

文章编号: 1673-3363-(2015)03-0485-06

# 深部倾斜煤层沿空掘巷围岩变形特征 与控制技术研究

陈新忠, 王猛

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

**摘要** 通过对深部倾斜煤层沿空掘巷掘、采两阶段围岩应力场与位移场的分析, 揭示了该类巷道围岩非对称大变形特征: 窄煤柱帮与底板变形量远大于实煤体帮及顶板, 巷道整体断面收敛率大。产生该变形破坏特征的原因: 1) 巷道理深大, 围岩处于较高的应力环境中; 2) 护巷煤柱宽度及支护阻力过小, 使其过早进入残余承载阶段; 3) 无支护底板作为变形破坏能量主要释放通道, 加剧了巷道顶帮围岩整体下沉。通过对不同宽度护巷煤柱方案的数值模拟, 合理确定了试验巷道护巷煤柱宽度及试验巷道支护技术与参数。工程实践表明, 采用新支护技术后, 巷道窄煤柱与底板非对称变形大变形得到了有效控制, 保持了巷道长期稳定。

**关键词** 深部巷道; 倾斜煤层; 沿空掘巷; 控制技术

**中图分类号** TD 353 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.03.022

## Research on surrounding rock deformation characteristics of gob-side entry driving in deep inclined coal seam and its control technology

CHEN Xinzong, WANG Meng

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

**Abstract** The paper has analyzed the stress field and displacement field of surrounding rock of gob-side entry driving in deep inclined coal seam at driving stage and mining stage, and revealed the asymmetric large deformation characteristics of such roadway. The deformation amount of narrow coal pillar rib and floor was greater than that of solid coal mass rib and roof, and the convergence rate of whole roadway section is large. Reasons contributing to such deformation and failure characteristics have been pointed out as below: 1) As the roadway is buried in great depth, the surrounding rock is located in high stress environment; 2) The width of roadway protection is not enough and the supporting resistance is too small, which make the surrounding rock enter the residual bearing stage too early; 3) Unsupported floor as the main releasing channel for deformation and failure energy, has intensified the whole subsidence of roof surrounding rock. The paper has reasonably determined the width of roadway protecting coal pillar and the supporting technology and parameters of testing roadway. Engineering

收稿日期: 2014-03-18

基金项目: 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2011QNB04)

作者简介: 陈新忠(1973—), 男, 江苏省泰兴市人, 高级工程师, 博士, 从事采矿工程与绿色开采等方面的研究。

E-mail: xzch@cumt.edu.cn

Tel: 0516-83590177

practice has showed that after adopting new supporting technology, the asymmetric large deformation of narrow coal pillar and floor has been controlled effectively, which has maintained the long term stability of the testing roadway.

**Key words** deep roadway; inclined coal seam; gob-side entry driving; control technology

沿空掘巷技术因具有提高煤炭回采率、改善巷道围岩应力环境、延长矿井服务年限等优点,自 20 世纪 50 年代投入试验以来,在我国煤矿生产中得到了长足的发展<sup>[1-3]</sup>。但随着能源需求与开采强度的增大,中国东部许多矿区(如徐州、开滦、新汶、淮南等)已相继转入 800 m 以下的深部开采阶段<sup>[4-5]</sup>,开采深度增加引发的生产条件急剧恶化造成沿空掘巷服务期间围岩矿压显现剧烈,易呈现出明显的非线性大变形特征,维护困难,成为制约深部煤炭资源安全高效开采的瓶颈。

近年来,众多学者针对不同条件下沿空掘巷围岩结构运移规律与变形破坏特征、应力与位移演化规律、稳定机理与控制技术等方面展开了深入研究,取得了显著的成果,推动了沿空掘巷技术的发展<sup>[6-11]</sup>。基于此,本文通过对深部倾斜煤层赋存条件下沿空掘巷掘采掘两阶段围岩应力场、位移场分析,揭示了该类巷道围岩变形破坏特征,合理地确定了护巷煤柱宽度,并针对性提出该类巷道围岩稳定控制技术,解决了深部倾斜煤层沿空掘巷维护困难的难题。

1 工程背景

1.1 工程概况

张双楼煤矿 7121 工作面位于-1 000 m 水平东一采区,为一综采工作面,西起工业广场保护煤柱,东邻 7119 工作面采空区,南部邻近 F9 大断层,北部均为未采区。7121 综采工作面总体上为一倾向 N 的单斜构造,煤层倾角 10°~32°,平均 22°,煤厚 1.2~4.5 m,平均 3.4 m,煤层结构简单,赋存稳定,巷道走向总长 800 m,平均埋深 850 m。

1.2 原支护参数

以 7119 工作面胶带平巷沿空掘巷为例,巷道采用尺寸为 4.7 m×2.7 m(宽×高)的梯形断面,沿煤层顶板掘进,护巷煤柱宽度为 5 m。支护形式为锚网喷联合支护,顶帮采用  $\Phi 22$  mm×L2400 mm 高强螺纹钢锚杆,间排距 800 mm×800 mm。顶板采用  $\Phi 18.9$  mm×L8300 mm 高强锚索加强支护,排距 1 600 mm,每排 2 根。巷道表面铺设金属网与  $\Phi 14$  mm 圆钢焊接的钢筋梯子梁。巷道支护完成后,喷射厚

30 mm 的混凝土喷层。

2 深部倾斜煤层沿空掘巷围岩变形特征

2.1 数值计算模型建立

采用有限差分软件 Flac<sup>3D</sup>,依据工作面采掘关系与顶底板岩性特征,建立如图 1 所示的数值计算模型,模型尺寸(X×Y×Z)确定为:120 m×80 m×95.5 m,煤柱宽度为 5 m,模拟倾角 20°。

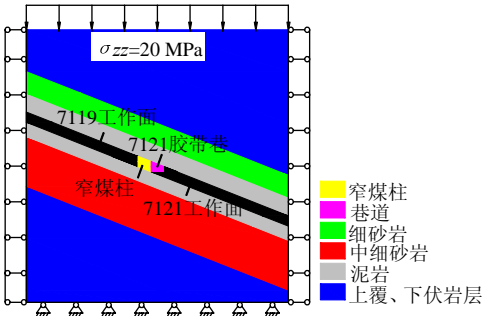


图 1 数值计算模型

Fig.1 Numerical calculation model

模型底边界垂直方向固定,左右边界水平方向固定,上部边界施加 20 MPa 垂直应力模拟巷道埋深 850 m,侧压系数为 1.2,本构模型选用 Mohr-Coulomb 屈服准则,支护参数与现场施工支护参数一致,锚杆(索)由 cable 单元生成,采用端头锚固形式;煤岩层岩石力学参数取值如表 1 所示。

表 1 顶底板岩体力学特性

Table 1 Mechanical characteristics of roof and floor rock mass

类别	厚度/ m	密度/ (kg·m <sup>-3</sup> )	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	摩擦 角/ (°)	黏结 力/ MPa	抗拉 强度/ MPa
顶板	上覆岩层	13.78	2 350	3.0	1.8	30	2.8
	细砂岩	7.11	2 500	4.5	2.3	32	3.3
	泥岩	6.20	1 950	2.8	1.1	28	2.2
煤层	7#煤	3.40	1 750	2.2	0.7	24	1.8
底板	泥岩	4.69	1 950	2.8	1.1	28	2.2
	中细砂岩	16.40	2 600	5.3	3.2	35	4.2
	下伏岩层	4.00	1 950	2.8	1.1	28	2.2

数值模型计算过程为:建立数值计算模型→原岩应力计算→上区段工作面回采计算→沿空掘巷

→本区段工作面回采计算→计算结果输出与分析。

## 2.2 模拟结果分析

沿空掘巷整个服务期内需经历掘进扰动-稳定与工作面采动影响2个阶段。图2、3分别给出了沿空掘巷掘采两阶段围岩垂直应力分布与变形规律。巷道掘出后，因表面围岩径向应力得到解除，垂直应力产生重新调整，部分应力伴随巷道表面围岩的破坏沿巷道断面方向得到释放，而大部分的应力则进一步转移至结构完整性好、承载能力高的深部煤岩体中。

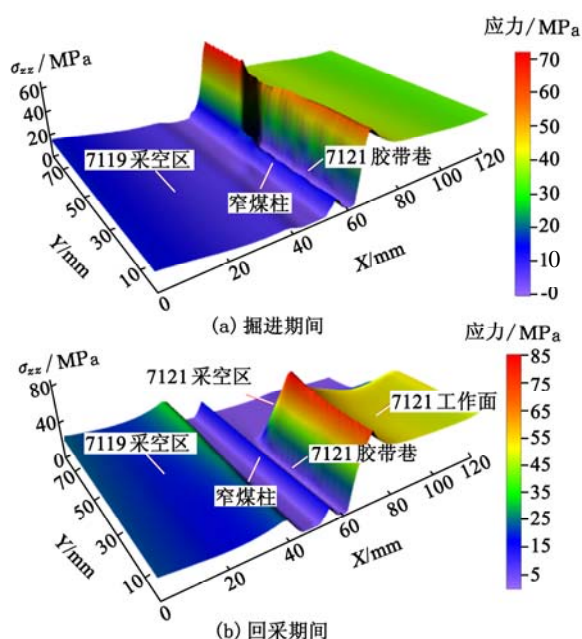


图2 垂直应力分布规律

Fig.2 Distribution law of vertical stress

如图2a所示，巷道掘进前采空区边缘煤体中垂直应力峰值约为70 MPa，位于距离煤壁7 m处，巷道掘出应力调整稳定后，垂直应力峰值约为55 MPa，位于距离煤壁10 m处，充分验证了上述分析。由于巷道掘进前采空区边缘煤体在上覆岩体“给定变形”作用下已形成一定范围的裂隙区，巷道掘出后伴随应力的释放过程，窄煤柱两侧煤体裂隙区贯通，进一步弱化其承载能力，促使窄煤柱内垂直应力峰值降低至15 MPa，低于原岩应力水平，进入峰后承载阶段。巷道掘出应力调整稳定后，围岩变形严重区主要集中在巷道底板与窄煤柱帮，如图3a所示，巷道底鼓量与窄煤柱变形量分别为440，330 mm，底鼓量约为顶板下沉量的2.6倍，窄煤柱帮变形量约为实煤体帮变形量的1.5倍，巷道围岩明显呈现出非对称性变形破坏特征。

如图2b所示，本区段工作面端头垂直应力峰值约为80 MPa，应力峰值区距离上区段采空区边缘煤体约15 m。伴随着采动高支承应力的调整过程，实体煤帮将产生剧烈变形，如图3b所示，工作面前方20 m内，实煤体帮变形量呈指数函数急剧增加，由350 mm增加至600 mm，增幅71%，底鼓量与窄煤柱帮变形量的增幅分别为36%，25%，由于巷道掘进过程中极为重视顶板维护，采用了锚索加强支护，顶板承载能力较高，导致顶板下沉量仅增加20%左右。超前支承压力影响范围以外巷道围岩变形量分别为：顶板340 mm、底板450 mm、窄煤柱帮410 mm，实煤体帮320 mm，分别比掘进期间增加112.5%，7.1%，24.2%，45.5%，变形后断面收敛率高达65%，表现出巷道围岩整体大变形性的特征。

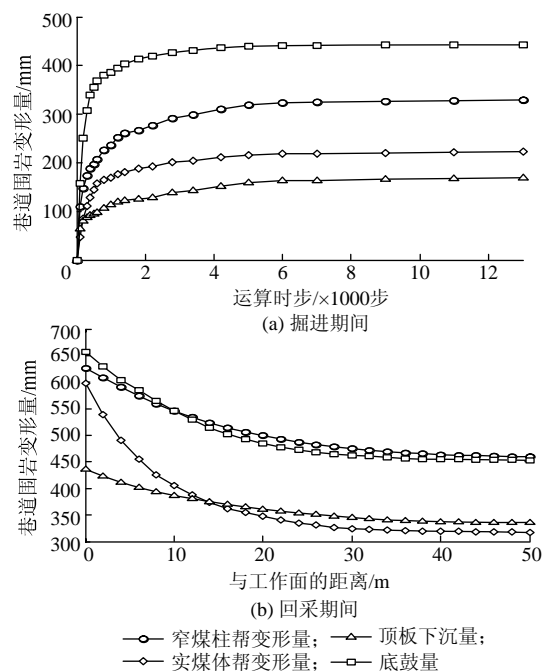


图3 巷道围岩变形规律

Fig.3 Deformation law of roadway surrounding rock

由于沿空掘巷受本工作面回采超前支承压力影响期较短，一般仅为3~5 d，随着工作面的推过巷道随之报废，在工作面超前应力影响段对巷道采用单体液压支柱加强顶板维护即可保证巷道短期内的稳定。对于深部倾斜煤层沿空掘巷的维护重点应集中在巷道掘进-工作面回采前阶段，该阶段内巷道围岩变形破坏主要有以下2个特征：1) 非对称性变形特征，巷道窄煤柱帮与底板变形量数倍于实煤体帮与顶板变形量；2) 围岩整体大变形性，巷道断面收敛率相对较大，除去超前应力影响段加强支护

结构(单体液压支柱、木垛等)所占空间,巷道有效使用断面较小。基于上述分析,得到该阶段内围岩变形特征产生原因:1) 巷道埋深大,围岩处于较高的应力环境中;2) 窄煤柱宽度及支护阻力过小,加速其过早进入残余承载阶段;3) 无支护底板作为变形破坏能量主要释放通道,加剧了巷道顶帮围岩整体下沉。

### 3 护巷窄煤柱合理宽度确定

#### 3.1 煤柱宽度理论计算

根据文献[6]得知,合理的最小煤柱宽度  $B$  计算式如下:

$$B = 1.15(x_1 + x_2) \quad (1)$$

式中:  $x_1$  为锚杆有效长度, m;  $x_2$  为邻近工作面回采在煤柱中产生的塑性区宽度, m,

$$x_2 = \frac{MA}{2 \tan \varphi_0} \ln \left( \frac{k\gamma H + C_0 / \tan \varphi_0}{C_0 / \tan \varphi_0 + p_0 / A} \right),$$

其中,  $M$  为邻近

回采巷道高度, m;  $A$  为侧压系数;  $C_0$  和  $\varphi_0$  为煤体内聚力和内摩擦角, MPa, ( $^\circ$ );  $k$  为应力集中系数;  $H$  为巷道埋深, m;  $\gamma$  为岩层平均容重,  $\text{MN}/\text{m}^3$ ;  $p_0$  为巷道的支护强度, MPa。

根据该矿生产地质条件得知:  $x_1=2.4$  m,  $M=3.4$  m,  $A=0.2$ ,  $C_0=1.2$  MPa,  $\varphi_0=20^\circ$ ,  $k=2.8$ ,  $H=850$  m,  $\gamma=0.0255$   $\text{MN}/\text{m}^3$ ,  $p_0=0.2$  MPa, 将以上参数代入式(1)计算得最小煤柱宽度  $B=5.66$  m。

#### 3.2 煤柱宽度数值模拟

结合 2.1 节建立的数值计算模型, 分别选择 3, 4, 5, 6, 7, 10 m 这 6 个煤柱宽度方案进行模拟, 在给定支护条件和围岩力学参数条件下, 只考虑煤柱宽度对煤柱稳定与巷道变形的影响, 计算结果分别如图 4, 5 所示。

由图 4 可知, 当护巷煤柱宽度为 3~4 m, 煤柱内垂直应力峰值均低于原岩应力水平, 表明煤柱已经完全塑性破坏, 其内部不存在稳定承载的弹性核区; 煤柱宽度大于 5 m 时, 其内部垂直应力峰值大于原岩应力, 并随着煤柱宽度的增大, 煤柱内部弹性核区的宽度迅速增大。煤柱宽度愈大, 实煤体帮侧垂直应力峰值区愈加靠近巷道围岩表面。由图 5 所示的不同护巷煤柱宽度下巷道掘进稳定后围岩变形情况得知, 煤柱宽度的加大增加了煤柱内部应力集中程度, 缓解了实煤体帮煤岩体的负载程度, 使得窄煤柱帮变形量快速增加, 而实煤体帮变形量则有所缓解。结合理论计算结果, 并充分考虑资源

回收率、采空区积水等因素的影响, 最终确定合理的护巷煤柱宽度为 6 m。

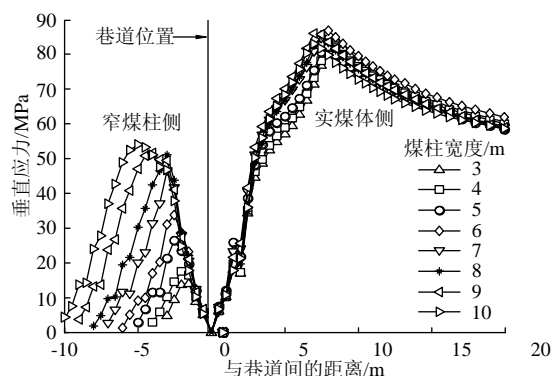


图 4 垂直应力分布曲线

Fig.4 Distribution curve of vertical stress

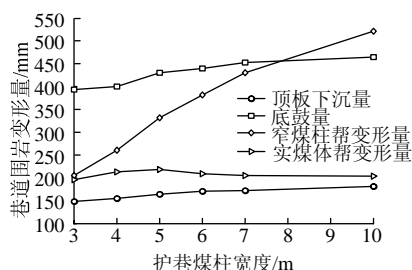


图 5 巷道围岩变形曲线

Fig.5 Deformation curve of roadway surrounding rock

## 4 深部倾斜煤层沿空掘巷围岩控制技术

### 4.1 控制原则

#### 1) 高强度高预应力锚杆(索)控制原则

锚杆是兼有支护和加固 2 种作用的较完美支护形式<sup>[12-13]</sup>: 一方面锚杆通过径向锚固力(预紧力和黏锚力)对围岩施加围压, 使巷道表面围岩由二向或单向应力状态转变为三向应力状态, 增强巷道的稳定性; 另一方面锚杆通过切向锚固力提高锚固体的力学参数, 尤其对围岩内摩擦角有显著提高。

#### 2) 非对称控制原则<sup>[14-15]</sup>

巷道掘出后应及时对窄煤柱帮采取加强支护, 即两帮非对称控制。通过对窄煤柱帮采取主动加强支护, 使其能够随巷道围岩一起协调变形; 同时, 使巷道围岩-窄煤柱-支护结构形成共同承载的力学体系, 充分发挥支护结构和围岩自身的承载能力, 有效地控制窄煤柱围岩位移和破坏区的扩大, 从而避免因窄煤柱的过早破坏和失稳所诱发的巷道围岩整体失稳。

### 4.2 控制技术

巷道支护断面如图 6 所示。

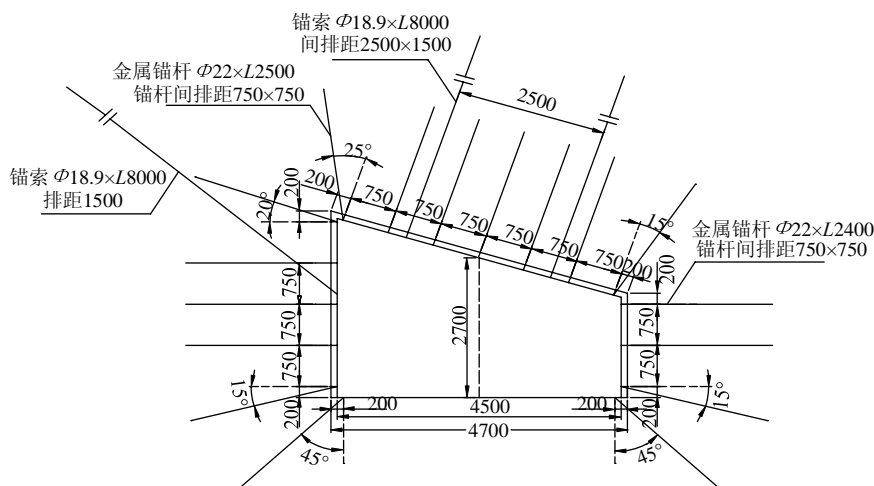


图6 巷道支护断面图 (mm)

Fig.6 Roadway supporting section graph

### 1) 顶板支护

巷道顶板采用7根左旋螺纹钢高强锚杆, 锚杆规格为 $\Phi 22 \text{ mm} \times L 2400 \text{ mm}$ , 间排距为 $750 \text{ mm} \times 750 \text{ mm}$ , 采用1支快速2330和1支中速2360树脂药卷加长锚固, 每根锚杆均配套使用半球形垫圈及规格为 $120 \text{ mm} \times 120 \text{ mm} \times 10 \text{ mm}$ 碟形钢板托盘, 锚杆采用气动扳手预紧, 预紧扭矩大于 $400 \text{ N} \cdot \text{m}$ ; 采用锚索加强顶板支护, 锚索规格为 $\Phi 18.9 \text{ mm} \times L 8000 \text{ mm}$ , 间排距为 $2500 \text{ mm} \times 1500 \text{ mm}$ , 每根锚索均配套使用规格为 $300 \text{ mm} \times 300 \text{ mm} \times 18 \text{ mm}$ 碟形钢板托盘和锁具, 采用1支快速2360和2支中速2370树脂药卷锚固剂锚固, 张拉预应力大于 $35 \text{ MPa}$ , 锚杆(索)相互间使用双股 $\Phi 14 \text{ mm}$  Q235圆钢焊接的钢筋梯子梁连接。

### 2) 窄煤柱帮支护

窄煤柱帮采用5根左旋螺纹钢高强锚杆, 锚杆间排距为 $750 \text{ mm} \times 750 \text{ mm}$ ; 采用倾斜穿层锚索加固窄煤柱帮, 锚索规格为 $\Phi 18.9 \text{ mm} \times L 8000 \text{ mm}$ , 排距为 $1500 \text{ mm}$ , 锚索安装角度为 $45^\circ$ , 每根锚索配套使用特殊加工的长为 $400 \text{ mm}$ 的 $18^\#$ 调角槽钢托盘和锁具, 其他参数同上。

### 3) 实体煤帮及底角支护

实体煤帮采用3根左旋螺纹钢锚杆, 锚杆间排距为 $750 \text{ mm} \times 750 \text{ mm}$ ; 巷道两个底角分别采用2根左旋螺纹钢锚杆支护, 锚杆安装角度为 $45^\circ$ , 排距为 $750 \text{ mm}$ , 其他参数同上。

## 4.3 现场应用效果

图7给出了试验巷道掘采期间围岩变形观测曲线。

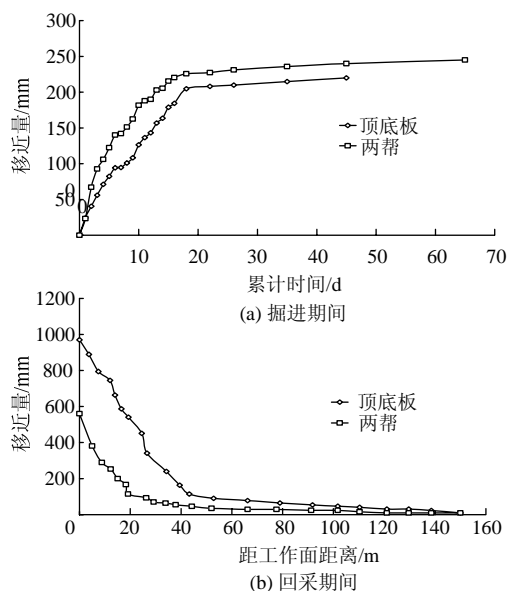


图7 巷道围岩变形曲线

Fig.7 Deformation curve of roadway surrounding rock

由图7得知, 巷道掘进阶段变形主要发生在掘进初期 $15 \sim 20 \text{ d}$ 左右, 巷道掘出 $20 \text{ d}$ 后围岩变形趋于稳定, 两帮移近量约为 $225 \text{ mm}$ , 顶底板移近量约为 $205 \text{ mm}$ , 分别仅为巷道原支护条件下同期变形的 $43.1\%$ ,  $35.3\%$ ; 本区段工作面回采期间, 超前支承压力影响范围约为 $80 \sim 100 \text{ m}$ , 其中, 剧烈影响范围主要集中在工作面前方 $40 \text{ m}$ 范围内, 在此范围内, 巷道围岩矿压显现剧烈, 围岩变形量大, 工作面端头位置两帮移近量与顶底板移近量分别为 $480, 880 \text{ mm}$ 。此外, 观测期内巷道围岩变形趋于均匀化, 没有发生明显的非对称变形, 窄煤柱与底板大变形得到了有效控制, 巷道变形均处在允许范围内, 满足了工作面安全生产要求。

## 5 结 论

1) 深部倾斜煤层沿空掘巷窄煤柱与底板变形量远大于实煤体帮与顶板, 巷道整体断面收敛率大; 产生该变形破坏特征的原因: ① 巷道埋深大; ② 护巷煤柱宽度及支护阻力过小; ③ 无支护底板作为变形破坏能量主要释放通道。

2) 合理确定了试验巷道护巷煤柱宽度为 6 m, 并确定了试验巷道支护技术与参数。工程实践表明, 巷道采用新支护技术后, 窄煤柱与底板非对称变形大变形得到了有效控制, 满足了工作面安全生产要求。

## 参考文献:

- [1] 侯朝炯, 郭宏亮. 我国煤巷锚杆支护技术的发展方向[J]. 煤炭学报, 1996, 21(2): 113-118.  
HOU Chaojiong, GUO Hongliang. Orientation of technical development of rock bolting in in-seam gateways in China[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(2): 113-118.
- [2] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰. 煤巷锚杆支护[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999: 12-16, 186-189.
- [3] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 1-12.
- [4] 何满潮. 深部的概念体系及工程评价指标[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2853-2858.  
HE Manchao. Conception system and evaluation indexes for deep engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2853-2858.
- [5] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2803-2813.  
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [6] 柏建彪, 王卫军, 侯朝炯, 等. 综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(5): 478-481.  
BAI Jianbiao, WANG Weijun, HOU Chaojiong, et al. Control mechanism and support technique about gateway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(5): 478-481.
- [7] 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 Chaojiong, LI Xuehua. 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.
- [8] 张农, 李学华, 高明仕. 迎采动面沿空掘巷预拉力支护及工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(12): 2100-2105.  
ZHANG Nong, LI Xuehua, GAO Mingshi. Pretensioned support of roadway driven along next gob and heading adjacent advancing coal face and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(12): 2100-2105.
- [9] 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 Jianbiao, HOU Chaojiong, HUANG Hanfu. Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(20): 3475-3479.
- [10] 王猛, 柏建彪, 王襄禹, 等. 迎采动面沿空掘巷围岩变形规律及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(2): 197-202.  
WANG Meng, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. The surrounding rock deformation rule and control technique of the roadway driven along goaf and heading for adjacent advancing coal face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(2): 197-202.
- [11] 张东升, 王红胜, 马立强. 预筑人造帮置换窄煤柱的二步骤沿空掘巷新技术[J]. 煤炭学报, 2010, 35(10): 1589-1593.  
ZHANG Dongsheng, WANG Hongsheng, MA Liqiang. Two-step gob-side entry driving technology of pre-build artificial side substitute for narrow coal pillar[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(10): 1589-1593.
- [12] 李磊, 柏建彪, 徐营, 等. 复合顶板沿空掘巷围岩控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(3): 376-383.  
LI Lei, BAI Jianbiao, XU Ying, et al. Research on rock control of roadway with complex roof driven along goaf [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(3): 376-383.
- [13] 柏建彪, 王襄禹, 贾明魁, 等. 深部软岩巷道支护原理及应用[J]. 岩土工程学报, 2008, 30(5): 632-635.  
BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, JIA Mingkui, et al. Theory and application of supporting in deep soft roadways[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, 30(5): 632-635.
- [14] 樊克恭, 蒋金泉. 弱结构巷道围岩变形破坏与非均称控制机理[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(1): 54-59.  
FAN Kegong, JIANG Jinquan. Deformation failure and non-harmonious control mechanism of surrounding rocks of roadways with weak structures[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2007, 36(1): 54-59.
- [15] 蒋金泉, 曲华, 刘传孝. 巷道围岩弱结构灾变失稳与破坏区域形态的奇异性[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(18): 3373-3379.  
JIANG Jinquan, QU Hua, LIU Chuanxiao. Research on failure of soft structure and singularity of failure zone of roadway surrounding rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(18): 3373-3379.