

凤凰山矿九号煤层锚杆支护设计优化

王锁奎

(晋城煤业集团 凤凰山矿, 山西 晋城 048007)

[摘要] 通过增大预紧力, 充分发挥锚杆、锚索的主动支护作用, 提高整个支护系统的刚度, 从而实现放大间、排距, 提高掘进速度, 降低支护成本。

[关键词] 锚杆支护; 预紧力; 设计优化; 动态信息

[中图分类号] TD353.6 **[文献标识码]** B **[文章编号]** 1006-6225 (2008) 03-0057-02

Optimization of Bolting Supporting Design in 9th Coal Seam of Fenghuangshan Colliery

20世纪70年代末, 美国首次将涨壳式锚头与树脂锚固剂联合使用, 实现了锚杆的高预应力。

澳大利亚研究证明, 当锚杆预应力达到60~70kN以上时, 可以基本上阻止巷道顶板下沉。通过对大量巷道冒顶事故及顶板严重离层变形的现象进行分析, 发现导致冒顶事故的原因不仅仅是因为锚杆强度不够造成的, 也不能通过增加锚杆密度来解决, 锚杆的预应力是更为关键的因素。

1 试验巷道基本地质条件

试验巷道为凤凰山矿92311工作面回风巷, 该工作面回采9#煤层。

9#煤层位于太原组的中部, K₄与K₃两层灰岩之间(见图1)。K₄石灰岩在井田内发育不稳定, 为9#煤层的直接顶板, 局部地带相变为砂质泥岩或硅质层。K₄石灰岩深灰色, 厚度0.27~2.73m, 平均厚度0.68m, 抗压强度为152.7MPa, 相变的砂质泥岩、粉细砂岩、泥岩的抗压强度则大大减低, 开采过程中不易管理。

煤层总厚度1.48~1.55m, 平均1.51m, 煤层结构简单, 煤层倾角1~6°, 平均3°。

直接底为泥岩, 厚0.8~1.34m, 平均厚1.18m, 含植物化石及黄铁矿。

老底为K₃石灰岩, 厚0.2~0.90m, 平均厚0.61m, 含方解石脉及动物化石。

2 设计方法

根据煤矿巷道的特点, 借鉴国外先进技术经验, 采用锚杆支护动态信息设计法。

动态信息法具有2大特点: 其一, 设计不是一次完成的, 而是一个动态过程; 其二, 设计充分利

岩性	地层厚度/m	厚度/m	岩层柱状	岩性描述
中砂岩	259.67	5.78		灰黑色, 上部为交错层理, 下部为平行层, 夹泥岩条带
砂质泥岩	234.03	1.16		灰色, 砂泥互层交替出现
K ₄ 石灰岩	234.68	0.65		深灰色, 隐晶结构, 含动物化石, 局部相变为砂质泥岩
9#煤层	236.19	1.51		
泥岩	237.37	1.18		浅黑色, 含植物化石及黄铁矿
K ₃ 石灰岩	237.98	0.61		深灰色, 含方解石脉及动物化石
砂质泥岩	238.65	0.67		灰黑色, 水平纹理, 含黄铁矿结核, 夹煤纹

图1 工作面综合地质柱状图

用每个过程中提供的信息, 实时进行信息收集、信息分析与信息反馈。该设计方法包括5步骤: 试验点调查和地质力学评估、初始设计、井下监测、信息反馈和修正设计。试验点调查包括围岩强度、围岩结构、地应力及锚固性能测试等内容, 在此基础上进行地质力学评估和围岩分类, 为初始设计提供可靠的参数。初始设计以数值计算方法为主, 结合经验, 根据围岩参数和已有实测数据确定出比较合理的初始设计。然后将初始设计实施于井下, 并进行详细的围岩位移和锚杆受力监测, 根据监测结果验证或修正初始设计。正常施工后还要进行日常监测, 保证巷道安全。

3 原有支护设计

顶板采用杆体为20#左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 长度2m, 杆尾螺纹为M22; 锚杆排距1.2m, 每排4根锚杆, 间距1.2m; 树脂加长锚固, 2支锚固剂, 其中1支K2335, 1支Z2360, 锚固长度为

1300mm。锚杆之间用钢筋托梁组合；顶板破碎时采用菱形金属网护顶。采用直径 15.24mm 的锚索补强，长度为 5.3m，树脂加长锚固，采用 3 支锚固剂，其中 2 支 K2335，1 支 Z2360，锚固长度为 1485mm。每排 1 根，排距 3.6m (见图 2)。锚杆预紧力矩为 100N·m，锚索预紧力为 100kN。

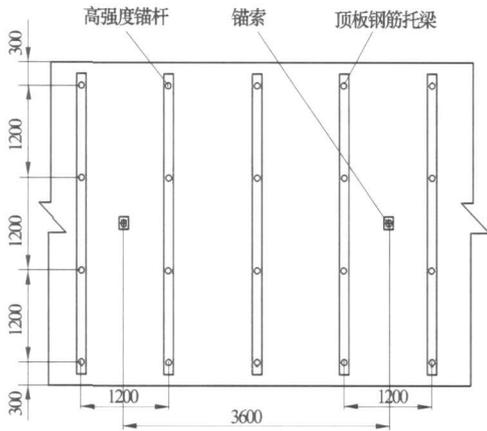


图 2 回风巷原有支护设计

4 优化设计

考虑到掘进过程中设备尺寸，通风要求和巷道围岩变形预留量，92311 回风巷设计断面尺寸宽 4.6m，高 2.2m，掘进断面面积为 10.12m²。顶板采用杆体为 22# 左旋无纵筋螺纹钢锚杆，长度 2.0m，杆尾螺纹为 M24，树脂加长锚固，采用 2 支低黏度锚固剂，其中 1 支 K2335，1 支 Z2360，钻孔直径为 30mm，锚固长度为 1208mm；锚杆排距 1400mm，每排 4 根锚杆，间距 1350mm；锚杆之间用钢筋托梁组合；因排距太大，用菱形金属网护顶。采用直径 17.8mm 的锚索补强，长度为 6.3m，树脂加长锚固，采用 3 支锚固剂，其中 2 支 K2335，1 支 Z2360，锚固长度为 1406mm。每排 1 根，排距 4.2m (见图 3)。锚杆预紧力矩为 300N·m，锚索预紧力为 150kN。

5 支护效果评价

在放大锚杆间排距后，锚杆仍能有效控制顶板下沉，掘进期间顶板下沉量不超过 30mm，煤帮位移较小，两帮移近量不超过 30mm，回采期间顶板下沉量不超过 40mm，两帮位移量不超过 70mm。仍能较好地保持顶板和两帮稳定。

从顶锚杆的受力看，锚杆轴向拉力最大达到 187kN，受力最大部分位于加长锚固端部 (1050~1400mm)。顶部测力锚杆应力调整频繁，调整幅度

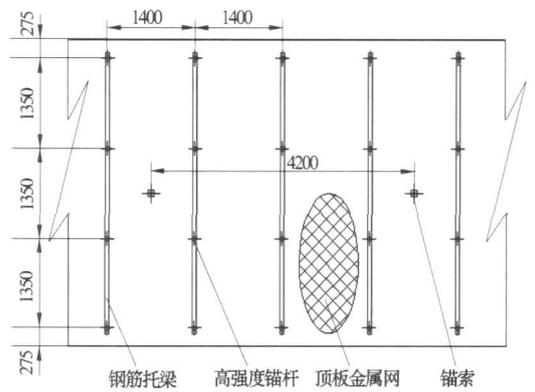


图 3 优化后的支护设计

不是太大，说明在加大预紧力后，锚杆处于主动支护状态，能及时有效控制围岩的强烈变形，提高围岩的内聚力。

以上证明，放大间排距的初始设计是安全可靠的，其优化方案是科学合理的。

6 经济效益分析

原支护方式材料消耗为 362.91 元 /m，优化支护设计后为 293.52 元 /m，每米巷道可直接节约支护成本 69.39 元，节约成本 19.1%。

采用原来支护方式作业，平均每月掘进进尺约为 380m；放大间排距后，平均每月可掘进巷道 460m，掘进速度比原来提高 20%。

7 结论

(1) 掘进速度的提高，能缓解采掘衔接问题，有利于矿井实现高产高效。

(2) 放大间、排距后，支护材料明显减少，能节省运输及其他辅助成本，为企业增收节支创造有利条件。

(3) 增大锚杆、锚索直径，提高支护强度，通过增大预紧力，提高整个支护系统的刚度，有效控制围岩的变形，显著提高了巷道支护的可靠性，从而大大降低了锚杆支护发生冒顶事故的可能性。

[参考文献]

- [1] 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.
- [2] 邱西华. 软岩复合顶板煤巷耦合支护技术的研究与应用 [J]. 煤炭技术, 2003, 22 (11): 53-55.
- [3] 颜立新, 康红普, 李红德. 赵庄矿大断面工作面巷道锚杆支护现状分析 [J]. 煤矿开采, 2007, 12 (6): 41-43.

[责任编辑: 林 健]