

锚网索在厚煤层沿空掘巷中的应用及其围岩变形分析

杨有莲

(河海大学岩土工程研究所 , 江苏 南京 210098)

摘要 :以安徽省某煤矿为例 ,采用 ANSYS 软件对该煤巷围岩原支护方案(锚梁网支护)和改进方案 (锚网索联合支护方案)进行了数值实验对比研究 ,表明改进后的支护方案能有效地减小巷道围岩变形量 ,改善巷道维护状况。为检验改进方案在厚煤层沿空掘巷条件下的围岩变形控制效果 ,在巷道试验地段设置 1 组测点 ,通过 5 个月左右的观测 ,将所得数据进行了整理分析 ,所得结果进一步说明改进方案较好地控制了巷道围岩表面变形及深部位移。

关键词 :厚煤层 ;沿空掘巷 ;围岩变形 ;锚梁网支护 ;锚网索支护

中图分类号 :TD824 文献标识码 :A 文章编号 :1006-764X(2007)S2-0079-04

锚杆支护是一种新的巷道支护技术。随着煤巷锚杆支护技术的发展和推广应用 ,其中厚煤层沿空掘巷围岩变形控制中已成为比较成熟的技术。理论与实践证明 ,锚杆支护能改变围岩的力学特性 ,提高其承载能力。该项技术突破了传统的支护形式和支护理论 ,不再是消极地承受围岩压力 ,而是尽量保持围岩的完整性 ,限制岩石的变形、位移和裂隙发展 ,充分发挥岩体的自身支承作用。把围岩从荷载变为承载 ,变消极因素为积极因素 ,这就是锚杆支护大大优于其他支护形式的根本所在^[1-3]。

1 工程概况

安徽省某煤矿 121X(3)工作面为倾斜长壁大采高综采工作面 ,位于井田 - 600 m 水平以上的西翼采区 ,工作面标高为 - 410 ~ 560 m。东邻 121X(3)工作面 ,121X(3)工作面于 2002 年 6 月采完 ,121X(3)工作面与采空区以 5 m 护巷煤柱为界 ,属于第一条沿空掘巷工作面 ;西邻 1214(3)工作面(未采)实体煤为界 ,南翼以 3 条主要大巷保护煤柱为界 ,北以新生界中部含水层的 60 m 防水煤柱线为界。工作面沿倾斜方向推进长度为 1109 ~ 1120 m ,平均 1110 m ,工作面长度 230 m ,煤层倾向 6° ~ 9° ,平均 7° ,煤层厚度为 1.3 ~ 4.3 m ,平均厚度 3.65 m ,煤层普氏系数为 0.8 ~ 1.7 ,密度为 1.34 t/m³。

顶板为复合顶板 ,老顶为中粒细砂岩 ,厚度变化不大 ,在 2.8 ~ 3.4 m 之间 ,直接顶由泥岩、13-2 煤、砂

质泥岩等组成复合顶板 ,厚度为 3 ~ 7.8 m ,底板为泥岩 ,厚度为 0.5 ~ 5.4 m。巷道断面为 4.6 m × 3.1 m ,属于大断面沿空掘巷。

2 支护方案与改进

该巷道围岩原支护方案采用的是锚梁网支护 (如图 1 所示) ,顶板锚杆布置参数如下 :锚杆 3 根 ,锚杆长度 2.0 m ,锚固深度 1.6 m ,锚杆布置密度 1.2 m × 1.0 m ,并用 W 形钢带相连 ;帮部锚杆布置参数如下 :锚杆 3 根 ,锚杆长度 2.0 m ,锚固深度 1.6 m ,锚杆布置密度 1.2 m × 0.8 m ,并用 W 形钢带相连。

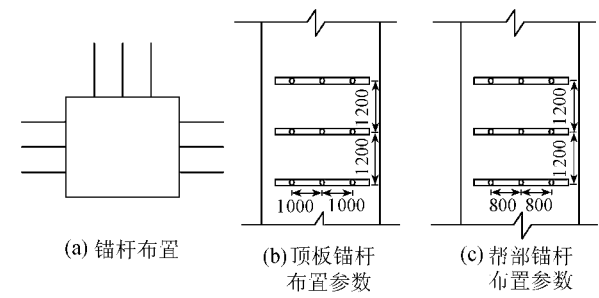


图 1 原支护方案

工作面初放以后 ,轨道巷围岩严重变形 ,尤其是巷道严重底膨变形 ,煤柱侧巷帮向巷内移动 ,巷道断面收缩率达 72.4% ,通风断面为 3.93 m² ,巷道断面已经不能满足工作面的运输、通风及行人需求 ,严重影响工作面的安全生产。

2.1 原支护方案及其效果分析

原支护方案如图 1 所示 ,为了解其支护效果 ,进

行了数值试验分析。

分析结果表明,巷道两帮没有出现塑性区,但巷道两顶角及煤柱侧底角出现塑性区,其中煤柱侧底角塑性区较大。煤柱采空侧塑性区进一步扩大到锚固体,巷道两帮没有向巷道弧形突出,呈整体变形。以上结果说明安装锚杆后使锚固区岩体强度强化后有效地减小了巷道围岩塑性区半径及巷道表面位移。但锚梁网支护巷道依然变形严重,分析后认为应加强顶板离层及破碎膨胀变形的控制和底板底膨量的控制。在控制底膨量时,考虑到底膨量与两帮的下沉有关,应同时对两帮底板进行控制。

2.2 改进后的支护方案及其作用原理

根据软岩支护理论,在软的围岩条件下,为提高支护强度和效果,采用锚索做加强支护,利用锚索辅助加固围岩的承载能力,形成深、浅部围岩的共同控制,减少围岩的变形破坏^[4-10]。设计的加固方案即在原支护方案的基础上添加顶板锚索(2根)和巷帮底板锚杆(4根,倾角 35°),具体布置如图 2 所示。

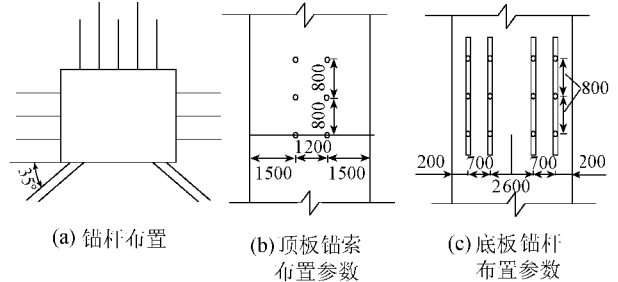


图 2 改进后的支护方案

这种加强锚杆支护所形成的组合梁对上部直接顶或老顶也进行了保护,阻止了其下沉移动和松动扩展,使相邻的锚杆、锚索的作用力相互叠加,组合形成一个新岩梁。这个新的岩梁厚度、网度、层间抗剪强度成倍增加,使顶板压力通过巷道煤帮向煤体深部转移,改善了巷道受力条件,使顶板得到有效控

制,片帮问题也得到了较好的解决。

3 支护效果分析

为了进一步研究支护效果,取未受本工作面开采影响的一段巷道按以上改进方案进行加固试验,改进前后对比结果如图 1 所示。由图 1 可以看出,改进方案能有效地减小巷道围岩变形量,从而改善巷道的维护状况(图 3)。

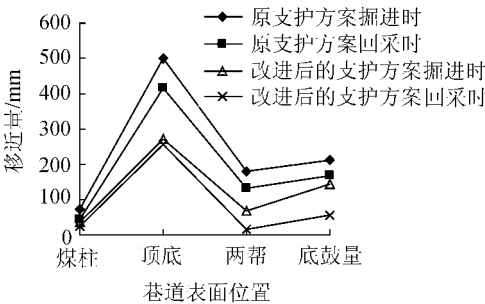


图 3 支护方案改进前后巷道表面位移

3.1 巷道围岩表面位移分析

为检验改进后的支护方案在厚煤层沿空掘巷条件下的围岩变形控制效果,在巷道试验地段设置 1 组测点,用钢尺及测杆测取顶底板及两帮移近量,用 KDW-1 型深孔多点位移测试仪器测取煤柱深部位移。通过 5 个月左右的观测,将所得数据整理后进行分析。

图 4、图 5 分别为支护方案改进前后距工作面不同位置处的移近量及移近速度。从图 4、图 5 可看出,采动对工作面前方巷道(沿空掘巷)的影响长度范围在 100 m 左右,明显影响的长度范围在工作面前方 40 m 左右,剧烈影响的长度范围在工作面前方 20 m 左右。在工作面前方 20 m 以内,围岩变形量大,移近速度变化幅度大,需进行重点超前加固;在 20~50 m 内巷道围岩变形量逐渐减小,移近速度也

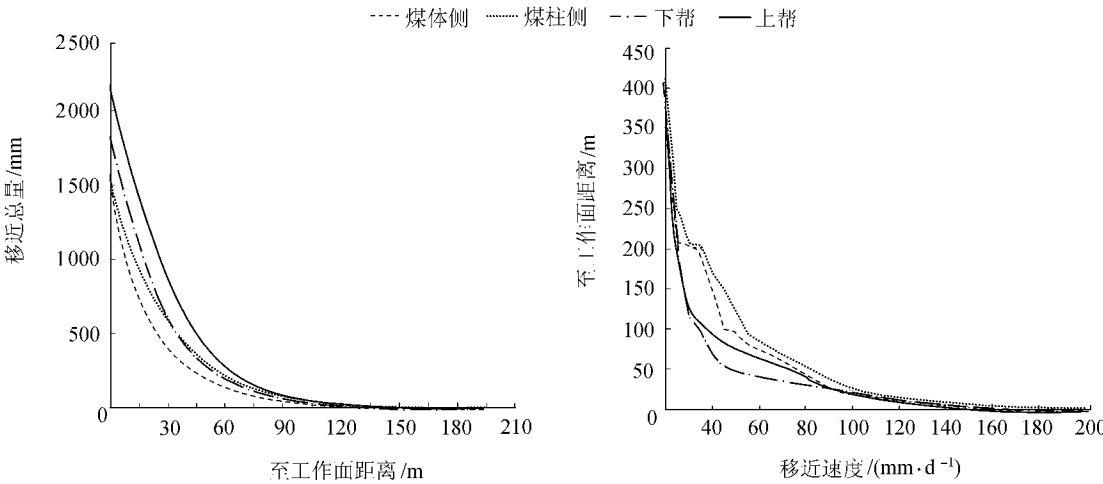


图 4 原支护方案距工作面不同位置处的移近量及移近速度

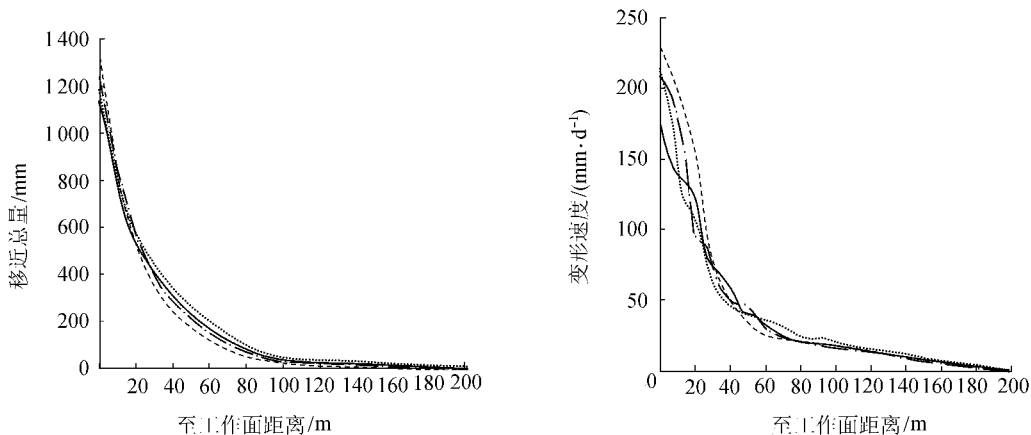


图5 改进后的支护方案距工作面不同位置的移近量及移近速度

减小,此段也需要进行超前支护,但巷道变形量较小,巷道断面平均收缩率小于20%,最大收缩率小于40%,基本满足生产需要。

图6为支护方案改进前后的巷道围岩移近量及移近速度的比较。从图6(a)可知改进前后巷道两帮移近量:上帮从1605 mm减小到1136 mm,下帮从1563 mm减小到1241 mm;顶底板移近量:煤柱侧从2171 mm减小到1194 mm,煤体侧从1841 mm减小到1334 mm;断面收缩率从72.4%减小到55.3%;通风断面从3.93 m²增大到6.38 m²。改进方案既控制了顶底板煤柱侧移近量,使煤柱侧移近总量大于煤体侧,又改变了上帮移近大于下帮的状态,使下帮移近总量大于上帮,巷道表面整体的变形也较小。

柱侧从412 mm/d减小到214 mm/d,煤体侧从354 mm/d减小到230 mm/d。改进方案既控制了巷道表面整体的变形速度,又改变了煤柱侧移近最大速度大于煤体侧的状态,使煤体侧移近最大速度大于煤柱侧。

3.2 巷道围岩深部位移分析

为进一步了解围岩的变形情况,在巷道试验地段设置一组测点,在各测站对巷道煤柱分别布置了1 m、1.5 m、2 m、2.5 m、3 m深部位移观测点。从观测结果整理得到图7、图8。

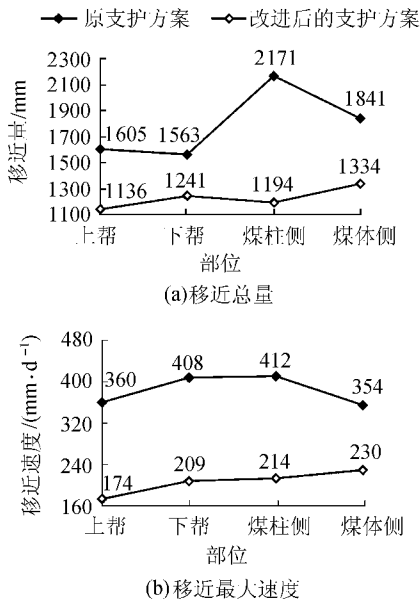


图6 支护方案改进前后巷道围岩移近量及移近速度的比较

从图6(b)可知,改进前后巷道两帮移近最大速度:上帮从360 mm/d减小到174 mm/d,下帮从408 mm/d减小到209 mm/d;顶板底移近最大速度:煤

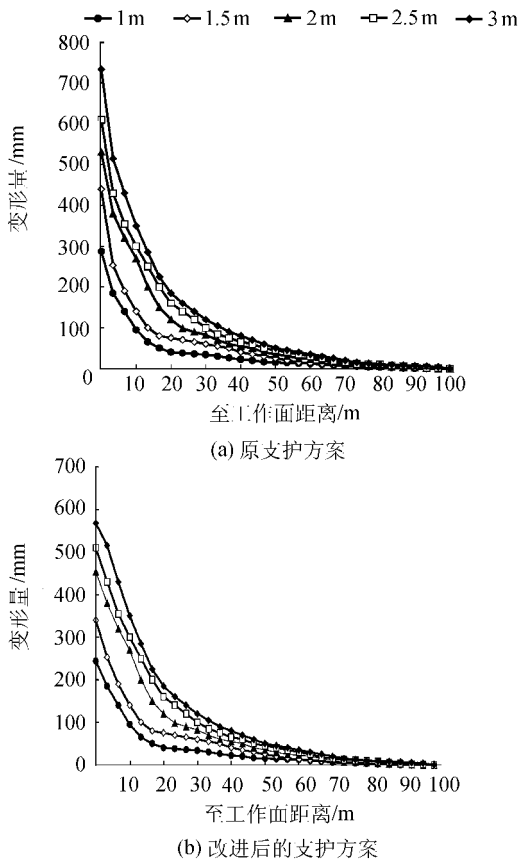


图7 深基点位移观测

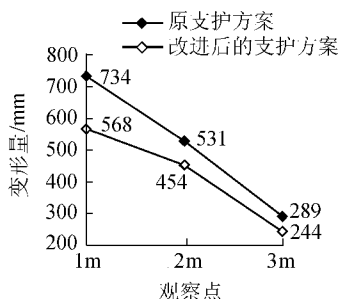


图8 改进前后巷道煤柱表面变形量的比较

图7为深基点位移观测。在超前支承压力作用下窄煤柱变形主要发生在2m深的范围内,尤其以1m深范围内的煤体向巷道内的移动量最大,深2~3m之间各点位移差值较小,表明窄煤柱内部稳定,在工作面超前采动范围内窄煤柱是稳定的,保持了对顶板的支撑。

图8为改进前后巷道煤柱表面变形量的比较。可以看出改进方案有效控制了煤柱的变形量,相对于3m深部基点,巷道煤柱表面变形量由734mm减小到568mm;相对于2m深部基点,巷道煤柱表面变形量由531mm减小到454mm;相对于1m深部基点,巷道煤柱表面变形量由289mm减小到244mm。观测结果说明锚杆和锚索联合支护进一步加固了巷道围岩,充分发挥岩体的自身支承作用,从而有效地控制了岩石的变形和位移。

4 结 论

a. 现场实测数据证明改进后的支护方案即顶板锚索及煤柱帮底角锚杆联合加固技术能有效控制厚煤层沿空掘巷围岩变形,减小了断面收缩率及扩大了通风断面,从而改善了巷道维护状况。

b. 采动对工作面前方巷道(沿空掘巷)的影响范围在100m左右,明显影响范围在工作面前方40m左右,剧烈影响范围在工作面前方20m左右。

c. 在超前支承压力作用下窄煤柱变形主要发生在2m深的范围内,尤其使1m深范围内巷道内的移动量较大,2~3m深度之间各点位移差值较小。

参考文献:

- [1] 王卫军,侯朝炯,柏建彪,等.综放沿空巷道顶煤受力变形分析[J].岩土工程学报,2001,23(2):209-211.
- [2] 何满潮,黄福昌,闫吉太.世纪之交软岩工程技术现状与展望[M].北京:煤炭工业出版社,1999.
- [3] 吴健.我国综放开采15年回顾[J].中国煤炭,1999,25(1/2):9-16.
- [4] 张农,侯朝炯,王培荣.深井煤巷锚杆支护技术研究[J].岩石力学与工程学报,1999,18(4):437-440.
- [5] 侯朝炯,郭励生,勾攀峰,等.煤巷锚杆支护[M].徐州:中国矿业大学出版社,1999.

国矿业大学出版社,1999.

- [6] 张农,侯朝炯,等.综放沿空巷道高性能锚杆支护技术[J].煤炭科学技术,2000(专集):21-24.
- [7] 王卫军,侯朝炯,柏建彪,等.综放沿空巷道底板受力变形分析及底鼓力学原理[J].岩土力学,2001,22(3):319-322.
- [8] 陈炎光,钱鸣高.中国煤矿采场围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [9] WANG Wei-jun, HOU Chao-jiong. Study of mechanical principle of floor heave of roadway driving along next goaf in fully mechanized of mechanical principle of floor heave of roadway driving along next goaf in fully mechanized sublevel caving face[J]. Journal of Coal Science & Engineering (China), 2001, 7(1):13-17.
- [10] JACHSON M J. Tomographic imaging of coal pillar conditions: observation and implication[J]. Int J Roch Min Sci & Geomech Abste, 1996(33):279-290.

(收稿日期:2006-09-25 编辑:高建群)

(上接第62页)

- [7] 刘兴年.非均匀沙推移质输沙率及其粗化稳定[D].成都科技大学,1986.
- [8] 刘兴年,黄尔,曹叔尤,等.宽级配推移质输沙特性研究[J].泥沙研究,2000(4):14-17.
- [9] 何文社,杨具瑞,方铎,等.泥沙颗粒暴露度与等效粒径研究[J].水利学报,2000(11):44-48.
- [10] 张启卫.非均匀沙起动流速[C]//全国泥沙基本理论研究学术讨论会论文集.北京:建材工业出版社,1992:157-167.
- [11] 方红卫.不均匀沙组成及起动[J].水利学报,1994(4):43-49.
- [12] 孙志林.非均匀沙分级起动规律研究[J].水利学报,1997(10):25-32.
- [13] 孙志林,孙志锋.粗化过程中的推移质输沙率[J].浙江大学学报:理学版,2000,27(4):449-453.
- [14] 郭志学,方铎,曹叔尤,等.近底水流结构对非均匀沙起动影响的研究[J].四川大学学报:工程科学版,2002,34(6):24-27.
- [15] 许全喜,张小峰,谈广鸣.河床冲刷粗化多步预报模式研究[J].水科学进展,1999,10(1):42-47.
- [16] 刘金梅,王士强,王光谦.河流冲刷过程中表层床沙粗化对不平衡输沙的影响[J].水科学进展,2000,11(3):22-24.
- [17] 王协康,郭志学,方铎,等.泥石流入汇影响主河床冲刷粗化稳定试验研究[J].泥沙研究,2000(8):18-21.

(收稿日期:2007-01-17 编辑:高建群)