

# 煤柱区巷道超前支护段围岩破坏机制及控制技术

孙运江, 李通达, 宋志强, 何尚森, 谢生荣, 李世俊, 王金光

(中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083)

**[摘要]** 新阳矿新102综放工作面材料巷超前支护段由于受多重支承压力和新102工作面采动影响, 变形严重、支护困难, 在详细分析巷道超前支护段变形破坏机制的基础上, 提出了“锚网+W钢带+锚索+U型钢棚”的联合支护方案, 并在超前工作面30m范围内采用ZT2×3200/18/35型超前支护液压支架加强支护, 在超前工作面30~100m范围内采用“单体支柱+π型钢梁, 1梁3柱”的加强支护方式。现场观测表明, 材料巷超前支护段顶板下沉量由原先平均27mm/d减少到8mm/d, 保障了工作面安全生产, 加快了工作面推进速度, 提高了经济效益。

**[关键词]** 煤柱下巷道; 超前支护; 破坏机制; 围岩控制

**[中图分类号]** TD353 **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225(2014)03-0068-04

## Surrounding Rock Damage Mechanism and Control Technology of Advanced Supporting Section of Roadway under Coal-pillar

SUN Yun-jiang, LI Tong-da, SONG Zhi-qiang, HE Shang-sen, XIE Sheng-rong, LI Shi-jun, WANG Jin-guang  
(Resources & Safety Engineering School, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

**Abstract:** In Xinyang Colliery, serious deformation and difficult supporting occurred in advanced supporting section of rail roadway of new 102 full-mechanized caving mining face influenced by multi-time abutment pressures and new 102 face mining. On the basis of analyzing deformation and damage mechanism of the roadway, a combined supporting of “anchored mesh+W steel strip+anchored cable+U-style steel” scheme was put forward. Within 30m of advanced supporting, ZT2×3200/18/35 advanced powered support was applied to reinforcing supporting. At the range of advanced 30~100m, reinforcement supporting of “single prop+π-style steel beam, 1 beam+3 props” was applied. On-the-spot observation showed that roof subsidence reduced from 27mm/d to 8mm/d. This technology increased mining speed and improved economic profit in safety.

**Keywords:** roadway under coal-pillar; advanced supporting; damage mechanism; surrounding rock control

我国煤层赋存条件复杂且巷道支护方式多样, 其中, 保护煤柱下巷道围岩的控制, 尤其是超前支护段围岩控制, 一直都是巷道支护的难题。由于煤层间距离较近, 受上部煤层支承压力及采动影响, 下部煤层裂隙发育、稳定性差; 并且在下煤层回采巷道掘进时, 矿山压力显现强烈, 巷道变形破坏严重, 维护困难, 返修率高, 常出现前掘后修, 反复整修的现象, 严重影响矿井的安全生产<sup>[1-3]</sup>。因此, 解决保护煤柱下回采巷道支护难题对实现矿井安全高效生产具有重要的理论和现实意义。

本文针对汾西矿业集团新阳矿新102综放工作面材料巷超前支护段出现的变形严重、支护困难问题, 提出了“锚网+W钢带+锚索+U型钢棚”的联合支护方案, 并在距工作面约30m范围内采用ZT2×3200/18/35型超前支护液压支架加强支护, 其

左、右两架形成一组, 一共6组, 平行于巷道布置。在距离工作面30~100m材料巷内采用“单体支柱+π型钢梁, 1梁3柱”的加强支护方式。通过现场实践取得了理想的支护效果, 保障了工作面安全生产, 加快了工作面的推进速度, 提高了经济效益。

### 1 工程概况

汾西矿业集团新阳矿现主采煤层为10号煤, 平均厚度7.8m, 平均埋深约300m, 为近水平煤层, 其距上部9号煤平均约2m, 最大间距5m。新102综放工作面位于新一采区最下部, 其直接顶为9号煤采空区垮落矸石, 基本顶为石灰岩, 底板为泥岩, 相邻的新104综放面也已采完。新102综放工作面材料巷沿煤层底板掘进, 巷道为矩形断面,

**[收稿日期]** 2013-11-07

**[DOI]** 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.03.020

**[基金项目]** 国家自然科学基金重点资助项目(51234005); 国家重点基础研究发展计划资助项目(2010CB226802); 中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(2010QZ06)

**[作者简介]** 孙运江(1987-), 男, 山东潍坊人, 硕士研究生, 主要从事矿山压力与控制方面的研究。

**[引用格式]** 孙运江, 李通达, 宋志强, 等. 煤柱区巷道超前支护段围岩破坏机制及控制技术[J]. 煤矿开采, 2014, 19(3): 68-71.

宽4m,高2.7m,净断面积 $10.8\text{m}^2$ ,其空间位置如图1所示,其位于9号煤层保护煤柱之下,距上部9号煤采空区边缘约8m,距新104综放工作面采空区边缘约13m。煤层间采用下行开采,全部垮落法管理采空区顶板。

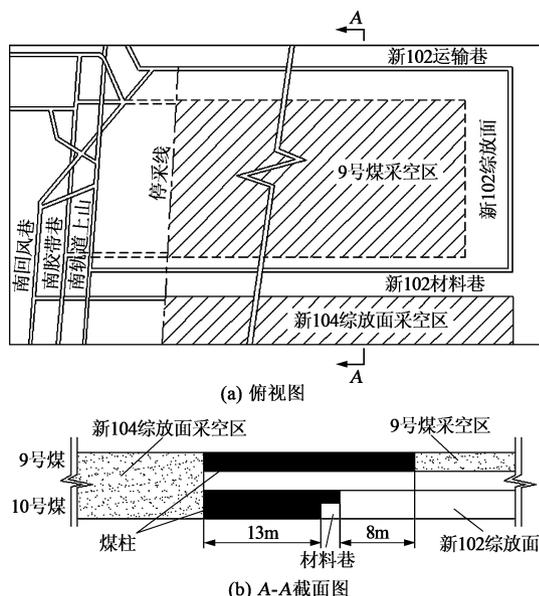


图1 新102综放面巷道空间位置

通过现场观测发现,新102工作面材料巷掘成后不久,便出现巷道顶板显著下沉、两帮明显移近的现象。并且在新102工作面回采的过程中,超前工作面30~40m范围内,U型钢棚严重破坏,其顶梁弯曲下沉,如图2(a)所示,棚腿弯曲变形,如图2(b)所示。

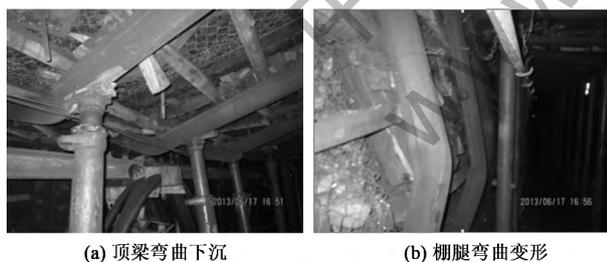


图2 新102材料巷破坏情况

## 2 巷道超前支护段围岩破坏机制分析

由于受到上部保护煤柱集中应力、新104综放面和9号煤采空区侧向支承压力以及新102综放面采动超前支承压力等多重支承压力的相互耦合作用,新102综放面材料巷超前支护段支撑压力显著增大,并呈现出巷道变形剧烈、支护困难的现象,其严重影响了工作面推进的速度。通过对新阳矿新102综放面材料巷超前支护段的破坏情况进行现场调研与深入分析,认为支承压力与采动影响是材料巷超前支护段严重变形破坏的主要影响因素。

### 2.1 支承压力对超前支护段巷道影响

#### 2.1.1 巷道布置于侧向支承压力增高区

新102工作面上部煤层回采之后,必将会引起采空区周围岩体应力的重新分布,在两侧煤柱上形成侧向支承压力,并向底板深部传递,引起煤柱下岩层一定范围内应力重新分布<sup>[5-6]</sup>。在一定范围内,采空区侧向支承压力随距采空区边缘距离的增大而增大,在某一位置,侧向支承压力达到最大值,之后其分布规律呈现逐渐衰减的特性<sup>[7]</sup>。

现场实测发现,当巷道与上部煤层的垂直距离一定时,其与上部采空区边缘的距离是影响巷道稳定的关键因素<sup>[8]</sup>。因此,新102工作面材料巷与上部9号煤层采空区边界的相对位置,将决定其周围应力场的重新分布情况。故为避开上部采空区边缘侧向支承压力增高区,新102工作面材料巷外错距离 $L_n$ 应满足<sup>[9]</sup>:

$$L_n \geq K(H + M) \tan \beta$$

式中, $H$ 为9号煤与10号煤间距,取最大值5m; $M$ 为10号煤的煤层厚度,取7.8m; $\beta$ 为支承压力底板传递影响角,取 $40^\circ$ ; $K$ 为安全系数,取1.5。

经计算得 $L_n \geq 16.2\text{m}$ ,而新102工作面材料巷距上部9号煤采空区边缘约8m,距新104工作面采空区约13m,其处于两侧采空区所形成的侧向支承压力增高区。由于侧向支承压力叠加,底板岩层同一水平煤柱中心线处应力最大,而新102工作面材料巷基本处于煤柱中心线下方,因此其所处位置的支承压力非常大,从而导致巷道顶板破碎,支护困难,严重影响巷道围岩的稳定性。

#### 2.1.2 支承压力形成非均匀应力场的影响

根据弹性力学半平面理论,在煤层回采之后,将煤层底板岩体视为一个半无限弹性体<sup>[10]</sup>,可得煤柱下方不同位置的应力,用该应力与煤柱载荷的比值(即应力不均匀系数)的变化特征,来反映非均匀应力场的分布规律,如图3所示。

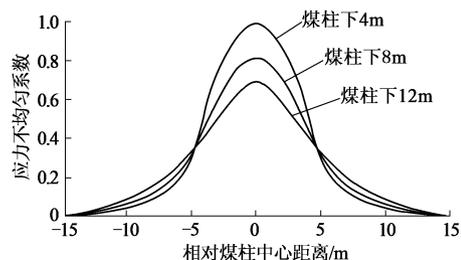


图3 煤柱下不同位置水平面应力不均匀系数分布

从图3可以看出,底板的应力分布呈现出显著的非均匀特性:不同水平面,应力不均匀程度随水平面距上部煤柱距离的减小而增大;同一水平面,

应力不均衡程度随该点距煤柱中心线距离的减小而增大。由于新 102 工作面材料巷距上部煤柱约 2m，距煤柱中心线约 3m，因此其顶板的应力分布极不均匀。

对非均匀应力作用下的新 102 工作面材料巷 U 型钢棚顶梁进行受力分析，为了便于计算，将非均匀载荷进行简化，如图 4 所示。

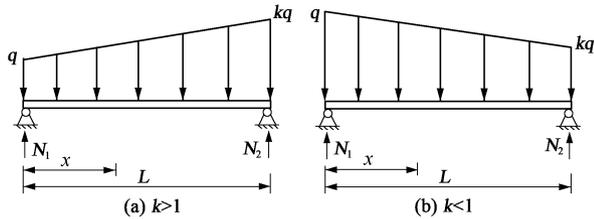


图 4 非均匀载荷作用下顶梁受力模型

根据图 4 对顶梁的受力分析，通过计算可以得到顶梁最大弯矩位于  $x = \frac{L}{k-1} \left( \sqrt{\frac{k^2+k+1}{3}} - 1 \right)$ ，

其最大弯矩可表示为：

$$M_{\max} = \frac{QL}{3(k+1)} [(k+2)\lambda - 3\lambda^2 - (k-1)\lambda^3]$$

同时可以求得棚腿对顶梁的支撑力：

$$N_1 = \frac{Q(k+2)}{3(k+1)}; N_2 = \frac{Q(2k+1)}{3(k+1)}$$

式中， $\lambda = \frac{1}{k-1} \left( \sqrt{\frac{k^2+k+1}{3}} - 1 \right)$ ， $Q$  为顶梁总载荷， $Q = (k+1)qL/2$ ， $k$  为顶梁非均匀载荷系数， $L$  为顶梁长度。

由上式可知，在顶梁承受总载荷  $Q$  一定时，顶梁最大弯矩  $M_{\max}$  随应力变化系数  $k$  的增加而增大，且顶梁左右两棚腿受力不均匀程度与应力变化系数  $k$  呈现出正相关特性。由此可见，在非均匀荷载作用下，支护体更易产生局部过载，造成局部破坏，最终可能导致支护体结构破坏失稳。现场 U 型钢棚的变形破坏情况充分证明了这一点，U 型钢棚顶梁弯曲下沉的位置差异性非常显著，见图 2 (a)，两侧棚腿的弯曲变形情况也不尽相同，见图 2 (b)。

### 2.2 采动对超前支护段巷道影响

采动必然会引起周围应力的重新分布，使得采空区上覆岩层的部分重量转移到周围的煤体上，从而在工作面前方形成了超前支承压力，在保护煤柱上形成了侧向支承压力。新 102 工作面材料巷超前支护段在两侧采空区形成的侧向支承压力与新 102 工作面回采形成的超前支承压力相互叠加作用下，顶板压力会显著增高。再加之随着工作面的不断推

进，工作面周期性来压会致使超前支承压力呈现周期性波动。现场矿压观测表明，来压时超前支承压力会显著增大，其动载系数最大为 1.46，说明来压时超前支护需要承受更大的压力。这也是新 102 工作面材料巷超前支护段围岩破坏严重的一个重要因素。

## 3 超前支护段围岩控制技术及其效果

### 3.1 巷道超前支护段围岩控制措施

(1) 采用“锚网+W 钢带+锚索+U 型钢棚”的联合支护方式，如图 5 所示。巷道顶板采用  $\phi 22-M24-2200\text{mm}$  螺纹钢锚杆支护，每排 5 根，垂直于顶板布置，其间排距为  $1000\text{mm} \times 1000\text{mm}$ ，两侧锚杆向两帮倾斜  $10^\circ$ ；在相邻两排锚杆中间选用  $\phi 17.8 \times 7300\text{mm}$  单体锚索支护，每排 3 根，垂直于顶板布置，其间排距为  $1000\text{mm} \times 2000\text{mm}$ 。两帮采用  $\phi 22-M24-2200\text{mm}$  螺纹钢锚杆支护，每排 4 根，垂直于两帮布置，其间排距为  $800\text{mm} \times 1000\text{mm}$ ，上部锚杆距顶板  $300\text{mm}$ 。此外，还在材料巷中架设 U 型钢棚，棚腿与两帮以及棚梁与顶板之间选用木板填充，使其充分接触，避免应力集中。

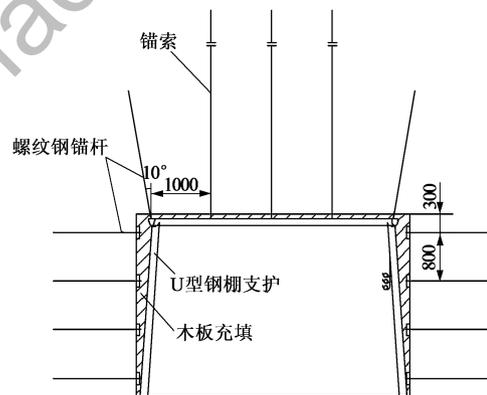


图 5 新 102 工作面材料巷支护

(2) 在材料巷距工作面约 30m 范围内，选取 ZT2×3200/18/35 型液压支架加强支护，其左、右两架形成一组，一共 6 组，平行于巷道布置，见图 6 (a)。支架为四连杆支撑掩护式，两架之间顶梁间由防倒防滑千斤顶连接，每架由前后两节组成，前节的顶梁后部与后节的伸缩梁相连，前节的底座后部与后节的底座前部通过连接头、移架千斤顶相连，前后节互为依托，达到移架的目的。

(3) 在距工作面 30~100m 材料巷的中央以及两侧距两帮 400mm 处，选用 DZ-35 (31.5) 型单体支柱并配以 3.6m  $\pi$  型钢梁，1 梁 3 柱，加强支护。

### 3.2 巷道超前支护段围岩控制效果分析

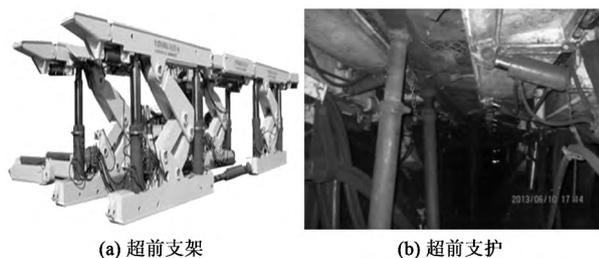


图6 超前支架及其在现场支护

(1) 合理的支护方式与支护强度能显著提高巷道围岩的稳定性<sup>[11]</sup>, 新102工作面材料巷采用“锚网+W钢带+锚索+U型钢棚”的联合支护方式, 改善了围岩应力状态, 能够使巷道围岩形成自承载结构, 充分发挥围岩自承载能力, 有效控制巷道变形, 使巷道长期处于比较稳定的状态。

(2) 在超前支架的支撑作用下, 超前支护段巷道顶板下沉得到了显著的改善, 如图6(b)所示。通过现场实测, 其下沉量由原先平均27mm/d减少到8mm/d, 能够有效控制新102工作面材料巷超前支护段破碎顶板, 保障了工作面生产安全, 加快了工作面推进速度, 提高了经济效益。

(3) 在“单体支柱配以 $\pi$ 型钢梁, 1梁3柱”加强支护作用下, U型钢棚顶梁弯曲下沉情况得到了有效控制。此外, 由于单体支柱承受了大部分顶板压力, U型钢棚腿弯曲变形也得到了明显改善。

#### 4 结论

(1) 新102材料巷布置在煤柱区域内, 且与新104综放面采空区和9号煤采空区的水平距离仅为13m和8m, 在新104综放面和9号煤采空区侧向支承压力以及新102工作面超前支承压力等多重支承压力作用下, 巷道顶板破碎, 稳定性差, 支护异常困难。

(2) 为了控制巷道围岩变形, 保持巷道围岩

(上接84页)

回收了采区煤柱, 顺利回采煤炭183kt, 按400元/t计算, 为煤矿增加利润超过7000万元, 为类似条件下的巷道工程提供了借鉴经验, 对沁水煤田乃至全国煤炭行业同类煤柱回收工程都起到很好的辐射效应。

#### [参考文献]

- [1] 初明详, 梁广锋. 岩石巷道锚杆支护系统可靠性研究 [J]. 煤炭工程, 2012, 44 (2): 60-62.  
[2] 牛宝玉. 近距离煤层群上行开采设计研究 [J]. 煤, 2011

稳定, 新102工作面材料巷采用了“锚网+W钢带+锚索+U型钢棚”的联合支护方式, 有效控制了巷道围岩变形, 取得了理想的支护效果。

(3) ZT2×3200/18/35型超前支护液压支架对顶底板的适应性强, 一组2架, 互为支撑, 姿态可由防倒千斤顶调节, 稳定性好, 实现了超前支护机械化, 能够有效控制新102工作面材料巷超前支护段破碎顶板。

#### [参考文献]

- [1] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1994.  
[2] 朱润生. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定与支护技术 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (2): 10-13.  
[3] 张海韦, 张农, 阚甲广, 等. 采空区下软煤层回采巷道围岩稳定性控制技术 [J]. 煤炭科学技术, 2010, 38 (8).  
[4] 屠世浩, 王方田, 窦凤金, 等. 上层煤柱下综放沿空回采巷道矿压规律研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39 (1).  
[5] 谢文兵, 史振凡, 陈晓祥. 工作面开采对底板岩巷稳定性的影响 [J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33 (1): 82-85.  
[6] 谢文兵, 史振凡, 殷少举. 近距离跨采对巷道围岩稳定性影响分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23 (12).  
[7] 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.  
[8] 陆士良, 孙永联, 姜耀东. 巷道与上部煤柱边缘间水平距离的选择 [J]. 中国矿业大学学报, 1993, 22 (2): 1-7.  
[9] 马全礼, 李洪, 白景志. 极近距离下位煤层工作面巷道布置及其支护方式 [J]. 煤炭科学技术, 2006, 34 (9): 37-39.  
[10] 张金才, 张玉卓, 刘天泉. 岩体渗流与煤层底板突水 [M]. 北京: 地质出版社, 1997.  
[11] 方新秋, 郭敏江, 吕志强. 近距离煤层群回采巷道失稳机制及其防治 [J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28 (10).  
[12] 张百胜, 杨双锁, 康立勋, 等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定方法探讨 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27 (1): 97-101.

[责任编辑: 林健]

(8): 61-63.

- [3] 郑百生, 谢文兵, 陈晓祥. 煤矿跨采巷道围岩加固机理分析 [J]. 煤炭科学技术, 2004, 32 (5): 40-42.  
[4] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1994.  
[5] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与围岩控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004.  
[6] 董方庭, 等. 巷道围岩松动圈支护理论及应用技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.  
[7] 钱鸣高, 等. 岩层控制的关键层理论 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.  
[8] 耿献文. 矿山压力测控技术 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.

[责任编辑: 王兴库]