王晓勇, 张 栋, 张荣营. 准东二号矿井巨厚煤层采煤方法探讨 [J]. 山东煤炭科技, 2010 (4): 138-139.
- [2] 张 飞, 张 巍, 孙建岭, 等. 超长综放工作面矿压显现规律研究 [J]. 煤炭工程, 2009 (12): 52-54.
- [3] 刘全明. 大采高综放工作面长度的空间效应初探 [J]. 煤矿开采, 2010, 15 (3): 27-29.
- [4] 康延雷, 胡云飞. 巨厚煤层分层综放开采首分层顶煤冒放性分析 [J]. 煤炭与化工, 2013, 36 (5): 49-50.

责任编辑: 于健涪

(上接 87 页)

位于 1405 停采线后方的 1404 运输巷在修复前受破坏较严重, 而位于 1405 停采线前方的 1404 运输巷在修复前受破坏较轻; 另一方面是由于 1405 停采线后方顶板运动尚未完全停止, 对 1404 运输巷仍有较大影响。

总的来看, 巷道修复及巷道贯通的时间, 有些偏早, 滞后 1405 面停采时间偏短, 巷道变形量较大。由表 2 可见, 停采后稳定时间大于 55d 进行巷道修复或贯通较为有利。

5 结论

(1) 基于数值模拟软件 FLAC^{3D}, 分析研究在 1405 工作面采动影响下 1404 运输巷巷道顶板、底板及两帮变形破坏规律, 确定 1404 运输巷里段巷道滞后 1405 工作面距离不宜小于 90m, 1404 运输巷外段巷道进入 1405 停采线距离不宜超过 40m。

(2) 根据 1404 运输巷外段及里段在 1405 面动压影响范围期间巷道变形及破坏情况, 提出了外段“锚网喷、钢棚加固、锚架”和里段“锚网喷、架

棚、棚喷”分段加固支护方案, 并提出相应的修复方案, 实践表明, 修复巷基本满足生产需要。

(3) 修复时间滞后 1405 面停采时间 26d 太短, 应适当加大到 55d 以上, 最好能延长至 2 个月以上。

参考文献

- [1] 陆士良. 无煤柱护巷矿压显现研究 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1993.
- [2] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994.
- [3] 王同旭, 秦忠诚. 围岩变形的时间性与支护作用原理 [J]. 矿山压力与顶板管理, 2001 (4): 6-7.
- [4] 黄志刚, 王金旭. 采用沿空留巷新技术提高矿井安全和效益 [J]. 煤炭技术, 2009, 28 (8): 65-67.
- [5] 石占忠. 沿空留巷联合支护技术 [J]. 甘肃科技, 2006, 22 (10): 38-40.
- [6] 陈 勇, 柏建彪, 朱涛垒, 等. 沿空留巷巷旁支护体作用机制及工程应用 [J]. 岩土力学, 2012, 33 (5): 1427-1432.
- [7] 朱永鹏. 不同围岩条件下沿空留巷技术研究及应用 [D]. 泰安: 山东科技大学, 2010.
- [8] 刘小峰. 小煤柱动压掘进巷道控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (1): 64-66.

责任编辑: 王兴庵