

文章编号: 1673-3363-(2012)04-0459-07

掘采全过程沿空掘巷小煤柱应力分布研究

郑西贵, 姚志刚, 张农

(中国矿业大学矿业工程学院, 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 基于理论分析、FLAC^{3D}数值模拟及现场工程实践的方法, 研究了不同宽护巷煤柱沿空掘巷掘采全过程的应力场分布规律, 分析了煤柱宽度对沿空掘巷煤柱和实体帮应力演化的影响。提出确定沿空掘巷合理煤柱宽度时, 不仅需考虑掘巷扰动影响, 还应将本工作面的超前采动影响作为一个重要影响因素。研究表明: 仅考虑掘巷扰动影响时, 沿空掘巷煤柱宽度应大于6 m, 此时掘巷稳定后围岩变形量较小; 当考虑超前采动影响时, 煤柱增加到8 m后不仅对控制回采期间沿空掘巷两帮变形量的作用不再显著增加, 反而会使顶底板变形量增大, 因此合理的护巷煤柱宽度为8 m。

关键词 掘采全过程; 沿空掘巷; 煤柱稳定性; 应力分布; 数值模拟

中图分类号 TD 353

文献标识码 A

Stress Distribution of Coal Pillar with Gob-Side Entry Driving in the Process of Excavation & Mining

ZHENG Xi-gui, YAO Zhi-gang, ZHANG Nong

(School of Mines, State Key Laboratory of Coal Resources & Safe Mining,
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract The stress distribution of coal pillar with different width in the stage of excavation and mining was studied based on the theory analysis, numerical simulation, engineering practice, the similarities and differences of stress evolution of coal pillar and entity sidewall caused by different width of coal pillar was analyzed. The opinion was put forward that the infection of roadway driving and coal mining need considered simultaneously when determination the reasonable width for coal pillar. The results show that the proper width of coal pillar should large than six meters for the deformation is attenuation with the increased with of coal pillar. However, the increased width coal pillar such as eight meters not only have reduced contribution ratio to control the sidewall deformation in the stage of coal mining, but also caused top and floor deformation increased. Therefore, the reasonable width of coal pillar is eight meters.

Key words whole process of excavation and mining; gob-side entry driving; stability of coal pillar; stress distribution; numerical simulation

沿空掘巷由于所处应力环境的特殊性和较高的资源回收率, 一直受到广大学者的关注。文献[1]

提出了综放沿空掘巷围岩大、小结构稳定性原理, 分析了基本顶弧形三角块体在掘巷和回采期间的

收稿日期: 2011-12-31

基金项目: 国家自然科学基金项目(51104152); 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2011QNB02); 江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介: 郑西贵(1977-), 男, 山西省侯马市人, 讲师, 博士生, 从事巷道围岩控制方面的研究。

E-mail: ckzxcg@126.com

Tel: 13912041768

稳定性, 以及其对下方沿空掘巷的影响。文献[2]在对谢桥矿 1151(3)工作面沿空掘巷护巷煤柱支撑压力实测的基础上, 应用弹塑性极限平衡理论, 分析得出综放面倾向煤柱支撑压力峰值位置的计算式及分布规律。文献[3]基于对基本顶给定变形作用的认识, 运用摩尔库伦准则建立了采空区侧向塑性区宽度的力学模型, 对基本顶给定变形下沿空掘巷的合理位置进行了研究。于此同时国内其他学者也通过大量实测, 对综放沿空掘巷掘巷和回采期间的矿压显现规律进行了研究^[4-6]。近年来由于数值模拟技术的发展, 产生了大量利用模拟研究方法确定沿空掘巷合理煤柱宽度的文献^[7-13]。然而这些研究多集中在掘巷稳定之前, 对考虑掘采全过程的沿空掘巷合理小煤柱受力及其稳定性研究较少, 本文旨在考虑掘采全过程下沿空掘巷合理小煤柱应力分布及其稳定性的研究, 注重回采对小煤柱受力及稳定性的影响, 以深化对留小煤柱沿空掘巷的认识。

1 沿空掘巷弧形三角块体结构模型

沿空掘巷一侧为要开采的实体煤, 另一侧为上区段采空区, 上区段基本顶在实体煤内断裂, 以实体煤为固支边。端头基本顶的垮落特征为: 在工作面端头部位的破断面呈弧形, 形成弧形三角块 B, 弧形三角块 B 与实体煤侧的岩体 A、采空区侧的岩体 C 形成铰接结构, 简称为弧形三角块结构^[13], 掘巷及之前的弧形三角块体力学结构模型如图 1a 所示。

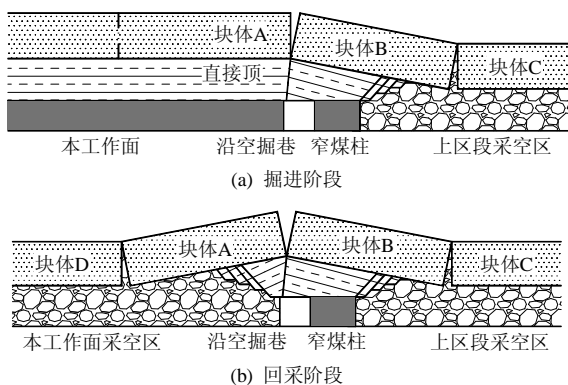


图 1 沿空掘巷弧形三角块体结构模型
Fig.1 Mechanical model of curved triangular block structure of gob-side entry driving

本区段工作面回采之前, 沿空掘巷弧形三角块 B 在实体煤侧岩体 A、采空区侧岩体 C 的铰接和采空区冒落矸石的支撑下保持着稳定。本区段工作面回采之后, 在沿空掘巷实体煤侧, 基本顶岩层破断

形成弧形三角块体 A, 以 AB 岩块铰接点为回转点向本区段采空区回转, 上区段弧形三角块体 B 在采动影响下, 一方面向上区段采空区回转, 另一方面在块体 A 的胁迫下下沉。基本顶块体 A 和 B 的回转, 使工作面前方一定范围沿空掘巷围岩大结构的稳定性恶化, 造成巷道严重变形, 超前维护十分困难, 回采阶段沿空掘巷弧形三角块体结构模型如图 1b 所示。

2 数值试验模型

本文以淮南谢桥矿 13216 工作面的工程地质条件为研究基础, 对沿空掘巷在超前采动影响下的矿压显现规律进行了研究。

鉴于 FLAC^{3D} 软件对采矿工程中的大变形问题具有良好的处理能力, 即在采动支承压力作用下, 沿空掘巷围岩尤其是窄煤柱的确较为破碎, 破碎部位主要在煤柱外侧一定范围之内, 当煤柱宽度合理时煤柱中大部分煤体仍然处于塑性状态, 因此本文采用 FLAC^{3D} 进行数值试验。根据地质条件, 建立数值模型, 模型尺寸为 105 m×150 m×40 m, 共划分网格约 64 万个, 巷道及附近的网格尺寸为 1 m×1 m, 如图 2 所示, 各岩层及其力学参数见表 1, 其中煤层厚 2.6 m。

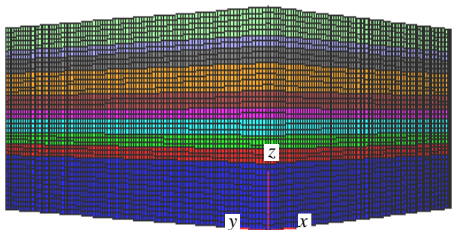


图 2 几何模型
Fig.2 Geometric model

表 1 各岩层力学参数
Table 1 Mechanical parameters of every strata

岩性	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg m ⁻³)	摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
中砂岩	5.8	4.56	2500	30	1.1
泥岩	3.3	2.40	2300	24	0.9
砂岩	4.8	4.35	2500	30	1.0
泥岩	3.6	2.60	2300	24	0.8
砂岩	4.8	4.35	2500	30	1.2
泥岩	3.6	2.20	2300	24	0.6
煤层	1.33	0.80	1400	20	0.5
泥岩	3.6	2.20	2300	24	0.6
砂岩	4.8	4.35	2500	30	1.1

模型边界条件如下：侧面限制水平移动，底面限制垂直移动，在模型顶部施加 10.1 MPa 的垂直载荷以模拟上覆 500 m 厚岩层的自重，侧压系数为 1，选取 Mohr-Coulomb 破坏准则对数值方案进行模拟。

本文数值试验包括 5 个方案，各方案煤柱宽度分别为 4，6，8，10，12 m。

3 沿空掘巷稳定后应力位移分析

3.1 窄煤柱应力

不同煤柱宽度煤柱内应力分布如图 3 所示。

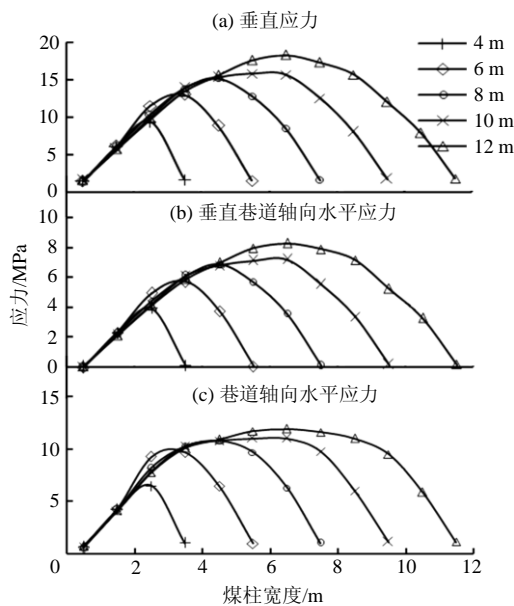


图 3 沿空掘巷煤柱内应力分布
Fig.3 The stress distribution of coal pillar of gob-side entry driving

由图 3 可以得到：

- 1) 煤柱中应力呈单峰值分布，峰值位置不在煤柱中心，偏向煤柱靠采空区一侧，偏离距离为 0.3~0.5 m。
- 2) 煤柱中总的应力趋势为垂直应力最大，平行于巷道轴向的水平应力次之，垂直于巷道轴向的水平应力最小。
- 3) 当煤柱宽度较小，如 4 m 时，煤柱受上工作面回采及掘巷扰动影响严重破碎卸压，煤柱中的垂直应力和水平应力均小于原岩应力；煤柱变宽时，煤柱中垂直应力和平行于巷道轴向的水平应力呈现集中态势，煤柱中心区域应力高于原岩应力，垂直巷道轴向方向各煤柱内的水平应力均低于原岩应力。
- 4) 各煤柱宽度方向垂直应力低于原岩应力的

范围均为 4.0~4.6 m，由此可见该类地质条件下，小煤柱两侧破碎总范围为 4.0~4.6 m，其中巷道侧为约为 2.0~2.6 m，采空侧约为 2.0 m。

3.2 实体帮应力

沿空掘巷稳定后，实体帮煤体中的应力如表 2 所示，据表 2 可以得到：

沿空掘巷稳定后实体帮中应力峰值大小及峰值位置与煤柱宽度的关系不明显。垂直应力峰值为 20.4~21.5 MPa，应力集中系数为 2.0，峰值位置距巷道实体帮 7.5~8 m；垂直巷道轴向水平应力峰值为 12~12.2 MPa，应力集中系数 1.1，峰值位置距实体帮 11~11.5 m；巷道轴向方向的水平应力峰值为 13.0~13.2 MPa，应力集中系数 1.2，峰值位置距实体帮 8.0 m。

表 2 实体帮应力分布统计表
Table 2 Stress distribution of entity sidewall

煤柱宽度/m	峰值应力/MPa			峰值位置/m		
	垂直	水平 A	水平 B	垂直	水平 A	水平 B
6	21.3	12.0	13.2	8.0	11	8
8	21.5	12.1	13.3	7.5	11	8
10	21.4	12.2	13.2	7.5	11	8
12	20.4	12.0	13	7.5	11.5	8

注：表中垂直指垂直方向，水平 A 指垂直于巷道轴向的水平方向，水平 B 指平行巷道轴向的水平方向。

3.3 掘巷稳定后围岩位移

沿空掘巷在掘进扰动稳定后，围岩变形量统计结果见表 3 所示。由表 3 可以看出，随着煤柱宽度的增大，掘巷稳定后巷道两帮变形量先增大后减小，顶底板变形量逐渐减小，在护巷煤柱为 6 m 时巷道两帮变形量达到最大，因此，护巷煤柱宽度不应为 6 m，当护巷煤柱小于 6 m 时，巷道顶底板变形量较大，反之，巷道两帮变形量、顶底板变形量均减小。因此，仅从掘巷角度考虑，护巷煤柱宽度应大于 6 m。

表 3 掘巷期间围岩变形量统计表
Table 3 The surrounding deformation in the stage of gob-side entry driving

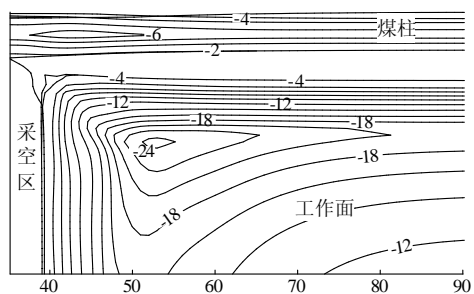
煤柱宽度/m	变形量/mm				断面收缩比/%
	煤柱帮	实体帮	两帮	顶底板	
4	224	168	392	214	100.00
6	252	151	403	206	98.96
8	224	137	361	187	80.47
10	193	125	318	167	63.31
12	180	112	293	148	52.23

4 受采动影响沿空掘巷应力位移分析

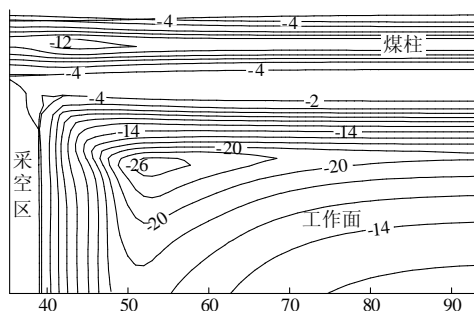
4.1 围岩应力

4.1.1 垂直应力

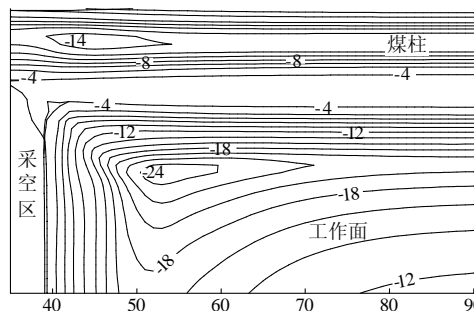
1) 在超前采动影响下, 随着煤柱宽度的增大, 煤柱中垂直应力峰值不断增大, 沿煤柱宽度方向的高应力区范围变大。如图 4 煤柱从 4 m 增加到 12 m 时, 煤柱中的垂直应力的最大值从 6 MPa 增大到 20 MPa。



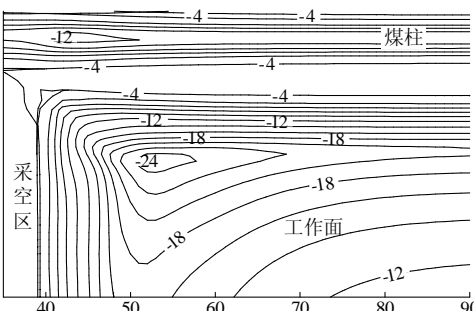
(a) 4 m 煤柱



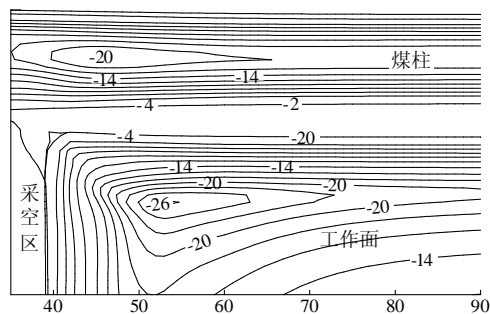
(b) 6 m 煤柱



(c) 8 m 煤柱



(d) 10 m 煤柱



(e) 12 m 煤柱

图 4 受超前采动影响沿空掘巷垂直应力 (MPa)

Fig.4 The vertical stress of gob-side entry driving under leading infection in coal mining

2) 煤柱宽度小于 10 m 时, 受工作面回采超前采动影响, 煤柱破碎卸压, 应力集中程度与掘巷时相比降低, 反之, 煤柱中的应力集中程度增大。煤柱宽度为 4 m 时, 掘巷稳定后和超前采动压力影响下煤柱中应力峰值为 9.4 MPa 和 8 MPa, 煤柱宽 8, 10 和 12 m 时, 此两值分别为 15.2, 13.1, 15.8, 12, 18.3 和 20.2 MPa。

3) 沿空掘巷实体煤内部应力三角区峰值应力随煤柱宽度的相关性较弱, 煤柱宽从 4 m 以 2 m 增量递增至 12 m 时, 该区应力峰值在 24~26.2 MPa。

4) 超前采动影响下, 沿空掘巷实体帮中的应力峰值与掘巷时相比更加集中, 应力峰值的位置向巷道更深部围岩转移。不同宽护巷煤柱沿空掘巷时, 实体帮应力峰值在 19.8~21.5 MPa 之间, 应力峰值距煤壁约 7.5 m, 超前采动影响下, 此应力值增加至 24~26 MPa, 峰值位置也从距实体帮 7.5 m 增加至 8~10 m, 此处随着煤柱宽度的增大, 实体帮应力峰值位置与实体帮煤体间的距离逐渐减小, 即 4 m 煤柱时实体帮应力峰值在距实体帮 10 m 处, 12 m 时在 8 m 处, 出现这种现象的原因在于小煤柱护巷时, 煤柱承载性能极低, 巷道在变形过程中应力向实体帮转移, 实体帮浅部围岩同样难以承受如此大的应力, 在实体帮浅部围岩变形的过程中将高应力向实体帮深部岩体转移; 当护巷煤柱变宽时, 煤柱的承载性能提高, 转移到实体帮侧的应力有一定程度的减小, 实体帮的应力峰值位置与实体帮表面之间的距离也较小煤柱时更小。

4.1.2 水平应力

鉴于篇幅限制, 水平应力分布图未附于文中, 下面仅作以文字说明。

1) 随着煤柱宽度的增大, 煤柱中巷道轴向方向的水平应力峰值和煤柱中受高水平应力作用的

面积逐渐增大。

2) 煤柱较窄时, 整个煤柱的轴向水平应力低于原岩应力, 处于整体卸压状态; 随着煤柱宽度的增加, 煤柱中超前工作面一定范围内轴向水平应力高于原岩应力, 呈现集中态势。当煤柱宽 4, 8 m 时, 煤柱中轴向水平应力分别为 6, 8 MPa, 原岩应力为 10.1 MPa, 煤柱宽 12 m 时, 应力集中区超前工作面 26 m, 轴向水平应力峰值为 12 MPa。

3) 当煤柱宽度在 4~12 m 之间时, 煤柱中切向水平应力(垂直巷道轴向的水平应力)均低于原岩应力, 煤柱处于卸压状态。

4) 沿空掘巷实体帮内部一定深度、超前工作面一定距离轴向水平应力和切向水平应力均呈现集中态势。轴向水平应力峰值随煤柱的宽度变化不明显, 煤柱宽度 4~12 m 时均为 14 MPa。切向水平应力随煤柱变宽逐渐增大, 后趋向于稳定, 4~12 m 煤柱宽度的切向水平应力峰值为 12~14 MPa。

5) 4~12 m 护巷煤柱沿空掘巷在回采超前采动影响下实体帮内轴向和切向水平应力峰值与掘巷时相比均有所增加, 轴向水平应力从 13~13.3 MPa 增加至 14 MPa, 切向水平应力从 11.7~12.1 MPa 增加至 12~14 MPa。

4.2 围岩位移

沿空掘巷在回采超前采动影响下, 不同护巷煤柱宽度巷道围岩变形如图 5 所示。

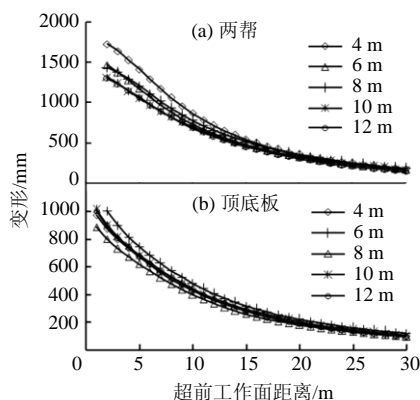


图5 受超前采动影响沿空掘巷变形量

Fig.5 The relative displacement of gob-side entry driving under leading infection in coal mining

由图 5 可见:

1) 不同宽度护巷煤柱回采期间围岩变形总体可以分为 3 个阶段, 包括: 第 1 阶段为超前工作面 30 m, 第 2 阶段超前工作面 20~30 m, 第 3 阶段为工作面前方 20 m 范围内。

2) 第 1 阶段内, 不同护巷煤柱沿空掘巷受超前采动影响产生的变形相当。两帮移近量均不大于 200 mm, 顶底板移近量均不大于 120 mm。

3) 第 2 阶段内, 沿空掘巷受超前采动影响明显加剧, 两帮移近量约为 360 mm, 顶底板移近量约为 220 mm。

4) 第 3 阶段即工作面前方 20 m 范围内, 巷道围岩变形急剧增加, 不同护巷煤柱沿空掘巷围岩变形量产生明显差别, 4 m 护巷煤柱沿空掘巷由于超前采动压力影响, 围岩急剧破碎, 向巷道内严重鼓出, 并导致实体帮应力分布进一步恶化, 实体帮随之发生大变形, 在工作面前方 2 m 时, 两帮变形量为 1 730 mm, 煤柱帮和实体帮分别为 842 mm 和 888 mm, 顶底板变形量为 880 mm。

5) 不同宽护巷煤柱沿空掘巷回采时, 超前工作面 3~20 m 范围内距工作面相同距离处掘巷两帮变形量的大小关系为: 煤柱宽 4m 时, 掘巷两帮变形量最大, 煤柱宽 12 m 时掘巷两帮变形量最小; 煤柱宽 6 m 和 8 m 时, 掘巷两帮变形量相当; 煤柱宽 10 m 和 12 m 时掘巷两帮变形量大小基本相等。

6 m 和 8 m 煤柱沿空掘巷两帮移近量基本相当, 这表明宽 6 m 的煤柱的承载性能已较好, 但考虑到 6 m 宽护巷煤柱沿空掘巷时巷道处在高应力区, 掘巷后两帮变形量较大, 所以选择 8 m 宽煤柱比较合理。

6) 由图 5b 可以看出, 6 m 宽护巷煤柱沿空掘巷顶底板变形量最大, 8 m 宽护巷煤柱沿空掘巷顶底板变形量最小, 结合两帮变形量可以确定考虑超前采动影响的沿空掘巷合理护巷煤柱宽度为 8 m。

5 工程实践

5.1 地质条件

淮南矿业集团谢桥煤矿 13216 工作面位于-610 m 水平老东二采区, 工作面煤层较稳定, 平均煤厚 2.6 m, 煤层直接顶为灰色泥岩, 基本顶为浅灰色~灰色砂岩, 砂泥质结构, 脆性易碎, 直接底为灰色泥岩。该面轨道顺槽为沿 13116 采空区边缘留 8 m 煤柱沿煤层顶板掘进的沿空巷道, 巷道标高-464 m。

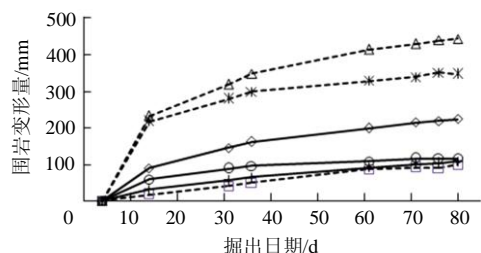
5.2 巷道支护条件

巷道支护时分为顶板完整段、顶板破碎段及构造带段有针对性的选择支护对策。距切眼 370 m 处, 巷道断面为 4.6 m×2.8 m, 采用锚网索支护, 具体支护参数为: 顶板采用 6 根 $\Phi 22$ mm×L2 400 mm 的高

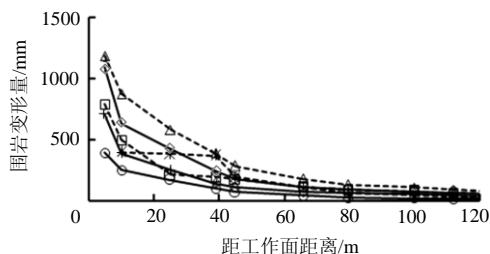
强预紧力锚杆支护, M5 钢带及金属网护表, 锚杆间排距 860 mm×900 mm; 沿空帮采用 4 根 $\Phi 20$ mm×L2 400 mm 高强预紧力锚杆支护, M5 钢带及金属网护表, 锚杆间排距为 950 mm×900 mm; 实体帮采用 3 根 $\Phi 20$ mm×L2 400 mm 锚杆支护, 锚杆间排距为 850 mm×900 mm, M3 钢带及金属网护表。顶板每两排钢带中间布置一套 3 根高强预紧力锚索梁, 锚索规格为 $\Phi 21.8$ mm×L6 200 mm, 沿空帮距底板 1.5 m 处布置一套高强预紧力走向锚索梁, 锚索规格为 $\Phi 17.8$ mm×L4 300 mm。

5.3 现场矿压观测与效果分析

掘进阶段沿空掘巷围岩变形量如图 6a 所示, 由图 6a 可以看出, 巷道掘进后 10 d 范围内围岩变形较剧烈, 30 d 后趋于稳定, 巷道两帮移近量为 445 mm, 顶底板移近量为 224 mm。



(a) 掘进阶段



(b) 回采阶段

—□— 沿空帮 -×- 实体帮
--△-- 两帮 —○— 顶板下沉量
—+— 底鼓量 —◇— 顶底板移近量

图 6 沿空掘巷围岩变形量

Fig.6 Surrounding deformation of gob-side entry driving

在工作面回采前距切眼 370 m 处布置了表面收敛测站, 回采阶段的观测结果见图 6b 所示。

由图 6b 可以看出工作面前方 5~120 m 沿空巷道围岩的变形情况, 在工作面前方 5 m 处巷道两帮变形量为 1 200 mm, 顶底板变形量 1 100 mm。顶底板剧烈变形范围为工作面前方 30 m 之内, 与前面数值模拟的 8 m 宽煤柱沿空掘巷围岩变形情况相似。

6 结 论

1) 掘巷影响及其稳定期间, 沿空掘巷护巷煤柱中应力总的趋势为垂直应力最大, 平行巷道轴向水平应力次之、垂直巷道轴向水平应力最小; 小煤柱中应力呈单峰值分布, 峰值位置在煤柱内偏向采空区一侧; 随着护巷煤柱宽度从小变大, 煤柱中的应力从小于原岩应力逐渐变为大于原岩应力并呈现集中态势; 沿空掘巷实体帮中峰值应力与煤柱宽度的相关性较弱, 峰值位置随煤柱宽度减小向实体帮深部转移。

2) 在超前采动影响下, 工作面前方 15~20 m 以内煤柱比 20 m 以外煤柱受高应力作用的面积大; 随着煤柱宽度的增加, 煤柱中的垂直应力、水平应力峰值不断增大, 沿煤柱宽度方向的高应力区范围增大。超前采动影响下, 小煤柱中的垂直应力、水平应力均低于掘巷稳定期间相应的应力, 而宽煤柱恰好相反; 实体帮中的应力峰值与掘巷时相比更加集中, 应力峰值位置也进一步向围岩深部转移。

3) 数值试验结果表明, 符合试验条件的沿空掘巷合理护巷煤柱宽度为 8 m。

参考文献:

- [1] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构稳定性原理[J]. 煤炭学报, 2001, 26(1): 1-7.
HOU Chao-jiong, LI Xue-hua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 1-7.
- [2] 谢广祥, 杨科, 刘全明. 综放面倾向煤柱支撑压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 545-549.
XIE Guang-xiang, YANG Ke, LIU Quan-ming. Study on distribution laws of stress in inclined coal pillar for fully mechanized top-coal caving face[J]. China Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 545-549.
- [3] 王卫军, 侯朝炯, 李学华. 基本顶给定变形下综放沿空掘巷合理定位分析[J]. 湘潭矿业学院学报, 2001, 16(2): 1-4.
WANG Wei-jun, HOU Chao-jiong, LI Xue-hua. Position analysis of road driving along next goaf under given deformation of the main roof in sublevel caving face[J]. Journal of Xiangtan Mining Institute, 2001, 16(2): 1-4.
- [4] 管学茂, 鲁雷, 翟路锁. 综放沿空掘巷矿压显现规律研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2000, 17(1): 30-31.

- GUAN Xue-mao, LU Lei, ZHAI Lu-suo. Study on ground behavior law in gateway of fully mechanized caving face driving along next goaf[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2000, 17(1): 30-31.
- [5] 王进义, 王睿. 综放工作面窄煤柱护巷矿压观测与分析[J]. 矿山压力与顶板管理, 2003, 20(2): 64-65.
- WANG Jin-yi, WANG Rui. Observation and analysis of supporting roadway with narrow coal pillar of fully mechanized caving face [J]. Ground Pressure and Strata Control, 2003, 20(2): 64-65.
- [6] 石平五, 许少东, 陈治中. 综放沿空掘巷矿压显现规律研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2004, 21(1): 32-33.
- SHI Ping-wu, XU Shao-dong, CHEN Zhi-zhong. Study on ground behavior law in gateway of fully mechanized caving face driving along next goaf[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2004, 21(1): 32-33.
- [7] 余忠林, 涂敏. 大采高工作面沿空掘巷合理位置模拟与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(2): 197-200.
- YU Zhong-lin, Tu Min. Simulation and Application of Suitable Position of Gob-Side Driving Entry in Large Mining Height Face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(2): 197-200.
- [8] 奚家米, 毛久海, 杨更社. 回采巷道合理煤柱宽度确定方法研究与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(4): 400-403.
- XI Jia-mi, MAO Jiu-hai, YANG Geng-she. Method for determining rational pillar width in mining roadway along goaf[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(4): 400-403.
- [9] 朱若军, 郑希红, 徐乃忠. 深井沿空掘巷小煤柱合理宽度留设数值模拟研究[J]. 地下空间与工程学报, 2011, 7(2): 300-310.
- ZHU Ruo-jun, ZHENG Xi-hong, XU Nai-zhong. Study on the reasonable pillar width of roadway driving along goaf in deep mine [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2011, 7(2): 300-310.
- [10] 常聚才, 谢广祥, 杨科. 综放沿空巷道小煤柱合理宽度确定[J]. 西安科技大学学报, 2006, 28(2): 226-230.
- CHANG Ju-cai, XIE Guang-xiang, YANG Ke. Determination of reasonable width for small coal pillar with gob-side entry driving in fully mechanized top-coal caving face[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2006, 28(2): 226-230.
- [11] 高明仕, 张农, 成隆. 综放沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定[J]. 矿山压力与顶板管理, 2004, 21(3): 4-7.
- GAO Ming-shi, ZHANG Nong, CHENG Long. Determination of reasonable width for small coal pillar with gob-side entry driving in fully mechanized top-coal caving face[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2004, 21(3): 4-7.
- [12] 柏建彪, 侯朝炯, 黄汉富. 沿空掘巷窄煤柱稳定性数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(20): 3475-3479.
- BAI Jian-biao, HOU Chao-jiong, HUANG Han-fu. Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf roadway [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(20): 3475-3479.
- [13] 华心祝, 刘淑, 刘增辉. 孤岛工作面沿空掘巷矿压特征研究及工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(8): 1646-1651.
- HUA Xin-zhu, LIU Shu, LIU Zeng-hui. Research on strata pressure characteristic of gob-side entry driving in island mining face and its engineering application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(8): 1646-1651.