

极软岩回采巷道互补控制支护技术研究

姜耀东^{1, 2}, 王宏伟², 赵毅鑫^{1, 2}, 刘长海³, 朱喜东³

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 北京 100083; 2. 中国矿业大学 力学与建筑工程学院, 北京 100083;
3. 铁法煤业(集团)有限责任公司, 辽宁 调兵山 112700)

摘要: 从加固破碎岩体和提高支护阻力两方面综合研究入手, 分析小康煤矿巷道围岩的力学及变形破坏特征, 得出小康煤矿软岩回采巷道围岩失稳机制, 指出原有支护系统变形不协调、支护阻力低和没有发挥围岩的承载能力是导致巷道破坏和支护失效的主要原因。以铁法矿业集团小康矿 S2N8 运输顺槽为工程实例, 研究高强度高预紧力锚杆、强力锚索、金属网和喷浆加固以及 U 型钢在控制围岩变形中的互补作用, 详细介绍高强度、高预紧力锚网索配合 U 型钢可缩支架的互补控制综合支护方案并进行现场工业试验。研究结果表明, 互补控制支护技术能够避免极软岩回采巷道的多次翻修, 实现支护一次到位。

关键词: 岩石力学; 软岩; 预紧力; 互补控制; 失稳机制

中图分类号: TU 45

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2009)12 - 2383 - 08

STUDY OF COMPLEMENTARY SUPPORTING TECHNOLOGY OF EXTREMELY SOFT ROCK MINING ROADWAY

JIANG Yaodong^{1, 2}, WANG Hongwei², ZHAO Yixin^{1, 2}, LIU Changhai³, ZHU Xidong³

(1. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China;
2. School of Mechanics, Architecture and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China;
3. Tiefa Coal Industry Group Co., Ltd., Diaobingshan, Liaoning 112700, China)

Abstract: By using the method of strengthening broken rock and increasing supporting resistance, the mechanical properties, deformation and failure characteristics of surrounding rocks in Xiaokang coal mine are analyzed. Meanwhile, the instability mechanism of soft rock mining roadway is obtained and it is pointed out that the main reasons of supporting failure are inconsistent deformation, low supporting resistance and failure to utilize the supporting capability of the surrounding rocks. Taking the S2N8 haulage roadway of Xiaokang coal mine for example, the complementarity of the high strength bolt, high pretension cable, metal mesh and U-shaped contractible frame in the process of reinforcing surrounding rock is studied. Based on these studies, the complementary supporting technology of high strength and pretension bolt-mesh-cable supporting together with U-shaped contractible frame is introduced. In addition, in-situ industrial test has also been implemented; and the results show that the complementary supporting system can successfully avoid the multi-rebuilding in extremely soft rock mining roadway and the supporting once for all in Xiaokang coal mine can be adopted.

Key words: rock mechanics; soft rock; pretension force; complementary technology; instability mechanism

收稿日期: 2009 - 03 - 20; **修回日期:** 2009 - 07 - 27

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)项目(2010CB226801); 国家自然科学基金资助项目(50704034); 北京市教育委员会共建项目建设计划; 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题资助

作者简介: 姜耀东(1958 -), 男, 博士, 1982 年毕业于中国矿业大学力学班, 现任教授、博士生导师, 主要从事岩石力学与采矿工程方面的教学与研究。E-mail: jiangyd@cumtb.edu.cn

1 引言

铁法煤业(集团)小康矿是国内外罕见的软岩矿井,自 1990 年投产以来一直面临巷道支护困难的问题。井下实测资料表明,围岩破碎范围达 10 m,顶底板饱和单向抗压强度 $R_c = 3 \sim 5 \text{ MPa}$,完整性系数 $K_v = 0.2$,属地压特大的极软岩巷道^[1~3]。曾试用过钢筋混凝土支护,锚喷网及 U 型钢支护,由于措施不当,围岩剧烈变形,致使巷道掘出仅 3 个月就完全坍塌,服务期间围岩变形量高达 4 000 mm 左右。每年翻修 2~3 次以上,1 m 巷道年翻修费用高达 2 万元左右。巷道屡遭严重损坏和频繁翻修,不仅严重影响回采工作的正常进行,而且引起采空区煤炭自燃发火,严重困扰着矿井的生产和安全。

1993 年铁法矿务局和中国矿业大学合作,在研究围岩大变形机制的基础上,从加固破碎岩体强度、提高支护阻力和降低围岩采动应力 3 个方面综合研究入手,在普通封闭 U 型钢支护技术的基础上,通过对 29U 钢热处理提高材料强度 40%,改善卡缆结构和提高卡缆滑动阻力使接头强度与 U 钢强度相匹配,在支架之间安设拉杆充分发挥支架的整体效应。采用壁后充填等新工艺技术后,在只增加支护成本 10% 的条件下使得支架的实际承载能力和支护强度提高 5 倍以上,从而使巷道的围岩变形量下降了 90% 左右,实现了极软岩动压巷道支护一次到位的目标,扭转了生产被动的局面^[4]。

全封闭 U 型钢可缩支架壁后充填技术由于其高阻可缩的特点曾被小康矿大范围采用,然而该支护方法存在工法复杂、成巷速度慢、支护成本高的问题。而实践表明,单纯采用锚喷网支护技术,通过增加锚杆密度和杆体刚度等措施仍不能解决小康矿极软岩动压巷道支护问题。近年来,小康矿采用 U 型钢支架与锚喷网支护结合的支护方案,但效果也不理想。

本文介绍了小康矿软岩巷道的复杂地质条件及其破坏特征,针对现场条件进行了 U 型钢壁后充填和锚网喷有机结合的互补控制支护技术研究,旨在将 U 型钢支架与锚网喷支护效果优势互补。现场工业试验结果表明,新型支护方案对巷道围岩变形控制效果较好。

2 工程概况

2.1 井田工程地质概况

小康煤矿井田沉积类型为内陆山间湖泊、沼泽相,形成于中生代晚侏罗纪,煤层结构多为复合层,成岩度低,暴露于空气即发生软化及崩解,强度损失快。井田内仅赋存一层煤,埋藏深度 237~715 m;倾角 $5^\circ \sim 12^\circ$,一般 7° 左右;可采厚度 5~7 m,最大可采厚度 8.67 m。井田隐伏较大断层,其中煤层厚度变化频繁,缺失带较发育,且含有大量泥岩,遇水极易泥化且很难维护。小康矿井田瓦斯、水文地质条件较为简单。

2.2 顶底板岩性

经现场勘查、室内试验确定小康矿顶底板分别为油页岩和粉砂岩,岩层综合柱状图如图 1 所示。

层号	层厚/m	累计厚度/m	柱状图	岩石名称
1	25.00	25.00		油页岩
2	1.00	26.00		煤
3	0.75	26.75		泥岩
4	0.95	27.70		煤
5	0.35	28.05		泥岩
6	1.40	29.45		煤
7	0.40	29.85		泥岩
8	0.60	30.45		煤
9	0.20	30.65		泥岩
10	2.70	33.35		煤
11	0.50	33.85		泥岩
12	0.35	34.20		煤
13	20.00	54.20		粉砂岩

图 1 岩层综合柱状图

Fig.1 Columnar section of rock strata

(1) 顶板油页岩

顶板平均厚度 25.00 m,以泥质为主,遇水泥化,风化后成为片状,干后粉碎崩解,不易维护,岩块饱和单轴抗压强度为 3.7 MPa。

(2) 底板粉砂岩

底板平均厚度 20.00 m,具有易风化、遇水泥化膨胀等特征,层理十分发育,岩块饱和单轴抗压强度为 4.3 MPa。布置在底板中的巷道围岩变形剧烈,底膨十分严重,占顶底板移近量的 75% 以上。

2.3 应力场特征

经测量,小康矿井田区域应力场特征为:最大主应力为 12.05 MPa,倾角 9.6° ,方向 NEE 74° ;最小主应力为 4.68 MPa,倾角 -3.1° ,方向 NNW 15° ;中间主应力为 7.26 MPa,倾角 -80° ;最大和最小主应力作用方向近水平,中间主应力作用方向近垂直,属水平应力场。因此,水平构造应力对软岩巷道稳

定性影响明显。

3 软岩回采巷道破坏特征及机制分析

3.1 软岩回采原有支护形式

小康矿软岩回采巷道原有支护方式断面如图 2 所示。

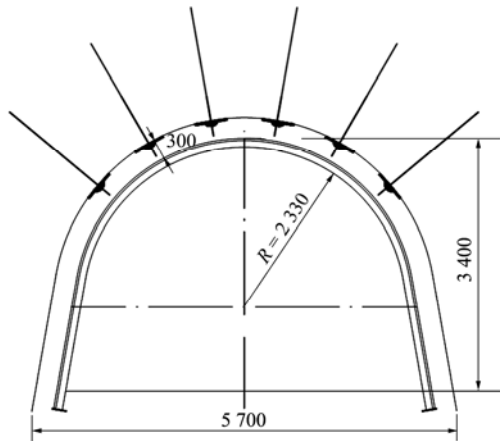


图 2 原有支护方式断面图(单位: mm)
Fig.2 Cross-section diagram of the original supporting systems(unit: mm)

现有支护方式中采用 $\phi 20\text{ mm}\times 2\ 400\text{ mm}$ 的螺纹钢锚杆, 锚固长度 1 110 mm, 锚固力 150 kN, 锚杆间距 \times 排距为 800 mm \times 600 mm, 五花眼布置; U 型钢拱形可缩金属支架采用 U36 型钢, 棚距为 600 mm。

3.2 软岩回采巷道变形破坏特征

经过大量的观测与实践, 归纳出小康矿软岩回采巷道变形破坏特征如下:

(1) 围岩自稳时间短, 来压快。小康矿巷道围岩从暴露到完全丧失稳定性而产生冒落的时间极短, 有时甚至来不及支护巷道断面便急剧缩小。图 3 给出了小康矿回采巷道破坏效果图。表 1 列出了巷道掘进阶段顶底板移近量及移近速度, 表中数据说明小康矿软岩巷道围岩稳定时间很短, 收敛速度快。

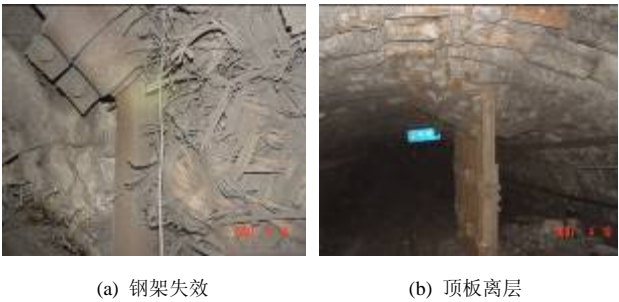


图 3 小康矿回采巷道破坏效果图
Fig.3 Failure conditions of mining roadway in Xiaokang mine

表 1 巷道掘进阶段顶底板移近量及移近速度

Table 1 Convergence quantity and rate in stage of excavation

巷道名称	观察时间/d	移近量/mm	移近速度/(mm \cdot d $^{-1}$)	
			平均速度	最大速度
S1W1 运输	87	526.5	6.05	20.5
S1W1 回风	46	924.0	20.80	40.0
S1W2 运输	30	303.0	10.10	41.5
S1W2 回风	30	330.0	11.00	22.5
S1W3 运输	87	879.0	10.10	156.0
S1W3 回风	30	596.0	19.87	174.0

(2) 围岩流变性显著。观测表明, 赋存于一般黏土质岩层中的软岩巷道, 距巷道壁 5 m 深处甚至更大范围内的围岩都会发生明显的位移, 并不断向深部扩展。巷道掘出后围岩变形完全趋于稳定的时间一般超过 50 d, 甚至达到 100 d 以上。表 2 给出了巷道回采阶段顶底板移近量及平均移近速度。如 S1W3 运输回顺掘后 87~415 d 的顶底板平均移近速度仍保持在 4.17 mm/d, 到受采动影响以前(415 d 时开始)总的顶底板移近量达 2 326 mm, 巷道破坏严重, 不得不频繁拉底。

表 2 巷道回采阶段顶底板移近量及平均移近速度

Table 2 Convergence quantity and average rate in stage of mining

巷道名称	观察时间/d	移近量/mm	平均移近速度/(mm \cdot d $^{-1}$)
S1E1 运输	96	109	1.14
S1E1 回风	66	413	6.25
S1W2 运输	40	128	3.20
S1W2 回风	70	182	2.60
S1W3 运输	288	756	2.63
S1W3 回风	328	1 242	3.80

(3) 巷道四周收敛速度快, 顶底板移近量大于两帮收敛量且底臃十分严重。小康矿软岩巷道四周普遍受压, 全断面收敛, 尤其以底臃最为明显, 黏土岩层遇水泥化引起的底臃更加严重。观测表明, 小康矿回采巷道表面收敛的规律是, 顶底板移近量一般为两帮收敛量的 2 倍以上, 其中底臃又占顶底板移进量的 56%(以煤为直接底)和 75%以上(以泥岩、粉砂岩为直接底)。因此, 加强顶底板和底臃的治理成为小康矿软岩巷道支护的关键。

3.3 变形破坏原因分析

小康矿软岩回采巷道发生变形破坏原因如下:

(1) 地质条件复杂。小康矿煤层变薄、缺失带

较多,形态复杂。巷道围岩泥质成分含量大,含大量膨胀性黏土矿物,易于风化潮解,而且水稳定性差。煤层及顶底板中都含有大量的泥质岩体,具有较强烈的流变特性。巷道围岩强度相对较低,单轴抗压强度为 3~5 MPa,围岩自承能力较差,是其巷道失稳的主要原因。

(2) 支护体系没有形成承载整体。首先,原有巷道支护为开放式支护结构,无法控制底臃。其次,原有支护体系单兵作战,支架与支架间虽然有拉杆连接,但拉杆的强度不能满足要求,使支护体系易于被各个击破,无法发挥整体支护能力^[5]。

(3) 没有充分发挥围岩承载能力。软岩巷道支护的作用在于维护和提高松动围岩的残余强度,充分发挥围岩的承载能力^[6~8]。小康矿现有支护系统只有顶板和肩部的锚杆支护,很难最大限度发挥深部围岩的自承载能力,所以其顶板离层现象特别严重,底臃难以控制。

4 小康矿软岩回采巷道互补支护技术

针对软岩回采巷道变形破坏特征,通过互补控制支护技术最大限度地发挥U型钢可缩支架和锚网喷的支护特性,将两者支护优点有机结合起来,使支护系统达到共同承载以及提高围岩强度的目的。

4.1 互补控制支护方案

总结分析小康矿软岩回采巷道变形破坏特征以及发生强烈变形破坏的原因,从加固破碎岩体和提高支护阻力两方面综合研究入手,使U型钢可缩支架和锚网喷支护分别在承载力和支护工艺上实现优势互补,形成一个高效而稳定的围岩承载体系,达到永久支护的目的。互补支护方式断面如图4所示。

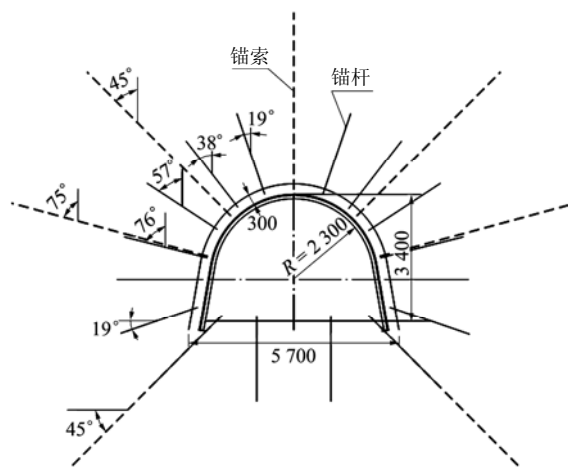


图4 互补支护方式断面图(单位: mm)

Fig.4 Cross-section of the complementary supporting systems (unit: mm)

(1) 锚杆支护

采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2400 \text{ mm}$ 的高强度、高预应力左旋螺纹钢锚杆,树脂药卷加长锚固,锚固长度为1400 mm,预紧力为150 kN,抗拉强度为780 MPa,底脚应力集中区设45°加固锚杆。采用W型强力钢带连接锚杆,托盘为高强度拱形托板,可调心垫圈,性能与强力锚杆匹配,以提高预应力。锚杆间距800 mm,排距800 mm,底板锚杆间距为1.0 m,锚杆按五花眼布置。

(2) 锚索支护

锚索采用高强度低松弛的1×19钢绞线,直径22 mm,长度7.3 m。树脂药卷加长锚固,锚固长度2.2 m。顶部锚索间距为1.5 m,排距为2.4 m。设置底脚45°锚索,可以切断来自两帮的压力对底板的破坏,有效控制了底臃。

(3) U型钢支架

采用36U型钢可缩性拱形支架,每节搭接长度为600 mm,每搭接处上5套U型螺杆式卡缆,每节梁中部安装强力拉板一套,使支护体发挥整体支护能力,棚距为800 mm。

(4) 壁后充填

充填材料为不含速凝剂的砂浆,初喷厚度为50 mm,复喷厚度为100 mm。

4.2 互补支护施工工艺

互补控制支护的最佳支护效果,需要如下工艺为保障,即施加于锚杆的螺母预紧力矩要达到500 N·m以上,从而增加锚杆对围岩的预应力;U型钢支架每节中部安装强力拉板一套,使支护体系能够发挥整体支护能力;施加于锚索上的预紧力矩要达到700 N·m以上,增加支护体系对深部岩层的预应力^[9, 10]。

5 互补支护方案的数值分析

5.1 数值模型的建立

按照小康矿实际地质条件,选取S2N8运输顺槽巷道其中60 m为研究对象,建立模型大小为60 m×60 m×60 m,单元总数为98 880。其中煤与各岩层厚度分别是,顶板22 m,煤层8 m,底板30 m,数值模型网格如图5所示。模型上边界施加载荷10 MPa以模拟上覆岩层自重,其他3个边界均为位移约束。模拟软岩的力学行为过程中采用的材料本构关系为应变软化模型,该模型建立在Mohr-Coulomb准则基础之上,与Mohr-Coulomb准则的区别是岩体

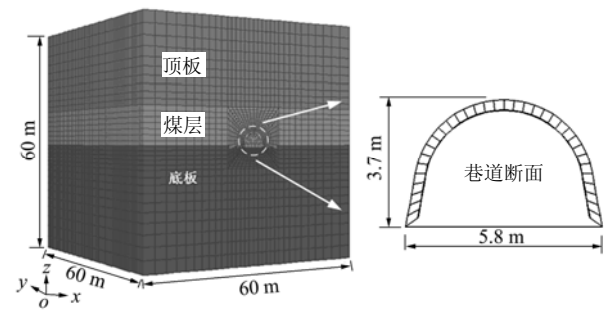


图 5 数值模型网格立体图

Fig.5 Diagram of grid generation of numerical model

强度达到峰值之后黏聚力、内摩擦角、抗拉强度、剪胀角都有不同程度的降低^[11~15], 岩层物理力学参数见表 3。

表 3 岩层物理力学参数

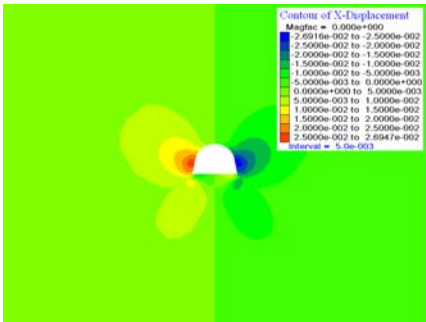
Table 3 Physico-mechanical parameters of rocks strata

岩层名称	重度 ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性 模量/GPa	黏聚力 /MPa	内摩擦 角/(°)	剪胀角 /(°)	抗拉强 度/MPa	泊松比
顶板	24.33	6.3	2.28	26.6	12	0.53	0.12
煤层	13.63	5.8	2.35	27.2	-	0.64	0.24
底板	22.42	8.8	1.50	29.6	12	1.30	0.13

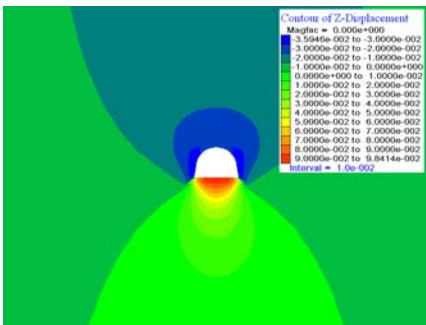
5.2 数值计算结果分析

(1) 围岩位移场分析

图 6 给出了数值计算所得的互补支护方式围岩



(a) 水平位移场



(b) 垂直位移场

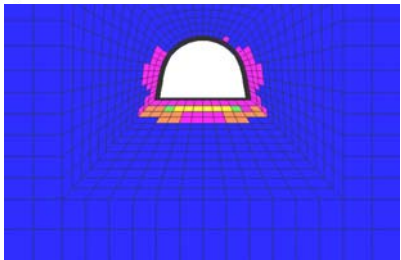
图 6 互补支护方式围岩位移场等值线图(单位: m)
Fig.6 Displacement contour map of surrounding rock under control of new support system(unit: m)

位移等值线图。计算结果显示, 顶板下沉量为 36 mm, 底臃量为 90 mm, 顶底板移近量为 126 mm。从水平位移场计算结果可知, 两帮收敛量只有 52 mm。

(2) 围岩塑性圈分析

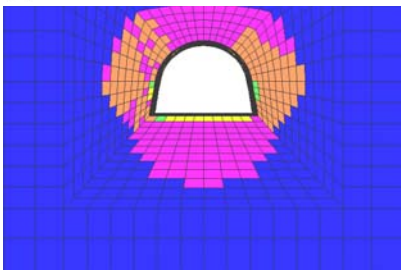
图 7 给出了互补支护和原始支护方式围岩塑性圈数值计算云图。

围岩塑性状态
■ 无
■ 剪切破坏(当前步)剪切破坏(先前步)
■ 剪切破坏(当前步)剪切破坏(先前步)拉伸破坏(先前步)
■ 剪切破坏(先前步)
■ 剪切破坏(先前步)拉伸破坏(先前步)



(a) 互补支护方式

围岩塑性状态
■ 无
■ 剪切破坏(当前步)剪切破坏(先前步)
■ 剪切破坏(当前步)剪切破坏(先前步)拉伸破坏(先前步)
■ 剪切破坏(先前步)
■ 剪切破坏(先前步)拉伸破坏(先前步)



(b) 原始支护方式

图 7 围岩塑性圈数值计算云图

Fig.7 Numerical calculation nephogram of plastic ring of surrounding rock

分析塑性圈范围可知, 原始支护方式塑性圈平均扩展 3 m, 主要破坏形式为剪切和拉伸, 互补支护塑性圈范围只有 1.2 m。图 7(a)显示, 互补支护巷道顶板围岩几乎没有破坏, 同时, 为了控制严重的底臃现象, 设计了底角强力锚索和底板锚杆, 而且施加了一定的预紧力, 计算结果显示这种支护方式能够有效控制底臃。

6 现场工业试验及结果分析

6.1 工业试验地点确定

由于小康矿 S2N8 综放工作面软岩特性十分明

显, 所以选定 S2N8 运输顺槽的 1 200~1 250 m 为新型支护试验段, 并做不间断的现场监测, 如图 8 所示。现场监测的主要内容是巷道表面位移的变化规律。

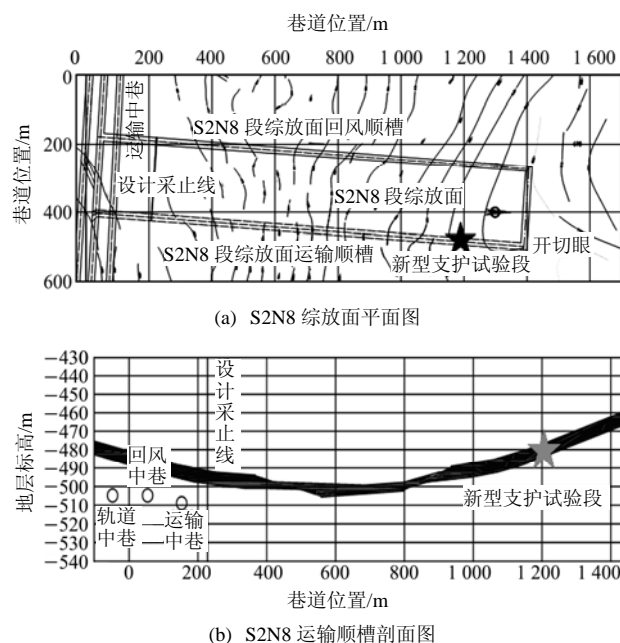


图 8 互补支护试验段位置示意图

Fig.8 Sketch of the new supporting system experimental section

6.2 巷道表面位移监测结果

监测的巷道表面位移测点 1, 5 位于原支护巷道中, 测点 2, 3, 4 位于互补控制新型支护试验段内, 内容包括顶底板移近量以及两帮收敛量的监测, 以收敛或者移近量、速度以及加速度为指标来衡量支护效果的稳定与否。

(1) 两帮收敛监测结果分析

图 9~11 分别为两帮收敛量、收敛速度以及收敛加速度的变化曲线, 可以看出, 监测曲线明显经历: 掘进、无采掘影响和采动影响 3 个阶段。

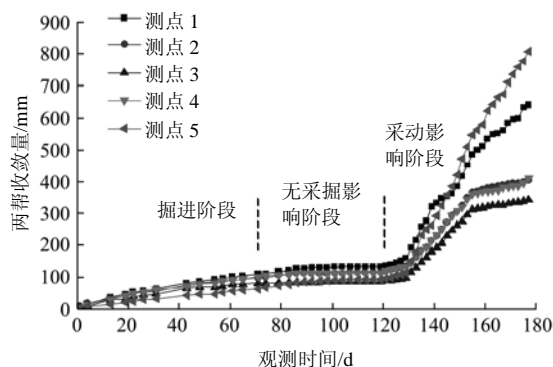


图 9 两帮收敛量变化曲线

Fig.9 Variation curves of convergence quantity curves of roadway walls

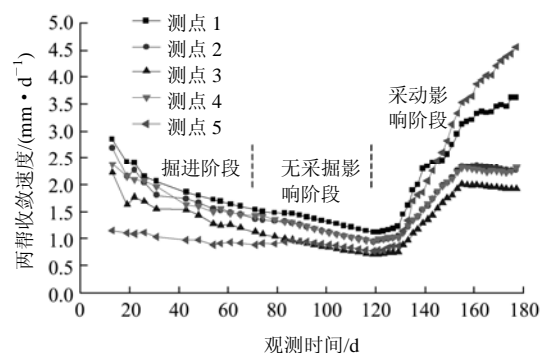


图 10 两帮收敛速度变化曲线

Fig.10 Variation curves of convergence rate of the roadway walls

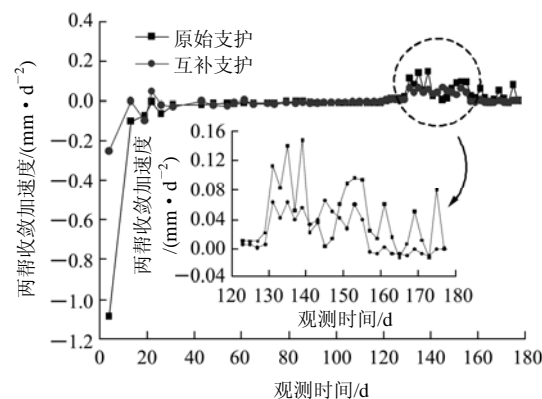


图 11 两帮收敛加速度变化曲线

Fig.11 Variation curves of convergence acceleration of the roadway walls

掘进阶段, 原支护方式巷道两帮平均收敛速度为 1.20 mm/d, 互补支护方式两帮平均收敛速度为 1.18 mm/d。回采阶段, 原支护方式两帮平均收敛速度为 9.35 mm/d, 互补支护方式两帮平均收敛速度为 4.17 mm/d, 相对原支护方式减小 55.4%。需要特别指出的是, 在工作面回采到监测时间的 155 d 之后, 互补支护方式巷道两帮收敛量和收敛速度有明显的稳定趋势, 这个阶段互补支护方式两帮收敛速度相对原支护方式减小 80.3%。

众所周之, 加速度反映物体受力特点, 针对软岩巷道支护, 加速度能体现支护阻力和围岩压力合力的变化趋势。由图 11 可知, 互补支护方式在巷道回采阶段对围岩变形的控制作用十分明显, 互补支护方式两帮收敛加速度变化较原支护方式稳定, 而且有逐渐为零的趋势, 由此可知, U 型钢的高阻可缩性起到了较大作用, 同时, 这种支护特性与锚喷网互补支护体系承载力能够有效抵御来自围岩的强烈变形, 调动了围岩的承载能力。

(2) 顶底板移近速度结果分析

图 12~14 分别为顶底板移近量、移近速度以及

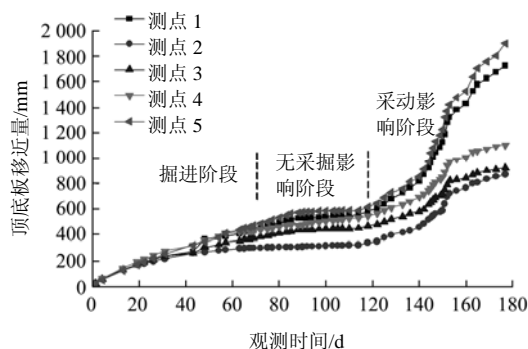


图 12 顶底板移近量变化曲线

Fig.12 Variation curves of convergence quantity curve of the roof and floor

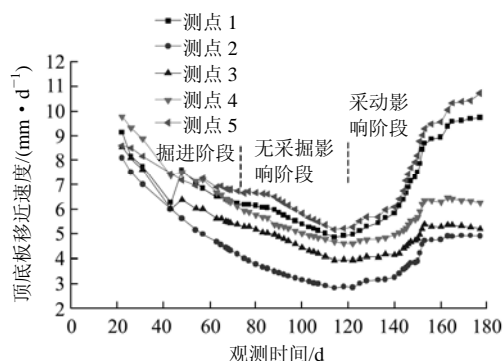


图 13 顶底板移近速度变化曲线

Fig.13 Variation curves of convergence rate of the roof and floor

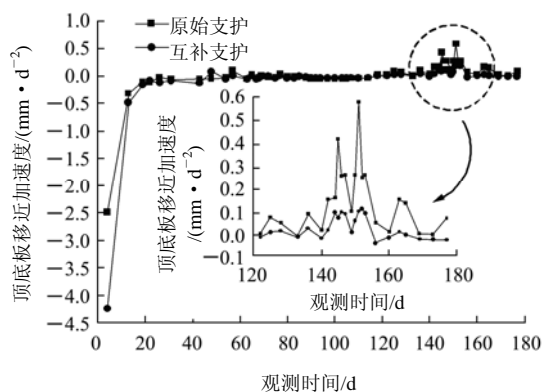


图 14 顶底板移近加速度变化曲线

Fig.14 Variation curves of convergence acceleration of the roof and floor

移近加速度变化曲线, 其变化过程同样经历: 掘进、无采掘影响和采动影响 3 个阶段。

掘进阶段, 原支护方式顶底板平均移近速度为 6.23 mm/d, 互补支护方式顶底板平均移近速度为 4.61 mm/d, 相对于原支护方式减小 26.0%, 巷道基本上处于稳定状态。回采阶段, 顶底板移近速度逐渐增大, 巷道断面急剧缩小, 支架变形折损也很严

重。原支护方式顶底板平均移近速度为 19.67 mm/d, 互补支护方式顶底板平均移近速度为 8.43 mm/d, 相对原支护方式减小 57.1%。与两帮收敛速度有同样的特点, 在工作面回采到 155 d 之后, 互补支护方式巷道两帮收敛量和收敛速度有明显的稳定趋势, 这个阶段互补控制支护巷道两帮收敛速度相对原支护方式减小 51.4%。

由图 14 中可知, 互补支护方式巷道在掘进阶段和回采阶段顶底板移近加速度明显小于原支护方式, 而且回采阶段加速度有为 0 的趋势, 由此可知, 互补支护方式全断面支护体系能够提供有效的支护阻力来控制围岩变形, 尤其底脚锚索和锚杆起到了预期效果。

6.3 超前工作面 15 m 处两帮收敛监测结果

图 15 给出了超前工作面 15 m 处两帮收敛量变化曲线, 监测历经 15 d。

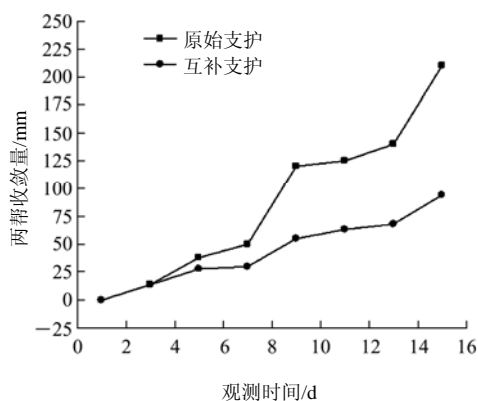


图 15 超前工作面 15 m 处两帮收敛量变化曲线

Fig.15 Convergence quantity curves of the roadway walls 15 m forward the working face

由图 15 可知, 互补支护条件下, 超前工作面 15 m 处两帮平均收敛量比原支护条件下小 87 mm, 减小比例为 49.5%。监测期间, 原支护两帮收敛速度为 14 mm/d, 互补支护方式仅为 6.3 mm/d, 相对减小 55%。由此可知, 在工作面超前支护段内, 互补支护方式对围岩的变形控制更加有效。

7 结 论

从支护体系的互补控制作用入手, 分析了互补控制支护方式的特点, 并结合小康矿软岩巷道现场监测得出如下结论:

(1) 通过大量现场实测, 分析了小康煤矿回采

巷道围岩失稳的机制,指出原有支护系统变形不协调、支护阻力低和没有发挥围岩的承载能力是导致巷道破坏和支护失效的原因。

(2) 从加固破碎岩体和提高支护阻力两方面综合研究入手,本文提出了高强度、高预紧力锚网索配合 U 型钢可缩支架的互补控制新型支护技术,锚网喷和 U 型钢可缩支架在支护承载力、施工时间和工艺上的优势互补,从而实现软岩巷道的有效支护。

(3) 结合铁法矿业集团小康矿现场条件,选定 S2N8 运输顺槽为互补控制支护方式试验段。两帮和顶底板收敛量、收敛速度以及收敛加速度监测结果显示,互补控制支护方式能够达到提高围岩强度和维持围岩稳定的目的。

参考文献(References):

- [1] 姜耀东,赵毅鑫,刘文岗,等.深部开采中巷道底臌问题的研究[J].岩石力学与工程学报,2004,23(7): 2 396 - 2 401.(JIANG Yaodong, ZHAO Yixin, LIU Wengang, et al. Research on floor heave of roadway in deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(7): 2 396 - 2 401.(in Chinese))
- [2] 赵士华,赵瑞峰,姜耀东.极软岩动压巷道支护技术[J].矿山压力与顶板管理,1999,(2): 19 - 21.(ZHAO Shihua, ZHAO Ruifeng, JIANG Yaodong. Support technology of roadway affected by mining located in extra soft rock[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999, (2): 19 - 21.(in Chinese))
- [3] 姜耀东,刘文岗,赵毅鑫,等.开滦矿区深部开采中巷道围岩稳定性研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(11): 1 857 - 1 862.(JIANG Yaodong, LIU Wengang, ZHAO Yixin, et al. Study of surrounding rock stability of deep mining in Kailuan mining group[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(11): 1 857 - 1 862.(in Chinese))
- [4] 姜耀东,陆士良.巷道底臌机制的研究[J].煤炭学报,1994,19(4): 344 - 350.(JIANG Yaodong, LU Shiliang. Investigation of mechanism of floor heave of roadway[J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(4): 344 - 350.(in Chinese))
- [5] 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.(LU Shiliang, JIANG Yaodong. The control of support resistance over strata around roadway in soft rock[J]. Rock and Soil Mechanics, 1998, 19(1): 1 - 6.(in Chinese))
- [6] 何满潮,谢和平,彭苏萍,等.深部开采岩体力学研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16): 2 803 - 2 813.(HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study of rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2 803 - 2 813.(in Chinese))
- [7] 冯 豫.我国软岩巷道支护的研究[J].矿山压力与顶板管理,1990,(2): 1 - 5.(FENG Yu. Study of the supporting of soft-rock roadway in China[J]. Grount Pressure and Strata Control, 1990, (2): 1 - 5.(in Chinese))
- [8] 柏建彪,王襄禹,贾明魁,等.深部软岩巷道支护原理及应用[J].岩土工程学报,2008,30(5): 632 - 634.(BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, JIA Mingkui, et al. Theory and application of supporting in deep soft roadways[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, 30(5): 632 - 634.(in Chinese))
- [9] 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.(SUN Xiaoming, YANG Jun, CAO Wufu. Research on space-time action rule of bolt-net-anchor coupling support for deep gateway[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 895 - 899.(in Chinese))
- [10] 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): 2 203 - 2 211.(CHEN Shilin, QIAN Qihu, WANG Mingyang. Problems of deformation and bearing capacity of rock mass around deep-buried tunnels[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(13): 2 203 - 2 211.(in Chinese))
- [11] LAWRENCE W. A method for the design of long wall gateroad roof support[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2009, 46(4): 789 - 795.
- [12] 周家文,徐卫亚,李明卫,等.岩石应变软化模型在深埋隧洞数值分析中的应用[J].岩石力学与工程学报,2009,28(6): 1 116 - 1 127.(ZHOU Jiawen, XU Weiya, LI Mingwei, et al. Application of rock strain softening model to numerical analysis of deep tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(6): 1 116 - 1 127.(in Chinese))
- [13] 周宏伟,谢和平,董正亮,等.深部软岩巷道喷射钢纤维混凝土支护技术[J].工程地质学报,2001,9(4): 393 - 398.(ZHOU Hongwei, XIE Heping, DONG Zhengliang, et al. Support technique of steel fiber shotcrete for soft rock tunnel at great depth[J]. Journal of Engineering Geology, 2001, 9(4): 393 - 398.(in Chinese))
- [14] LI C L. Rock support design based on the concept of pressure arch[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2006, 43(7): 1 083 - 1 090.
- [15] PANTH K K, NILSEN B. Uncertainty analysis of tunnel squeezing for two tunnel cases from Nepal Himalaya[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2007, 44(1): 67 - 76.