

## 巷道支护理论与技术

# 基于能量校核的强矿压全煤巷道 强力锚索顶板支护系统的设计应用

丁小敏<sup>1</sup>, 安建岗<sup>1</sup>, 武彦平<sup>1</sup>, 石蒙<sup>2</sup>

(1. 华亭煤业集团有限责任公司 砚北煤矿, 甘肃 华亭 123000; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

**[摘要]** 强矿压显现情况下特厚大断面全煤巷道围岩离层和结构变形严重, 普通低强度支护方式不能对巷道破坏进行有效控制。为提高支护效果, 保持围岩的完整性与稳定性, 采用基于能量校核的不等长完全强力锚索顶板支护系统进行支护。通过理论计算和现场实践表明, 这种新型支护设计方法的支护承载力超过矿压显现的能量释放, 长短结合的锚索支护显著提高了支护的可靠性和安全程度, 降低巷道维修成本, 应用效果显著。

**[关键词]** 能量校核; 强矿压; 不等长; 强力锚索; 设计应用

**[中图分类号]** TD353 **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225 (2014) 06-0047-03

## Design and Application of Strong Anchored Cable Supporting System for Coal Roadway with Strong Pressure Based on Energy Check

DING Xiao-min<sup>1</sup>, AN Jian-gang<sup>1</sup>, WU Yan-ping<sup>1</sup>, SHI Meng<sup>2</sup>

(1. Yanbei Colliery, Huating Coal Group Co., Ltd., Huating 123000, China;

2. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China)

**Abstract:** Surrounding rock separation and supporting structure deformation was very serious in large-section coal roadway in extremely-thick coal seam under strong underground pressure, and common low-strength supporting manner could not control effectively roadway deformation. In order to improve supporting effect and keep surrounding rock integrity and stability, applying unequal-length strong anchored cable to supporting roof based on energy check. Theoretical calculation and on-the-spot practice showed that supporting capacity of this system exceeded energy released from underground pressure behavior. Long-and-short anchored cable obviously improved supporting reliability and safety degree, and reduced roadway maintenance cost. Application effect was significant.

**Keywords:** energy check; strong underground pressure; unequal length; strong anchored cable; design and application

受构造应力、开采深度及煤层特性等特殊地质条件的影响, 砚北煤矿采掘工作面特别是 2502 采区强矿压显现强度和频率不断增加, 来压使顶板瞬间下沉, 普通支护下网片与钢带撕裂, 多个锚索被拉断或退锚, 锚杆失效, 对巷道支护系统和生产设施造成了严重的破坏, 对作业人员构成严重的安全威胁。2011 年全矿共发生震动 2372 次, 能量  $10^5$  J 以下的 2172 次, 能量  $10^5 \sim 10^6$  J 之间的 200 次,  $10^6$  J 以上的 6 次, 破坏性来压共发生 75 次, 来压累计导致 3088m 巷道遭到不同程度的破坏, 最大顶板下沉量 1.1m、最大底鼓高度 1.3m, 特别是 2011 年 10 月 16 日发生在 250204 工作面运输巷原定 200m 安全警戒区外的强矿压显现, 导致巷道支

护严重破坏失效 (如图 1 所示), 矿压问题对矿井安全生产威胁日趋严峻。



图 1 强矿压显现下巷道支护破坏严重情况  
为提高采掘工作面的顶板安全系数, 保证矿井安全生产安全, 迫切需要对现有普通低强度支护方式和支护参数进行改进。

[收稿日期] 2014-03-03

[DOI] 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.06.013

[基金项目] 国家科技支撑计划课题 (2012BAK04B06); 中国煤炭科工集团科技创新基金项目: 动压巷道水力压裂卸压机理研究 (2013QN011); 天地科技开采设计事业部青年创新基金项目: 高效多功能可移动钻机平台设计与开发 (KJ-2013-TDKC-18)

[作者简介] 丁小敏 (1975-), 男, 甘肃甘谷人, 高级工程师, 华煤集团新柏煤矿矿长。

[引用格式] 丁小敏, 安建岗, 武彦平, 等. 基于能量校核的强矿压全煤巷道强力锚索顶板支护系统的设计应用 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (6): 47-49, 73.

## 1 原有顶板支护状况分析

### 1.1 巷道基本情况

250203 工作面区域内构造较为复杂,褶皱构造发育。从南向北由背斜过渡到向斜,且沿走向次级褶曲发育。地面标高 1943 ~ 1627m,巷道标高 1009.5 ~ 1070.2m。巷道顶板岩石为粉砂岩,硬度为 3.8 ~ 4.9,厚度为 5.0 ~ 18.2m,灰白色巨厚层状,胶结致密;底板为含砾砂岩,硬度为 2.1 ~ 3.4,厚度为 1.6 ~ 11.6m,灰白 - 黑褐色。

### 1.2 原巷道支护参数

采用锚网索带联合支护方式。顶锚杆为矩形布置,间排距为 810mm × 800mm,每排 8 套 φ22 - M24 - L2400mm 锚杆,靠近两帮的 2 根锚杆与水平线呈 30°角,其他 6 根锚杆与巷顶轮廓线垂直,每根锚杆使用 2 支锚固剂,一支为 K2335 型,另一支为 Z2360 型。W 钢带型号为 W280 - 2.75 - 5892 - 810 × 8,每排 1 片;顶锚索型号为 φ17.8mm × 7300mm,五花眼布置,间排距为 1600mm × 800mm,每根锚索使用 3 支锚固剂,一支为 K2335 型,另两支为 Z2360 型。单层铺设 B900 - L3400 菱形金属网,顶网之间、顶帮网间搭接不少于 100mm,使用铅丝逐环双排联结,要求环环相扣,连接时至少拧 3 圈。

### 1.3 原支护方案存在问题

(1) 顶网撕裂 由于金属网的强度不够,无法有效增加锚网支护的整体效果,当巷道出现强矿压显现时,不能有效传递锚杆(索)间的荷载,导致金属网强行拉断,漏顶的现象常常发生。

(2) 顶板急剧下沉、锚索断裂退锚、锚杆错移失效 原有锚索强度偏低、延伸率小,加之锚索间距偏大,锚杆与锚索之间整个围岩的整体性支护强度不够、互补支护性不好,在强矿压来临的时候造成顶板突然严重下沉,最大 1.0m,出现顶板离层现象,导致巷道出现严重的锚杆错移失效、锚索断裂退锚等现象。

## 2 顶板支护参数设计

能量校核设计法的实质为:巷道支护系统的变形能必须满足巷道围岩破坏过程中释放的能量,以支护系统的最大动载荷作为判断巷道支护设计能否适应冲击要求的指标,对冲击矿压巷道支护设计进行校核<sup>[1]</sup>。

视北矿 2502 采区巷道安装了矿压监测设备,视巷道支护系统承受的能量为监测设备测得的能量,且考虑到安全因素,以矿压显现的最大能级进

行核算,认为破坏性矿压显现的最高能量为  $1 \times 10^6$ J 级别。以矿压显现的最大能级核算以每排 0.8m,巷宽 5.5m 为校核单元,视每排巷宽在冲击能量作用范围内为点结构。根据功的物理学定义:视冲击功  $W$  为矿压显现的能量  $KE$ ; 0.2m 为设计顶板支护体下沉量,即冲击功作用下的位移  $S$ 。依据公式  $F = W/S$  计算:

$$F = W/S = KE/S = 6000(\text{kN}) \quad (1)$$

式中,  $K$  为支护安全系数,取 1.2;  $S$  为巷道允许下沉量,0.2m;  $E$  为有破坏性矿压显现的最高能量,  $1 \times 10^6$ J。

即每排巷顶承受的冲击动载荷为 6000kN 左右。

### 2.1 原支护方案载荷校核

原先支护采用 8 根 φ22mm - M24 - 2400mm 锚杆和 4 根 φ17.8mm × 7300mm 锚索进行顶部支护,其支护的最大承载力为

$$8 \times 304 + 4 \times 353 = 3844 (\text{kN})$$

式中, 8 为锚杆数量; 304kN 为直径 22mm 的锚杆的破断载荷; 4 为锚索数量; 353kN 为直径 17.8mm 的锚索破断载荷。

根据计算,原设计中支护承载力 3844kN 根本达不到强矿压显现能量释放所需要的承载力 6000kN,为确保顶板安全,现有支护必须达到或超过矿压显现能量释放所需要的承载力。

### 2.2 最终顶板支护方案设计

#### 2.2.1 煤体松动圈测定

锚网支护参数的合理确定,应依据围岩的破坏范围和载荷来确定<sup>[2]</sup>。为此,需要开展松动圈的测试来确定围岩的破坏范围。通过对 250203 两巷两帮测点数据进行筛选分析处理,得到声时的变化曲线(如图 2 所示)。可以看出,两巷上下两帮的松动圈大小约在 2.2m 左右。

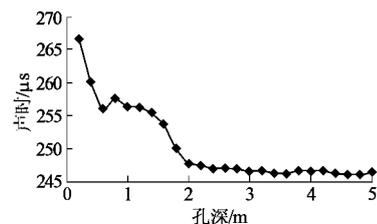


图 2 250203 两巷两帮声时的变化曲线

#### 2.2.2 主要支护体长度的确定

根据测定的围岩松动圈,锚杆的锚固长度为 1.3m,只有支护体长度不小于  $3.5\text{m} = (2.2\text{m} + 1.3\text{m})$  时,才能使锚固体处于稳定的围岩中,充分发挥有效作用<sup>[3]</sup>。

### 2.2.3 锚索(杆)的选用

原设计采用  $\phi 17.8\text{mm}$ ,  $1 \times 7$  股锚索, 该锚索强度偏低、延伸率小, 使得整个围岩的整体性不够好, 在动压来临的时候造成局部变形过大而破坏。增加锚索的强度, 使之能与锚杆充分发挥互补性能的联合支护<sup>[4]</sup>。新设计中长锚索采用  $\phi 22\text{mm} \times 7300\text{mm}$ ,  $1 \times 19$  股高强度低松弛预应力强力锚索, 间排距  $1600\text{mm} \times 1600\text{mm}$ , 垂直巷顶轮廓线安装在巷道中部。锚索每排 4 根布置。短锚索采用  $\phi 22\text{mm} \times 3650\text{mm}$ ,  $1 \times 19$  股高强度低松弛预应力强力锚索, 代替原支护中 W 钢带中间的 6 根顶锚杆, 间排距  $800\text{mm} \times 800\text{mm}$ 。原支护的破断载荷为  $353\text{kN}$ , 延伸率为 4%, 现支护与原支护相比锚索破断载荷增强 72%, 延伸率增加 75%。每排 2 套  $\phi 22 - \text{M}24 - \text{L}2400\text{mm}$  锚杆, 布置在 W 钢带两端部。

### 2.2.4 金属网和保护件选用

原设计中金属网柔性过大, 强度和刚度不够, 不能有效传递锚杆间的载荷, 现场发生撕裂等现象, 为能更好地抵抗强矿压的冲击, 必须在金属网和托盘上加强其强度和刚度<sup>[5]</sup>。铺设 B900 - L2800mm 金属网双层护顶, 顶网之间、顶帮网间搭接不少于 150mm; 钢带采用型号为 W280 - 3 - 5790 - 800  $\times$  8; 锚索托盘采用  $300\text{mm} \times 300\text{mm} \times 12\text{mm}$ , 材质为 Q2345 锰钢大托盘。

### 2.2.5 最终支护设计载荷校核

现顶板支护破断载荷计算如下:

$$2 \times 304 + 10 \times 607 = 6678 \text{ (kN)}$$

式中, 2 为锚杆数量;  $304\text{kN}$  为直径  $22\text{mm}$  的锚杆破断载荷; 10 为锚索 (4 根  $7.3\text{m}$ , 6 根  $3.65\text{m}$ ) 数量;  $607\text{kN}$  为直径  $22\text{mm}$  的锚索的破断载荷。

通过以上能量校核基础上的载荷比较, 现支护动载荷  $6678\text{kN}$  大于每排巷顶承受的冲击动载荷的  $6000\text{kN}$ , 说明现有支护可以满足矿压显现能量释放所需要的动载荷, 支护设计是合理的。

## 3 使用效果

经过 250203 上运输巷近 6 个月的使用情况来看, 使用期间, 经受了从掘进开始到回采期间所有强矿压的考验 (最大能级  $1\text{MJ}$ ), 实现了在强矿压显现时顶板支护体的极小破坏, 有效控制了顶板下沉量, 达到了良好的现场效果。矿压观测数据表明, 在同类条件下, 采用全新的锚网索支护的煤巷, 围岩变形量比采用原先支护减少  $25.8\% \sim 39.8\%$ 。顶板安全状况得到明显改善 (图 3), 巷道维护成本明显下降。



图 3 顶板变更支护后效果

变更设计后现有支护有明显的技术与经济优越性, 突出表现在:

(1) 支护强度大幅提升 是变更前的 1.74 倍, 对强烈冲击的安全适应性显著提高。全新的锚网索支护技术, 采用性能优越的高强度锚网索支护材料, 短锚索能利用其锚固力对围岩固有破坏区实施有效支护, 恢复和提高破裂围岩的残余强度; 长锚索深入煤岩层内部, 可以传递较大的拉应力, 显著提高了支护的可靠性和安全程度, 尤其加强了强冲击巷道支护的安全可靠性。

(2) 锚索长短互补 根据松动圈测试结果, 采用长锚索 ( $7.3\text{m}$ ) 和短锚索 ( $3.65\text{m}$ ) 结合, 增加煤层结构的稳定性。另外, 淘汰  $\phi 17.8\text{mm}$ ,  $1 \times 7$  股加长锚固锚索, 采用  $\phi 22\text{mm}$ ,  $1 \times 19$  股加长锚固强力锚索增强了支护强度和延伸率。

(3) 改进托板结构 平面托板强度低, 适应性差, 当锚索预紧力和承受的载荷比较大时, 平托板四周易翘起, 托板承载显著降低, 容易造成锚索断裂或托板锚索钻孔撕裂。采用拱形托板, 一方面托板的承载能力显著提高, 且具有一定的变形性; 另一方面, 托板改善了锚索受力状态, 使锚索支护能力得以充分发挥。

(4) 改善金属网的变形能力 增加金属网的强度, 可以有效传递锚杆间的荷载, 进而有效增加锚杆支护的整体效果, 适用于大变形高地应力和冲击地压巷道。

## 4 结论

(1) 为确保顶板安全, 提高支护效果, 支护必须达到或超过矿压显现能量释放所需要的承载力。

(2) 基于能量校核的不等长完全强力锚索顶板支护系统在强矿压特厚松软大断面全煤巷道的设计应用中效果显著, 通过技术革新, 巷道维修成本大幅降低, 支护的可靠性和安全程度得到提高, 有效地遏制了煤矿强矿压条件下顶板事故的发生。这种全新的锚网索支护技术是可行的, 具有一定的推广价值。

(下转 73 页)

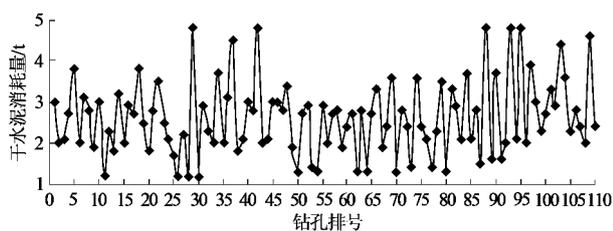


图 17 甲水仓底板注浆材料分布

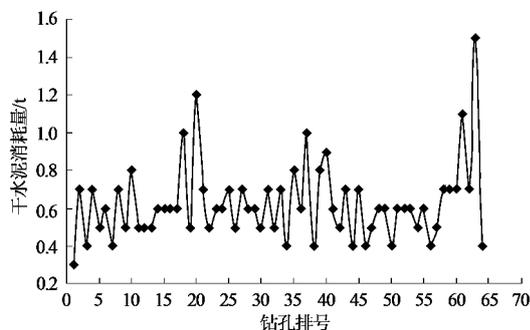


图 18 乙水仓帮顶注浆材料分布

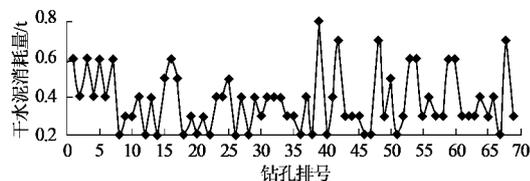


图 19 乙水仓底板注浆材料分布

## 6 结论

(1) 成庄煤矿甲、乙水仓及变电所等近距离硐室群开挖后, 围岩间将产生应力叠加效应, 相比之下垂直应力的叠加效应较水平应力更为明显, 但水平应力集中程度更高。

(2) 2322 工作面回采引起煤柱支承压向底板传递, 导致距离煤柱较近的甲水仓硐室围岩应力集中明显加强, 受煤柱高应力与底板高应力叠加作用, 如不采取底板加固措施, 硐室变形特征将首先表现为强烈底鼓。

(3) 煤岩层的破碎程度对浆液扩散形态产生重要影响, 相同注浆压力和水灰比条件下, 沿注浆孔切向方向浆液的扩散半径大于沿径向的扩散半径。

(4) 注浆锚索加固后, 硐室群浅部围岩承载力大幅提高, 工作面回采产生的强烈采动应力由深部转移至浅部, 使硐室群围岩应力分布更为均匀, 防止了强烈采动影响下深部岩体的进一步破坏, 改善了硐室群围岩的结构。

(5) 井下试验表明, 注浆锚索加固后, 2322 工作面回采过程中各硐室围岩保持稳定, 实现了强采动影响下近距离硐室群围岩变形的有效控制。

### [参考文献]

- [1] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [2] 王其洲, 谢文兵, 荆升国, 等. 构造复杂区硐室群围岩失稳机理及控制技术研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31 (2): 263-269.
- [3] 鲁岩. 构造应力场影响下的巷围岩稳定性原理及其控制研究 [D]. 徐州: 中国矿业大学, 2008.
- [4] 林惠立, 石永奎. 深部构造复杂区大断面硐室群围岩稳定性模拟分析 [J]. 煤炭学报, 2011, 36 (10): 1619-1623.
- [5] 何满潮, 李国锋. 深部软岩巷道立体交叉硐室群稳定性分析 [J]. 中国矿业大学学报, 2008, 37 (2): 167-170.
- [6] 康红普, 林健. 松软破碎硐室群围岩应力分布及综合加固技术 [J]. 岩土工程学报, 2011, 33 (5): 808-814.
- [7] LI Xuehua, YAO Qiangling, MAN Jiankang. Development of fractures in soft rock surrounding a roadway and their control [J]. Mining Science and Technology, 2011, 21 (3): 573-579.
- [8] 李明远, 王连国, 易恭猷, 等. 软岩巷道锚注支护的理论与实践 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [9] 王连国, 李明远, 王学知. 深部高应力极软岩巷道锚注支护技术研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24 (16): 167-170.
- [10] 侯朝炯, 柏建彪, 张农, 等. 困难复杂条件下的煤巷锚杆支护 [J]. 岩土工程学报, 2001, 23 (1): 84-88.
- [11] 韩立军, 贺永年. 破裂岩体注浆加锚特性模拟数值试验研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34 (4): 418-422.

[责任编辑: 王兴库]

(上接 49 页)

### [参考文献]

- [1] 鞠文君. 冲击矿压巷道支护能量校核设计法 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (3): 81-83.
- [2] 康红普, 王金华, 等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [3] 袁前进. 岩巷掘进爆破对围岩稳定性影响的研究 [J]. 煤矿开采, 2009, 14 (3): 100-102.
- [4] 康红普, 林健, 吴拥政. 全断面高预应力强力锚索支护技

术及其在动压巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (9): 1153-1159.

- [5] 康红普, 王金华, 林健. 煤矿巷道支护技术的研究与应用 [J]. 煤炭学报, 2010, 35 (11): 1809-1814.
- [6] 康红普, 王金华, 林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (12): 1233-1238.
- [7] 徐青云. 煤巷预应力锚索工程特性探讨 [J]. 山东: 煤炭科技, 2009 (6): 116-117.
- [8] 赵光荣. 锚索超张拉理论研究与运用 [J]. 煤, 2011, 20 (7): 22-23, 96, 100.

[责任编辑: 林健]