

以锚索为主的复合型支护在煤巷中的应用

贾献宗, 艾灿标, 吕涛, 杨龙

(义马煤业集团 永兴公司, 河南 新安 471800)

[摘要] 新义煤矿 11011 首采工作面巷道围岩节理发育, 伪顶较厚, 顶板破碎, 掘进初期采用工字钢棚支护, 巷道支架变形严重, 多处出现翻梁、弯梁、漏顶等安全隐患, 而后采用锚杆与锚索梁复合支护, 取得了明显的效果。

[关键词] 锚索; 复合型支护; 顶板离层; 煤巷

[中图分类号] TD350.1

[文献标识码] B

[文章编号] 1006-6225 (2009) 06-0045-02

Application of Combined Anchored Rope Supporting in Coal Roadway

1 工程概况

新义煤业有限公司是义马煤业(集团)有限公司与商丘中原腾达商贸有限公司合资建设的矿井, 矿井设计生产能力 1.2Mt/a , 服务年限 63.7 年。11011 综采工作面是新义煤业有限公司首采工作面, 地面标高 $390\sim 413\text{m}$, 工作面标高 $-238.43\sim -304.58\text{m}$, 埋深达 700m , 矿井受地应力威胁严重。该工作面采用倾斜长壁布置, 工作面设计长 120m , 轨道巷设计长度 780m , 胶带巷设计长度 710m , 两巷均布置在砂质泥岩底板、二₁煤层顶板中, 毛断面 12.8m^2 。巷道掘进初期采用工字钢对棚支护, 棚距 500mm , 加打工字钢点杆加强支护。在两巷掘至 60m 位置前后时, 后部巷道支架变形严重, 多处出现翻梁、弯梁、漏顶等安全隐患, 经多次修护效果仍不明显, 给巷道安全掘进带来了严重影响。

2 地质资料分析

为保证巷道施工质量、进度, 必须选择适合新义矿区特殊地质条件的支护形式。经过对 11011 工作面地质条件进行探测分析, 得出以下结论: 该工作面构造简单, 总体上呈一单斜形态, 走向北偏东 $40\sim 50^\circ$, 倾向南偏东 $40\sim 50^\circ$, 倾角 $7\sim 13^\circ$, 区内无断层发育; 该工作面煤层厚度变化较大, 厚度 $0.76\sim 5.10\text{m}$, 平均 2.74m , 局部含夹矸层, 属非自燃性煤, 但煤尘具爆炸性; 直接顶为泥岩、砂质泥岩, 夹少量碳质泥岩, 厚度 $1.52\sim 4.96\text{m}$, 平均 3.71m ; 基本顶为大占砂岩, 厚度 $4.97\sim 15.54\text{m}$, 平均 8.95m 。

为寻找合适的支护方式, 与河南理工大学合作对该巷道顶板进行顶板离层观测及取岩芯试验, 得出以下结论:

(1) 伪顶岩石强度相对较低。集中表现在围岩松散、软弱、胶结程度差, 岩体破碎, 岩块单轴抗压强度低于 $15\sim 25\text{MPa}$ 。

(2) 围岩应力相对较高。巷道埋深达 700m 围岩承受的自重应力大, 围岩松动圈(伪顶)超过 1.5m , 原本稳定性较好的围岩在埋深增加以后也显示软岩特征; 轨道、胶带两条巷道测得的最大主应力分别达到 32MPa 、 43MPa ; 在巷道维护中, 为了充分保持并利用破裂围岩的自撑能力, 必须对破裂区岩体进行支护和加固, 目的是限制有害的滑移碎胀变形, 控制其软化程度, 从这个意义上讲, 布置在岩体内部的锚索、锚杆支护能实现主动深入到围岩内部加固围岩, 提高围岩自身支撑能力并和围岩一起形成一个加固圈, 缓解应力集中现象。

结合探测、试验分析, 决定试验以锚索为主的复合型支护。

3 锚索支护机理

锚索支护技术主要是将一定长度的低松弛高强度的钢绞线配以专用锚具, 用树脂或砂浆进行锚固, 通过液压千斤顶在其尾部施加预应力, 达到对巷道锚固支护的一项技术。

锚索除具有普通锚杆的悬吊作用、组合梁作用、组合拱作用、楔固作用外, 与普通锚杆不同的是对顶板进行深部锚固而产生强力悬吊作用, 并且沿巷道纵轴线形成连续支撑点, 以大预紧力减缓顶板变形扩张。

[收稿日期] 2009-06-15

[作者简介] 贾献宗 (1963-), 男, 河南偃师人, 助理工程师, 现任河南义煤集团永兴公司新义项目部总经理。

4 锚索设计参数确定

锚索支护设计的原则主要有以下几点:

(1) 锚索长度原则 锚索长度取决于巷道顶板岩性、岩体结构和巷道工程尺寸。

(2) 锚索强度原则 锚索承载强度取决于锚索根数和锚索间排距, 其设计总荷载按巷道顶板塑性软化区的范围的岩石质量乘以安全系数来计算。

(3) 耦合设计原则 锚索和锚杆支护达不到耦合作用状态, 将会出现恶性事故。因此, 重视各种时空条件下的预应力数值变化至关重要。在迎头工作面进行锚索支护, 预应力值应适当小一些, 约是锚杆设计值的 0.8~1.0 倍; 在掘进机后进行锚索支护时, 预应力水平应是锚杆设计荷载值的 1.0~1.3 倍。

(4) 关键部位原则 理论研究表明, 锚索设计在顶板的力学关键部位效果最好, 因此, 锚索要尽力设计在顶板关键部位上。

根据锚索支护设计原则, 锚索支护应在关键部位出现时的最佳支护时间对关键部位进行加强支护, 此时的锚索支护参数应按以下公式确定。

4.1 锚索长度

$$L_a = L_{a1} + L_{a2} + L_{a3}$$

式中, L_a 为锚索长度, m; L_{a1} 为锚索外露长度 (一般取 0.3m); L_{a2} 为锚索的有效长度, m; L_{a3} 为锚索的固定长度 (一般取 1.0~2.0m)。

(1) 对于静压软岩巷道, 锚索的有效长度取

$$L_{a2} = \max \left\{ 1.5a, \sum_{i=1}^n h_i \right\}$$

式中, a 为巷道宽度, 4m; h_i 为稳定岩层下各层厚度, 3m; i 为稳定岩层下岩层层数, $i=1$ 。则:

$$L_{a2} = \max \left\{ 1.5a, \sum_{i=1}^n h_i \right\} = 6.0 \text{ (m)}$$

(2) 对于动压软岩巷道

$$L_{a2} = \max \left\{ 3a, \sum_{i=1}^n h_i \right\} = 12.0 \text{ (m)}$$

$$L_a = L_{a1} + L_{a2} + L_{a3} = 0.3 + 12.0 + 1.5 = 13.8 \text{ (m)}$$

结合地质分析资料, 运用以上公式进行计算, 得锚索长度取 13.8m。

4.2 锚索直径

通过对 11011 工作面巷道顶板离层、位移观测, 运用计算机理论计算, 并结合相邻矿井 (新安、义安) 经验, 所选锚索直径为 15.24mm, 完全能承受围岩的剪切力, 阻止岩层间的相互位移、滑动, 能够改变岩体的受力状态, 提高岩层的承载能力, 确保巷道支架变形量达到最小。

4.3 锚索排距

$$S_a = \frac{3[\sigma_a]}{4a^2 \gamma k}$$

式中, a 为巷道宽度, 4m; γ 为上覆岩层平均体积密度, 10 kN/m^3 ; $[\sigma_a]$ 为单根锚索的极限破断力, 220kN; k 为安全系数 0.5。则:

$$S_a = \frac{3[\sigma_a]}{4a^2 \gamma k} = 2 \text{ (m)}$$

运用以上公式并结合实际条件锚索排距取 2m。

通过以上公式计算得出锚索设计支护参数: 锚索长 13.8m, 直径 15.24mm, 间排距 2m×2m。锚索一端能穿破碎岩并固定在受力情况稳定的大占砂岩中, 与岩体粘结在一起, 提高岩体的整体刚度, 对不稳定岩层起悬吊作用, 由原以架棚为主要支护手段的被动支护, 转变成主动支护。

5 复合型支护的应用

11011 工作面巷道围岩节理发育, 顶板破碎及伪顶较厚, 地质条件复杂, 支护困难, 为增加围岩的稳定性, 满足巷道支护强度, 采用锚杆与锚索梁复合型支护。

5.1 锚杆支护

通过锚杆对松动圈内的围岩进行组合梁加固和锚索的补强支护, 将其锚固到顶板深部。由于锚索支护给巷道顶板的高预紧力和高承载能力, 使顶板由锚杆支护形成的组合梁得到进一步加强并将其牢固地悬吊在上部基本顶内, 改善巷道受力条件, 使顶板得到有效控制, 片帮问题也得到了较好的解决。锚杆支护参数: 锚杆长 2.2m, 直径 18mm, 间排距 800mm×800mm。

5.2 锚索梁支护

由于巷道顶板为砂质泥岩, 用锚索支护时容易发生矸石冒落, 影响支护效果, 同时为保证锚索能承受最大的抗拉、抗剪力, 必须加强锚索的整体性。以下为锚索梁设计支护参数, 经多次试验选择 4m 长的工字钢作为锚索的托梁, 1 根锚索梁设计安装 3 根锚索, 按每根锚索锚固力 150kN 计算, 1 根锚索梁所承受的力为 450kN, 完全能适应目前巷道的支护强度。锚索梁排间距 2m×2m。

6 效果检验

日常对巷道顶底板和两帮移近量观测结果如表 1, 数据对比分析可知, 锚杆、锚索梁复合支护效果显著。

(下转 27 页)

表 4 岩石单轴试验结果

层位	取样范围	岩性	强度 /MPa	弹性模量 /MPa	泊松比
细砂岩	直接顶以上 22.8m	细砂岩	84	16687	0.18
基本顶		粗砂岩，部分为砂砾岩至粗砂岩	30~37 /33.5	6670~9910 /8290	0.20
直接顶	顶煤以上 17.5m	泥岩、砂泥岩，部分为粗砂岩	15~58 /39	6210~13806 /9686	0.19~0.22 /0.21
煤			8.08	2599.89	0.30
夹矸			5.02		

岩层 15~58 /39MPa 基本顶 30~37 /33.5MPa 均属较软的岩层，对顶煤和顶板及时冒落有利。

3.2 顶煤可放性计算^[1]结果

(1) 开采深度与单轴抗压强度比值 H/R 开采深度 H=204~323m，平均 263.5m，煤层强度 R_c 为 8MPa H/R_c=32.94，取其隶属度值 μ₁=0.8；

(2) 初次垮落步距 根据矿压观测资料，直接顶垮落步距 21m，属 3 类，得 μ₂=0.7；

(3) 基本顶初次来压步距 根据保德矿提供资料与矿压实测，8 号煤层工作面基本顶初次来压步距 50~60m，直接顶厚度为 10.3~11.4 m，割煤高度为 3.5m，基本顶来压强烈，故 μ₃=0.7；

(4) 采放比 设计割煤高度 3.5m，放煤高度 3.1m，采放比为 1:0.89，煤层强度系数 f<2.5，得 μ₄=0.5；

(5) 煤层节理裂隙间距 煤层强度 20MPa 节理裂隙间距 3~4mm，故得 μ₅=0.9；

(6) 夹矸层厚度 夹矸厚度一般为 100~200mm，得 μ₆=0.8；

(7) 夹矸强度 根据本次岩石力学参数实测，夹矸强度为 5MPa 得出 μ₇=1。

根据以上各因素的隶属度及每一因素对顶煤冒放性影响的权重分配，计算得到顶煤综合隶属度为 0.771。

$$\mu = \frac{\sum_{i=1}^7 A_i \mu_i}{\sum_{i=1}^7 A_i} = \sum_{i=1}^7 \mu_i = 0.771$$

表 5 为文献 [5] 中综合隶属度和顶煤可放性等级之间的关系，可知保德矿 88203 工作面顶煤冒放性为一般偏上。由于其综合隶属度值接近分类指标上限 0.8，因此，88203 工作面顶煤冒放性最终定性为中等偏好。

表 5 综合隶属度和顶煤可放性

μ	0.9~1	0.8~0.9	0.65~0.8	0.5~0.65	<0.5
冒放性	很好	好	一般	差	极差

4 结束语

通过对保德煤矿顶煤（板）运移与破坏及顶煤（板）在支架后方的冒落特征的实测，结合围岩岩石力学性能测试的技术手段，综合考虑各个影响因素，经理论分析，确定保德煤矿 8—1 煤顶煤可放性为“中等偏好”，适宜进行综放开采。

目前工作面已推进 1800m，采出率 85%，月产量 30kt

[参考文献]

[1] 樊运策·综放开采技术概论 [A]·放顶煤开采技术研究中心·综放开采技术研讨会 [C]·1993。
[2] 贾光胜，樊运策·综放开采顶煤冒放性研究 [A]·第二届全国放顶煤开采理论与实践研讨会论文集 [C]·1995。
[3] 赵经彻·兖州矿区综采放顶煤技术 [J]·煤炭学报，1999（1）。
[4] 张开智，刘文学，等·放顶煤顶板结构与支承压力分布规律的研究 [J]·山东矿业学院学报，1997（4）。
[5] 康天合，宋选民·煤层条件对顶煤可放性的影响研究 [J]·岩土工程学报，1996（9）。

[责任编辑：毛德兵]

(上接 46 页)

表 1 支护效果比较

支护型式	观测位置	顶板平均下沉量 /mm	两帮移近量 /mm
架棚支护	PD1 点前 55m	156.3	53.3
复合型支护	PD1 点前 77m	60.3	18.7

7 结论

在实际施工过程中不需要加长锚索寻找坚硬顶板岩层，只需充分注意锚固段的结构设计和施工质量，重点考虑深部围岩强度和巷道浅部支护体之间

的相互耦合作用，将锚索打设在设计的关键部位完全能够满足生产需要。实践证明，向前掘进采用锚索复合支护的 100m 巷道，较架棚支护的巷道变形轻微，明显减少巷道维修量，简化了工作面的超前支护工作，提高了巷道的掘进速度，减小了工人的劳动强度，降低了支护成本及辅助运输量，有利于组织生产，从根本上杜绝了安全隐患，为保证煤巷的快速掘进，工作面早日形成，达到集团公司下达的投产任务起到了关键作用。

[责任编辑：邹正立]