

DOI: 10.16285/j.rsm.2017.05.025

深部高应力软岩巷道耦合支护效应研究及应用

孟庆彬^{1,2}, 韩立军¹, 张帆舸¹, 张 建¹, 聂军委¹, 文圣勇¹

(1. 中国矿业大学 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 山东科技大学 山东省土木工程防灾减灾重点实验室, 山东 青岛, 266590)

摘 要: 巷道要经历开挖前稳定、开挖扰动、支护稳定或再破坏的演化过程, 巷道稳定状态受原岩应力场-开挖扰动应力场-支护应力场相互作用的影响。采用 FLAC^{3D} 分析了不同预紧力与间排距条件下锚杆、锚索产生的围岩支护应力场的分布特征, 定义了围岩应力扩大系数 k 来表征围岩应力的扩散效果, 揭示了锚杆、锚索预紧力耦合支护效应。针对朱集西矿深部巷道特征与地质条件, 提出了锚网索喷+U 型钢支架+注浆+底板锚注分步联合支护技术方案, 开展了三维相似材料模型试验, 验证了该支护技术方案的合理性与可行性, 揭示了深部高应力软岩巷道围岩变形破坏与支护结构受力演化规律, 并成功应用于工程实践, 解决了深部高应力软岩巷道支护难题。监测结果表明, 该联合支护方案有效地控制了深部高应力软岩巷道围岩大变形与底臌, 保证了巷道围岩与支护结构的长期稳定及安全。

关 键 词: 高应力; 软岩巷道; 耦合支护效应; 分步联合支护技术; 相似材料模型试验

中图分类号: TD 325

文献标识码: A

文章编号: 1000—7598 (2017)05—1424—13

Coupling support effect on high-stress deep soft rock roadway and its application

MENG Qing-bin^{1,2}, HAN Li-jun¹, ZHANG Fan-ge¹, ZHANG Jian¹, NIE Jun-wei¹, WEN Sheng-yong¹

(1. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116;

2. Shandong Provincial Key Laboratory of Depositional Mineralization & Sedimentary Minerals, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590)

Abstract: The roadway experienced the whole evolution process, including the stability before excavation, excavation disturbance and support stability or failure. It is found that the steady state of the roadway was affected by the interaction of the in-situ stress field, excavation-induced stress field and supporting stress field. In this study, the finite difference program FLAC^{3D} was employed to analyze distribution characteristics of supporting stress fields in surrounding rock which were induced by the bolt and anchor cable under different conditions of pre-tightening force and inter-row distance. Furthermore, the coefficient k of rock stress expansion was defined to characterize the stress diffusion effect of surrounding rock. The coupling support effect of the bolt and anchor cable was revealed as well. A new approach was put forward by considering the special geological conditions and engineering characteristics of deep roadway in Zhujixi Mine. This approach was named as a step-by-step combined support technology consisting of cable anchor spraying, U type steel support, grouting, floor anchor and injection. A three-dimensional (3D) similar material model test was conducted to verify the approach, which revealed the deformation and failure of soft surrounding rock and the evolution laws of supporting structure under high stress conditions. This scheme was also successfully applied to a practical engineering project, which solved the support problem of deep soft rock roadway under high stress. The monitoring results indicate that the combined support scheme effectively control the large deformation and floor heave of deep soft rock roadway. Eventually, the long-term stability and safety of the roadway surrounding rock and supporting structure can be guaranteed.

Keywords: high stress; soft rock roadway; coupling supporting effect; step-by-step combined support technology; similar material model test

收稿日期: 2015-06-07

基金项目: 国家优秀青年科学基金 (No. 51322401); 国家自然科学基金项目 (No. 51574223, No. 41572263, No. 51323004); 中国博士后科学基金资助项目 (No. 2015M580493); 山东省土木工程防灾减灾重点实验室开放课题 (No. CDPM2014KF03)。

This work was supported by the National Natural Science Foundation-Outstanding Youth Scholars (51322401), the National Natural Science Foundation of China (51574223, 41572263, 51323004), the China Postdoctoral Science Foundation (2015M580493), and the Opening Project Fund for Shandong Provincial Key Laboratory of Civil Engineering Disaster Prevention and Mitigation (CDPM2014KF03).

第一作者简介: 孟庆彬, 男, 1985 年生, 博士, 助理研究员, 主要从事岩体加固理论与应用技术的研发。E-mail: mqb1985@126.com

1 引言

能源是国家经济发展的物质基础。长期以来,煤炭是我国的主体能源,支撑着国民经济的快速增长。随着我国经济的高速发展,对煤炭资源的需求量急剧增加,中东部矿区浅部资源已趋于枯竭,煤炭开采深度不断增加,我国煤炭开采已从浅部逐渐进入深部开采阶段^[1-3]。随着煤矿开采深度的增加,深部岩体处于“三高一扰动”的复杂地质力学环境中,使得深部岩体的力学行为更加复杂,造成深部软岩巷道矿压显现剧烈、围岩变形破坏严重等^[1-4]。

深部高应力软岩巷道支护是困扰深部煤炭资源开采的难题^[5],国内外许多专家、学者进行了大量的理论研究、室内试验和工程实践,取得了一系列研究成果。何满潮等^[6-8]针对软岩大变形的特点,提出了巷道耦合支护理念,构建了深部软岩工程大变形力学分析系统,研发了以恒阻大变形锚网索耦合支护为核心的主动支护技术体系。刘泉声等^[9]揭示了深部岩巷围岩变形演化规律,分析了煤矿深部破碎软弱围岩支护的难点及其支护机制,提出了分步联合支护的设计理念。牛双建等^[10]揭示了深部软岩巷道围岩变形失稳机制,提出了刚柔耦合动态加固技术。康红普等^[11]分析了锚杆、锚索及支护构件的作用机制,提出了高预应力、强力支护理论,开发了煤矿锚杆支护成套技术。乔卫国等^[12]分析了深部软岩巷道破坏机制,提出了锚注联合支护技术。高延法等^[13]针对深井软岩及动压巷道支护难题,研发了钢管混凝土支架。张琛等^[14]针对深部高地应力破碎软岩巷道地质条件复杂和影响因素多变的特点,提出了以高预拉力、高强度、高刚度“三高”锚杆为主体的软岩巷道强化支护控制体系。谢广祥等^[15]揭示了深井巷道时空演化失稳机制,提出了深井巷道控制围岩最小变形支护原理,研发了深井巷道围岩稳定控制的时空耦合一体化支护技术。孟庆彬等^[16-18]对深部高应力软岩巷道断面形状进行了优化设计,揭示了深部巷道围岩变形破坏特性与失稳机制,提出了以内注浆锚杆为核心的“三锚”联合支护体系。但深部高应力软岩巷道支护难题仍较为突出,本文以淮南矿区千米深井朱集西矿深部高应力软岩巷道为研究对象,采用理论分析、数值模

拟、相似材料模型试验与现场工业性试验等综合技术手段,以揭示锚杆与锚索耦合支护效应,探讨深部高应力软岩巷道支护对策。

2 锚杆与锚索耦合支护效应研究

2.1 锚杆与锚索支护应力场分布特征

因深部高地应力和围岩体低强度间的矛盾,当巷道开挖后围岩应力重分布产生的集中应力超过围岩体的抗压或抗剪强度时,围岩进入塑性变形或破坏状态^[19]。为维持巷道围岩的稳定,需要施加锚杆、锚索等支护结构,支护结构可在巷道围岩中形成支护应力场,以改善巷道围岩的应力状态,提高破裂岩体的强度和抗变形能力。巷道围岩的变形破坏是由于原岩应力场、开挖扰动应力场、支护应力场不匹配引起的,造成巷道围岩处于应力不断调整的变化状态,最终导致围岩变形过大或失稳破坏。

为较好地反映出锚杆、锚索施加后产生的支护应力场,在不考虑原岩应力场的条件下^[20-22],采用FLAC^{3D}模拟分析不同预紧力与间排距条件下锚杆、锚索产生的支护应力场的分布特征,以揭示锚杆、锚索耦合支护效应,为其合理预紧力与间排距的设计提供依据。数值计算边界条件:限制模型顶部、底部及侧向位移,建立模型长度×宽度×高度为60 m×60 m×60 m,巷道顶底板岩层参数取值详见表1,选取锚杆、锚索材料力学参数详见表2^[21-23],并采用Mohr-Coulomb破坏准则。数值模拟时,取锚杆预紧力为20、40、60、80、100、120 kN等,锚索预紧力为100、120、140、160、180、200 kN,锚杆间排距为500 mm×500 mm、600 mm×600 mm、700 mm×700 mm、800 mm×800 mm、900 mm×900 mm、1 000 mm×1 000 mm,锚索间排距为1 000 mm×1 000 mm、1 200 mm×1 200 mm、1 400 mm×1 400 mm、1 600 mm×1 600 mm、1 800 mm×1 800 mm、2 000 mm×2 000 mm(锚索间排距为锚杆间排距的2倍),共计216个数值计算模型。巷道顶底板岩石物理力学指标见表1,锚杆、锚索计算参数见表2。采用FLAC^{3D}研究分析了不同预紧力与间排距条件下围岩支护应力场的分布特征,如图1~3所示。

表1 巷道顶底板岩石物理力学指标

Table 1 Physical and mechanical properties of roof and floor rock

岩性	密度 ρ /(g/cm ³)	抗拉强度 σ_t /MPa	抗压强度 σ_c /MPa	弹性模量 E /GPa	泊松比 μ	凝聚力 c /MPa	内摩擦角 φ /(°)
细砂岩	2.53	7.60	97.39	70.50	0.21	9.52	49.51
粉砂岩	2.62	5.77	66.62	59.70	0.25	5.67	45.36
泥岩	2.34	3.56	45.17	55.10	0.32	2.51	51.44

表2 锚杆与锚索力学参数

Table 2 Mechanical properties of bolt and anchor cable

材料	弹性模量/GPa	泊松比	密度/(g/cm ³)	泥浆刚度/MPa	泥浆内摩擦角/(°)	泥浆黏聚力/MPa
锚杆	200.00	0.25	7.80	0.90	48.00	1.00
锚索	300.00	0.18	7.85	0.90	48.00	1.00

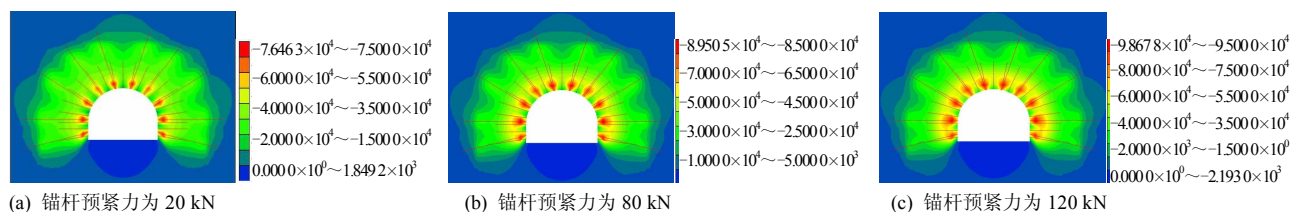


图1 锚杆间排距为 700 mm×700 mm, 锚索预紧力为 160 kN 时不同锚杆预紧力下围岩支护应力场分布特征 (单位: Pa)

Fig.1 Distribution characteristics of surrounding rock support stress field under different pre-tightening forces of bolt when row distance is 700 mm×700 mm, and pre-tightening force of anchor cable is 160 kN (unit: Pa)

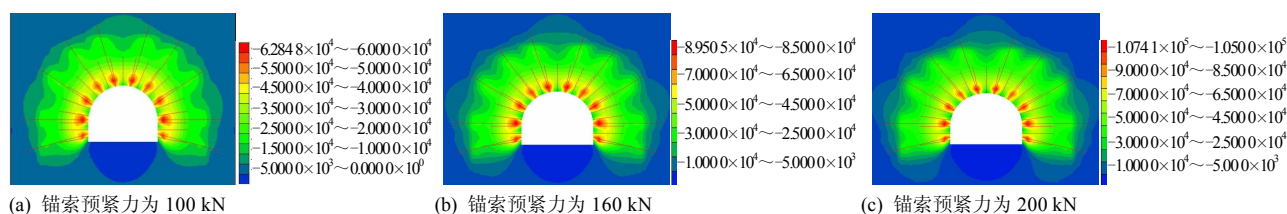


图2 锚杆间排距为 700 mm×700 mm, 锚杆预紧力为 80 kN 时不同锚索预紧力下围岩支护应力场分布特征 (单位: Pa)

Fig.2 Distribution characteristics of surrounding rock support stress field under different pre-tightening forces of anchor cable when row distance is 700 mm×700 mm, pre-tightening force of bolt is 80 kN (unit: Pa)

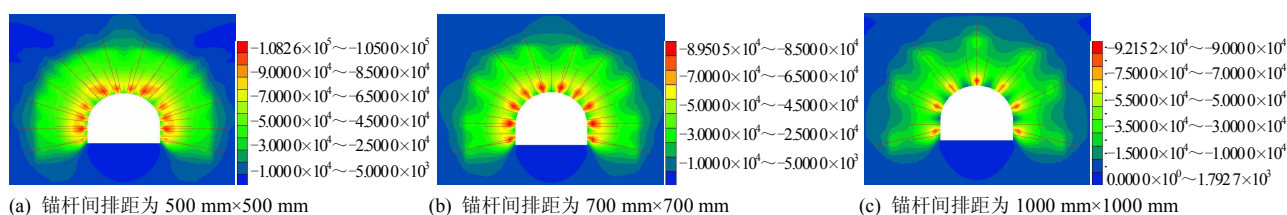


图3 锚杆预紧力为 80 kN, 锚索预紧力为 160 kN 时不同锚杆间排距下围岩支护应力场分布特征 (单位: Pa)

Fig.3 Distribution characteristics of surrounding rock support stress field under different row distances when pre-tightening forces of bolt and anchor cable are 80 kN and 160 kN respectively (unit: Pa)

由图1分析可知,当锚索预紧力为160 kN、锚杆预紧力为20 kN时,锚杆施加预紧力后,在巷道围岩锚杆锚固范围内形成一定的压应力叠加区;但由于锚杆预紧力太小,造成巷道顶板与帮部围岩压应力区没有叠加在一起,在巷道周边未形成完整的压应力叠加区。此时,锚杆与锚索叠加区围岩最大压应力值为40 kPa,锚杆之间围岩最大压应力值为76.46 kPa,锚杆之间部分围岩存在拉应力区。随着锚杆预紧力的增大,当锚索预紧力为160 kN、锚杆预紧力为120 kN时,锚杆与锚索叠加区围岩最大压应力值为50 kPa,锚杆之间围岩最大压应力值为98.68 kPa,锚杆之间围岩拉应力区被抵消,全部转换为压应力区,不同锚杆与锚索预紧力条件下围岩压应力数值详见表3。同理,由图2可知,当锚杆预紧力为80 kN、锚索预紧力为100 kN时,锚杆与

锚索叠加区围岩最大压应力值为40 kPa,锚杆之间围岩最大压应力值为62.85 kPa,锚杆之间围岩形成相互叠加的压应力区,且无拉应力区;锚杆预紧力为80 kN、锚索预紧力为200 kN时,锚杆与锚索叠加区围岩最大压应力值为60 kPa,锚杆之间围岩最大压应力值为107.41 kPa,围岩中的压应力值与范围不断增加,即锚杆的主动支护效果明显。随着锚杆、锚索预紧力的增大,锚杆与锚索锚固区内压应力区的数值与范围不断增大,顶板与帮部围岩压应力区逐渐叠加在一起,在巷道周边形成完整的压应力叠加区;锚杆与锚索的预紧力从围岩表面向深部不断传递,且形成的围岩支护应力场从外向内不断衰减。以锚杆预紧力为80 kN、锚索预紧力为160 kN为临界值,当锚杆与锚索的预紧力小于该临界值时,由于锚杆预紧力太小,造成巷道顶板与帮部围岩压

应力区没有叠加在一起，在巷道周边未形成完整的压应力叠加区；当锚杆与锚索的预紧力大于该临界值时，随着锚杆预紧力的增大，可在巷道周边形成完整的压应力叠加区。

由图3分析可知，锚杆、锚索间排距的变化对围岩支护应力场的数值影响不大，但其显著影响了巷道围岩支护应力场的分布特征。锚杆、锚索间排距较小时（锚杆间、排距小于700 mm×700 mm），各锚杆形成的压应力区相互连接、叠加，形成整体的压应力结构，对锚杆之间的围岩起到有效的加固作用；当锚杆间排距大于700 mm×700 mm时，围岩压应力区没有相互叠加，在巷道周边未形成连接的压应力叠加区。当锚杆间排距较小时，锚杆预紧力扩散范围越广，锚杆支护后产生的压应力值大，形成的压应力区范围较大，锚杆的主动支护作用得到了充分发挥。锚杆与锚索施加后，在其尾部附近出现了较大的压应力集中现象，随着远离锚杆尾部

的位置，压应力逐渐减小，并在锚杆端部出现了数值较小的拉应力区。由于锚杆与锚索的联合支护作用，显著提高了锚杆锚固区内的压应力值；压应力区基本覆盖了整个锚固区，且相互连接、叠加形成一个大范围的主动支护区。由于锚索施加的预紧力较大，其形成的压力区可使锚杆端部的拉应力区消失，转换成有一定压应力值的压缩区。

总的来说，锚杆可控制煤岩体离层、滑动、裂隙张开等结构面变形，保持煤岩体的完整性、连续性及稳定性，并可改善巷道开挖后围岩的扰动应力场，抑制拉应力区的产生，减小剪应力区，限制煤岩体拉伸、剪切破坏的出现^[24]。锚索可充分调动深部稳定煤岩体的承载能力，对围岩施加有效约束作用^[25]；另外，锚索施加的预紧力较大，可将锚杆端部的拉应力区抵消而转化为压应力区，使得在锚杆与锚索锚固范围内的压应力区相互叠加，在围岩内形成较大范围、且完整的压应力主动支护区。

表3 不同锚杆与锚索预紧力条件下围岩压应力数值（单位：kPa）

Table 3 Compressive stresses of surrounding rocks under different pre-stresses of bolts and anchor cables (unit: kPa)

位置	锚索预紧力 /kN	锚杆预紧力/kN						围岩应力扩大系数 k
		20	40	60	80	100	120	
锚杆之间	100	45.00~49.37	50.00~53.17	55.00~58.21	60.00~62.85	65.00~67.62	70.00~72.50	1.00, 1.11, 1.22, 1.33, 1.44, 1.56
	120	55.00~58.40	60.00~62.70	65.00~67.13	70.00~71.69	75.00~76.36	80.00~81.14	1.22, 1.33, 1.44, 1.56, 1.67, 1.78
	140	65.00~67.43	70.00~71.70	75.00~76.08	80.00~80.58	85.00~85.18	85.00~89.88	1.44, 1.56, 1.67, 1.78, 1.89, 2.11
	160	75.00~76.46	80.00~80.71	85.00~85.06	85.00~89.51	90.00~94.05	95.00~98.68	1.67, 1.78, 1.89, 1.89, 2.00, 2.11
	180	85.00~85.50	85.00~89.72	90.00~94.04	95.00~98.45	100.00~102.95	105.00~107.53	1.89, 1.89, 2.00, 2.11, 2.22, 2.33
	200	90.00~94.53	95.00~98.74	100.00~103.04	105.00~107.41	110.00~111.88	115.00~116.41	2.00, 2.11, 2.22, 2.33, 2.44, 2.56
锚杆与 锚索 叠加区	100	25.00~30.00	25.00~30.00	30.00~35.00	35.00~40.00	35.00~40.00	40.00~45.00	1.00, 1.00, 1.20, 1.40, 1.40, 1.60
	120	30.00~35.00	35.00~40.00	35.00~40.00	35.00~40.00	35.00~40.00	40.00~45.00	1.20, 1.40, 1.40, 1.40, 1.40, 1.60
	140	35.00~40.00	40.00~45.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	45.00~50.00	1.40, 1.60, 1.60, 1.60, 1.80, 1.80
	160	35.00~40.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	45.00~50.00	45.00~50.00	1.40, 1.60, 1.60, 1.80, 1.80, 1.80
	180	45.00~50.00	45.00~50.00	50.00~55.00	50.00~55.00	50.00~55.00	55.00~60.00	1.80, 1.80, 2.00, 2.00, 2.00, 2.20
	200	50.00~55.00	50.00~55.00	50.00~55.00	55.00~60.00	60.00~65.00	60.00~65.00	2.00, 2.00, 2.00, 2.20, 2.40, 2.40
锚索之间	100	20.00~25.00	20.00~25.00	25.00~30.00	30.00~35.00	30.00~35.00	30.00~35.00	1.00, 1.00, 1.25, 1.50, 1.50, 1.50
	120	25.00~30.00	30.00~35.00	35.00~40.00	35.00~40.00	35.00~40.00	40.00~45.00	1.25, 1.50, 1.75, 1.75, 1.75, 2.00
	140	30.00~35.00	30.00~35.00	35.00~40.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	1.50, 1.50, 1.75, 2.00, 2.00, 2.25
	160	35.00~40.00	35.00~40.00	35.00~40.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	1.75, 1.75, 1.75, 2.00, 2.00, 2.25
	180	35.00~40.00	35.00~40.00	40.00~45.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	1.75, 1.75, 2.00, 2.00, 2.00, 2.25
	200	40.00~45.00	40.00~45.00	40.00~45.00	45.00~50.00	50.00~55.00	50.00~55.00	2.00, 2.00, 2.00, 2.25, 2.25, 2.25

定义围岩应力扩大系数 k 来表征不同锚杆与锚索预紧力条件下围岩应力的扩散效果，以揭示锚杆与锚索的耦合效应^[22]，即定义 $k = \sigma_{xx} / \sigma_{100\ 20}$ （ σ_{xx} 为不同锚杆与锚索预紧力条件下围岩最大压应力值， $\sigma_{100\ 20}$ 为锚索预紧力为100 kN、锚杆预紧力为20 kN时的围岩最大压应力值）；当 k 值越大，则说明锚杆与锚索锚固区内压应力区的数值及范围不断增大。锚杆之间压应力区系数 $k \leq 1.8$ 的比例约占 50%，

$k > 1.8$ 的比例约占 50%，则可定义当 $k > 1.8$ 时，锚杆之间压应力区相互叠加。锚索之间压应力区系数 $k \leq 2.0$ 的比例约占 52.78%， $k > 2.0$ 的比例约占 47.22%，则可定义当 $k > 2.0$ 时，锚索之间压应力区相互叠加。锚杆与锚索叠加区压应力区系数 $k \leq 1.6$ 的比例约占 52.78%， $k > 1.6$ 的比例约占 47.22%，则可定义当 $k \geq 1.6$ 时，锚杆与锚索叠加区压应力区相互叠加，并认为此时可充分发挥锚杆与锚索的耦

合作用。

基于锚杆和锚索预紧力理论分析、模型试验与数值模拟计算综合分析^[20-24],确定预紧力合理范围如下:锚杆预紧力为 60~100 kN,锚索预紧力为 140~180 kN;最佳预紧力组合为:锚杆间排距为 700 mm×700 mm,锚杆预紧力为 80 kN,锚索预紧力为 160 kN;此时可形成耦合支护结构,锚杆、锚索锚固区内压应力区的数值及范围较大,并能在巷

道周边形成完整的压应力叠加区,可充分发挥锚杆、锚索的耦合支护效应,保证巷道围岩与支护结构的长期稳定及安全,提高锚网索对围岩的控制效果。

2.2 锚杆与锚索耦合支护效应分析

本数值计算的边界条件为:限制模型底部的位移,按照地应力实测结果施加垂直及水平应力(详见表 4),其他参数同上。不同预紧力与间排距条件下巷道围岩位移曲线如图 4~9 所示。

表 4 朱集西矿地应力测试结果
Table 4 Crustal stress testing results in Zhujixi Mine

测点	第 1 主应力 σ_1			第 2 主应力 σ_2			第 3 主应力 σ_3		
	应力/MPa	倾角/(°)	方位角/(°)	应力/MPa	倾角/(°)	方位角/(°)	应力/MPa	倾角/(°)	方位角/(°)
1 [#]	27.90	-4.02	98.26	19.80	81.33	35.70	17.20	17.76	187.72
2 [#]	20.60	4.16	96.21	16.10	84.82	159.41	10.00	-3.09	174.00

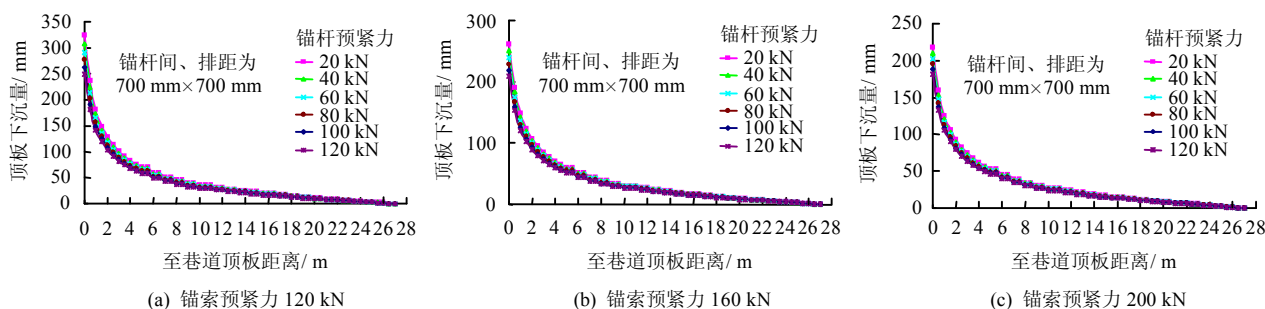


图 4 不同锚杆与锚索预紧力条件下巷道围岩顶板下沉量曲线

Fig.4 Roof convergence under different pre-tightening forces of bolt and anchor cable

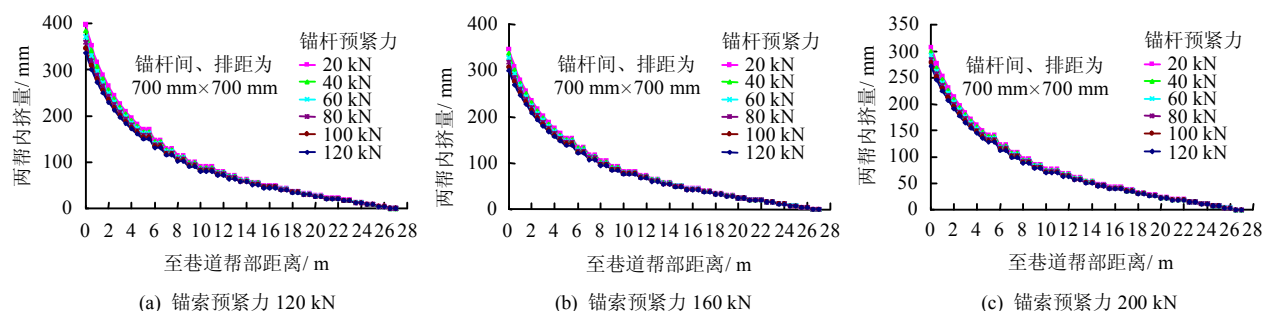


图 5 不同锚杆与锚索预紧力条件下巷道围岩两帮内挤量曲线

Fig.5 Two-side extrusion displacement under different pre-tightening forces of bolt and anchor cable

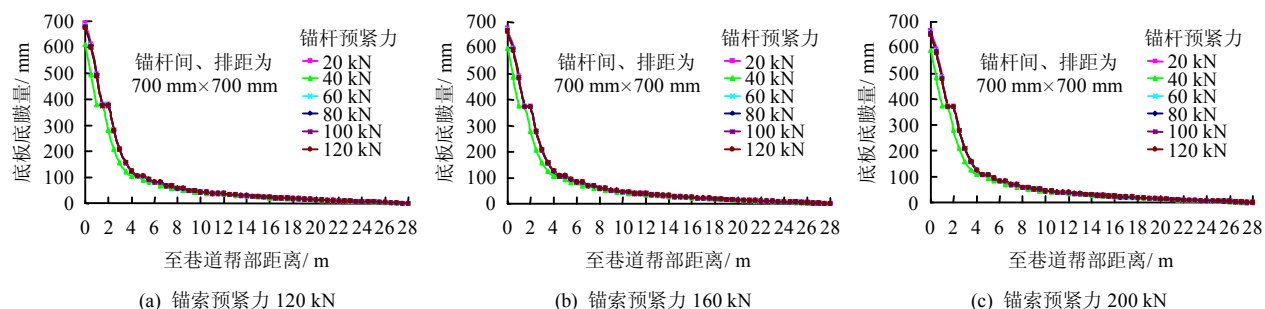


图 6 不同锚杆与锚索预紧力条件下巷道围岩底板底臃量曲线

Fig.6 Floor heave displacement under different pre-tightening forces of bolt and anchor cable

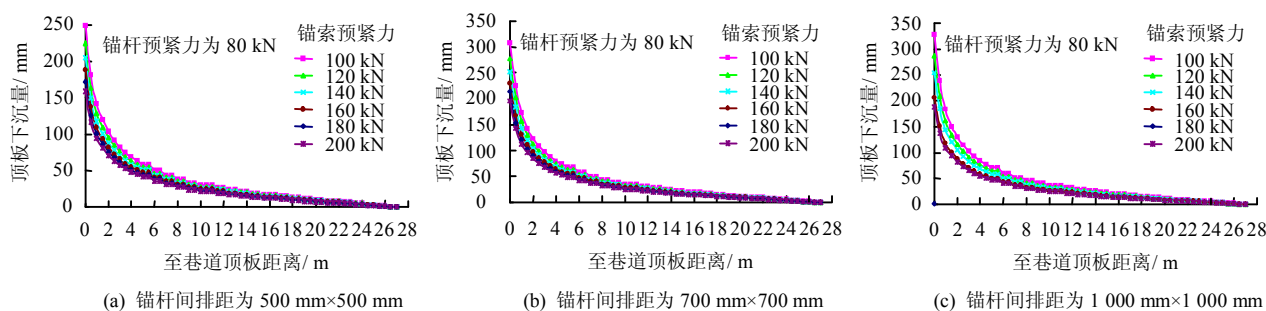


图7 不同锚杆间排距及不同锚索预紧力下顶板下沉量曲线

Fig.7 Roof convergence under different row distances and pre-tightening forces of anchor cable

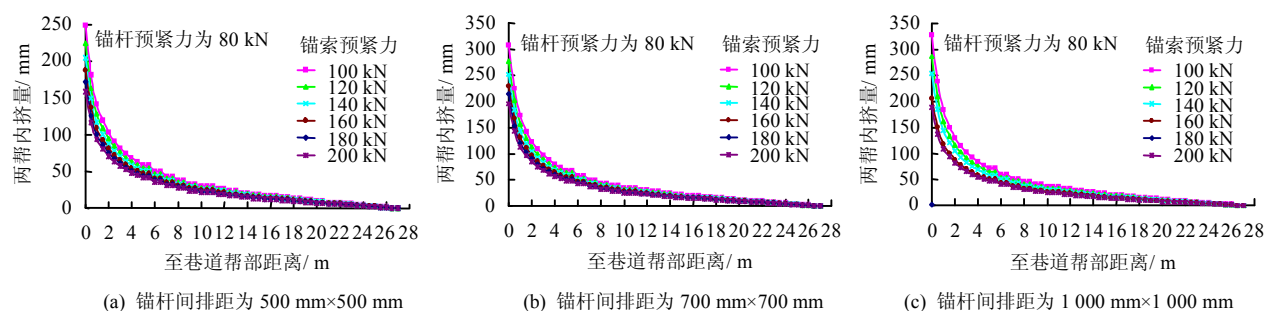


图8 不同锚杆间排距及不同锚索预紧力下两帮内挤量曲线

Fig.8 Two-side extrusion displacement under different row distances and pre-tightening forces of anchor cable

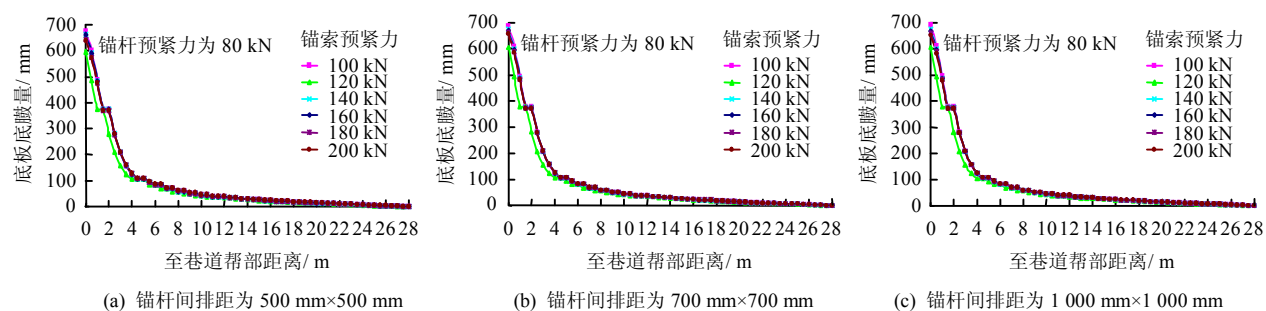


图9 不同锚杆间排距及不同锚索预紧力下底板底臃量曲线

Fig.9 Floor heave displacement under different row distances and pre-tightening forces of anchor cable

以锚杆间排距 700 mm×700 mm, 锚索预紧力 160 kN、锚杆预紧力 20~120 kN 为例, 分析锚杆预紧力变化对巷道围岩位移的控制效果。锚杆预紧力从 20 kN 增加至 120 kN 时, 且至巷道顶板距离为 0 m 时、顶板下沉量为 262.0~210.0 mm, 位移降低幅度为 10.8~52.0 mm; 两帮内挤量为 325.9~285.2 mm, 位移降低幅度为 4.8~40.7 mm; 底板底臃量为 672.4~656.5 mm, 位移降低幅度为 1.1~15.9 mm。以上数据表明, 随着锚杆预紧力的增加, 锚杆与锚索施加后产生的支护应力扩散范围越大, 在其锚固范围内形成了连续叠加的压应力区, 改善了巷道围岩的应力状态, 有效地控制煤岩体的离层、

滑动、裂隙扩展和贯通等, 保持了煤岩体的完整性、连续性 & 稳定性, 提高了破裂锚固岩体的强度, 进而限制了破裂围岩巷道的大变形与破坏, 降低了围岩变形量。巷道顶板与帮部围岩应力状态的改善, 也调节了底板的应力状态, 减小了底板底臃量, 有利于底板的稳定及安全。

以锚杆预紧力 80 kN、锚索预紧力 160 kN 为例, 分析锚杆间排距变化对巷道围岩位移的控制效果。锚杆间排距从 1000 mm×1000 mm 减小至 500 mm×500 mm, 且至巷道顶板距离为 0 m 时, 顶板下沉量为 234.7~205.3 mm, 位移降低幅度为 5.5~29.4 mm; 两帮内挤量为 323.1~278.6 mm, 位移降低幅度为

5.1~44.5 mm; 底板底臃量为 671.9~661.8 mm, 位移降低幅度为 2.4~10.1 mm。以上数据表明, 随着锚杆间排距的减小, 在围岩中形成的压应力区的范围及数值随之增大, 抑制了围岩中拉应力区的产生, 减小了剪应力区的范围, 增加了围岩抵抗变形的能力, 提高了巷道围岩的整体稳定性。

试验表明, 随着锚杆预紧力的增大, 锚固岩体的残余强度逐渐增加, 限制了锚固岩体的变形与破坏; 锚杆与锚索施加后, 主要提高了破裂岩体的凝聚力 c , 而内摩擦角 φ 基本不变^[26-27]。因此, 提高锚杆与锚索预紧力的数值, 对围岩强度参数的改变不明显, 虽然巷道围岩塑性区范围呈逐渐减小的趋势, 但其变化幅度较小。建议采用注浆加固技术, 浆液通过挤压或渗透作用, 将破裂岩体内的裂隙或孔隙充填密实, 通过浆液的胶结作用, 将破裂岩体重新胶结成一个完整体, 可提高破碎岩体的强度; 注浆后改善了岩体不连续面的强度和变形模量等, 可大幅度地提高破裂岩体的凝聚力 c 、内摩擦角 φ , 从而提高破裂围岩的强度与自承载力, 有利于巷道围岩的长期稳定及安全^[28]。

3 深部高应力软岩巷道支护技术实践

3.1 深部高应力软岩巷道支护技术

针对朱集西矿深部巷道特征与地质条件, 基于理论分析与工程类比, 提出了深部高应力软岩巷道采用“锚网索喷+U 型钢支架+注浆+底板锚注”分步联合支护技术方案。

3.1.1 锚网喷参数

锚杆直径为 22 mm、长度为 2 800 mm, 间距为 700 mm、排距为 700 mm; 采用 2 卷 Z2 865 型树脂药卷加长锚固, 锚固长度不少于 1 000 mm, 锚固力不低于 120 kN, 预紧力不低于 80 kN; 采用拱型高强度托盘 (长度×宽度×厚度分别为 150 mm×150 mm×12 mm), 钢筋托梁采用直径为 14 mm 的螺纹钢焊接而成, 全断面使用。钢筋网采用直径为 8 mm 螺纹钢焊接, 网孔长度为 100 mm、宽度为 100 mm。喷射混凝土的强度等级为 C25, 配合比为 1:2:2, 掺加为水泥质量为 3%~5% 的速凝剂, 初喷厚度为 50 mm, 要覆盖住锚杆托盘、钢筋托梁及钢筋网 (图 10)。

3.1.2 锚索与 U 型钢支架参数

锚索直径为 22 mm、长度为 6 300 mm; 采用 3 卷 Z2 865 型树脂药卷加长锚固及高强度可调心托盘 (长度×宽度×厚度为 300 mm×300 mm×16 mm); 锚索的预紧力不低于 100 kN (设计值为 160 kN),

间距为 1 400 mm、排距为 1 400 mm。支架采用 U36 型钢制作, 排距为 700 mm (图 11)。

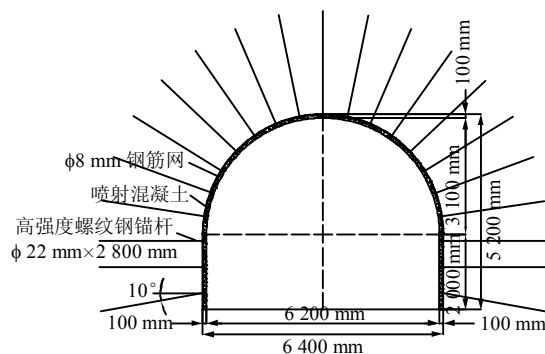


图 10 锚网喷支护结构

Fig.10 Structure of anchor net spray supporting

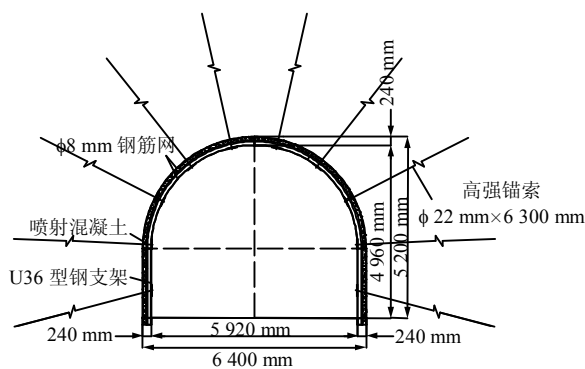


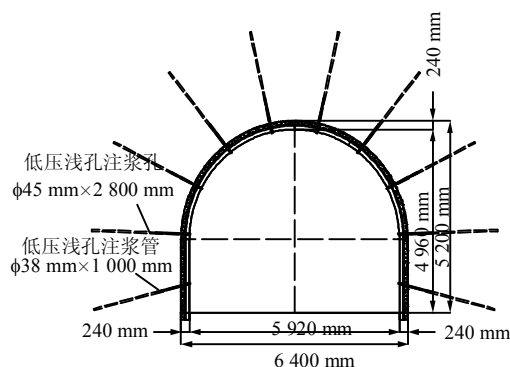
图 11 锚索与 U36 型钢支架结构

Fig.11 Anchor cable and U36 type steel supporting structure

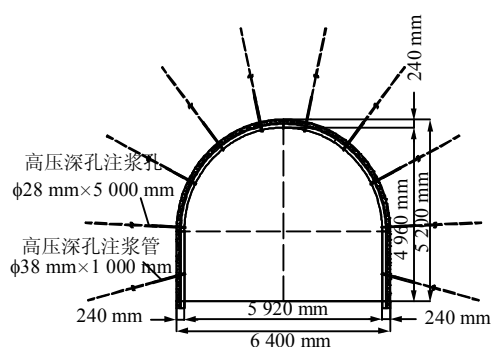
3.1.3 注浆参数

考虑巷道围岩喷层承受的压力与深部高应力破碎围岩注浆效果, 采用低压浅孔充填注浆与高压深孔渗透注浆组成的分次耦合注浆技术 (图 12)。首先在巷道围岩预设计位置处打孔预埋注浆管, 注浆管直径为 38 mm、长度为 1 000 mm, 注浆孔直径为 45 mm、长度为 2 800 mm, 间距为 1 400 mm、排距为 1 400 mm。在注浆管安设完成后, 复喷 50 mm 厚的 C25 混凝土, 以封闭围岩防止注浆时浆液溢出, 保证注浆管孔口外露长度不少于 30 mm, 以便后期安装注浆球阀进行注浆加固。低压浅孔注浆时采用单液水泥-水玻璃浆液, 选用 42.5 级普通硅酸盐水泥, 水灰比为 0.8~1.0, 水玻璃的掺量为水泥用量的 3%~5%; 注浆压力 ≤ 2 MPa, 以保证喷层不开裂 (图 12(a))。待浆液凝固后, 进行高压深孔渗透注浆, 采用直径为 28 mm 钻头在浅孔注浆管内扫孔, 扫孔深度为 5 000 mm; 高压深孔注浆时采用 52.5 级普通硅酸盐水泥, 水灰比为 0.5~0.6, 掺加为水泥质量 0.7% 的 NF 高效减水剂, 注浆压力为 3~

5 MPa (图 12(b))。



(a) 低压浅孔注浆



(b) 高压深孔注浆

图 12 注浆加固结构

Fig.12 Grouting reinforcement structures

3.1.4 底板锚注加固结构参数

反底拱采用圆弧拱结构，弧两端与巷道墙角相接，弧中间最深部位和墙角水平垂距为 500 mm，两底角处为 200 mm，采用钢筋托梁、钢筋网与帮部相连，使得顶底帮形成一个封闭的整体结构。底板预注浆孔间距为 3 000 mm、排距为 6 000 mm，孔直径为 90 mm、长度为 6 000 mm。底板注浆前，先超前 10~20 m 在巷道底板施工抽水孔，将底板中的地下水及时排出，既能保证底板注浆加固效果，又能降低底板岩石在地下水作用下的软化现象而增强底板岩石的承载力，能有效地控制底板底臃；抽水孔直径为 90 mm、长度为 6 000~8 000 mm。底板选用 3 根直径为 17.8 mm、长度为 8.0~15.5 m 的钢绞线组合锚索束，间距为 2 000 mm、排距为 3 000 mm，锚索孔直径为 90 mm、长度为 8~15.5 m，可作为注浆孔与抽水孔使用；锚索束采用 2 种规格的托盘各 1 块(长度×宽度×厚度为 400 mm×400 mm×16 mm 或 200 mm×200 mm×12 mm)，三孔规格锁具 1 个。底板注浆材料与参数同低压浅孔注浆 (图 13)。

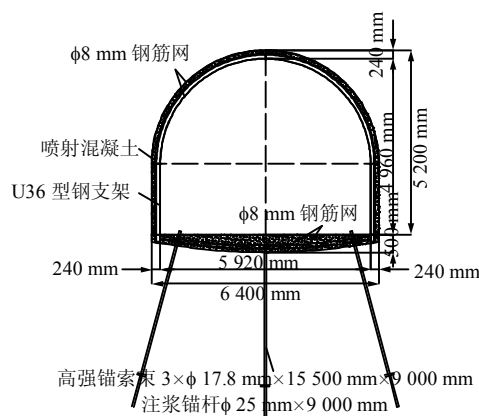


图 13 底板锚注结构

Fig.13 Floor bolting and grouting structure

3.2 深部高应力软岩巷道支护技术相似模型试验

为验证分步联合支护技术方案对深部高应力软岩巷道围岩控制效果，采用 WYQ1000-1 大型三维模型试验系统进行了物理模型试验，如图 14 所示。相似材料模型尺寸为 1.0 m (高度)×1.0 m (宽度)×0.25 m (厚度)，采用砂子和石蜡等材料模拟岩石，不同岩层间的节理、层理则用石英砂和云母粉进行模拟^[29]。基于理论计算与模型试验类比，锚杆采用铝丝模拟，锚索采用细铁丝模拟，托盘采用薄铁片模拟，钢筋网采用细铁丝网模拟，U36 型高强度型钢支架采用细铝条模拟^[29]。



图 14 WYQ1000-1 大型三维模型试验系统

Fig.14 WYQ1000-1 large 3D model testing system

3.2.1 巷道围岩破坏特征

巷道围岩与支护结构破坏如图 15 所示，在联合支护结构作用下巷道围岩顶底板未出现明显的破裂(顶板垮落或底板底臃)，但两帮的剪切破坏较为明显；在巷道拱肩处由于围岩应力集中程度较大，造成 U 型钢产生了扭曲变形。随着荷载的不断增大，当巷道围岩应力超过其自身强度时，则围岩体屈服破坏；但在支护结构作用下，破裂围岩体的残余强度有所提高，可在围岩中形成一定厚度的承载区而防止顶板冒落^[29]。

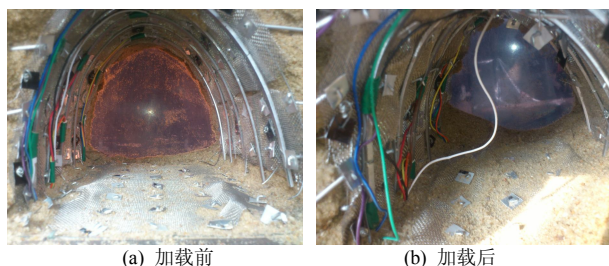


图 15 巷道围岩与支护结构破坏图
Fig.15 Failure of roadway surrounding rock and supporting structure

3.2.2 巷道内表面位移分析

巷道围岩收敛变形曲线如图 16 所示,随着荷载的增加,巷道围岩收敛变形逐渐增大,在巷道围岩内完成应力调整后,围岩位移开始趋于稳定;在整个加载过程中,围岩位移变化基本呈现出阶梯状增加,即表明在支护结构作用下,围岩的变形破坏并不是连续的,而是在应力集中到一定程度时逐级增加,两帮收敛变形量最大值为 60 mm,顶板下沉量最大值为 69 mm,底板底臃量最大值为 55 mm。从巷道围岩收敛变形的变化特点可知,在巷道开挖过程中,围岩塑性区范围不断增大,围岩位移也随之增加;在支护结构作用下,围岩应力分布会产生变化,在巷道围岩经过多次应力调整直到新的平稳状态时,巷道围岩位移趋于稳定^[29]。

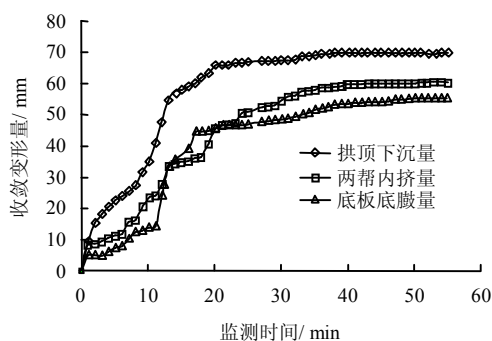
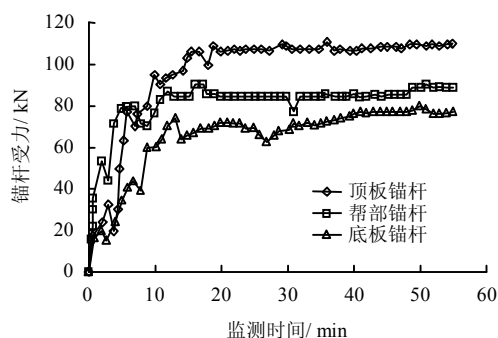


图 16 巷道围岩收敛变形曲线
Fig.16 Convergence curves of roadway surrounding rock

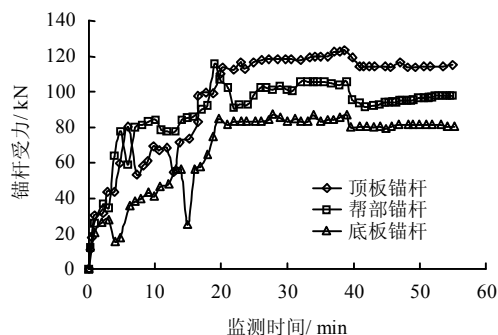
3.2.3 锚杆受力分析

由图 17 可知,在加载过程中,锚杆的受力变化可分为快速增长、波动变化和平稳变化等 3 个阶段^[29-30]。在加载初期,锚杆受力快速增长,这是由于巷道的开挖强卸载导致巷道围岩破裂和碎胀扩容变形快速发展,锚杆与锚索施加后,在一定程度上可恢复和改善围岩表面的应力状态,抑制围岩沿滑移面的剪切破裂和碎胀扩容及裂隙张开变形,故在加载初期,锚杆受力快速增长^[30]。在锚杆受力快速

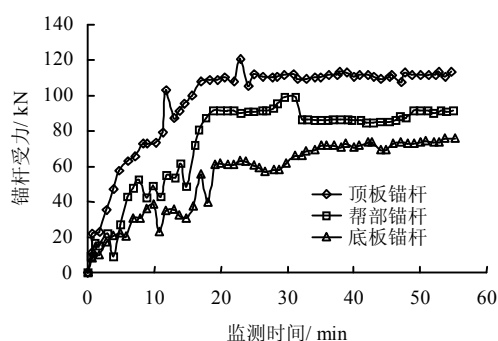
增长阶段之后,锚杆受力变化频繁,上下浮动,但整体呈上升趋势,这是因为荷载的施加使围岩体及锚杆、锚索内部产生了应力调整,从而产生围岩压缩和回弹的反复更替^[30]。在此之后,锚杆受力进入了稳定变化阶段,巷道顶板、帮部和底板锚杆受力最大值依次为 115、97、81 kN,均未达到锚杆的屈服极限^[21, 30]。



(a) 1#监测断面



(b) 2#监测断面



(c) 3#监测断面

图 17 锚杆受力监测曲线
Fig.17 Monitoring force curves of bolt

3.2.4 型钢支架受力

由图 18 可知,在加载初期,U 型钢支架在拱顶和拱肩处受力增长较大,这是由于围岩与支架之间开始接触压密所致,随着围岩变形量的增大,支架所承受的压力也随之增大;由于巷道围岩破裂和碎

胀扩容变形, 导致 U 型钢支架在拱顶和拱肩处受力出现了震荡波动, 但支架受力最终趋于稳定。U 型钢支架拱肩受力最大值为 0.24 MPa, 拱顶受力最大值为 0.12 MPa, 帮部受力最大值为 0.04 MPa, 均小

于支架的极限承载力^[30]。

3.3 井下工业性试验应用效果

在东翼 11 煤轨道大巷和东翼 11 煤胶带机大巷进行了井下工业性试验, 监测数据如图 19 所示。

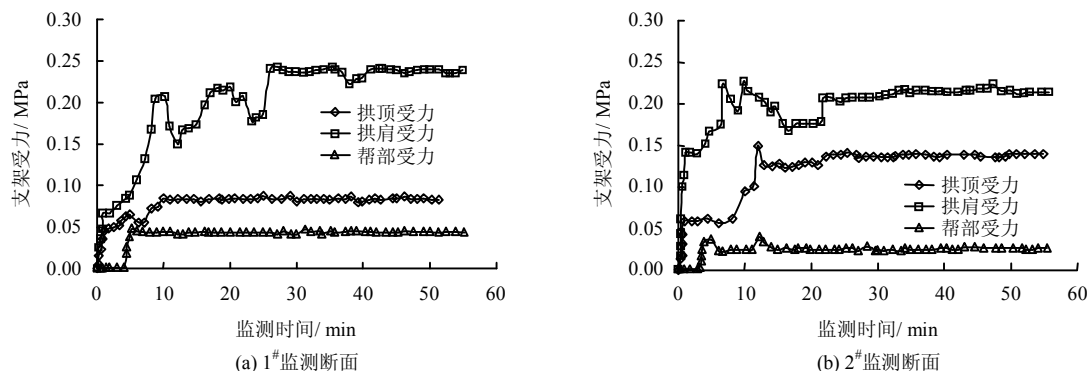


图 18 U 型钢受力监测曲线

Fig.18 Monitoring stress curves of U-shaped steel

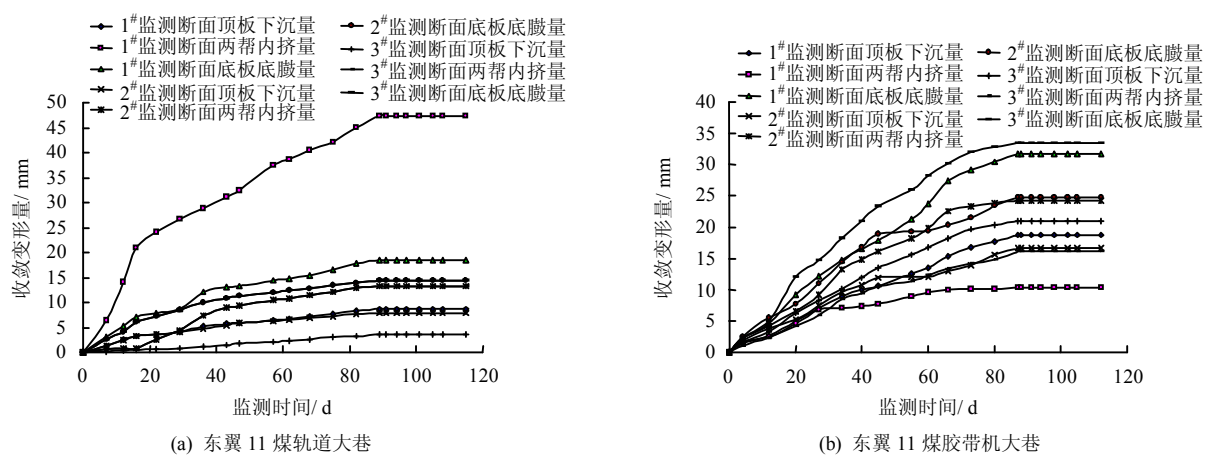


图 19 东翼巷道围岩收敛变形曲线

Fig.19 Convergence curves of surrounding rock in the east wing roadway

由图 19 可知, 东翼 11 煤轨道大巷顶板下沉量为 3.54~8.64 mm, 两帮内挤量为 13.26~47.36 mm, 底板底臃量为 5.9~18.54 mm; 东翼 11 煤胶带机大巷顶板下沉量为 16.7~20.94 mm, 两帮内挤量为 10.36~24.26 mm, 底板底臃量为 24.81~33.4 mm。即表明采用“锚网索喷+U 型钢支架+注浆+底板锚注”分步联合支护技术方案, 可有效地控制深部高应力软岩巷道的大变形与底臃, 保证了巷道围岩与支护结构的稳定及安全。

4 结 论

(1) 采用 FLAC^{3D} 研究分析了不同预紧力与间排距条件下锚杆、锚索产生的围岩支护应力场的分布特征, 定义了围岩应力扩大系数 k 来表征围岩应力的扩散效果, 揭示了锚杆、锚索的耦合效应, 确

定了锚杆、锚索预紧力与间排距的合理数值范围及最佳组合。

(2) 数值模拟结果表明, 随着锚杆、锚索预紧力的增大, 锚杆与锚索锚固区内压应力区的数值及范围不断增大, 顶板与帮部围岩压应力区逐渐叠加在一起, 在巷道周边形成完整的压应力叠加区。锚杆与锚索的支护应力场改善了巷道开挖后围岩的扰动应力场, 抑制了拉应力区的产生, 减小了剪应力区, 限制了煤岩体拉伸、剪切破坏。

(3) 针对朱集西矿深部巷道特征与地质条件, 基于理论分析与工程类比, 提出了“锚网索喷+U 型钢支架+注浆+底板锚注”分步联合支护技术方案, 开展了三维相似材料模型试验, 验证了该支护技术方案的合理性与可行性, 揭示了深部高应力软岩巷道围岩变形破坏与支护结构受力演化规律, 并

成功应用于工程实践, 解决了深部高应力软岩巷道支护难题。

参 考 文 献

- [1] 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.
- [2] 周宏伟, 谢和平, 左建平. 深部高地应力下岩石力学行为研究进展[J]. 力学进展, 2005, 35(1): 191—199.
ZHOU Hong-wei, XIE He-ping, ZUO Jian-ping. Developments in researches on mechanical behaviors of rocks under the condition of high ground pressure in the depths[J]. **Advances in Mechanics**, 2005, 35(1): 191—199.
- [3] 贺永年, 韩立军, 邵鹏, 等. 深部巷道稳定的若干岩石力学问题[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(3): 288—295.
HE Yong-nian, HAN Li-jun, SHAO Peng, et al. Some problems of rock mechanics for roadways stability in depth[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2006, 35(3): 288—295.
- [4] 刘泉声, 黄诗冰, 崔先泽, 等. 深井煤矿硐室底臃控制对策与监测分析[J]. 岩土力学, 2015, 36(12): 3506—3515.
LIU Quan-sheng, HUANG Shi-bing, CUI Xian-ze, et al. Control measures and monitoring analysis for floor heave of the chamber in deep coal mine[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2015, 36(12): 3506—3515.
- [5] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程地质力学研究进展[J]. 工程地质学报, 2000, 8(1): 46—62.
HE Man-chao, JING Hai-he, SUN Xiao-ming. Trestarch progress of soft rock engineering geom echanics in China coal mine[J]. **Journal of Engineering Geology**, 2000, 8(1): 46—62.
- [6] 何满潮, 陈新, 梁国平, 等. 深部软岩工程大变形力学分析设计系统[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 934—943.
HE Man-chao, CHEN Xin, LIANG Guo-ping, et al. Software system for large deformation mechanical analysis of soft rock engineering at great depth[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(5): 934—943.
- [7] 孙晓明, 何满潮, 杨晓杰. 深部软岩巷道锚网索耦合支护非线性设计方法研究[J]. 岩土力学, 2006, 27(7): 1061—1065.
SUN Xiao-ming, HE Man-chao, YANG Xiao-jie. Research on nonlinear mechanics design method of bolt-net-anchor coupling support for deep soft rock tunnel[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2006, 27(7): 1061—1065.
- [8] 何满潮, 袁越, 王晓雷, 等. 新疆中生代复合型软岩大变形控制技术及其应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(3): 434—441.
HE Man-chao, YUAN Yue, WANG Xiao-lei, et al. Control technology for large deformation of mesozoic compound soft rock in Xinjiang and its appclation[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2013, 32(3): 434—441.
- [9] 刘泉声, 康永水, 白运强. 顾桥煤矿深井岩巷破碎软弱围岩支护方法探索[J]. 岩土力学, 2011, 32(10): 3097—3104.
LIU Quan-sheng, KANG Yong-shui, BAI Yun-qiang. Research on supporting method for deep rock roadway with brokenand soft surrounding rock in Guqiao Coal Mine[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2011, 32(10): 3097—3104.
- [10] 牛双建, 靖洪文, 张忠宇, 等. 深部软岩巷道围岩稳定控制技术研究及应用[J]. 煤炭学报, 2011, 36 (6): 914—919.
NIU Shuang-jian, JING Hong-wen, ZHANG Zhong-yu, et al. Study on control technology of surrounding rocks in deep soft roadway and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36 (6): 914—919.
- [11] 康红普, 王金华, 林健. 煤矿巷道锚杆支护应用实例分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(4): 649—664.
KANG Hong-pu, WANG Jin-hua, LIN Jian. Case studies of rock bolting in coal mine roadways[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2010, 29(4): 649—664.
- [12] 乔卫国, 孟庆彬, 林登阁, 等. 深部软岩巷道锚注联合支护技术研究[J]. 西安科技大学学报, 2011, 31(1): 22—27.
QIAO Wei-guo, MENG Qing-bin, LIN Deng-ge, et al. Research and case analysis of bolting grouting combined support technology in deep soft rock roadway[J]. **Journal of Xi'an University of Science and Technology**, 2011, 31(1): 22—27.

- [13] 高延法, 王波, 王军, 等. 深井软岩巷道钢管混凝土支护结构性能试验及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(增刊 1): 2604—2609.
- GAO Yan-fa, WANG Bo, WANG Jun, et al. Test on structural property and application of concrete-filled steel tube support of deep mine and soft rock roadway[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2010, 29(Sup. 1): 2604—2609.
- [14] 张璨, 张农, 许兴亮, 等. 高地应力破碎软岩巷道强化控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(1): 13—18.
- ZHANG Can, ZHANG Nong, XU Xing-liang, et al. Support technique intensifying soft broken roadway with high ground stress[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2011, 28(2): 204—213.
- [15] 谢广祥, 常聚才. 深井巷道控制围岩最小变形时空耦合一体化支护[J]. 中国矿业大学学报, 2013, 42(2): 183—187.
- XIE Guang-xiang, CHANG Ju-cai. Study of space-time coupled and integrative supporting method of controlling the minimum deformation of surrounding rock in deep mine roadway[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2013, 42(2): 183—187.
- [16] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 深部高应力软岩巷道断面形状优化设计数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(5): 650—656.
- MENG Qing-bin, HAN Li-jun, QIAO Wei-guo, et al. Numerical simulation of cross-section shape optimization design of deep soft rock roadway under high stress[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2012, 29(5): 650—656.
- [17] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 深部高应力软岩巷道变形破坏特性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(4): 481—486.
- MENG Qing-bin, HAN Li-jun, QIAO Wei-guo, et al. Research on deformation failure characteristics of the deep high-stress soft rock roadways[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2012, 29(4): 481—486.
- [18] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 赵楼矿深部软岩巷道变形破坏机制及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 165—172.
- MENG Qing-bin, HAN Li-jun, QIAO Wei-guo, et al. The deformation failure mechanism and control techniques of soft rock in deep roadways in Zhaolou Mine[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2013, 30(2): 165—172.
- [19] 沈明荣, 陈建峰. 岩体力学[M]. 上海: 同济大学出版社, 2006.
- SHEN Ming-rong, CHEN Jian-feng. Rock mechanics [M]. Shanghai: Tongji University Press, 2006.
- [20] 张镇, 康红普, 王金华. 煤巷锚杆-锚索支护的预应力协调作用分析[J]. 煤炭学报, 2010, 35(6): 881—886.
- ZHANG Zhen, KANG Hong-pu, WANG Jin-hua. Pre-tensioned stress coordination function analysis of bolt-cable anchor support in coal roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2010, 35(6): 881—886.
- [21] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- KANG Hong-pu, WANG Jin-hua. Rock bolting theory and complete technology for coal roadways[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2007.
- [22] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 极弱胶结地层煤巷锚网索耦合支护效应研究及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(5): 770—778.
- MENG Qing-bin, HAN Li-jun, QIAO Wei-guo, et al. Supporting effect and application of bolt-net-anchor coupling support under extremely weak cementation formation[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2016, 33(5): 770—778.
- [23] 李元, 刘刚, 龙景奎. 深部巷道预应力协同支护数值分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(2): 204—213.
- LI Yuan, LIU Gang, LONG Jing-kui. Numerical analysis of theory of pre-stress synergetic support in deep mine roadway[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2011, 28(2): 204—213.
- [24] 康红普. 煤岩体地质力学原位测试及在围岩控制中的应用[M]. 北京: 科学出版社, 2013.
- KANG Hong-pu. In-situ test of coal rock mass and application in the control of surrounding rock[M]. Beijing: Science Press, 2013.
- [25] 刘红岗, 贺永年, 韩立军, 等. 大松动圈围岩锚注与预应力锚索联合支护技术的机制与实践[J]. 中国矿业, 2007, 16(1): 62—65.
- LIU Hong-gang, HE Yong-nian, HAN Li-jun, et al. Study and application of supporting mechanism of combined support of bolting-grouting and prestressed cable anchor in large broken zone surrounding rock[J]. **China Miningmagazine**, 2007, 16(1): 62—65.
- [26] 李术才, 朱维申, 张玉军. 裂隙岩体大型洞室群施工顺序优化研究[J]. 岩土工程学报, 1998, 20(1): 1—4.