

# 厚煤层大断面回采巷道围岩控制技术研究

刘志强 李四忠

(山西兰花科技创业股份有限公司大阳煤矿分公司)

**摘 要:**为了解决巷道支护参数不合理的问题,本文以大阳煤矿 3306 工作面轨道顺槽为工程地质背景,采用了现场调研,理论分析等方法,研究了 3306 工作面轨道顺槽支护参数现存的主要问题,并根据现场工程地质条件和已存问题进行了支护参数的优化,新的支护方案为基本支护(采用锚杆+钢筋梯子梁+双层菱形金属网)+补强支护(快速承载预应力锚索+钢带或钢筋梯子梁),并对优化方案进行了安全性理论分析及论证,结果表明:优化后的支护方案安全且合理,并可为类似工程地质条件下的巷道问题提供借鉴。

**关键词:**支护参数优化;大断面;安全性计算

随着我国煤矿开采强度和开采技术的不断提高,厚煤层顶板巷道越来越多,为了满足大型采掘设备及通风的要求,巷道断面设计也越来越大,厚煤层大断面巷道的开挖会对巷道围岩的稳定性产生不利影响,显著增加了巷道围岩支护的难度<sup>[1-4]</sup>。许多学者在厚煤层巷道和大断面巷道控制技术方面进行了大量研究,侯朝炯等<sup>[5]</sup>通过实验室试验和理论分析得出,运用锚杆支护可有效地改善原岩体的力学参数,提高锚固区域岩体的强度,保持巷道围岩稳定。文献<sup>[6]</sup>就高预应力、强力锚杆支护理论主张给锚杆施加较大的预应力并通过托板、钢带等构件实现锚杆预应力的扩散,

可提高锚固体的整体刚度与完整性。

## 1 工程地址概况

大阳煤矿 3306 工作面主采 3# 煤,煤层厚度为 4.40~6.00m,平均 5.56m;3# 煤无伪顶,其直接顶为泥岩,厚度 2.47~4.30m,平均 3.43m,较稳定;老顶为细粒砂岩和砂质泥岩,厚度 2.77~11.25m,平均 6.96m,较稳定。3 号煤层的底板以泥岩、砂质泥岩和细砂岩,厚度 7.55~13.37m,平均 9.15m,层位、厚度基本稳定,但岩性随相变而变化,开采过程中发现有底鼓现象。顶底板岩性如表 1。

表 1 顶底板岩性表

| 层位  | 岩性   | 抗压强度(MPa)                   |                             | 抗拉强度(MPa) | 抗剪强度(MPa) | 内摩擦角    | 凝聚力(MPa) | 泊松比  |
|-----|------|-----------------------------|-----------------------------|-----------|-----------|---------|----------|------|
|     |      | 天然                          | 饱和                          |           |           |         |          |      |
| 老顶  | 中粒砂岩 | 48.45                       |                             | 4.94      | 8.92      | 44° 36' | 10.11    | 0.15 |
| 直接顶 | 粉砂岩  | 62.07                       |                             | 4.66      | 9.78      | 49° 30' | 11.45    | 0.18 |
|     | 砂质泥岩 | $\frac{30.82-44.20}{37.81}$ | $\frac{16.25-29.20}{22.59}$ | 7.70      |           |         |          |      |
|     | 泥岩   | $\frac{19.49-24.37}{21.92}$ | $\frac{7.83-9.35}{8.36}$    | 2.58      | 4.36      | 43° 06' | 4.98     | 0.32 |
| 煤层  | 3号煤  | 10.100                      | 8.30                        | 1.63      | 2.30      | 35.2    | 2.42     | 0.31 |
| 直接底 | 泥岩   | $\frac{19.73-39.24}{29.24}$ | $\frac{7.02-22.35}{14.69}$  |           |           |         |          |      |
|     | 砂质泥岩 | 54.70                       | 8.80                        | 9.30      |           |         |          |      |
|     | 粉砂岩  | 21.10                       | 6.33                        |           |           |         |          |      |

2 现行支护方案及现存主要问题

2.1 3306工作面轨道顺槽现行支护方案

图 1 为三采区 3306 工作面的巷道布置,图 2 为 3306 工作面轨道顺槽现行支护方案,其中 3306 轨道顺槽毛断面宽×高=5800×3200mm(留巷做为 3307 工作面的胶带顺槽)。现行支护方案参数为:

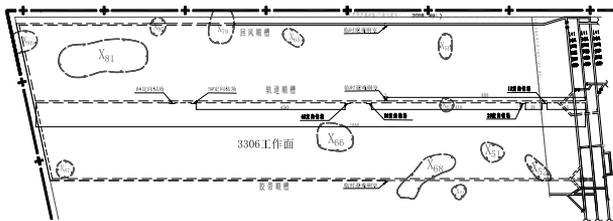


图 1 3306 工作面巷道布置图

顶板锚杆:  $\phi=20\text{mm}$ ,  $L=2200\text{mm}$  (MSGLW500-20/2200mm 无纵筋螺纹钢金属锚杆), 排距 900mm, 间距 900mm, 钻孔深度 2100mm。

顶板锚索:  $\phi=22\text{mm}$ ,  $L=8300\text{mm}$  (1×19 股), 每排布置三根锚索, 一排靠近留巷侧, 一排靠近煤柱侧, 相间布置, 排距 900mm, 间距 1800mm, 钻孔深度

8100mm, 并且靠近回采帮的两根锚索采用型号为 WD280-3 型 W 型钢带组合支护, 钢带长度 2400mm。

帮锚杆:  $\phi=20\text{mm}$ ,  $L=2200\text{mm}$  (MSGLW500-20/2200mm 无纵筋螺纹钢金属锚杆), 排距 900mm, 间距 800mm, 上部锚杆距顶板 400mm, 下部锚杆距底板 400mm, 钻孔深度 2100mm。

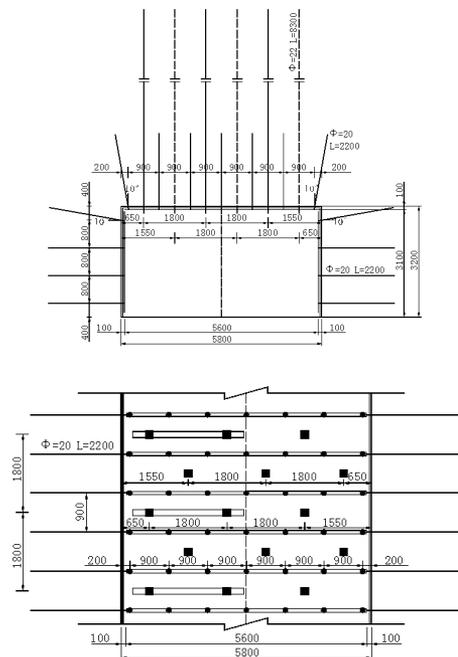


图 2 3306 工作面轨道顺槽现行支护方案图

### 2.2 现行支护方案存在主要问题

几年来的应用实践证明,现行的支护方式与参数能够满足巷道掘进与服务期间的安全要求,但存在支护密度较大,导致掘进支护工作量较大,且锚杆系统刚度稍有不足,为解决大阳煤矿目前存在的采掘衔接较为紧张的问题,在充分分析目前锚杆支护技术和支护材料现状的基础上,本着“三高一低”(高强度、高刚度、高可靠性、低支护密度)、提高护表刚度与强度、增强支护系统整体性的原则,以达到提高掘进速度、缓解采掘接替紧张的目的,进行这次回采巷道支护的优化设计。

### 3 3306工作面轨道顺槽支护参数优化

对3306工作面轨道顺槽支护需要考虑采用柔模墙沿空留巷对支护的要求,结合现场工程地质概况,采用基本支护+补强支护的技术方案,其支护的优化设计见图15,优化方案如下:

**基本支护:**采用锚杆+钢筋梯子梁+双层菱形金属网,顶板每排布置6根22×2500mm的左旋无纵筋高强度螺纹钢锚杆,间排距为1080×1200mm,两端锚杆距巷帮200mm,并要求向巷帮侧倾斜15°。两帮分别布置4根22×2500mm的左旋无纵筋高强度螺纹钢锚杆,间排距为900mm×1200mm,上部锚杆距顶板250mm,并向上倾斜15°,下部锚杆距底板250mm,垂直煤壁布置。采用双层8号铅丝编织成的矿用菱形金属网,网孔尺寸为50×50mm,网片尺寸为长×宽=6000×1300mm,网片间搭接100mm,每隔200mm用10#铁丝联网2道。

**补强支护:**快速承载预应力锚索+钢带或钢筋梯子梁。顶板每排布置4根22mm×8300mm的1×19股钢绞线锚索,间排距为1600mm×2400mm,距巷帮500mm;帮锚索主要是对沿空留巷巷帮的补强,可以

滞后掘进头施工,甚至是巷道贯通后施工。帮锚索采用22mm×5300mm的1×19股钢绞线锚索,排距1200mm,每排1根,距底板1600mm,布置在两排锚杆中间。帮锚索沿巷道轴向用φ16-120-2400mm钢筋梯子梁联结。

**锚索梁:**采用两种锚索梁,一为W型钢带梁,二为钢筋梯子梁。W型钢带采用WD280-3型,钢带宽×厚×长=280×3×2200mm,用于联结靠回采工作面一侧的2根锚索;钢筋梯子梁采用φ16钢筋焊接,钢筋梯子梁宽×长=120×3800mm,在布设锚索处焊接锚索卡栏,锚索需安装在卡栏内。

为确保沿空留巷对巷道支护强度和护表能力的要求,滞后掘进头一定距离或巷道贯通后,在两排锚索间补强一排2根顶板锚索和一排1根帮锚索,见图15中的虚线所示。补强顶板锚索间距2160mm,距

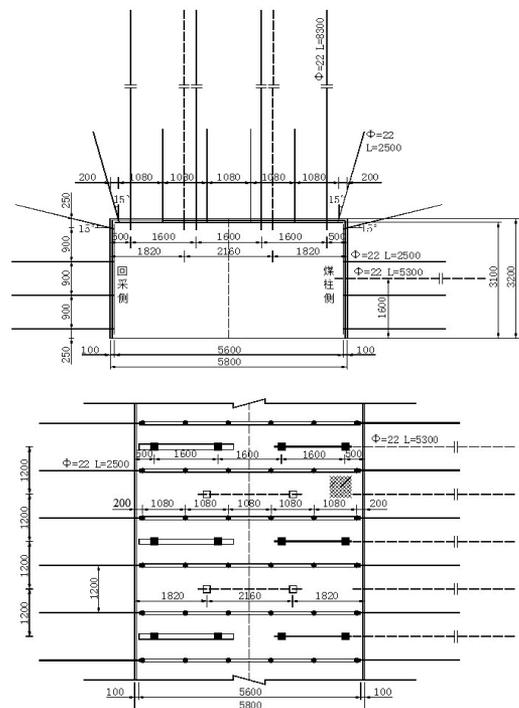


图3 3306工作面轨道顺槽支护参数优化图

巷帮1850mm;补强煤柱帮锚索,排距1200mm,距巷道底板1600mm。

#### 4 支护优化设计的安全性理论计算及论证

锚索锚固深度 8000mm, 锚固段进入比较稳定的直接顶长度大于 5m, 进入稳定的基本顶(老顶)长度为 1.5m 左右。

根据悬吊理论, 设计锚杆锚固力  $Q >$  锚杆破断力  $F$ , 按  $\varphi 22\text{mm}$  高强度螺纹钢锚杆的破断载荷 215kN 和锚杆悬吊全部顶煤(2.50m)重力考虑, 按锚杆载荷  $Q > F = KL_2a_1a_2\gamma$  计算其承载安全系数。对于宽 $\times$ 高=5800 $\times$ 3200mm 的顺槽, 锚杆承载安全系数为:

$$K = F / L_2a_1a_2\gamma = 0.215\text{MN} / (2.5\text{m} \times 1.2\text{m} \times 1.08\text{m} \times 0.0145\text{MN}/\text{m}^3) = 4.576。$$

设计锚索承载安全系数满足要求。设计锚索锚固力  $Q >$  锚索破断力  $F$ , 按  $\varphi 22\text{mm} 1 \times 19$  股索体的拉断载荷 607kN, 锚索悬吊顶煤 2.5m 和直接对于对于宽 $\times$ 高=5800 $\times$ 3200mm 的顺槽, 锚索承载安全系数为:

$$K = F / L_2a_1a_2\gamma = 0.607 \times 4 / \{5.8 \times 2.4 \times [(2.5 \times 0.0145) + (2 \times 0.026)]\} = 2.2428 / 1.1936 = 1.976$$

从上述计算结果可以看出, 锚杆支护系统的承载安全系数较大, 远超过 1.5, 说明锚杆支护系统刚度较大, 锚杆间排距和直径的选择符合安全要求; 锚索支护系统的承载安全系数同样均大于 1.5, 表明锚索间排距和直径的选择符合安全要求。

按照压缩岩梁(加固拱)理论, 计算锚杆/索加固岩梁厚度。加固岩梁(加固拱)理论认为, 在锚杆/索锚固力的作用下, 每根锚杆周围形成一个两头带圆锥的筒状压缩区, 各锚杆所形成的压缩区彼此联成一个一定厚度的均匀压缩带(或加固拱), 见图 4。该带(拱)具有较大的承载能力和一定的可缩性, 能够起到有效支护巷道的作用。根据所需压缩带(加固拱)的厚度, 可判断锚杆/索参数的合理性。

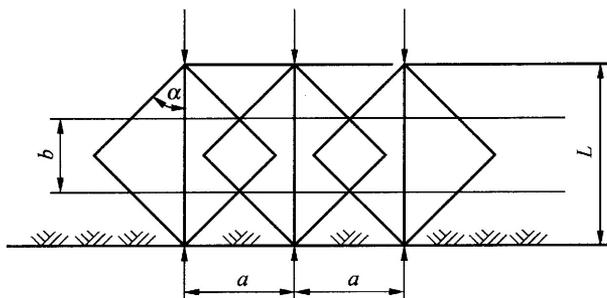


图 4 锚杆/索支护压缩岩梁(加固拱)力学模型

如果取锚杆/索的控制角  $\alpha$  为  $45^\circ$ , 则有效锚杆长度  $L = 2400\text{mm}$ , 间距  $a = 1200\text{mm}$  的锚杆支护压缩岩梁厚度  $b = (L \cdot \tan\alpha - a) / \tan\alpha = 1200\text{mm}$ ; 有效锚索长度 8000mm, 间距 2400mm 的锚索支护压缩岩梁厚度  $b = (L \cdot \tan\alpha - a) / \tan\alpha = 5600\text{mm}$ 。上述计算结果说明, 锚杆间排距为 1200mm 时, 锚杆压缩岩梁下表面在巷道顶板表面上方 600mm 层面上, 锚杆压缩岩梁上表面在巷道顶板表面上方 1800mm 层面上, 锚杆压缩岩梁厚 1200mm; 而锚索间排距为 2400 时, 锚索压缩岩梁下表面在巷道顶板表面上方 1200mm 层面上, 锚索压缩岩梁上表面在巷道顶板表面上方 6800mm 层面上, 锚索压缩岩梁厚 5600mm。锚杆压缩岩梁与锚索压缩岩梁在垂直方向上重叠 600mm, 这样可防止两个压缩岩梁之间产生大的离层。说明锚杆与锚索的间排距是合理的。

#### 5 主要结论

(1) 针对大阳煤矿厚煤层大断面背景下的 3306 工作面轨道顺槽支护参数不合理问题进行分析, 得出 3306 工作面轨道顺槽支护密度较大, 导致掘进支护工作量较大, 严重影响工作面交替作业。

(2) 对 3306 工作面轨道顺槽支护参数进行优化, 提出基本支护(采用锚杆+钢筋梯子梁+双层菱形金属网)+补强支护(快速承载预应力锚索+钢带或钢筋梯子梁)的技术方案, 更好的解决了 3306 工

作面轨道顺槽存在的问题。

(3)对优化后的支护参数进行了安全理论计算与论证,结果表明,新的支护方案是安全且合理的,能更好的为此类地质条件下的巷道支护提供借鉴。

#### 参考文献:

[1]钱鸣高,石平五,许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2010.  
[2]侯朝炯. 深部巷道围岩控制的关键技术研究[J]. 中

国矿业大学学报,2017,46(5):970-978.

[3]康红普. 我国煤矿巷道锚杆支护技术发展60年及展望[J]. 中国矿业大学学报,2016,45(6):1071-1081.

[4]赵学社. 煤矿高效掘进技术现状与发展趋势[J]. 煤炭科学技术,2007,35(4):5-14.

[5]侯朝炯,勾攀峰. 巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J]. 岩石力学与工程学报,2000,19(3):342-345.

[6]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.

(上接第21页) 斯涌出量增大,尤其工作面探头更为明显。

#### 4.3 回风1顺槽掘进速度分析

根据表1可知:在使用气相压裂前后,回风1巷顺槽掘进速度明显加快,除去构造影响,队伍影响,工作面平均日进尺由压裂前的日进3.12米增加至压裂后的日进5.96米,掘进速度提高了91%。

### 5 结论

(1)玉溪煤矿采用二氧化碳气相压裂强化消突措施后,钻屑指标S值变化不明显,K1值变化明显,压裂后K1值超标0次。且在工作面措施效果检验过程中K1数值较为均匀,基本保持在0.24g/ml\*min<sup>1/2</sup>左右,防突效果明显。

(2)玉溪煤矿采用二氧化碳气相压裂强化消突措施后,工作面瓦斯涌出量在一定程度上得到了均化,但不能杜绝工作面瓦斯超限,且会对工作面的落煤量产生影响。

(3)玉溪煤矿采用二氧化碳气相压裂强化消突措施后,工作面平均日进尺由压裂前的日进3.12米增加至压裂后的日进5.96米,掘进速度提高了91%。

综上所述,二氧化碳气相压裂强化消突措施利用高压管内液态CO<sub>2</sub>加热后迅速转化为气态,其体积瞬间膨胀对煤层做功,产生裂隙系统,使前方煤体压力进一步均化,能够达到工作面强化消突的目的。但其消突效果与工作面煤层破坏类型有较为密切的联系,在工作面煤体较为坚硬区域实施效果好于煤体破碎或有软分层区域。此外,将二氧化碳气相压裂强化消突措施运用于工作防突措施,对工作面煤体稳定性有一定影响,应进一步考察钻孔布置方式、压裂压力等压参数对不同煤质的影响,以便更好的服务矿井安全生产。

#### 参考文献:

[1] 王兆丰,孙小明,陆庭侃,韩亚北. 液态CO<sub>2</sub>相变致裂强化瓦斯预抽试验研究[J]. 河南理工大学学报,2015,

[2] 宋显峰. 掘进面迎头CO<sub>2</sub>气相压裂卸压增透技术研究[J]. 现代矿业,2017,

[3] 陈颖辉,白俊杰,申豹刚. 新元煤矿掘进工作面气相压裂效果分析[J]. 煤,2017

[4] 吴锦旗. 液态CO<sub>2</sub>预裂强化预抽消突技术在突出煤层揭煤过程中的应用[J]. 煤炭与化工,2015,