

深部回采巷道锚网索联合支护技术实践

李书民^{1,2}, 孙小岩², 白杨杨²

(1. 河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000; 2. 义马煤业集团股份有限公司 常村煤矿, 河南 义马 472431)

摘要: 以常村煤矿21132工作面上巷为例, 用理论分析并辅以工程类比的方法, 研究了全煤深部大断面高应力条件下锚网索架工字钢棚联合支护围岩变形的控制效果, 优选了巷道支护参数, 即锚杆长度为2.4 m, 间排距为0.6 m, 工字钢棚间距为0.4 m; 并进行了现场试验。试验结果表明: 采用锚网索架工字钢棚联合支护, 提高锚杆预应力, 打设顶、底角锚杆及顶部锚索能有效控制巷道变形, 增强巷道的稳定性。

关键词: 围岩松动圈; 锚杆支护参数; 棚间距计算; 联合支护

中图分类号: TD353.6 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336 (2012) 01-0038-04

Practices on Bolt/Steel Mesh/Anchor Combined Support Technology of Mining Gateway in Deep Mine

LI Shu-min^{1,2}, SUN Xiao-yan², BAI Yang-yang²

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454000, China;

2. Changcun Mine Yima Coal Mining Group Corporation Ltd., Yima 472431, China)

Abstract: Taking the upper gateway of No. 21132 coal mining face in Changcun Mine as an example, the theoretical analysis and the engineering analogy method were applied to study the control effect of the surrounding rock deformation with the bolt/steel mesh/anchor/H type steel shield combined support under the condition of high stress in the large cross section of deep full seam and optimize the support parameters of the gateway. The length of the bolt was 2.4 m, the space between the rows was 0.6 m and the space between the H type steel shields was 0.4 m. A site experiment was conducted. The experiment results showed that the application of the bolt/steel mesh/anchor/H type steel shield combined support could improve the pre-stress of the bolt. The bolt applied in the roof and floor and the roof anchor could effectively control the deformation of the gateway and improve the stability of the gateway.

Key words: releasing ring of surrounding rock; bolt support parameter; space calculation of frame timber supports; combined support

随着我国煤矿开采深度的增加, 井下巷道围岩所处的地质力学环境更加复杂, 特别是在高应力作用下, 井下工作面巷道围岩条件变得更加松软破碎^[1], 从而导致单纯的主动支护已无法保证巷道围岩的稳定性, 严重影响了深部煤炭资源的安全、高效开采^[2]。为此, 国内外学者对深部开采巷道的地压及其控制措施进行了大量研究, 提出了多种支护理论^[3-7]; 这些理论对软岩支护均起到重要的指导作用。但是, 由于深部巷道围岩的力学作用机理与浅部有较大的差别。经常发生因巷道变形过大而导致支护失效, 不得不经常返修巷道。

1 工作面概况

常村煤矿21132工作面煤层为侏罗系中统下段义马组2-3煤, 为长焰煤, 结构复杂。煤层产状为走向105~125°、倾向SW, 倾角8~15°, 一般11°。在分叉区内的2-3煤层全厚为3.2~6.5 m, 平均煤厚5.2 m; 合并区内的2-3煤其厚度平均为7.8 m; 埋深650 m左右。该工作面所采煤层上半部为半亮型块状硬质煤, 煤质较好, 下半部为半暗型硬质煤。煤层结构复杂, 含3~8层夹矸, 夹矸单层厚0.05~0.40 m, 多为泥岩和砂岩。

收稿日期: 2011-08-26; 责任编辑: 曾康生

作者简介: 李书民 (1966—), 男, 河南宜阳人, 高级工程师, 硕士, 现任常村煤矿矿长。E-mail: sunyan8208@163.com

网络出版时间: 2012-01-12 15:35; 网络出版地址: <http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120112.1535.006.html>

引用格式: 李书民, 孙小岩, 白杨杨. 深部回采巷道锚网索联合支护技术实践 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (1): 38-41.

2 锚杆支护参数合理设计

巷道围岩稳定性受到多方面因素影响, 但主要影响因素包括围岩应力、围岩强度和支护手段^[8-9]。巷道的稳定性和支护方式有着密切的关系, 合理的支护方式将使巷道围岩稳定性大幅提高, 经受得起多次围岩应力的变化, 从而使巷道能处于比较稳定的状态^[10-11]。

按悬吊理论设计锚杆参数, 锚杆长 $L = l_1 + l_2 + l_3$, 其中: l_1 为锚杆外露长度, 其值主要取决于锚杆类别及锚固方式, 一般 $l_1 = 0.15$ m; l_2 为锚杆有效长度, l_2 由声发射测定; l_3 为锚杆锚固段长度, 一般端锚时 $l_3 = 0.3 \sim 0.4$ m, 由拉拔试验确定, 当围岩松软时, l_3 需加长。

根据 RSM-SY5 (N) 型数字式超声波仪对 21132 工作面上巷松动圈测试结果得出波速与测孔深度之间的关系, 如图 1 所示。

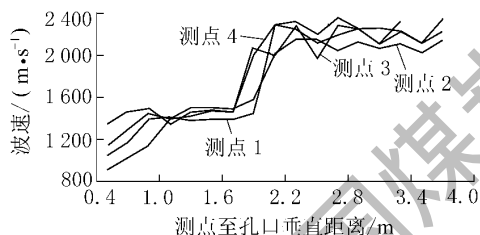


图 1 测孔波速与深度之间的关系

根据图 1 可知, 松动圈厚为 $1.7 \sim 1.9$ m; 为了安全考虑, 取松动圈范围的上限, 即杆长 $l_2 = 1.9$ m。所以 $L = l_1 + l_2 + l_3 = 2.35$ m, 取锚杆长度为 2.4 m。

锚杆直径 d 主要根据现场锚杆拉力实测结果来判断决定。根据杆体承载力与锚固力等强度原则确定, 则 $d \geq 35.52 (Q/\sigma_t)^{0.5}$, 其中: σ_t 为杆体材料抗拉强度; Q 为实测锚固力。顶锚杆 Q 取 70 kN, 帮锚杆 Q 取 50 kN; 从上式中直接求出帮锚杆直径 16.4 mm, 顶锚杆直径 19.4 mm。

锚杆的间排距根据每根锚杆悬吊的岩石质量确定, 即锚杆悬吊的岩石重力等于锚固力, 按等距排列 $S_c = S_1$, 则 $S_c \leq \sqrt{Q/(K\gamma B)}$, 其中: S_c 为锚杆间距; S_1 为锚杆排距; K 为安全系数, 一般取 $1.5 \sim 2.0$; B 为实测最大松动范围; γ 为煤体容重, 取 15 kN/m³。

综上取 S_c 中最小值作为锚杆支护的间距, 则

有 $S_c \leq 0.88$ m, 即锚杆间排距 $S_c = S_1 = 0.6$ m。

3 工字钢支架技术参数设计

3.1 巷道两帮破坏范围

由于 21132 工作面上平巷为全煤巷道, 受移动支承压压力作用巷道围岩松动范围较大, 决定采用自然平衡拱理论作为金属支架参数设计的理论模型。该理论假设岩体为松散体, 巷道开挖后, 支架所受的载荷为由于冒落所形成的冒落拱以内的松散体重力^[10,12-13]。按照普氏破坏拱理论, 其冒落形状为拱形, 则巷道两帮的破坏范围 c 为

$$c = \left(\frac{k_c \gamma H B_c}{1000 \sigma_m} \cos \frac{\alpha}{2} - 1 \right) h \tan \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$$

式中: k_c 为巷道周边挤压应力集中系数, 其值按巷道形状和巷道宽高比值确定, 梯形巷道取 2.3 ; γ 为煤岩容重, 取 20 kN/m³; B_c 为采动影响系数, 取 $1.0 \sim 1.5$, 这里取 1.1 ; σ_m 为煤的单轴抗压强度, 取 12.5 MPa; φ 为煤层内摩擦角, 取 51.3° ; α 为煤层倾角, 取 11° ; h 为巷道高度, 取 3.4 m; H 为埋深, 取 650 m。将上述数据带入式中, 则可得 $c = 1.86$ m。

3.2 煤层顶板的自然平衡拱高度

煤层顶板的自然平衡拱高度 b 为

$$b = 10(a + c) \cos \alpha / (K_r \sigma_r) = 5.06 \text{ m}$$

$$a = l / (2 \cos \alpha) = 2.39 \text{ m}$$

式中: a 为承受弯曲的悬臂煤层的半跨距; l 为巷道最大宽度, 取 4.7 m; K_r 为顶板煤层稳定性系数, 与煤层强度、分层厚度、节理裂隙间距等多种因素有关, $2 \sim 3$ 煤层取 0.5 ; σ_r 为顶板岩层抗压强度, 取 11.48 MPa。

3.3 巷道围岩

回采工作面平巷围压压力分垂直围岩压力 (顶板压力) 和侧向围岩压力 (煤帮压力)。巷道顶板压力等于支架与压力拱之间顶煤载荷集度, 即 $Q_r = 2\gamma ab \cos(\alpha/2) = 332.95$ kN/m, 其中, Q_r 为顶板煤层压力。由于巷道埋深远大于巷道高度, 所以可以忽略不计。深巷道水平载荷集度 Q_h 为

$$Q_h = \frac{\gamma h}{2} (2b + h) \tan^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) = 271.11 \text{ kN/m}$$

梁柱为铰接的情况是梯形金属支架, 在载荷作用下唯一静定结构, 每一构件均为受轴力作用和分布了 q_h 载荷的简支梁^[12]。梁承受的最大应力为梁

的中部，最大拉应力 σ_{\max} 为

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{W_x} = \frac{qL_4^2/8}{W_x} \tag{1}$$

式中： M_{\max} 为顶梁最大弯矩； W_x 为顶梁抗弯截面模量，12 号工字钢取 $1.145 \times 10^{-4} \text{ m}^3$ ； q 为顶梁上载荷集度； L_4 为顶梁长度。

3.4 强度校核

当顶梁在顶板压力作用下发生弯曲变形时，顶梁中部的应力最大，其值 σ_{\max} 小于 12 号工字钢材料的极限强度 σ_s ，即

$$\sigma_{\max} < \sigma_s \tag{2}$$

式中， σ_s 为材料的屈服极限，取 5.0 MPa。

$$\frac{qL_4^2/8}{W_x} \leq \sigma_s \tag{3}$$

设支架间距（棚距）为 x ，根据支架顶梁承受的载荷为自然平衡拱内顶煤重力 Q_r ，可以得出

$$q = Q_r x / L_4 \tag{4}$$

将式（4）代入式（3）得

$$\frac{Q_r x L_4 / 8}{W_x} < \sigma_s$$

整理后得

$$x \leq 8\sigma_s W_x / (Q_r L_4) \tag{5}$$

将有关数据代入式（5）得 $x \leq 0.588 \text{ m}$ 。

根据自然平衡拱理论计算得出，21132 综放面工字钢梯形支架合理的间距（棚距）应小于 0.588 m，即取值为 0.4 m。该值为现场支架棚距选择提供了理论依据。

4 巷道支护参数确定

21132 回采工作面两巷均沿底掘进，巷道断面为梯形，全断面锚网支架 12 号 3.6 m × 3.1 m（梁长 × 腿长）梯形工字钢单棚、空帮预留变形联合支护。锚网规格：上净宽 4.3 m，下净宽 5.7 m，净高 3.4 m。支架规格：上净宽 3.3 m，下净宽 4.7 m，净高 2.8 m，柱腿扎角为 75°，棚距 0.4 m。

帮锚杆采用 $\phi 18 \text{ mm} \times 2\,400 \text{ mm}$ 钢筋锚杆，每根锚杆配 Z3550 树脂药卷 1 套；顶锚杆采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$ 钢筋锚杆，每根锚杆配 Z2390 树脂药卷 1 套；顶、帮锚杆间排距均为 0.6 m × 0.6 m。同时，在顶板设 4 根 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 6\,000 \text{ mm}$ 锚索，每根配 1 支 CK2340 和 2 支 K2350 树脂药卷，间排距 1.5 m × 1.5 m。所有锚索要垂直巷道轮廓线打

设；两帮顶角锚杆与水平呈 15° 夹角向上打设，底角锚杆与水平呈 30° 夹角向下打设，其余全部垂直煤壁打设。两帮顶角金属网必须与支架梁上背设的钢筋网联接好，顶板背设钢筋网必须相互联结好，要求搭接 0.2 m，每 0.1 m 用铁丝联接。

为了防止支护体系单一支护独立作用，使支护体系易于被各个破坏，无法发挥整体支护能力^[7]；在支架与支架间设有拉杆连接，同时还设有撑杆，从而保持支架受力均匀，增加支架的稳定性，提高巷道支架的整体性能^[14-15]。对于锚杆支护，要求施加在帮锚杆的预应力不低于 50 kN，顶锚杆的预应力不低于 70 kN；增加支护体深部岩层的预应力^[16-17]。

5 矿压观测结果分析

为了解锚、网、棚联合支护对巷道围岩变形的控制效果，在掘进过程，每隔 30 m 布置 1 个观测站，共布置 3 个，其观测结果见表 1。

表 1 21132 回风巷变形观测结果

测站	项目	稳定时间/d	稳定期速率/ (mm · d ⁻¹)	累计变形量/mm
1	两帮	38	2.0	391
	顶底板	35	1.2	308
2	两帮	38	1.8	386
	顶底板	36	1.5	353
3	两帮	40	2.3	412
	顶底板	37	1.8	359

由表 1 可以看出：采用锚网索架联合支护，同时提高锚杆的预紧力，巷道的变形比较小。这是由于锚杆锚索支护属于主动支护，同时安装时施加较大的预紧力，围岩强度得到提高，载荷体变为承载将体，能使围岩和支架共同作用，有效地控制巷道围岩变形。底角锚杆的打设，有效地切断了两帮和底板的联系，可使顶板中形成的应力向巷道拱脚深处转移，降低了煤帮浅部与底板的应力，有效地控制巷道两帮位移与底鼓。

6 结 论

1) 巷道在掘进期间，巷道顶底板及两帮移近量整体较小，除个别地方支架变形较为严重外，其

余地方基本保证了巷道的通风和行人的安全; 说明锚杆设计合理, 围岩控制效果较好。

2) 以理论计算辅以工程类比法作为设计锚杆支护系统参数设计是合理可靠地; 同时以冒落拱为基础进行棚梁间距设计是可行的。

3) 通过 21132 工作面的实践, 说明了对于采深较大、煤体松软的巷道采用锚网架棚联合支护是一种行之有效的途径。

参考文献:

- [1] 孙晓明, 何满潮, 冯增强. 深部松软破碎煤层巷道锚网索支护技术研究 [J]. 煤炭科学技术, 2005, 33(3): 47-50.
- [2] RUSSO-BELLO F, MURPHY S K. Longwalling at Great Depth in Ageologically Disturbed Environment the Way Forward [J]. The Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, 2000, 100 (2): 91-100.
- [3] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程力学 [M]. 北京: 科学出版社, 2002.
- [4] 韩瑞庚. 地下工程新奥法 [M]. 北京: 科学出版社, 1987.
- [5] 董方庭. 巷道围岩松动圈支护理论及其应用技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [6] 朱效嘉. 锚杆支护理论进展 [J]. 光爆锚喷, 1996(3): 1-4.
- [7] 陆士良, 姜耀东. 支护阻力对软岩巷道围岩的控制作用

[J]. 岩土力学, 1998, 19 (1): 1-6.

- [8] 马念杰, 侯朝炯. 采准巷道矿压理论及应用 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [9] 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.
- [10] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰. 煤巷锚杆支护 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [11] 朱维申, 何满潮. 复杂条件下围岩稳定性与岩体动态施工力学 [M]. 北京: 科学出版社, 1995.
- [12] 尤春安. 巷道金属支架理论计算 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000.
- [13] 李振华, 戎涛. 回采平巷架网喷联合支护技术应用实践 [J]. 有色金属: 矿山部分, 2008 (8): 1-2, 16.
- [14] 刘长武, 陈小强, 丁玉娇. 放顶煤回采巷道锚网(索)支护参数研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23 (S1): 4979-4983.
- [15] 高凤军, 刘宝海. 锚网支护在回采巷道中的应用 [J]. 煤炭技术, 2003, 22 (10): 43-44.
- [16] 孙晓明, 杨军, 曹伍富. 深部回采巷道锚网索耦合支护时空作用规律研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26 (5): 895-899.
- [17] 陈士林, 钱七虎, 王明洋. 深部坑道围岩的变形与承载能力问题 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24 (13): 2203-2211.

(上接第 37 页)

面达到一定长度后, 先前所产生的覆岩破坏逐渐闭合, 新的破坏产生; 当工作面推进长度为 40~60 m 时, 采空区中部覆岩破坏高度在粉细砂岩岩组、泥岩岩组内达到最大值, 其高度在 18~43 m, 垮落带、导水裂缝带就在此高度范围内。

从模型结果的整个过程来看, 裂隙从直接顶向上发展, 始终没有穿过砂岩层上面的泥岩层, 而上部裂隙发育过程中向下也没有穿过该泥岩层, 所以这顶板上部裂隙和下部的裂隙一直没有连通, 从而上部的裂隙不能划为导水裂缝带范围, 属于局部裂隙, 而非导水裂隙; 导水裂缝带应该是从煤层顶板到厚砂岩顶界面的范围, 高度约 36.5 m。

4 结 论

1) 采用钻探、物探多手段综合观测方法获取了淮南煤田潘集矿区浅埋煤层采动覆岩导水裂缝带高度实测值。

2) 数值计算结果表明, 随着工作面的向前推进, 其覆岩破坏由下向上, 由后向前逐步发展; 当

工作面推进一定长度后, 先前所产生的覆岩破坏逐渐闭合; 覆岩破坏带随工作面推进动态变化。

参考文献:

- [1] 中国煤田地质总局. 中国煤田水文地质学 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [2] 李佩全. 淮南矿区水体下采煤的实践与认识 [J]. 中国煤炭, 2001, 27 (4): 30-42.
- [3] 《淮南矿区三下一上采煤试验研究成果汇编》编委会. 淮南矿区水体下采煤试验研究成果汇编 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [4] 李洋, 李文平. 潘谢矿区导水断裂带发育高度与采厚关系回归分析 [J]. 地球与环境, 2005 (S): 66-69.
- [5] 袁景. 谢桥煤矿 12013 工作面覆岩导水裂缝带高度预测 [D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2005.
- [6] 康永华, 赵开全, 刘治国, 等. 高水压裂隙岩体综采覆岩破坏规律 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (6): 721-725.
- [7] 申宝宏, 孔庆军. 综放工作面覆岩破坏规律的观测研究 [J]. 煤田地质与勘探, 2000, 28 (5): 42-44.
- [8] 张明, 刘传武. 应用数值模拟方法研究煤层覆岩破坏规律 [J]. 煤炭科技, 2003 (4): 6-7.
- [9] 张玉军, 康永华. 覆岩破坏规律探测技术的发展及评价 [J]. 煤矿开采, 2005, 10 (2): 10-12.