

鹤煤五矿深部交岔点大断面软岩巷道支护对策研究

李占金^{1, 2, 3}, 唐强达², 齐 干²

(1. 河北理工大学资源与环境学院, 河北 唐山 063009; 2. 中国矿业大学力学与建筑学院, 北京 100083;

3. 河北省矿业开发与安全工程实验室, 河北 唐山 063009)

摘 要: 鹤煤五矿三水平轨道下山地处向斜轴部, 构造应力大, 且受到上部采空区强烈的开采扰动, 巷道变形严重, 生产接续十分紧张。通过对该巷道工程地质条件的综合分析和地质力学评估, 研究了该巷道的变形破坏机理及变形力学机制, 并针对新开巷道大断面交岔点提出了以底角锚杆控制底臌的锚网索+柔层桁架耦合支护方案, 且对该方案主要技术环节进行了优化, 并通过数值模拟和现场实施验证了方案优化的准确性和可靠性。实践证明: 该方案可以充分发挥锚网索和桁架的耦合支护作用, 最大限度地发挥围岩的自承能力, 有效控制巷道变形, 为矿井的安全高效生产创造了条件。

关键词: 深部软岩; 大断面交岔点; 数值模拟; 耦合支护

中图分类号: TD353

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2010)04-0514-07

作者简介: 李占金(1968-), 男, 河北唐山人, 博士, 副教授, 从事采矿与岩石力学研究。E-mail: ts_lzj@sohu.com。

Supporting strategy for large span intersection in deep soft rock roadway of the Fifth Coal Mine of Hebei Coal Group

LI Zhan-jin^{1, 2, 3}, TANG Qiang-da², QI Gan²

(1. College of Resources and Environment, Hebei Polytechnic University, Tangshan 063009, China; 2. School of Mechanics and Civil

Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China; 3. Development and Safety Key Lab of Hebei Province,

Tangshan 063009, China)

Abstract: The third level deepening roadway of the Fifth Coal Mine of Hebi Coal group located in the syncline axis suffers from severe tunnel deformation and short supply of production due to high tectonic stress and strong disturbance of the upper working face. Based on comprehensive analysis and mechanical evaluation of the engineering geological conditions around the roadway, the mechanical mechanism of deformation and the failure of the roadway are studied. A new coupling supporting design, bolt-mesh-cable + truss with anchor in floor to control floor heave, is proposed and relevant technology is optimized in accordance with the large span intersection of the new tunnel. The accuracy and reliability of the optimum design is proved by numerical simulation and in-situ monitoring. Practices have proved that the bolt-mesh-cable + truss scheme will make full use of the action of coupling support sufficiently, and bring the self-supporting capability of adjacent rock into full play so as to control the roadway deformation effectively, and provide conditions for safe and efficient production of the mine.

Key words: deep soft rock; large span intersection; numerical simulation; coupling support

0 引 言

随着矿山开采深度的不断增加, 地质环境不断恶化, 使得深部软岩巷道稳定性控制问题成为影响矿井进入深部后的开采接续、危及安全生产的重大技术难题^[1-4]。而交岔点作为矿井运输的咽喉部位, 因断面大同时受应力集中及周边工程扰动等影响, 造成交叉点部位支护条件恶劣, 失稳翻修屡屡出现, 严重影响矿井安全生产。在交岔点支护技术中, 传统用的较多的为料石砌碛、钢梁棚式支护、锚杆支护。而深部软岩巷道因其所处的复杂的工程地质环境及围岩具有的大

变形力学特性, 决定了传统的支护形式无法满足深部巷道工程支护的需要, 究其原因是在深部巷道传统支护设计和施工过程中多种支护材料之间、支护材料与围岩间不能实现一体化耦合控制^[5]。

本文针对传统支护设计方法和施工过程中的不足, 运用非线性大变形力学设计方法和锚网索耦合支护设计思想, 从软岩巷道变形破坏的机理分析入手,

基金项目: 国家自然科学基金重大项目(50490270)

收稿日期: 2009-01-04

提出锚网索耦合支护设计优化方案, 并成功应用于现场, 取得了良好的支护效果。

1 工程地质条件分析

1.1 工程概况

鹤煤五矿为50年代投产的矿井, 随着开采深度的增加, 三水平(-450 m)开拓延深工程已掘至-520 m水平, 埋深超过700 m。由于延深巷道位于向斜轴部, 属应力集中区, 且受上中段工作面采动影响, 三水平延深巷道轨道下山掘至与二车场连接的变断面交岔点处, 因变形严重被迫停掘。已掘巷道出现了断面急剧缩小、严重底臃、顶板下沉、U型钢架断裂、锚索绷断等非线性大变形现象, 严重影响巷道的继续正常掘进和安全生产。要继续开采五矿深部煤炭资源, 就必须成功解决三水平延深开拓的支护问题, 而大断面交岔点能否成功支护就成为解决问题的关键。

1.2 工程岩体特性

巷道位于向斜轴部, 构造应力大。通过现场揭露岩层情况及岩样室内试验可知, 该工程围岩主要为泥岩、砂质泥岩和砂岩, 岩石节理裂隙发育, 松散破碎, 岩性较差, 黏土含量高, 遇水呈膨胀性(围岩宏、微观结构见图1~2), 具有明显的流变特性, 对巷道的稳定影响很大。

表1为不同岩组的主要矿物含量及宏、微观结构特征。表2为3种岩组的物理力学特性。从表中可见, 泥岩矿物成分中, 黏土矿物含量高达62.2%, 具有膨胀性I/S混层含量高达37%, 其抗压强度为13.3 MPa, 抗拉强度仅有1.33 MPa, 吸水性较强, 软化系数为0.265, 为软岩类型。巷道开掘后, 如不及时封闭围岩, 由于自然风化潮解, 岩体强度急剧降低同时将会产生较大

的膨胀应力, 该岩组为典型的碎裂结构岩体, 也是深部支护重点维护的岩层。

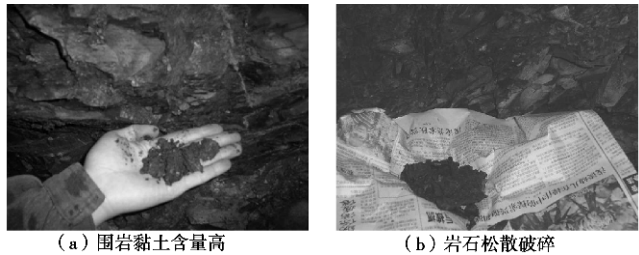


图1 巷道围岩宏观结构
Fig. 1 Macrostructure of the surrounding rock

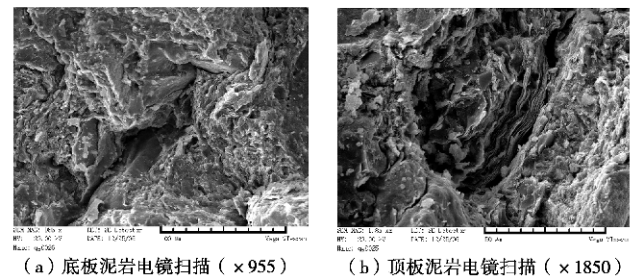


图2 巷道围岩微观结构
Fig. 2 Microstructure of the surrounding rock

由物化分析可知, 各岩组中除砂岩外, 泥岩及砂质泥岩遇水较易发生泥化和膨胀, 为遇水易膨胀性软岩, 水对围岩的软化是造成巷道变形破坏的主要原因之一。

2 巷道变形特征及机理分析

2.1 原支护形式

原支护断面采用直墙半圆拱形, 净断面尺寸3400 mm×3200 mm, 原设计采用锚网喷+锚索支护形式, 翻修后又架设了半封闭U₂₉棚支护, 支护参数如下: ①

表1 不同岩组的主要矿物含量及结构特征

Table 1 Essential mineral content and structural characteristics of different petrofabrics						
岩组	主要矿物含量/%			宏观结构特征	微观结构特征	
	石英	黏土矿物	伊/蒙混层			
泥岩	24.5	62.2	47	浅灰-灰黑色, 泥质结构, 断口平短状, 质较均匀	粒表可见少量溶蚀孔、片状伊/蒙混层、伊利石及片状绿泥石	
砂质泥岩	34.6	51.0	14	灰黑色或黑色砂质泥岩, 富含植物化石, 夹煤线, 局部为中细粒砂岩, 钙质胶结	较致密, 粒间淋滤成次生孔隙, 可见粒表片状伊利石及粒表片状高岭石	
砂岩	38.9	10.7	10	灰褐色中粒石英长石砂岩, 含黑色矿物及泥岩包裹体	致密, 孔隙少, 可见方解石晶体表面溶蚀孔, 溶蚀孔内方解石、石英、菱铁矿镶嵌接触	

表2 不同岩组的物理力学特性

Table 2 Physical and mechanical characteristics of different petrofabrics										
岩组	重度 /(kN·m ⁻³)	黏聚力 /MPa	内摩 擦角	孔隙率 /%	吸水率 /%	抗压强度 /MPa	软化系数	抗拉强度 /MPa	弹性模量 /GPa	泊松比
泥岩	2.234	0.52	23°	4.068	2.72	13.3	0.265	1.33	23.01	0.36
砂质泥岩	2.558	2.00	30°	3.709	2.13	15.6	0.676	1.56	26.72	0.39
砂岩	2.646	3.00	36°	2.634	1.22	26.3	0.36	2.63	31.84	0.38

锚杆采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ 的树脂螺纹钢锚杆, 间排距均为 800 mm , 平行布置。②锚索采用 $\Phi 15.24 \text{ mm} \times 6000 \text{ mm}$ 钢绞线, 间排距均为 2000 mm , 采用“2-3-2”布置。③网片采用 $\Phi 4 \text{ mm}$ 钢筋网, 网格尺寸 $150 \text{ mm} \times 150 \text{ mm}$ 。④ U_{29} 棚距 500 mm 。

2.2 巷道变形特征

从已掘巷道的变形情况来看, 巷道矿压显现极为强烈, 主要表现在以下几个方面:

(1) 巷道围岩变形量大

巷道断面收缩量大, 由原设计断面 $3.4 \text{ m} \times 3.2 \text{ m}$ 收缩到 $1.7 \text{ m} \times 1.3 \text{ m}$, 其中顶底板收缩量 1.7 m , 两帮收缩量 1.9 m , 帮部收缩量与顶底收缩量接近, 围岩变形呈现整体均匀收缩, 凸显四周均匀来压的特点。

(2) 巷道严重底臃

巷道底臃量大, 导致轨道不均匀抬起和扭曲, 巷道底臃形状略带弧形但以直线型底臃特征为主, 研究表明该类型底臃一般以扩容, 膨胀及黏性流动为主。

(3) 锚杆锚索破坏特征

锚杆承载力低下, 多出现拉断, 以及围岩的不规则变形导致的弯曲折断、剪断, 托盘与杆体脱离; 锚索大多绷断, 钢筋体出现弯曲挤出, 以及与锚索锚杆脱离失效。

(4) 钢架破坏特征

钢架普遍出现拱顶弯曲甚至折断, 棚腿出现明显收缩, 这主要是因为该巷道围岩呈现四周均匀来压, 而U型棚则具有竖向承载力大于水平承载力的结构特点, 所以在同样的压力作用下, 水平作用力首先导致支护体破坏。

(5) 压力显现特征

从破坏现象来看, 围岩变形呈现近似均匀收缩, 除了和围岩特性有关, 还反映了围岩应力作用呈现四周均匀来压的特点, 而该巷道恰处于构造向斜轴部, 巷道打开后水平应力较大, 近似与垂直应力接近, 呈现明显的静水压力破坏特征。

2.3 巷道变形破坏机理分析

根据现场调研、室内试验、现场测试及理论分析, 巷道变形破坏的机理主要有以下几个方面:

(1) 高应力

根据-520水平地应力测试结果, 最大水平应力为 18.5 MPa 。由于巷道大部分地段为软弱破碎的泥岩和砂质泥岩, 经现场调查, 其临界深度为 450 m , 支护难度系数 (D_f) 达 1.56 , 当 $D_f > 1.5$ 时, 必须选用有控制底臃的封闭式复合支护系统^[6]。

(2) 节理化岩体

现场工程岩体勘察结果表明, 该巷道岩体破碎, 节理裂隙发育。BQ 值在 $251 \sim 450$ 之间, 属III~IV类较破碎的岩体。

(3) 膨胀性软岩底板

由于采用开放式支护, 底板没有得到有效控制, 含膨胀性矿物成分较多的底板岩层遇水膨胀, 加剧了底臃变形, 造成底臃比较严重, 使围岩性质进一步恶化。底臃后两侧的变形又会引起巷道的肩部和顶部产生应力集中, 进而产生变形破坏。

(4) 支护体与围岩不耦合

由于围岩所处地质条件的复杂性和原有支护参数不合理, 造成锚网和围岩不耦合。围岩不同部位应力状态不同, 巷道顶、帮部位出现应力集中现象, 导致局部锚杆承载力过高而被拉断, 围岩出现不规则变形, 致使的锚杆弯曲折断、剪断, 托盘与杆体脱离, 锚索大多绷断, 钢筋体出现弯曲挤出, 以及与锚索脱离失效; 翻修后, U_{29} 型钢架普遍出现拱顶弯曲甚至折断, 棚腿出现明显收缩, 究其原因该巷道恰处于构造向斜轴部, 巷道打开后水平应力较大, 近似与垂直应力接近, 围岩呈现四周均匀来压, U型棚则具有竖向承载力大于水平承载力的结构特点, 所以在同样的压力作用下, 水平作用力首先导致支护体破坏。

2.4 巷道变形力学机制的确定及转化

通过对工程地质条件分析、现场破坏状况调查及破坏原因分析, 并结合现场工程条件, 确定鹤煤五矿深部巷道主要变形力学机制有 I_{AB} : 分子吸水膨胀机制+胶体膨胀机制; II_{ABC} : 构造应力机制+重力机制+水力机制; III_{CE} : 结构变形型。

对具有 $I_{AB}II_{ABC}III_{CE}$ 复合型软岩巷道^[6], 首先通过预留变形空间释放变形能和塑性能, 减少应力集中程度, 及时封闭围岩, 防止泥岩吸水软化和胶体遇水膨胀, 使其转化为 $II_{ABC}III_{CE}$ 型; 其次通过超前锚杆加固顶部围岩, 再采用锚杆三维优化优化和底角注浆锚杆技术, 使锚网和围岩在强度和刚度上达到耦合, 在充分释放变形能的同时, 最大限度的发挥围岩的自承能力, 并及时有效地限制围岩发生有害的变形损伤, 使其转化为 II_{BC} ; 再采用锚索关键部位耦合支护技术和柔层桁架支护技术使围岩的应力场和应变场均匀化, 围岩变形均匀, 当巷道围岩变形使得初喷混凝土喷层与桁架接触时, 实施全断面现浇混凝土支护, 形成封闭性永久支护, 将不稳定的 II_B 型变形力学机制转化为稳定的 II_B 型, 变形力学机制转化过程见图3。

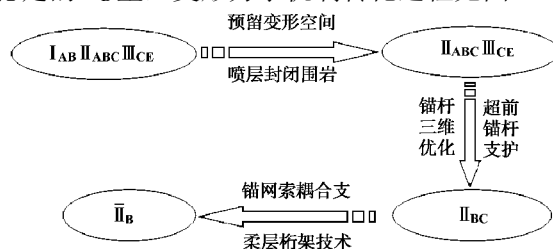


图3 变形力学机制转化过程

Fig. 3 Conversion course of mechanical mechanism of deformation

3 支护方案优化设计

针对五矿深部巷道大断面交岔点围岩高地压、大变形和难支护的特点,提出了锚网索+底角注浆锚杆+柔层桁架耦合支护新方案,新的设计理念主要体现在:①预留变形空间充分让压,释放变形能;②提高整体支护强度阻止围岩有害变形,最大限度地利用围岩的自承能力;③优化设计参数,使锚杆和锚索承载变形能力相匹配,最大限度地发挥锚杆、网、锚索的耦合支护能力;④采用底角注浆锚杆控制底臌技术,有效控制底板鼓起变形;⑤采用柔层桁架支护技术,通过刚度桁架进一步限制围岩有害变形,从而实现控制巷道围岩稳定性的目的。

3.1 支护参数优化

(1) 锚杆(索)三维优化

锚杆三维优化布置后可实现锚杆、网、锚索与围岩在刚度和强度上的耦合,使围岩应力集中区在协调变形过程中向低应力区发生了转移和扩散,随着围岩受力由集中应力区向低应力区转化,围岩的应力场和应变场趋于均匀化,锚杆、网受力趋于均匀化,从而达到最佳支护效果。经过锚网围岩的耦合支护作用后,锚、网与围岩已基本成为一整体,并且在巷道表面和锚固范围内形成具有一定承载能力的承载圈。但是,由于只有浅部围岩参与锚网支护过程,还不足以抵抗深部软岩工程的大变形和高应力,围岩的变形量和变形速率仍然较大,并且仍有差异性变形,巷道处于不稳定状态。因此,还需要利用深部岩体中蕴藏的能量、调动深部岩体中较高的岩体强度,使其参与支护过程,从而减少作用在支护体上的作用力,通过在关键部位布设长锚索,可以达到上述效果。在支护体的薄弱点、应力集中点或围岩出现差异性变形的部位,施加锚索,最大限度地发挥围岩的自承能力,使支护体所受的围岩压力最小。

原巷道支护强度明显不足,锚杆和锚索偏细、密度偏小,无法有效限制围岩变形,新设计适当增大锚杆(索)强度,锚杆由平行布置改为三花布置。锚杆改用强度高、抗剪性能好的等强螺纹钢锚杆,规格为 $\Phi 22$ mm \times 2500 mm,间排距700 mm \times 700 mm。锚索规格由原来的 $\Phi 15.24$ mm \times 6000 mm改为 $\Phi 18.9$ mm \times 8000 mm,间排距1400 mm \times 2100 mm,关键部位要适当加密。

(2) 网的优化

顶板下沉量过大和帮部内挤臌出变形的一个主要因素是网的刚度不够,接茬部位成为巷道表面的薄弱环节,护表能力差,容易产生网联结部位脱开及向巷

道内臌出。将原设计钢筋网改为 $\Phi 6$ mm钢筋网,网格由150 mm \times 150 mm变为80 mm \times 80 mm。网与网之间搭接长度100 mm,逐扣连接,提高了钢筋网与锚杆(索)的组合作用。

(3) 底板支护的优化

在巷道两侧增打底角注浆锚杆,一方面通过注浆,提高岩体强度和锚杆的锚固力(实现了底脚锚杆全长锚固),增强围岩的完整性;另一方面,底脚锚杆可有效切断底板岩层中的塑性滑移线,削弱来自巷道两侧的挤压应力,有利于实现顶板、两帮和底板的一体化耦合控制^[7]。底角锚杆采用直径33 mm无缝钢管,壁厚5 mm,长度2500 mm,安装完后用水泥浆注实。

(4) 柔层桁架支护优化

一般钢架支护大型硐室或交叉点时所产生的破坏,主要是弯曲变形或扭曲变形等刚度破坏,以及剪裂和拉断等强度破坏。柔层桁架材料选用强度高,抗拉、抗压以及抗剪能力强的11号矿用工字钢,利用连接杆将单个的支架连接成立体桁架,使之成为一个整体,从而把钢架的抗弯、抗扭的部位通过结构设计转化为抗拉、抗压或抗剪的性能,达到较好的支护效果。优化后的交岔点最大断面支护布置见图4。

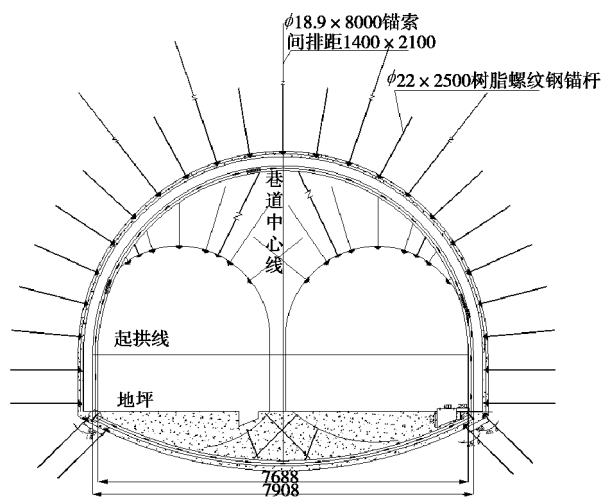


图4 五矿新开交岔点支护设计图

Fig. 4 Support design of new-blown crossing roadway of the Fifth Coal Mine in Hebei Coal Group

3.2 施工过程优化设计

(1) 初喷混凝土

在巷道开挖后尽快初喷混凝土,及时隔断空气中的水分,初喷混凝土尽量喷薄,要求厚度不大于30 mm。

(2) 锚网初次耦合支护

紧跟迎头挂网,及时安装顶、帮锚杆,锚杆预紧力设计为60~80 kN。底角锚杆在巷道排水沟开挖后、浇注前安装。

(3) 锚索二次支护

根据矿压观测结果及位移反分析原理, 滞后迎头 25~30 m (按正常掘进速度) 为二次锚索耦合支护的最佳支护时段^[8]。

(4) 柔层桁架永久支护

在柔性喷层和钢架之间预留变形间隙, 在刚隙柔层的控制下, 围岩有限制的充分变形, 释放变形能量, 从而形成比较均匀的外部塑性工作状态区和内部弹性工作状态区, 以达到把高应力能量转化为变形、高应力转移到围岩内部的目的, 待柔性喷层与钢架接触时, 再喷混凝土实施永久支护。

采用锚网索+柔层桁架支护后, 整个变形过程可分为两部分: 蠕变阶段 (Δu_1 和 Δu_2) 和稳定阶段^[9], 见图 5。当 $t \rightarrow t_0$ 时, 变形速率趋缓, 此时为围岩与桁架接触的最佳时机。随着时间的推移, 变形将沿 Δu_2 呈线性增加, 到 t_1 时刻, 桁架与围岩达到耦合作用, 变形量为 u_1 , 围岩趋于稳定。因此, 利用鹤煤五矿巷道变形实测法与位移反演法综合分析确定预留变形空间为 150 mm。

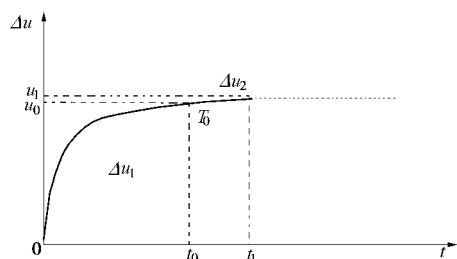


图 5 围岩变形与时间关系示意图

Fig. 5 Relationship between deformation of surrounding rock and time

3.3 锚索与锚杆承载变形能力匹配

(1) 锚索与锚杆延伸能力匹配

锚索采用 $\Phi 18.9$ mm 低松弛预应力钢绞线锚索, 延伸率 6%, 长 8000 mm, 其延伸量为 480 mm; 锚杆为 $\Phi 22$ mm 的左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 延伸率约 22%, 长 2500 mm, 其延伸量为 550 mm。考虑锚杆与锚索数量不同, 二者的延伸能力基本匹配。

(2) 锚索与锚杆预紧力的匹配

在锚杆强度和支护参数合理的前提下, 预应力的对巷道顶板稳定性具有决定性的作用。实际操作中, 锚网支护须紧跟迎头, 锚索二次支护应滞后迎头一定距离, 同时适当提高锚杆预紧力、降低锚索预紧力以使二者预紧力相互匹配。若锚索预紧力过大, 则围岩的变形全部由锚索承担, 而锚杆不能充分发挥其应有的作用; 锚索预紧力过小, 则锚索的悬吊作用不明显, 一旦锚杆不能有效支撑围岩, 则围岩的过大变形不可避免。因此, 锚杆预紧力要求在 60~80 kN 之间, 锚

索预紧力不小于 100 kN。

4 新支护方案的数值模拟分析

4.1 三维数值分析建模

采用大型有限差分软件 FLAC^{3D} 程序对新方案进行了数值模拟分析。构建的地质模型见图 6, 计算范围长 \times 宽 = 30 m \times 30 m, 该模型侧面限制水平移动, 底部固定, 模型上表面为应力边界, 施加的荷载为 18.7 MPa, 模拟上覆岩体的自重边界。材料破坏符合莫尔-库伦强度准则。工程岩体的物理力学计算参数参考表 2。

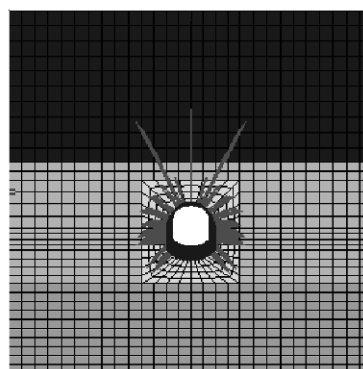


图 6 工程地质力学模型

Fig. 6 Geological model

4.2 三维数值分析结果

巷道水平及竖直方向位移分布和支护体受力分布见图 7~10。从模拟图形可以看出, 位移等值区域分布比较均匀, 没有出现局部过大或过小的位移变形, 说明变形的协调性较好。从支护体受力上来看, 锚网索布置合理, 参数设计得当, 锚索网支护系统和围岩在强度和刚度上耦合效果明显。通过增设底角锚杆, 使得底板部位的整体强度得到了大幅度提高, 从而使帮部及顶板的支护系统受力分布比较均衡, 底板围岩的塑性区域大大缩小, 底板的受剪状态得到了明显的改善。从桁架受力看, 由于桁架整体性好, 没有出现局部变形过大导致的失稳现象, 仅在底角部位出现应力集中现象, 设计杆件时可适当考虑采用强度较高的连接件。

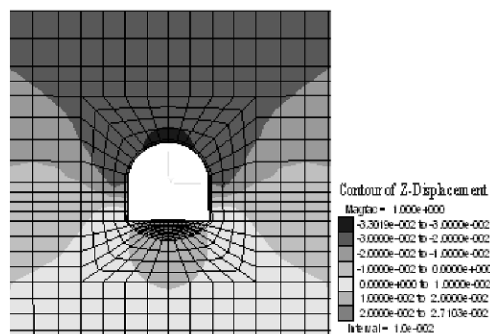


图 7 巷道水平方向位移分布图

Fig. 7 Distribution of final horizontal displacement

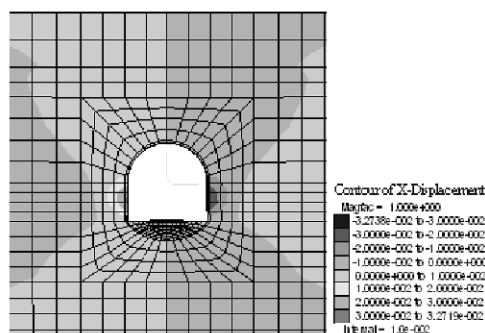


图8 巷道竖直方向位移分布图

Fig. 8 Distribution of final vertical displacement

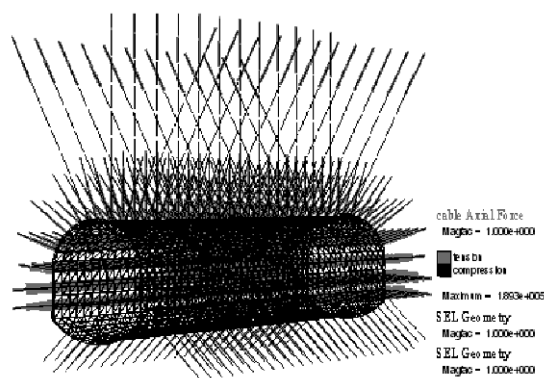


图9 新方案支护体受力图

Fig. 9 Force acting on bolt and cable for new scheme

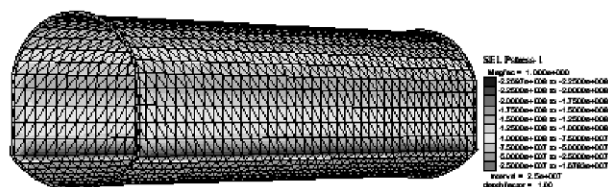


图10 桁架主应力分布图

Fig. 10 Distribution of principal stress of truss

根据以上分析结果,采用锚网索+底角锚杆+桁架耦合支护设计方案,巷道围岩变形得到有效控制,支护体耦合作用明显,可达到较为理想的支护效果。

5 工程应用效果

新支护方案在三水平延深新开交岔点进行实施,根据对150 d矿压监测数据分析,最大两帮移近量为120 mm,最大顶板下沉量为39 mm,最大底臃量为10 mm,最大两帮移近速率为3 mm/d,最大顶板下沉速率为0.78 mm/d,从位移量及变形速率来看,巷道总体变形量趋于稳定,变形得到了有效控制,巷道表面位移监测曲线见图11。

锚杆/锚索受力监测结果分析表明,巷道掘进初期,锚杆对围岩起到了主要的支撑作用,锚杆受力

的显著增长期为8~10 d。实施二次锚索支护后,锚索的阻力显著增长期为10~12 d,对于及时控制上位岩性的变形起到了关键作用,80 d后实施永久支护,桁架起到了主要的承载作用,三者相互匹配,协调承载,巷道趋于稳定,图12为新方案支护后的效果图。

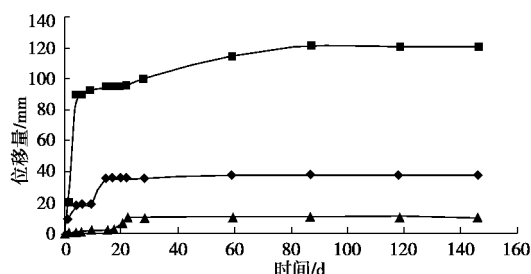


图11 表面位移监测曲线

Fig. 11 Displacement curves at tunnel surface



图12 -520 m新开交岔点支护效果图

Fig. 12 Picture of new-blown crossing roadway at depth of -520 m

6 结 论

通过对鹤煤五矿三水平轨道下山的破坏机理研究,确定了该巷道的复合型变形力学机制,并针对大断面交岔点提出了以底角注浆锚杆控制底臃的锚网索+柔层桁架耦合支护对策,并得出如下结论:

(1)对锚网索耦合支护技术进行优化,通过提高网的强度和刚度,优化锚杆的三维布置,改进锚杆、锚索的锚固参数和适时增加一定的预紧力,使锚索、锚杆承载变形能力充分匹配,最大限度的利用围岩的自承能力、发挥锚杆的支护能力和调动深部围岩的强度,从而使围岩与锚杆、锚索、网和混凝土喷层支护系统达到最佳耦合状态。

(2)选用强度高、抗弯性好的中空无缝钢管为底角注浆锚杆,一方面通过注浆,既改变了底板围岩结构,又提高底板围岩及支护体的强度,实现了底脚锚杆全长锚固;另一方面,底脚锚杆有效地切断了底板岩层中的塑性滑移线,减弱了巷道底角部应力集中程

度,削弱了来自巷道两侧的挤压应力,控制底角围岩塑性区的发展,从而实现顶板、两帮和底板的一体化耦合控制,使帮部及顶板的支护系统受力分布比较均衡,控矸作用明显。

(3) 采用强度高,抗压、抗剪能力强的柔层桁架对深部大断面交岔点实施永久支护,可使锚网索和桁架共同耦合作用于围岩,最大限度发挥围岩的自承能力,可达到把高应力能量转化为变形、高应力转移到围岩内部的目的,有效控制围岩变形。

参考文献:

- [1] 何满潮. 深部开采工程岩石力学的现状及其展望[C]//第八次全国岩石力学与工程学术大会论文集. 北京: 科学出版社, 2004: 88 - 94. (HE Man-chao. Present state and perspective of rock mechanics in deep mining engineering[C]// Proceedings of the 8th Rock Mechanics and Engineering Conference. Beijing: Science Press, 2004: 88 - 94. (in Chinese))
- [2] 谢和平, 彭苏萍, 何满潮. 深部开采基础理论与工程实践[M]. 北京: 科学出版社, 2006. (XIE He-ping, PENG Su-ping, HE Man-chao, et al. Basic theory and engineering practice in deep mining[M]. Beijing: Science Press, 2006. (in Chinese))
- [3] KOICHI A, YUZO O. Strength and deformation characteristics of soft sedimentary rock under repeated and creep loading[C]// Proceedings of the 5th International Congress on Rock Mechanics. Rotterdam: A A Balkema, 1983: 121 - 124.
- [4] 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): 2803 - 2813. (HE Man-chao, XIE He-ping, PENG Su-ping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, **24**(16): 2803 - 2813. (in Chinese))
- [5] 何满潮, 孙晓明. 中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M]. 北京: 科学出版社, 2004. (HE Man-chao, SUN Xiao-ming. Support design and construction guide of soft rock roadway engineering in Chinese coal mines[M]. Beijing: Science Press, 2004. (in Chinese))
- [6] 刘文涛. 大屯矿区深部岩巷不对称变形机制及支护对策研究[D]. 北京: 中国地质大学, 2007: 42 - 50. (LIU Wen-tao. Study on the mechanics of the asymmetric deformability for rock roadways at great depths and supporting countermeasures in Datun Mining area[D]. Beijing: China University of Geoscience, 2007: 42 - 50. (in Chinese))
- [7] 李占金. 鹤煤五矿深部岩巷变形机理及控制对策研究[D]. 北京: 中国矿业大学, 2009: 65 - 68. (LI Zhan-jin. Study on deformation mechanism and control strategy for deep rock roadway in the Fifth Coal Mine of Hebei Coal Group[D]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2009: 65 - 68. (in Chinese))
- [8] 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): 896 - 900. (SUN Xiao-ming, YANG Jun, CAO Wu-fu. 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): 896 - 900. (in Chinese))
- [9] 郭志彪. 第三系深部软岩矿井锚网索—桁架耦合支护原理与技术[D]. 北京: 中国矿业大学, 2006: 40 - 43. (GUO Zhi-biao. Bolt-mesh-anchor-truss coupling support: principle and technology in deep soft rock coal mine of tertiary[D]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2006: 40 - 43. (in Chinese))