强动压破碎软岩巷道再造多重承载结构全空间协同支护技术研究

徐佑林[1]，吴少康[2]，周 波[1, 3]，郑 伟[1]，吴旭坤[4]，周 泽[1]，
陈志松[3]，张际涛[5]，李 彬[3]，严 红[6]，张传玖[7]

（1. 贵州理工学院 矿业工程学院，贵州 贵阳 550003；2. 中国矿业大学（北京） 能源与矿业学院，北京 100083；3. 贵州大学 矿业学院，贵州 贵阳 550025；4. 安徽理工大学 矿业学院，安徽 淮南 232001；5. 贵州黔诚力锦科技有限公司，贵州 贵阳 550081；6. 中国矿业大学 矿业工程学院，江苏 徐州 221116；7. 国能神东煤炭集团有限责任公司，内蒙古 鄂尔多斯 017010）

摘要：为解决巷道及工作面开挖引起的区域应力复杂、强动压破碎软岩巷道围岩维护难题，以贵州打牛场煤矿 1570 轨道石门为工程背景，综合运用数值模拟、理论分析及现场工业性试验等多种方法开展研究。根据现场调查及数据监测，对 1570 轨道石门围岩大变形及支护构件失效特征进行了分析；利用泡水试验（结合 XRD 分析）、松动圈测试揭示了围岩自稳性差的原因；采用数值模拟揭示 1570 轨道石门开挖过程中应力分布规律，得出其变形破坏机制，并针对性提出再造多重承载结构全空间协同支护技术；通过理论分析得出混凝土钢拱架最危险截面的极限承载应力，确定使用的约束型钢管充填结构能限制采动引起的大结构运动。采用数值模拟分析再造多重承载结构支护后与无支护方式下应力分布及围岩变形控制效果，阐明了再造多重承载结构全空间协同支护技术控制原理。通过构建三层高强承载结构体，使浅部和深部围岩形成一体化高强度锚固体承载结构，从整体上调动围岩自身承载能力与整体抗变形能力，实现全空间立体支护系统，保证巷道稳定。基于上述研究，在井下进行工业性试验。结果表明，多重承载结构全空间协同支护技术对强动压破碎松软围岩巷道的变形控制具有显著效果。与原支护相比，巷道顶底板及两帮收敛量分别降低 91.67%及 88.33%，同时节约了巷道维修成本，为强动压破碎软岩巷道围岩控制提供了有效途径。

关键词：采矿工程；应力分布；强动压破碎软岩巷道；再造多重承载结构；约束型钢管；高预应力锚固

中图分类号：TD 32 **文献标识码：**A **文章编号：**1000－6915(2025)07－1720－16

Full-space collaborative support technology for reconstructing multi-bearing structures in crushed soft rock roadways under strong dynamic pressure

XU Youlin[1], WU Shaokang[2], ZHOU Bo[1, 3], ZHENG Wei[1], WU Xukun[4], ZHOU Ze[1],
CHEN Zhisong[3], ZHANG Jitao[5], LI Bin[3], YAN Hong[6], ZHANG Chuanjiu[7]

(1. *School of Mining Engineering*, *Guizhou Institute of Technology*, *Guiyang*, *Guizhou* 550003, *China*; 2. *School of Energy and Mining Engineering*, *China University of Mining and Technology* (*Beijing*), *Beijing* 100083, *China*; 3. *School of Mining*, *Guizhou University*, *Guiyang*, *Guizhou* 550025, *China*; 4. *School of Mining Engineering*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan*, *Anhui* 232001, *China*; 5. *Guizhou Qianchenglijin Technology Co.*, *Ltd.*, *Guiyang*, *Guizhou* 550081, *China*; 6. *School of Mines*, *China University of Mining and Technology*, *Xuzhou*, *Jiangsu* 221116, *China*; 7. *Shendong Coal Group Corporation Limited*, *China Energy Investment Group Co.*, *Ltd.*, *Ordos*, *Inner Mongolia* 017010, *China*)

收稿日期：2024－11－28；**修回日期：**2025－02－03

基金项目：国家自然科学基金资助项目（51764010，51874109）；2023 年贵州省科技支撑计划（一般项目）资助项目（黔科合支撑[2023]一般 305）
Supported by the National Natural Science Foundation of Chin (Grant Nos. 51764010 and 51874109) and 2023 Guizhou Science and Technology Support Plan (General Project) Funded Project (Grant No. Guizhou Science Support [2023] General 305)

作者简介：徐佑林（1983－），男，2014 年于煤炭科学研究总院采矿工程专业获博士学位，现任教授，主要从事巷道支护方面的研究工作。E-mail：282110949@qq.com。通信作者：吴少康（1996－），男，现为博士研究生。E-mail：wsk13037896248@126.com

DOI：10.3724/1000-6915.jrme.2024.0914

Abstract: To address the challenges posed by complex regional stress and the maintenance of surrounding rock in soft rock roadways subjected to strong dynamic pressure crushing during excavation, this study focuses on the 1570 track stone gate of Daniuchang Coal Mine in Guizhou Province as the engineering context. A comprehensive research approach was employed, utilizing numerical simulations, theoretical analyses, and on-site industrial tests. Through on-site investigations and data monitoring, we analyzed the large deformation of the surrounding rock at Shimen on the 1570 track and the failure characteristics of the supporting components. The poor self-stability of the surrounding rock was investigated using water immersion tests (combined with XRD analysis) and loose ring tests. Numerical simulations were conducted to elucidate the stress distribution patterns during the excavation of the 1570 track stone gate, revealing its deformation and failure mechanisms. We specifically proposed a full-space collaborative support technology for the reconstructed multi-bearing structure. The ultimate bearing stress of the most critical section of the concrete steel arch frame was derived through theoretical analysis, confirming that the constrained steel pipe filling structure could effectively limit the significant structural movements induced by mining activities. The stress distribution and deformation control effects of the surrounding rock in the reconstructed multi-bearing structure were analyzed through numerical simulations, clarifying the control principles underlying the full-space cooperative support technology. By constructing a three-layer high-strength load-bearing structure, we integrated the shallow and deep surrounding rocks into a cohesive high-strength anchor solid load-bearing system. This approach harnesses the surrounding rock′s inherent load-bearing capacity and enhances the overall anti-deformation capability of the surrounding rock, thereby establishing a full-space three-dimensional support system that ensures roadway stability. Subsequent industrial tests conducted underground demonstrated that the full-space collaborative support technology for multi-bearing structures significantly mitigates deformation in roadways facing strong dynamic pressure crushing and soft surrounding rock. Compared to the original support system, the convergence of the top and bottom slabs of the roadway, as well as the two sides, was reduced by 91.67% and 88.33%, respectively. Additionally, this approach led to savings in roadway maintenance costs, providing an effective solution for managing surrounding rock in soft rock roadways subjected to strong dynamic pressure crushing.

Key words: mining engineering; stress distribution; soft rock roadway broken by strong dynamic pressure; reconstructing multi-bearing structure; binding steel pipe; high prestressed anchorage

1　引　言

随着地下工程不断发展，强动压破碎软岩巷道支护问题日益凸显，成为制约矿山安全高效开采的关键因素之一[1-2]。强动压破碎软岩巷道围岩变形和破坏涉及岩石力学性质、地质构造、开采扰动等多种因素[3-4]。同时其本身具有强度低、变形大、稳定性差等属性[5]。传统支护技术难以有效控制围岩变形和破坏，导致巷道支护成本增加、维护难度加大，甚至影响整个工程的正常运行[6-7]。因此，强动压破碎软岩巷道围岩控制技术势在必行。

国内外众多学者对强动压破碎软岩巷道进行了大量研究。主要采取合理设计参数、注浆加固、优化巷道布置及多种方式协同支护等手段进行围岩控制[8-10]。康红普等[11]针对千米软岩强采动巷道围岩大变形难题，使用数值模拟揭示围岩大变形机制，针对性提出巷道支护－改性－卸压协同控制技术并取得显著效果。孟庆彬等[12]通过掌握破碎软岩巷道破坏特征，辅以数值模拟揭示其破坏机制，采用分布联合支护方法有效防止了破碎软岩巷道大变形。姜耀东等[13]通过分析锚杆(高强度高预紧力)、锚索(强力)、金属网、喷浆及 U 型钢在控制围岩变形中的互补作用，提出有效互补控制综合支护方案。徐佑林等[14]通过研发高韧性水泥基材料置换破碎岩体，同时采取一定卸压手段对巷道联合支护，现场取得一定效果。Q. J. Zhan 等[15]对埋深 1 336 m 软岩巷道进行数值模拟和理论分析，得出失稳机制是由于多因素耦合。在原支护的基础上，采用柔性、高性能锚杆支护，控制围岩变形的同时降低了支护成本。M. L. Tian 等[16]针对受沉积影响的破碎软岩巷道持续变形问题，提出“预注浆+锚网喷混凝土+U 型钢+深浅孔注浆”的耦合支护方案，该方案有效保证了巷道稳定。姜鹏飞等[17]针对千米深井软岩大巷围岩大变形特点，提出锚架充协同控制技术，使用数值模拟及理论分析得出其支护技术原理，形成材

料－设备－系统一体化的支护技术，有效控制了围岩大变形。以上研究成果针对软岩巷道围岩支护难题已有较大进展，但对于巷道全空间支护系统性研究相对较少。故开展强动压破碎软岩巷道再造多重承载结构全空间协同支护技术研究具有重要的理论意义和工程应用价值。

贵州打牛场煤矿 1570 轨道石门为典型破碎软岩巷道，埋深为 230～345 m，以泥岩为主，强度低。石门附近巷道密集，大量巷道开挖导致巷道群区域应力分布复杂。针对现场强动压破碎软岩巷道，采用“U 型棚+喷射混凝土”联合支护方式经历多次返修后巷道断面仍严重内缩，巷道“前掘后修”、“边掘边修”、“反复巷修”等现象频频发生，仅维修费用为 2～3 万元/m，严重影响现场进度。为此，笔者以 1570 轨道石门为试验地，提出多重承载结构相互耦合、主被动协同支护的巷道再造多重承载结构支护技术。研究结果有望提高强动压破碎软岩巷道支护效果和安全性，为相关工程领域发展做出贡献。

2　巷道破坏机制研究

为深入理解强动压破碎软岩巷道变形破坏情况，对石门围岩矿物成分、松动圈、巷道及工作面开挖等影响因素进行具体分析，得出巷道变形破坏机制，从更深层次剖析这一复杂地质工程难题。

2.1　围岩矿物成分分析

对 1570 轨道石门不同顶板处围岩采用 XRD 测试岩石矿物组成成分。结果显示，岩样主要由石英、高岭石等矿物组成。顶板泥岩遇水时，由于高岭石吸水膨胀特性，导致顶板稳定性差[18]。具体表现为顶板变形、下沉甚至局部垮落等，给井下作业带来安全隐患。取巷道原岩进行泡水试验，如图 1 所示。

2.2　围岩松动圈分析

巷道围岩松动圈是围岩应力超过其强度产生的破坏区，它是反映围岩应力与岩体强度相互作用结果的指标。通常可采用超声波测试仪、钻孔窥视仪、地质雷达等测试设备现场实测[19-20]。本文采用钻孔窥视的方法对 1570 轨道石门围岩松动圈进行探测，以确定破碎软岩巷道围岩松动圈范围。在打牛厂煤矿 15#煤及 22#煤之间的 1570 轨道石门中间位置对顶板及右帮(直径 28 mm，孔深 10m)窥视，采用 CXK12(A)型岩层探测记录仪观测。将正常窥视的顶板及右帮绘制，得出顶板及右帮窥视图(见图 2)。

由观测结果可知，顶板围岩内部存在较多破碎区域，围岩完整性较差，0.3 m 处开始出现破碎区域，6.6 m 处围岩完整性较好。右帮随着长度增加，围岩内部存在的破碎区域范围整体呈现出增加趋势，0.5 m 处开始裂隙发育，3.1～5.9 m 破碎区域明显增加。综上所述，1570 轨道石门巷道围岩裂隙发

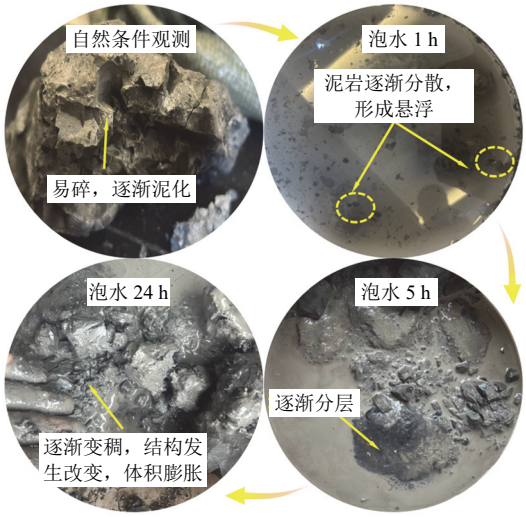
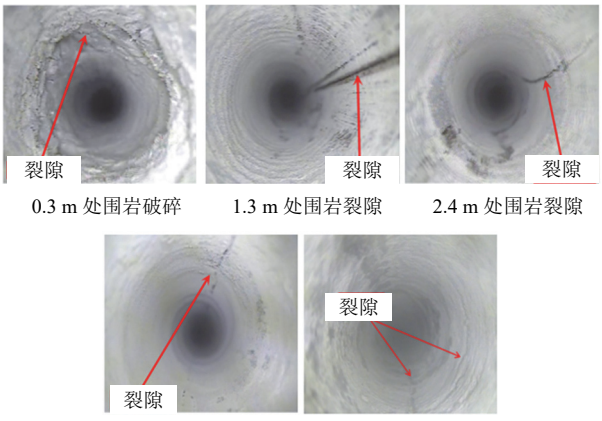


图 1　原岩泡水试验

Fig.1　Primary rock soaking test



0.3 m 处围岩破碎　1.3 m 处围岩裂隙　2.4 m 处围岩裂隙

4.5 m 处围岩裂隙　6.6 m 处围岩裂隙

(a) 顶板窥视图

0.5 m 处围岩裂隙　3.1 m 处围岩裂隙　4.2 m 处围岩裂隙

5.9 m 处围岩裂隙　7.4 m 处围岩存在裂隙

(b) 右帮窥视图

图 2　轨道石门断面处顶板及帮部窥视图

Fig.2　View of the roof and side of each section of the track stone door

育，范围在 7 m 以内，但未观测到离层现象，总体上围岩存在较大范围破碎带，且裂隙发育程度较高。

2.3　巷道及工作面开挖影响

由 1570 轨道石门与煤层及各巷道空间位置可知，巷道布置于软岩巷道群中，邻近巷道的开挖会造成围岩开挖扰动区与二次应力场的相互叠加。且 1570 轨道石门为穿煤层巷道，煤层开挖也会造成已趋于变形稳定的巷道再次扰动而失稳破坏。多次扰动应力场相互叠加，使 1570 轨道石门处于不断变形状态，加剧巷道围岩的变形速度与破坏程度，极不利于巷道围岩控制。为研究巷道群开挖扰动影响范围，基于 1570 轨道石门、1570 运输石门、11242 运输联络巷、15#煤及 22#煤空间关系，采用 FLAC^{3D} 数值模拟软件对打牛厂煤矿开展模拟计算，数值模拟力学参数见表 1，计算模型如图 3 所示。

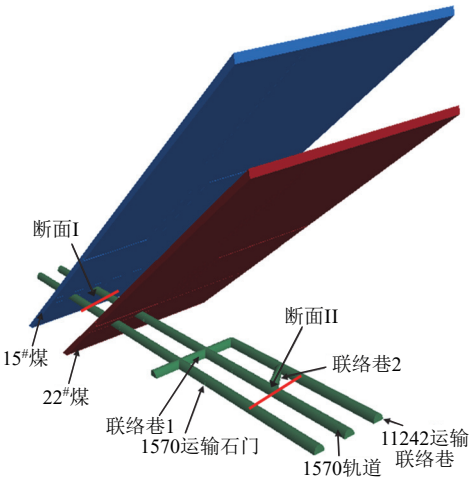
表 1　数值模拟力学参数

Table 1　Numerical simulation mechanical parameters

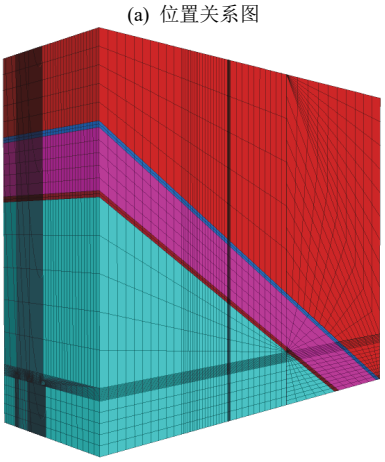
岩性	弹性模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	密度/(kg • m^{-3})
煤	1.66	1.25	1.32	25	1.50	1 500
泥岩	3.73	2.24	2.37	27	3.36	2 315
粉砂质泥岩	5.21	3.32	3.12	30	4.52	2 400
泥质粉砂岩	5.92	4.09	4.05	30	5.38	2 550

开挖程序为：巷道开挖→22#煤工作面开挖→15#煤工作面开挖。数值模拟计算模型尺寸为 282 m(长)×100 m(宽)×200 m(高)。为模拟实际工作面开采后对巷道的影响规律，对数值模拟模型只保留顶部边界不固定，其他边界均固定进行模拟。同时，为监测巷道变形及应力分布情况，在所需监测巷道断面布置 4 个监测点(见图 4)。为便于监测不同位置巷道变形及应力情况，对需要监测变形的巷道进行进行编号(见图 3 断面I，II)。随着模型的逐步开挖，巷道群断面 I，II 围岩应力变化情况如图 5 所示。

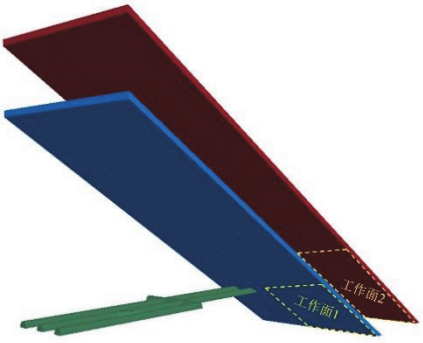
由图 5(a)可得，巷道开挖完成后，由于该区域巷道群密集，巷道之间采动应力集中，达到 35.12 MPa，应力集中位置位于巷道围岩 3.5 m 处。22#煤开挖完成后，由于巷道群受 22#煤采动影响，巷道采动应力重新分布，断面 I 应力峰值由 35.12 MPa 增至 37.50 MPa。15#煤开挖完成后，巷道群受 15#煤采动影响，巷道采动应力重新分布，断面 I 应力峰值由 37.50 MPa 增至 40.04 MPa。说明巷道围岩受采动影响强烈。由图 5(b)可得，巷道开挖完成后，由于该区域巷道群密集，巷道间采动应力集中，尤其以 1570 运输石门和 1570 轨道巷道之间采动应力峰值最大，达到 38.98 MPa，应力集中位置位于巷道围



(a) 位置关系图



(b) 模型



(c) 已采工作面位置

图 3　数值模拟计算整体模型

Fig.3　Overall models of numerical simulation

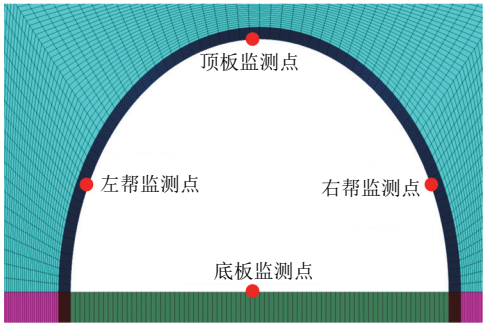
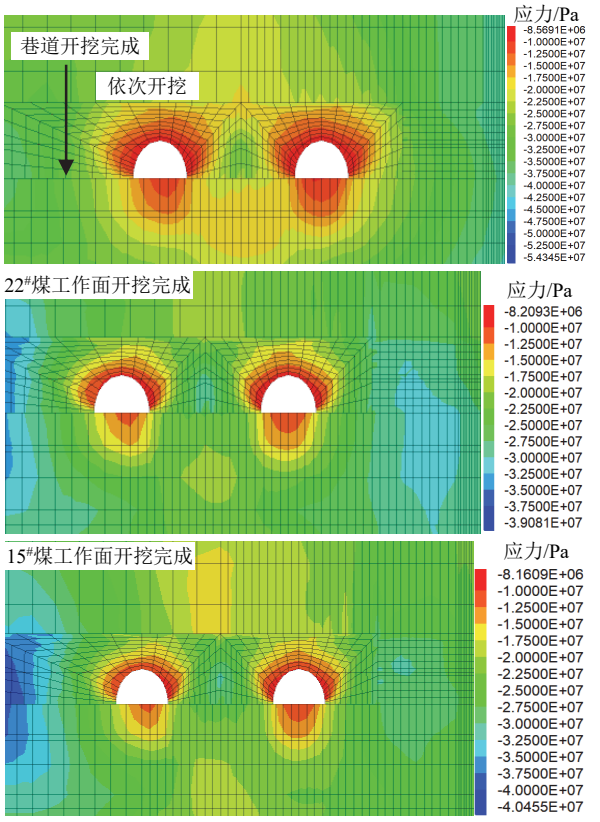
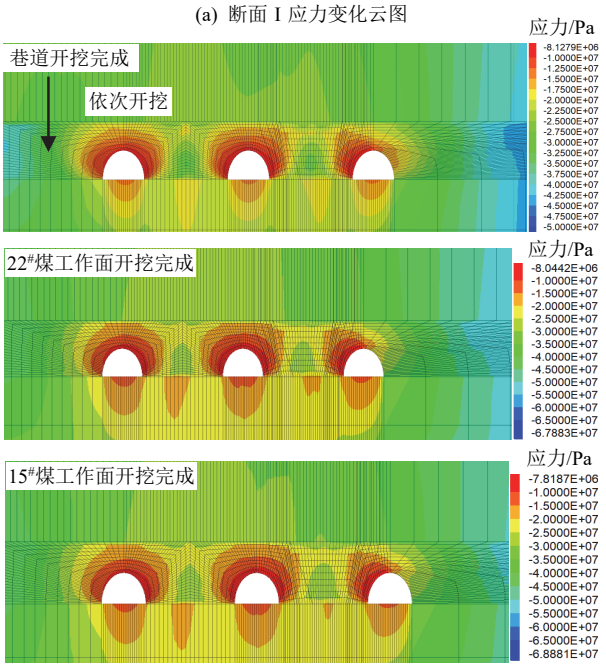


图 4　监测应力及变形巷道断面编号

Fig.4　Section number of roadway for monitoring stress and deformation



(a) 断面 I 应力变化云图



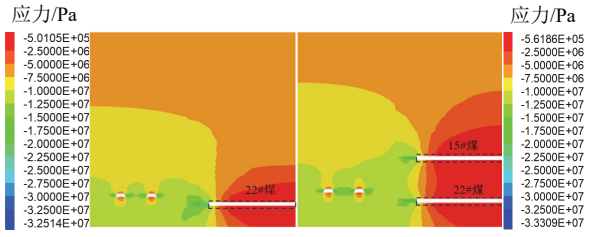
(b) 断面 II 应力变化云图

图 5　断面I，II巷道应力变化情况

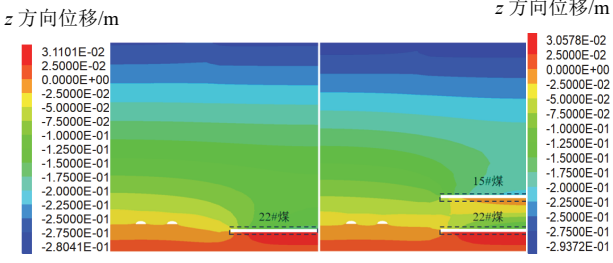
Fig.5　Stress variation in sections I and II

岩 7.5 m 处。22#煤开挖完成后，受 22#煤采动影响，巷道采动应力重新分布，断面 II 应力峰值由 38.98 MPa 变为 50.28 MPa。15#煤开挖完成后，受 15#煤采动影响，巷道采动应力重新分布，断面 II 应力峰值由 50.28 MPa 变为 60.88 MPa。说明巷道围岩受采动影响强烈。由此可知，随着巷道的开挖及工作面反复扰动，巷道采动应力重新分布，巷道应力峰值逐渐增大，最高达 60.88 MPa，远超岩体抗压强度，围岩开挖后极易进入破坏状态。且围岩变得越来越破碎，强度变得越来越低，对应力扰动越来越敏感，锚杆、锚索等主动支护形式无法调动巷道围岩承载能力，从而失去支护效果。

图 6 为工作面开采后应力扩散范围与围岩变形情况。由图 6(a)应力扰动范围可得，15#煤工作面开采完成后，工作面左侧应力呈蝶形扩展。1570 轨道石门与轨道石门之间的应力传递未完全贯通，巷道顶部应力在 0.501～10 MPa 范围。随着 15#煤工作面开挖，采动应力扰动范围进一步扩大，轨道石门与运输石门之间应力贯通，最大应力达到 17.5 MPa。同时，1570 轨道石门顶板正上方的应力较未开挖 15#煤工作面时增大了 57.14%。这一结果表明，巷道群的集中开采及临近煤层的开采对巷道结构产生了显著影响。由图 6(b)围岩变化情况可得，22#煤工作面开采完毕后，巷道变形呈现出上下近似对称分布特点，其中靠近工作面采空区一侧的变形更为集中且严重。这表明采空区的存在加剧了周围围岩的应力重分布，导致巷道变形的局部化和集中化。而 15#煤工作面开挖后，巷道变形模式发生了明显变化，出现分层变形现象。具体来说，15#煤工作面采空区底部的下沉即将贯通至下部，且巷道顶部出现了最大变形区域，变形量达到 21.53 cm。这一变化表明，工作面开采对巷道群产生了显著影响，尤其在密集巷道群中，采空区的扩展和应力扰动加剧了巷道变形，从而进一步影响巷道稳定性和安全性。



(a) 应力扩散范围



(b) 围岩变形情况

图 6　工作面开采后应力扩散范围与围岩变形情况

Fig.6　Stress diffusion range and deformation of surrounding rock after mining

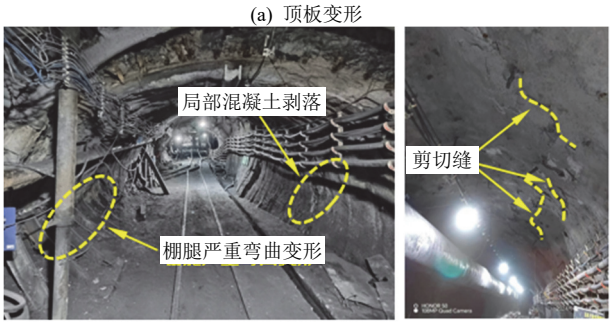
3　巷道围岩概况及变形破坏特征

3.1　强动压破碎软岩巷道变形特征

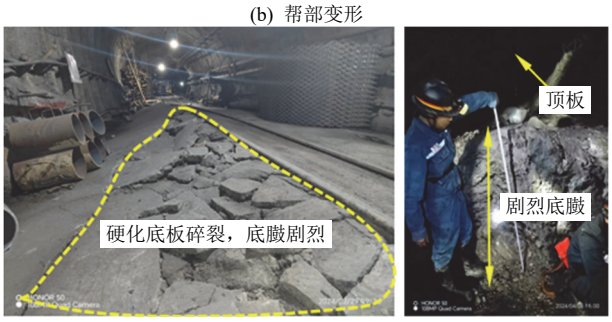
地应力是巷道变形的根本驱动力，围岩自身物理力学特性是影响巷道变形的重要因素[21-22]。对打牛场煤矿 1570 轨道石门围岩取岩石试样，并进行单轴抗压、抗拉、抗剪试验，测试其岩石力学性能，采用水压致裂法对打牛场煤矿研究区域进行现场地应力测量。测量结果表明，1570 轨道石门围岩抗压强度 42.53 MPa，抗拉强度 4.23 MPa，内摩擦角 35.07°，黏聚力 4.52 MPa；巷道垂直应力 5.15 MPa，最大水平主应力 8.4 MPa，最小水平主应力 5.2 MPa。最大水平主应力为垂直应力的 1.63 倍，这种应力状态容易造成底鼓和两帮移进的情况。采动应力最高达 60.88 MPa(数值模拟得出)，远超岩体抗压强度，围岩开挖后易进入破坏状态。且石门处前期喷射的混凝土大量剥落，致使石门受风化作用。现有支护形式满足不了现场支护需求，经常返修才能勉强维护巷道的正常使用。井下实测分析了破碎软岩巷道大变形特征，如图 7 所示。



(a) 顶板变形



(b) 帮部变形



(c) 底板变形

图 7　强动压破碎软岩巷道变形情况

Fig.7　Deformation of soft rock roadway broken by strong dynamic pressure

就巷道顶板变形而言，由于顶板岩性以泥岩为主，巷道开挖后，泥岩受风化影响，围岩裂隙向深部扩展，最终形成大范围松软破碎区，巷道变形严重，出现顶板大范围下沉。与此同时，变形具有强烈的时间效应，不到 2 个月时间，最大下沉量可达 600 mm，且下沉持续，致使巷道无法满足行人正常通过的需求。即便矿方采用“29U 型棚+喷射 C20 混凝土”支护方法，仍未能阻止顶板整体下沉。巷道两帮变形主要有 2 个特点：(1) 巷道底板向肩角 2 m 左右出现多条明显剪切破坏裂缝，这主要是因为巷道所处岩层为软弱破碎岩层，强度低、稳定性差。1570 轨道石门附近巷道密集，巷道与巷道间相互影响，大量巷道开挖导致该巷道群区域应力分布复杂，采动应力的叠加使巷道围岩应力水平进一步升高，从而加剧了底板和肩角处的剪切破坏。(2) 巷道围岩在工作面扰动下，受巷道周围复杂应力环境的影响。巷道围岩经历多次扰动后变得极为破碎，对应力扰动也更加敏感，上覆压力直接传递至棚架表面。由于棚架刚度与巷道压力不匹配，导致棚架整体弯曲下沉，局部棚架还出现棚腿严重弯曲变形的情况。巷道底板变形表现为结构性流变，底板遇水后泥化膨胀，底臌剧烈，累计底臌量超过 5 m。

1570 轨道石门整体表现出明显的非对称变形及强时效变形，如图 8 所示。从水平方向看，巷道两侧的变形程度明显不同。巷道右帮出现较大收敛变形，向巷道内挤压明显，而另一侧相对变形较小。这种非对称性主要是由于地应力分布不均、巷道周边岩体强度差异及邻近采掘活动影响等因素造成。从垂直方向看，顶板与底板的变形也呈现非对称状态。顶板右侧出现较大范围的下沉，而底板出现底臌现象。在时间维度上，变形初期速度较快，巷道开挖后不久，软岩便开始迅速变形。这是由于软岩自身强度低、遇水易软化等特性，以及开挖引起的应力重新分布，使得岩体快速产生塑性变形。随着

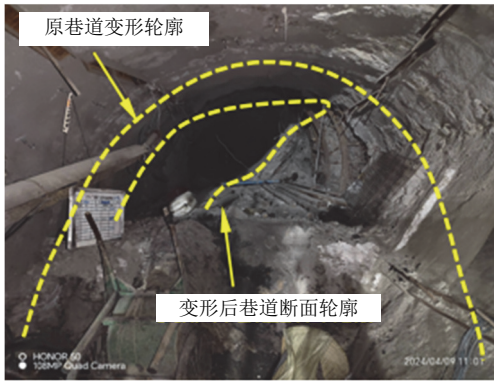


图 8　巷道非对称大变形特征

Fig.8　Asymmetric large deformation characteristics of roadway

时间推移，变形速度逐渐减缓，但持续时间长。出现顶底板及帮部整体外移、变形，巷道长期无法稳定，表现为强时效大变形，断面收缩率超过 80%。

3.2　支护体失效特征分析

如前所述，打牛场煤矿采用“U 型棚+喷射混凝土”联合支护形式后，巷道仍变形严重(原支护参数见图 9)，支护体出现大量破坏或失效情况，如混凝土喷层大面积剥落、锚杆滑落、U 型支架扭曲等。该支护技术下支护体破坏特征如下：1570 轨道石门采用“U 型棚+喷射混凝土”联合支护方式后，在 1570 轨道石门浅部开采时，大气降水为主要充水水源，以顶板裂隙水为主，局部段落以淋水形式渗入。该工程属于含水性和透水性都弱的地层，主要靠大气降水沿裂隙渗入井下。这就导致破碎围岩遇水膨胀，产生较大膨胀应力。同时，混凝土材料(C20)抗压及抗折强度低。受采动应力时，混凝土喷层局部应力集中，出现大面积剥落，造成混凝土呈小块剥落及支架与混凝土脱离现象的主要原因是喷层厚度不均匀及喷射工艺不佳。部分区域喷层过薄，无法有效抵抗巷道压力，容易出现局部破坏。而喷层过厚的地方由于混凝土收缩不均匀产生裂缝，为剥落提供了条件。

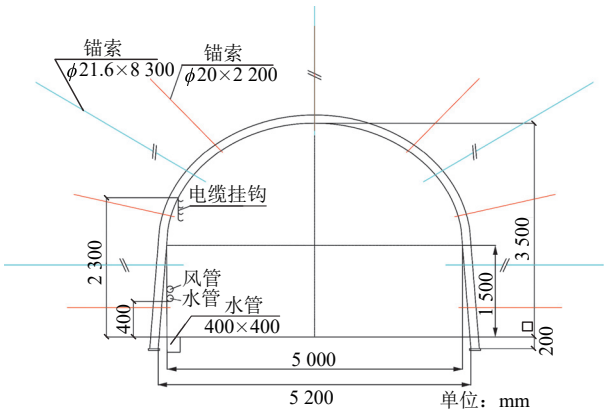


图 9　1570 轨道石门支护设计图

Fig.9　1570 track stone door support design

图 10 给出了巷道非对称大变形特征。部分巷道表面出现大面积混凝土剥落，如图 10(a)所示。而大多数巷道局部会出现混凝土呈小块剥落以及支架与混凝土脱离现象，如图 10(c)～(f)所示。其次，现场施工时，喷射压力不足及喷射角度不当时，会使混凝土与软岩及支架黏结不紧密，在巷道压力作用下易分离。锚杆支护体失效及 U 型钢支架扭曲如图 10(b)，(c)，(f)所示。可以发现 U 型钢支架扭曲、弯折主要在肩角以及拱顶位置，表现出一定的非对称性。其主要原因如下：(1) U 型钢支架在施工时未紧贴巷道围岩表面，无法有效传递围岩压力，导致支撑能力减弱，无法保证巷道稳定性。(2) U 型钢支架设计强度不能满足实际围岩压力要求，易在受力较大的肩角和拱顶位置发生扭曲和弯折。

造成锚杆失效的主要原因如下：(1) 破碎软岩受采动影响及水作用后，会迅速软化、膨胀，使锚杆的锚固效果大打折扣。(2) 原 1570 轨道石门锚杆设置的锚杆型号为ϕ 20 mm×2 200 mm 的全螺纹钢锚杆，间排距为 800 mm×800 mm。锚杆参数设计不合理，锚杆长度未匹配围岩松动圈范围，无法满足破碎软岩巷道的支护要求。(3) 在采动作用影响下，锚杆受拉、剪、扭、弯及冲击等复合载荷叠加作用，锚杆锚索破断、托盘锁具脱落及金属网鼓包，部分锚杆、锚索失效后围岩整体鼓出。

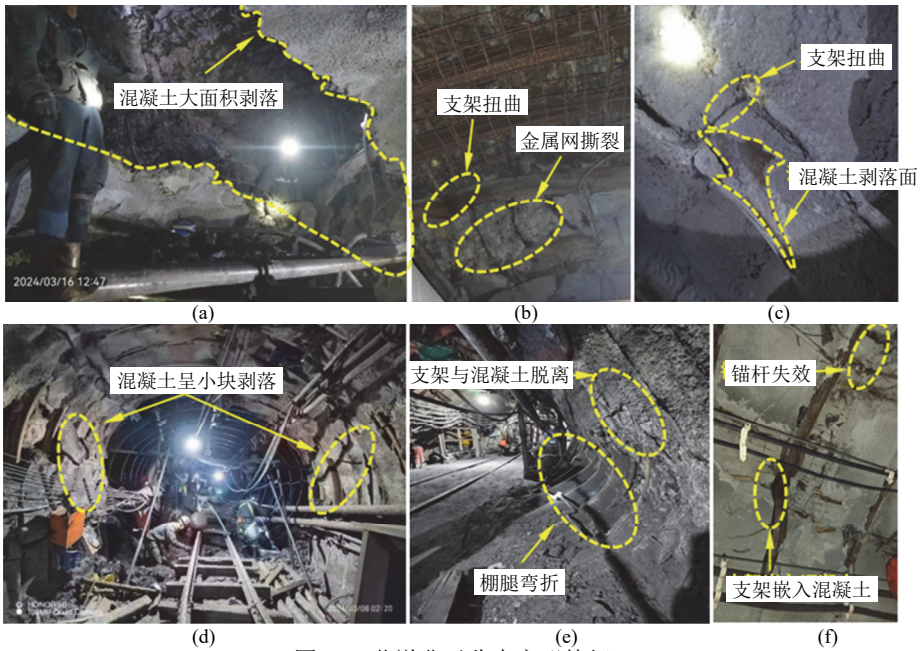


图 10　巷道非对称大变形特征

Fig.10　Damage and failure characteristics of “U shed + shotcrete” supporting body

4　再造多重承载结构全空间协同支护技术

通过对石门围岩矿物成分、松动圈、巷道及工作面开挖等影响因素进行分析，得出 1570 轨道石门围岩破碎、裂隙发育、岩性差、高采动应力、局部多重应力叠加是导致其出现大变形的主要原因。针对 1570 轨道石门反复维修后仍变形严重的问题，采用新的工程支护理论，即再造多重承载结构全空间协同支护技术。整体防治思路如图 11 所示。具体如下：(1) 由数值模拟结果可知，1570 轨道石门受巷道群开挖影响，其围岩基本进入塑性状态，围岩自身承载力较弱，且受应力集中影响，支架承受压力较大，传统 U 型支架的强度和刚度与支护条件并不匹配。为满足支护要求，选用约束混凝土结构注入高强注浆材料替代棚架进行支护。同时，由于巷道底臌严重，采用巷道全断面支护，约束混凝土结构反底臌设计，控制巷道底臌变形；(2) 由于 1570 轨道石门受巷道开挖及采动影响严重，形成应力集中区。为防止围岩风化，使巷道周围应力均匀传递至支护体表面，采用 UHPC 材料进行喷浆支护，构建高强喷射混凝土承载结构。(3) 基于 1570 轨道石门窥视结果分析，其顶板及巷道围岩均存在不同程度的围岩裂隙及破碎带。采用注浆锚索锚注技术提高围岩体结构面强度，充填压实围岩中存在的裂隙，改变围岩受力状态，提高围岩体强度，充分发挥围岩体自身承载力。

4.1　再造多重承载结构全空间协同支护技术原理

巷道开挖后，围岩受力状态由三向变为两向，受力状态的变化打破了巷道围岩原有的平衡，导致巷道变形[23]。同时，由于 1570 轨道石门岩层破碎松软，U 型钢支架设计强度不能满足实际围岩压力要求及锚杆参数设计不合理等，无法满足破碎软岩巷道的支护要求。因此，提出再造多重承载结构全空间协同支护技术。图 12 为再造多重承载结构全空间协同支护技术原理图。主要工作原理如下：(1) 约束混凝土支架形成第一承载结构。约束混凝土支架作

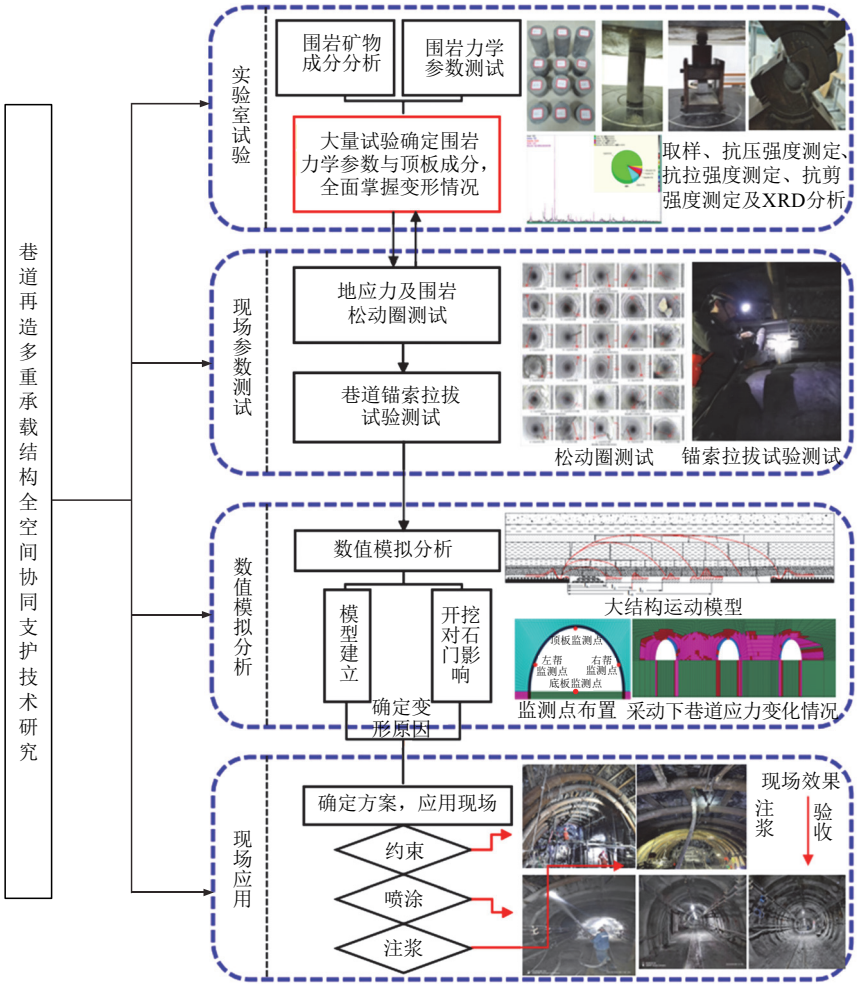


图 11　再造多重承载结构全空间协同支护技术思路

Fig.11　Full space collaborative support technology for reconstituted multi-bearing structures

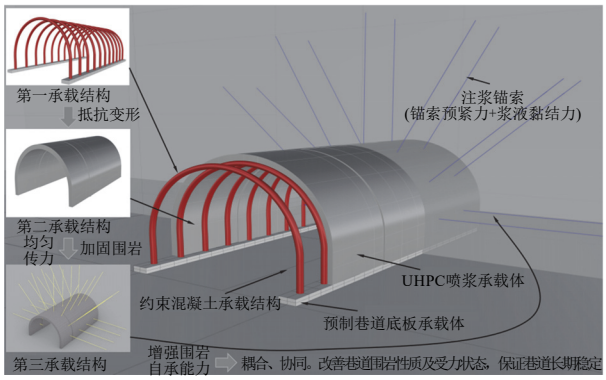


图 12　再造多重承载结构全空间协同支护技术原理图

Fig.12　Schematic diagram of full-space collaborative support technology for reconstituted multi-bearing structures

为一种被动承载结构，内部填充的高强注浆材料改变了圆钢支架表面受力状态，整体承载性能极佳，具备极强的抗变形破坏能力。(2) 使用高强 UHPC 材料在巷道表面喷涂，形成第二重承载结构。相较于普通混凝土喷涂材料，高强 UHPC 喷涂材料中含有的钢纤维在提升喷涂体抗压能力的同时，还大幅度提高了喷涂体的抗弯性能，该性能使得第一承载结构在具备较强承载能力的同时，在面临局部应力集中的环境下，能更好地保证喷涂体的完整性，避免喷层出现开裂、剥落现象。同时使巷道表面封闭，避免巷道围岩与风、水接触，解决了软岩巷道风化、遇水软化等问题，且填充了巷道表面因巷道开挖或扩刷形成的缺陷，围岩内部的应力通过喷涂层更为均匀地传递于约束混凝土表面，减少局部应力集中导致支护体变形破坏的情况。(3) 注浆锚索及其作用范围内的围岩作为巷道的第三承载结构。注浆浆液填充了围岩之间的裂隙，固结破碎围岩，极大程度提高了围岩的黏聚力和内摩擦角，增强围岩的自承能力，减少松动区域影响。锚索充分发挥围岩体的自身强度及自稳能力，起到主动支护的作用。通过构建软岩巷道多重承载结构，在巷道中形成了多个高强、完整的承载体，各承载体间分级承载，相互协同，显著改善巷道围岩性质及受力状态，保证了巷道的长期稳定。

4.1.1　约束混凝土支架承载能力分析(第一承载结构)

约束混凝土支护结构是一种将外部钢结构作为约束体，在约束体内部使用混凝土进行填充的支护结构[24-25]。现场施工前，可根据巷道断面形状选择。目前应用于钢管架的混凝土大多为 C20 强度等级混凝土，易出现约束混凝土整体强度达不到现场承载强度的情况[26]。

图 13 给出了现场约束混凝土支架达不到承载强度要求而出现的脆性断裂特征。支架的失效会直接影响上部结构稳定性，导致整个结构发生坍塌或变形。为保证约束混凝土支架整体承压性能，避免因支架内部混凝土早期强度低导致支架承压弯曲破坏，对混凝土钢拱架进行极限承载应力分析。直墙圆拱结构的计算简图如图 14 所示，设直墙圆拱上、下部荷载为 q_1，侧帮荷载为 q_2，为便于计算比较，设圆拱的半径与直墙高度均为 R。

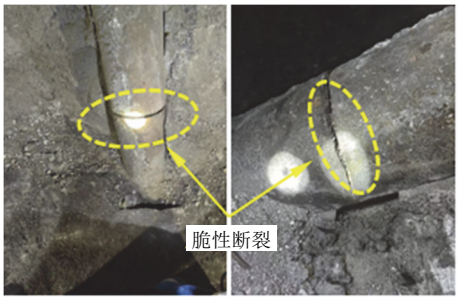


图 13　现场失效图

Fig.13　Field failure diagram

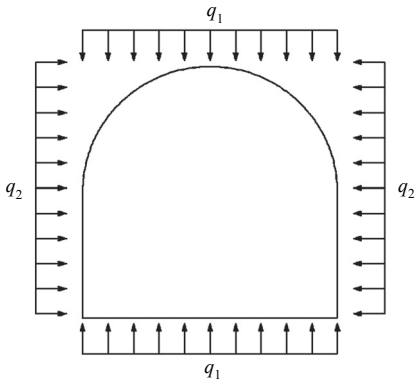


图 14　直墙圆拱计算简图

Fig.14　Calculation diagram of straight wall round arch

由结构力学知识[27-28]可知，上述计算模型为左右对称结构，因而可对其进行对称简化，简化后的计算简图如图 15 所示。对图 15 中的结构进行分析可知，该结构为一次超静定结构。取计算的基本体系(见图 16)，由力法方程可得

$$\delta_{11}X_1+\Delta_{1P}=0 \tag{1}$$

式中：δ_{11} 为基本结构在 $X_1=1$ 作用时，沿 X_1 方向的位移；Δ_{1P} 为基本结构在荷载单独作用时，沿 X_1 方向的位移。

基本结构在荷载 q_1 和 q_2 作用下的弯矩方程为

$$M_P=-\frac{R^2}{2}[q_1\sin^2\varphi+q_2(1-\cos\varphi)^2-2q_2+2q_2\cos\varphi] \tag{2}$$

因而有

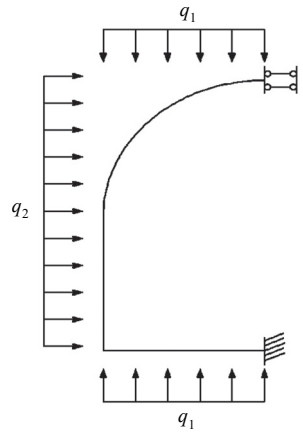


图 15　左结构荷载计算简图

Fig.15　Simplified diagram of load calculation for the left structure

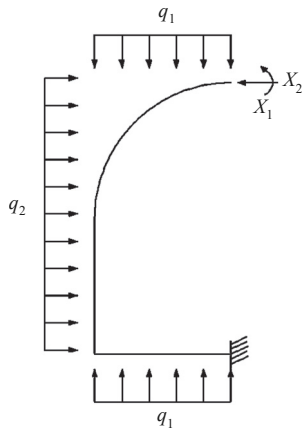


图 16　左结构弯矩计算简图

Fig.16　Simplified diagram for calculating the bending moment of the left structure

$$EI\Delta_{1P}=-\frac{R^3}{2}\int_0^{\pi/2}(q_1\sin^2\varphi+q_2-2q_2\cos\varphi+q_2\cos^2\varphi-2q_2+2q_2\cos\varphi)\mathrm{d}\varphi=-\frac{q_1\pi R^3}{8}+\frac{q_2\pi R^3}{8} \tag{3}$$

解方程可得

$$X_1=\frac{q_1R^2}{4}-\frac{q_2R^2}{4} \tag{4}$$

叠加公式如下：

$$M=\bar{M}_1X_1+M_P=\frac{q_1R^2-q_2R^2}{2}\cos^2\varphi-\frac{q_1R^2}{4}+\frac{q_2R^2}{4} \tag{5}$$

根据式(5)计算，可得结构弯矩如图 17 所示。

根据物探结果，巷道周围岩体破损深度为 7 m。计算深度取 7 m，拱架间距为 1 m，得出 q_1 = 25 kN/m^3×7 m×1 m = 175 kN/m，侧压系数取 1.5，则 q_2 = 1.5×175 = 262.5 kN/m。最危险截面位于圆拱的侧帮和顶底中心处，此时截面最大应力为

$$\sigma=\frac{M}{W}+\frac{N}{A} \tag{6}$$



图 17　圆形支护弯矩图

Fig.17　Bending moment diagram of circular support

式中：W 为抗弯截面系数，d 为直径。其中抗弯截面系数可表示为

$$W=\frac{\pi d^3}{32} \tag{7}$$

当 d = 0.2 m 时，可得σ = 157.65 MPa。

通过上述计算，混凝土钢拱架最危险截面的 σ_{max} = 157.65 MPa，本文团队自主研发出的超高性能混凝土抗压强度达到 140 MPa，配合钢拱架本身屈服强度 245 MPa，通过轴心抗压强度标准值和立方体抗压强度的换算关系[29-30]，得出混凝土钢拱架极限抗压强度达到 171.5 MPa，大于最危险截面上的极限承载力，因此钢混凝土支架能满足矿山支护需求。

4.1.2 高强 UHPC 材料及其性能(第二承载结构)

喷浆材料在强动压破碎软岩巷道表层支护中起着至关重要的作用。如上所述，由于混凝土材料性能不足，局部巷道出现混凝土大面积剥落。针对该问题，笔者所在团队配套研发出高强 UHPC 材料，该材料成本大幅度降低，且可通过工厂加工直接输送到煤矿现场。其配套专用喷涂设备具备体积小型化、工作效率高、可靠性能好等优点，能够针对不同井下环境达到快速安装、及时喷涂、高效撤离的应用效果。材料性能指标如表 2 所示。

表 2　高强 UHPC 材料性能指标

Table 2　Performance indexes of high-strength UHPC materials

凝胶时间/min	固化时间/min	抗压强度/MPa	抗折强度/MPa	黏结强度/MPa
0.5	10	≥100	≥20	≥6.2

UHPC 材料具备黏结力高、固化快、早强、高强、高抗折等性能特点。巷道表面喷浆后，可防止围岩风化，裂隙扩展，并确保预应力有效扩散，从而使巷道围岩与节 4.1.1 所述第一承载结构(钢管混

凝土)支护受力均匀，更好地发挥主被动支护之间的协同控制作用。

4.1.3 注浆锚索作用层(第三承载结构)

锚索作用机制与锚杆类似，但使用锚索加固围岩有其自身优势，其承载能力强，所施加的预应力大，锚固深度大，能达到更好的支护效果。然而针对强动压导致的破碎围岩，一方面，锚索可锚性差，钻孔成孔难度大；另一方面，顶板破碎，锚索难以作用于稳定岩层，锚固效果受到影响。针对围岩破碎巷道，传统锚索支护难以起到良好支护效果。注浆锚索支护技术是将锚索加固和围岩注浆两者相结合的支护技术，如图 18 所示。

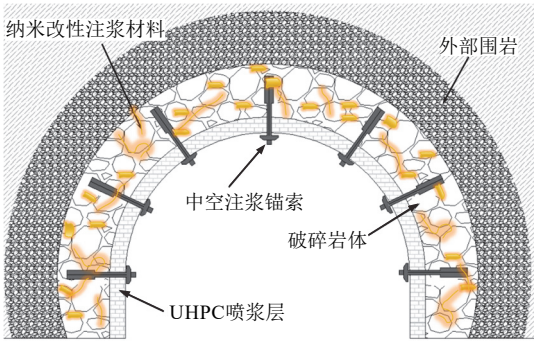


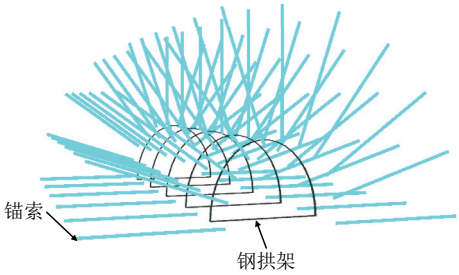
图 18　注浆锚索作用机制图

Fig.18　Action mechanism diagram of grouting anchor cable

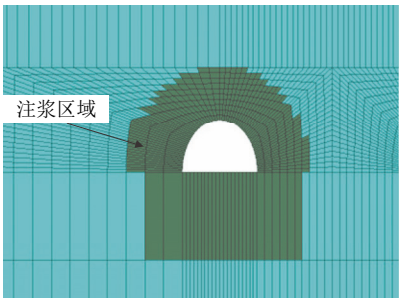
注浆锚索所使用的浆液为纳米改性注浆材料。该材料在物理性质上具有优异的流动性，黏度较低，能在较小压力下快速、均匀地渗透到微小裂隙中；同时，还具备良好的触变性，静止时黏度较高，可防止流动和沉淀。受到外力作用时，黏度迅速降低，便于施工操作。在力学性能方面，材料固化后强度显著提升，抗压、抗折强度较传统材料大幅提高，能承受更大载荷，为煤岩体提供更强的支撑。此外，材料的黏结强度也显著增强，与煤岩体的黏结更加牢固，有效提高了整体稳定性。化学性质上，纳米粒子的活性使其与基体材料发生化学反应，形成更稳定的化学键，增强了材料的化学稳定性。同时，这种改性还提高了材料的耐水性和抗腐蚀性，在潮湿、酸碱等恶劣环境下仍能保持良好性能，延长了材料的使用寿命)注入围岩裂隙，可以起到以下作用：(1) 加固围岩：浆液在压力作用下注入裂隙，胶结破碎岩石颗粒，增强围岩整体性。(2) 控制围岩变形：浆液注入裂隙后与围岩紧密结合形成整体，当围岩受到外部荷载时，注浆体可以分担部分荷载，减少围岩变形量，同时增加围岩刚度，限制其位移发展。在巷道开挖围岩会受扰动产生松动时，注浆可以及时填充这些松动区域，防止围岩进一步松动和破坏。(3) 改善支护效果：注浆使锚索与围岩黏结更加紧密，提高锚索的锚固力，更好地发挥锚索的支护作用，增强巷道稳定性。此外，注浆与锚索等支护结构共同作用，形成更稳固的支护体系。

4.2　再造多重承载结构效果分析

为分析 1570 轨道石门支护技术方案可靠性，采用FLAC3D数值模拟软件对方案支护效果进行分析(见图 19)，观测位置及观测方案与节 2.3 一致。根据现场实际情况，开挖和支护方案实施顺序为：巷道开挖→22#煤工作面开挖→实施技术方案→15#煤工作面开挖。



(a) 锚索及刚拱架布置示意图



(b) 注浆示意图

图 19　钢架、锚索支护及注浆范围

Fig.19　Steel frame，anchor cable support and grouting range

采取多重承载结构全空间协同支护技术后，断面I及断面II巷道围岩变形情况分别如图 20，21 所示。

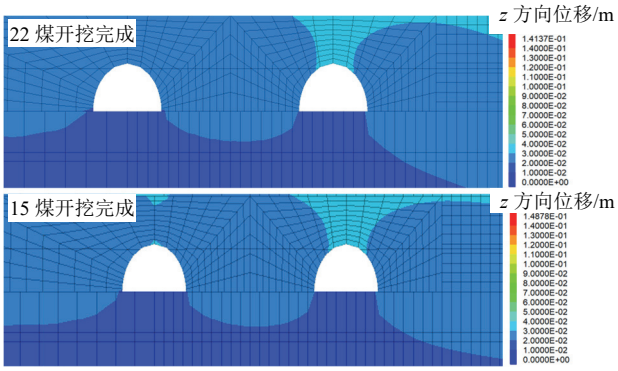


图 20　支护后断面I巷道围岩变形情况

Fig.20　Deformation of roadway surrounding rock in section I after support

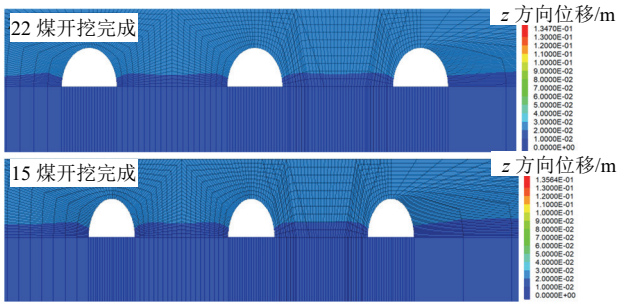


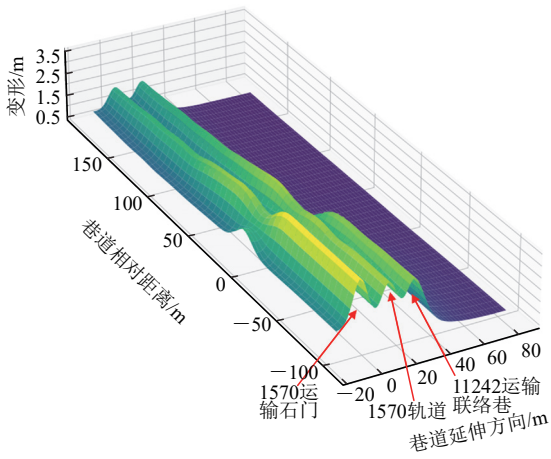
图 21　支护后断面II巷道围岩变形情况

Fig.21　Deformation of roadway surrounding rock in section II after support

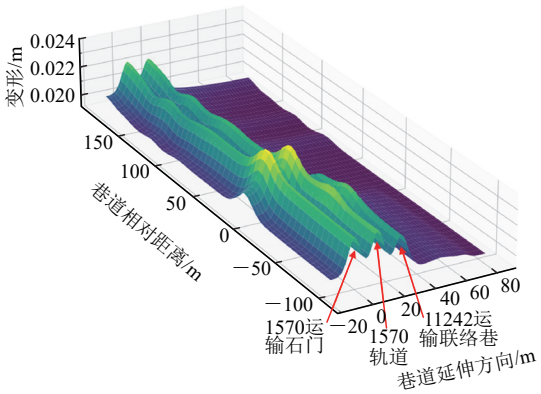
由图 20 可得，1570 轨道石门在 22#煤开挖完成后，顶底板最大移近量 0.14 m，两帮最大变形量 0.14 m。15#煤开挖完成后，顶底板最大移近量为 0.15 m，两帮最大变形量 0.14 m。较未采取有效控制方案时，顶底板及两帮最大移近量分别降低 1.51 及 1.33 m。

由图 21 可得，巷道断面 II 采取方案后，1570 轨道石门在 22#煤开挖完成后，顶底板最大移近量 0.134 m，两帮最大变形量 0.12 m。15#煤开挖完成后，顶底板最大移近量 0.135 m，两帮最大变形量 0.12 m。相较于未采取有效控制方案时，1570 轨道石门顶底板及两帮最大移近量分别降低了 2.31 及 1.35 m。由此可得，采取多重承载结构全空间协同支护技术后，断面 I 及 II 两帮及顶底板收敛量分别降低了 91.5%及 90.47%。

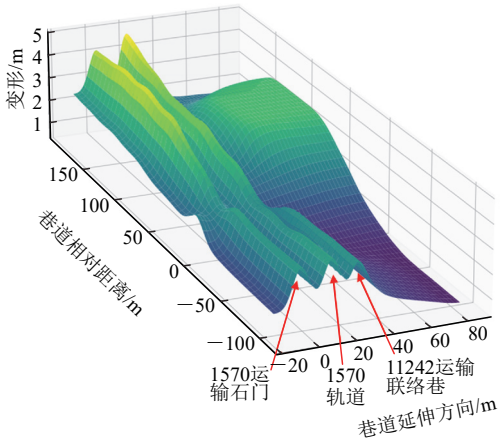
为进一步分析 1570 轨道石门采取措施后的效果，对无支护条件下及采取支护技术后的巷道顶板变形及应力分布进行分析。在距离巷道顶部位置 0.2 m 处选取平面(平行于 *xy* 平面)，获取该平面变形(见图 22)及应力分布(见图 23)。由图 22，23 可得，随着巷道开挖→22#煤开挖→15#煤开挖后，支护条件下的 1570 运输石门、1570 轨道石门变形均明显小



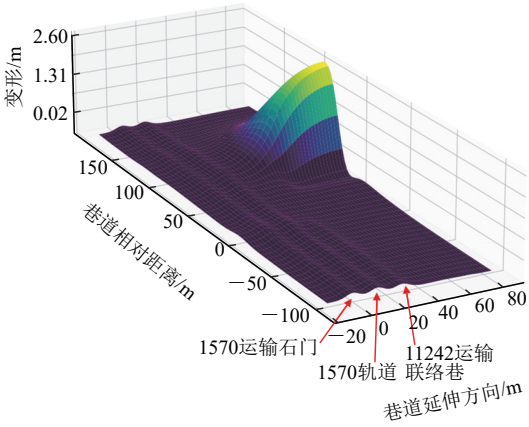
(a) 位移－无支护－巷道开挖后



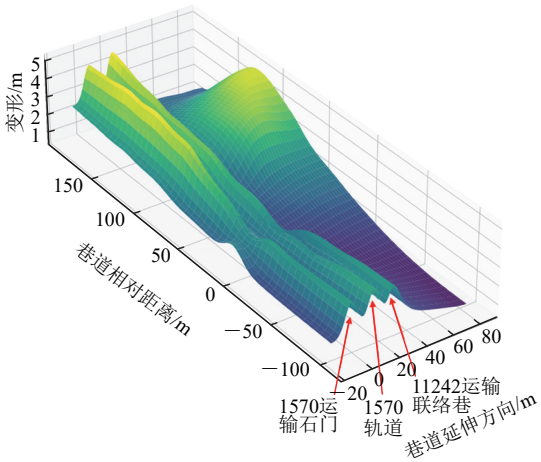
(b) 位移－有支护－巷道开挖后



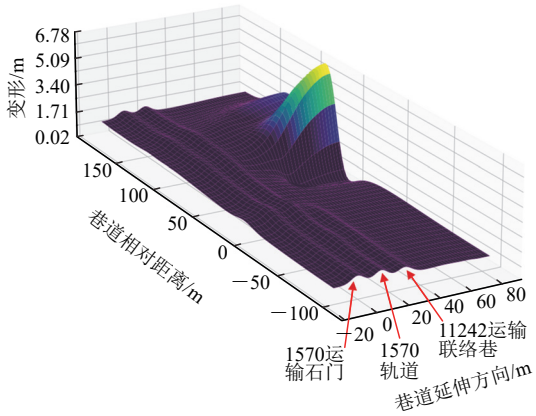
(c) 位移－无支护－22#煤开挖后



(d) 位移－有支护－22#煤开挖后



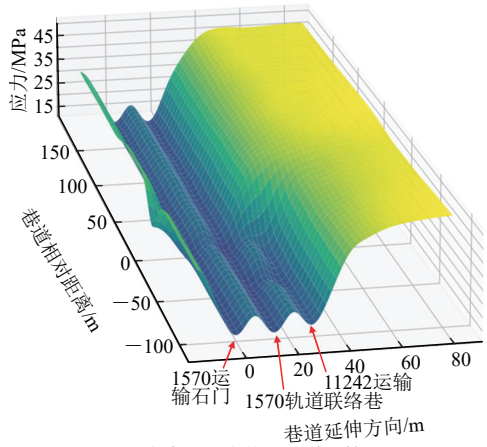
(e) 位移－无支护－15#煤开挖后



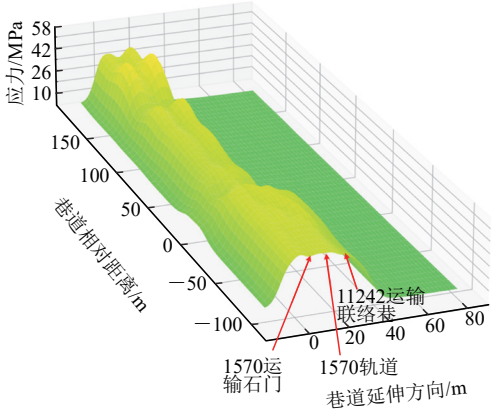
(f) 位移－有支护－15#煤开挖后

图 22　有无支护条件下 1570 巷道变形对比

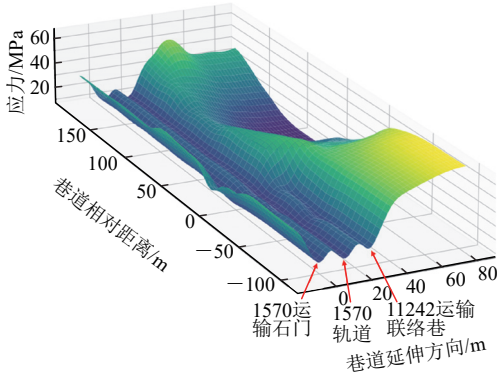
Fig.22　Deformation comparison of 1570 roadway with or without support



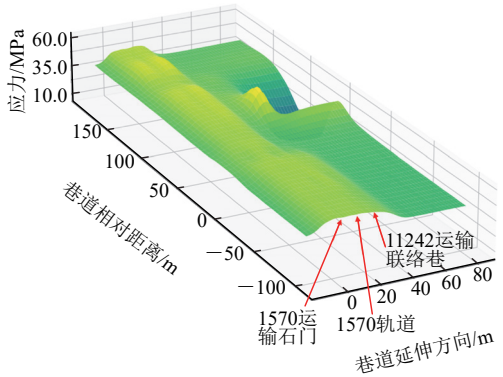
(a) 应力－无支护－巷道开挖后



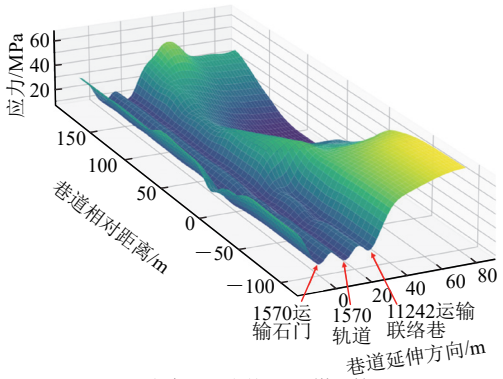
(b) 应力－有支护－巷道开挖后



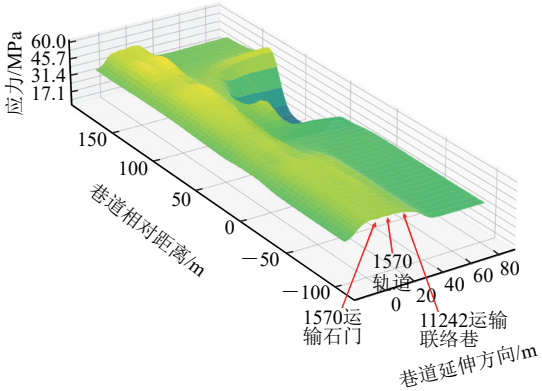
(c) 应力－无支护－22#煤开挖后



(d) 应力－有支护－22#煤开挖后



(e) 应力－无支护－15#煤开挖后



(f) 应力－有支护－15#煤开挖后

图 23　有无支护条件下 1570 巷道应力分布情况

Fig.23　Stress distribution of 1570 roadway with or without support

于无支护条件下的巷道变形。无支护条件下巷道顶板变形为 1～4 m，而有支护条件下巷道顶板变形为 0.02～0.03 m。巷道变形量下降幅度高达 98%，表明采取的支护措施显著控制了巷道变形。

图 23 给出了有无支护条件下，经历巷道开挖、22#煤开挖、15#煤开挖后 1570 运输石门与轨道石门顶板应力分布情况。分析可得，无支护条件下，巷道顶板应力承载能力较小，且随着与巷道距离的增大，应力逐渐增加；而支护条件下巷道顶板围岩承载能力明显增加，主要是由于注浆、锚杆及钢拱架使巷道浅部围岩强度增加。由此可知，针对强动压破碎软岩巷道，采用再造多重承载结构全空间协同

支护技术后，效果显著。需要特别注意的是，若现场底臌严重时需及时起底，避免强烈底臌挤压巷帮下部的钢管混凝土，导致其发生弯曲变形，引发整个支护体的失稳。

5　应用效果分析

5.1　多重承载结构施工工艺

根据现场巷道支护形式和变形破坏情况及巷道服务周期，应用再造多重承载结构全空间协同支护这一工程支护理论。主要步骤有：巷道扩刷→锚网索支护→架设钢管架→锁定钢管架→打孔、安装注浆锚索→清理钢管架注浆口→泵站调试→泵站上料、搅拌→泵送浆液→清洗管路和注浆设备(注浆工序重复多次)→巷道喷浆→注浆锚索注浆。具体施工工艺如图 24 所示。

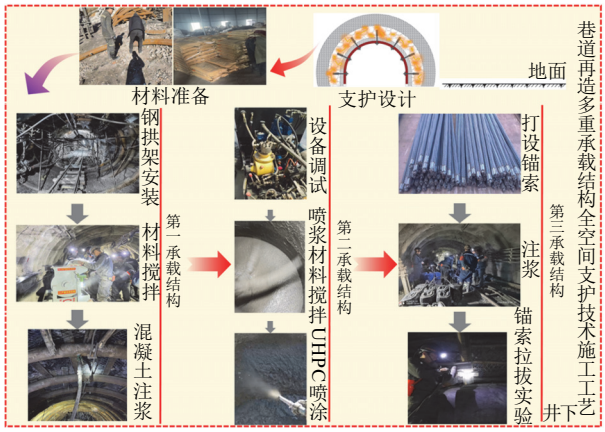


图 24　全空间协同支护技术施工工艺图

Fig.24　Full space collaborative support technology construction process diagram

施工过程中需要注意以下事项：钢拱架安设过程中采取先底后帮末顶的安装顺序，连接套筒安装必须严格到位，且安装过程中使用红外线找准巷道中线，水平尺辅助调整安装位置，避免钢拱架安装位置出现偏移、扭转等情况，安装完成后使用拉杆对相邻拱架进行连接，保证其整体效果。钢拱架间距为 1 m，采取架后及时注浆的方式，避免拱架出现注浆前受压变形。注浆过程，在严格保证水灰比的前提下实行连续注浆，直至排气孔有浆液流出。UHPC 喷浆层施工前，将巷道扩刷至设计断面后，需使用高压气体对围岩表面进行清洁处理，保证喷浆效果，同时在进行高性能混凝土材料预制过程中严格按照水灰比进行材料预制，待粉料搅拌完成后加入钢纤维混合搅拌，搅拌完成后使用喷浆设备喷浆，喷浆厚度为 200 mm。

5.2　现场效果分析

1570 轨道石门设计巷修长度为 200 m，现阶段已修复完成 100 m，为验证巷道在采取措施后的应用效果，对完成修复的巷道表面进行监测(取现场已修复完成的巷道中间位置)，监测结果如图 25 所示。由图 25 可得，巷道修复完成后，其顶底板及两帮收敛量显著降低，分别控制在 150 和 140 mm(降低幅度分别为 91.67%和 88.33%)。其中，0～70 d 内巷道顶底板及两帮收敛量较大，70 d 后处于稳定阶段，几乎无变形。数值模拟结果与现场工业性试验最大变形量值较为接近，两者变化趋势吻合，表明数值模拟的合理性及有效性。现场治理前后巷道变形如图 26 所示。

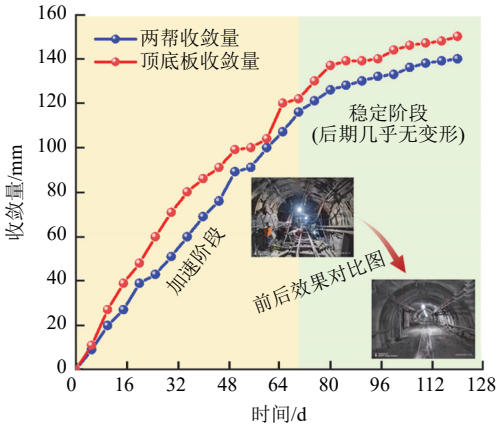
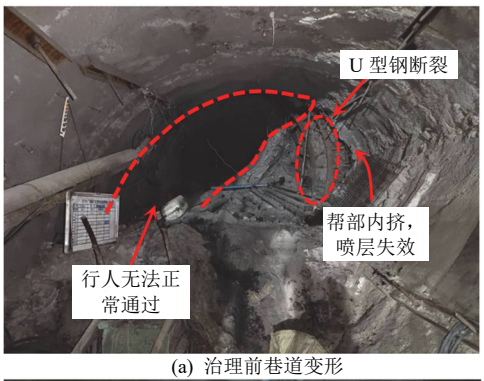
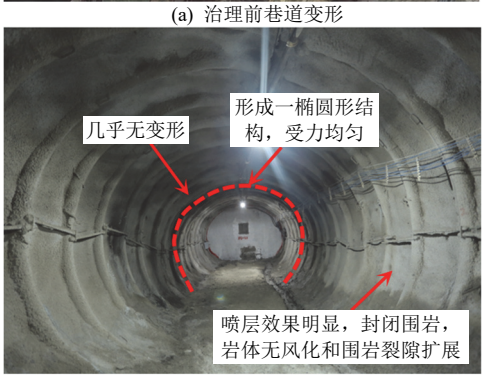


图 25　围岩变形曲线

Fig.25　Deformation curves of surrounding rock



(a) 治理前巷道变形



(b) 治理后巷道变形

图 26　巷道围岩治理前后现状

Fig.26　Current situation of roadway surrounding rock before and after treatment

巷道修复完成后，仍需经历较长时间的地应力影响，直到巷道所需承受的应力与结构所提供的支撑应力达到平衡时，巷道的变形才会趋于稳定。由监测数据可以看出，巷道变形量显著降低，完全可以保证现场安全高效生产。由此可知，采取多重承载结构全空间协同支护技术对治理强动压破碎软岩巷道变形具有显著效果。

6 结　论

(1) 打牛场煤矿 1570 轨道石门出现软岩大变形的主要原因是围岩破碎、裂隙发育、岩性差、高采动应力、局部多重应力叠加。主要表现为顶板整体下沉、巷道两帮非对称大变形、底臌剧烈等。

(2) 通过对 1570 轨道石门变形破坏的分析，提出了再造多重承载结构全空间协同支护技术，该技术主要利用约束型钢管充填结构在巷道表面构建外部第一承载结构，以此限制采动引起的大结构运动；其次，喷射超高性能材料构建第二承载结构控制围岩风化和裂隙扩展贯通；最后，通过注浆加固和高预应力锚固构建第三承载结构，增强围岩强度和密实性，减少松动区域影响，形成主、被动结合的全空间协同立体支护系统。

(3) 通过现场工业性试验，得出巷道修复完成区域较未修复巷道顶底板及两帮收敛分别降低 91.67%及 88.33%的结论，有效控制了巷道大变形。表明采用再造多重承载结构全空间协同立体支护可有效控制强动压破碎软岩巷道大变形，保证巷道稳定。

参考文献(References)：

[1] 康红普. 我国煤矿巷道围岩控制技术发展 70 年及展望[J]. 岩石力学与工程学报，2021，40(1)：1－30.(KANG Hongpu. 70 years and prospect of the development of surrounding rock control technology of coal mine roadway in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2021，40(1)：1－30.(in Chinese))

[2] 刘泉声，邓鹏海，毕　晨，等. 深部巷道软弱围岩破裂碎胀过程及锚喷－注浆加固 FDEM 数值模拟[J]. 岩土力学，2019，40(10)：4 065－4 083.(LIU Quansheng，DENG Penghai，BI Chen，et al. FDEM numerical simulation of the fracture and extraction process of soft surrounding rock mass and its rockbolt-shotcrete-grouting reinforcement methods in the deep tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics，2019，40(10)：4 065－4 083.(in Chinese))

[3] 廖　进，兰春晖，吴勇桃，等. 红层软岩软化的微－细－宏观界面关联过程与跨尺度级联效应[J]. 岩石力学与工程学报，2024，43(5)：1 241－1 254.(LIAO Jin，LAN Chunhui，WU Yongtao，et al. Micro-meso-macro interface correlation processes and cross-scale cascade effects in red-bed soft rocks softening[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2024，43(5)：1 241－1 254.(in Chinese))

[4] 李桂臣，杨　森，孙元田，等. 复杂条件下巷道围岩控制技术研究进展[J]. 煤炭科学技术，2022，50(6)：29－45.(LI Guichen，YANG Sen，SUN Yuantian，et al. Research progress of roadway surrounding strata rock control technologies under complex conditions[J]. Coal Science and Technology，2022，50(6)：29－45.(in Chinese))

[5] 臧　龙，谢文兵，荆升国，等. 孤岛煤柱下破碎软岩巷道支护技术研究[J]. 煤炭科学技术，2014，42(3)：8－11.(ZANG Long，XIE Wenbing，JING Shengguo，et al. Study on support technology of broken soft rock roadway under isolated coal pillar[J]. Coal Science and Technology，2014，42(3)：8－11.(in Chinese))

[6] MENG B，YIN Q，JING H W，et al. Stability control of deep-buried roadways using large deformation and increasing resistance anchor cables[J]. Journal of Central South University，2024，31(2)：558－575.

[7] 孙晓明，姜　铭，赵文超，等. 深埋软岩巷道高预应力恒阻耦合支护技术及其应用[J]. 中南大学学报：自然科学版，2023，54(6)：2 282－2 297.(SUN Xiaoming，JIANG Ming，ZHAO Wenchao，et al. High prestressed constant resistance coupling support technology and its application in deep-buried soft rock roadway[J]. Journal of Central South University：Science and Technology，2023，54(6)：2 282－2 297.(in Chinese))

[8] 左建平，刘海雁，徐丞谊，等. 深部煤矿巷道等强支护力学理论与技术[J]. 中国矿业大学学报，2023，52(4)：625－647.(ZUO Jianping，LIU Haiyan，XU Chengyi，et al. Theory and technology of uniform strength support mechanics for deep coal roadway[J]. Journal of China University of Mining and Technology，2023，52(4)：625－647.(in Chinese))

[9] 范子儀，李永亮，孙　昊，等. 采动影响下弱胶结软岩巷道非对称变形特征与控制对策[J]. 采矿与岩层控制工程学报，2022，4(2)：44－53.(FAN Ziyi，LI Yongliang，SUN Hao，et al. Characteristics and control measures of unsymmetric deformation of roadways within weakly-cemented soft rock[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering，2022，4(2)：44－53.(in Chinese))

[10] 吴少康，张俊文，徐佑林，等. 煤层群采动下围岩应力演化规律及协同控制技术研究[J]. 煤炭科学技术，2024，52(3)：24－37.(WU Shaokang，ZHANG Junwen，XU Youlin，et al. Study on the stress evolution law of surrounding rock and cooperative control technology in coal seam group mining[J]. Coal Science and Technology，2024，52(3)：24－37.(in Chinese))

[11] 康红普，姜鹏飞，杨建威，等. 煤矿千米深井巷道松软煤体高压锚注－喷浆协同控制技术[J]. 煤炭学报，2021，46(3)：747－762.(KANG Hongpu，JIANG Pengfei，YANG Jianwei，et al. Collaborative control technology of High pressure anchor-shotcrete for soft coal mass in kilometer deep coal mine[J]. Journal of China Coal Society，2021，46(3)：747－762.(in Chinese))

[12] 孟庆彬，韩立军，张　建，等. 深部高应力破碎软岩巷道支护技术研究及其应用[J]. 中南大学学报：自然科学版，2016，47(11)：3 861－3 872.(MENG Qingbin，HAN Lijun，ZHANG Jian，et al. Research

and application of supporting technology in deep high stress fractured soft-rock roadway[J]. Journal of Central South University：Science and Technology，2016，47(11)：3 861－3 872.(in Chinese))

[13] 姜耀东，王宏伟，赵毅鑫，等. 极软岩回采巷道互补控制支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报，2009，28(12)：2 383－2 390.(JIANG Yaodong，WANG Hongwei，ZHAO Yixin，et al. Study of complementary supporting technology of extremely soft rock mining roadway[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2009，28(12)：2 383－2 390.(in Chinese))

[14] 徐佑林，吴旭坤，周　波，等. 煤矿巷道再造高强度承载结构快速支护技术及工程应用[J]. 煤炭科学技术，2024，52(2)：34－48.(XU Youlin，WU Xukun，ZHOU Bo，et al. Rapid support technology and engineering application of roadway reconstruction high strength bearing structure in coal mine[J]. Coal Science and Technology，2024，52(2)：34－48.(in Chinese))

[15] ZHAN Q J，ZHENG X G，DU J P，et al. Coupling instability mechanism and joint control technology of soft-rock roadway with a buried depth of 1336 m[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering，2020，53：(4)：2 233－2 248.

[16] TIAN M L，GAO X X，ZHANG A F，et al. Study on the deformation failure mechanism and coupling support technology of soft rock roadways in strong wind oxidation zones[J]. Engineering Failure Analysis，2024，156，107840.

[17] 姜鹏飞，康红普，王志根，等. 千米深井软岩大巷围岩锚架充协同控制原理、技术及应用[J]. 煤炭学报，2020，45(3)：1 020－1 035.(JIANG Pengfei，KANG Hongpu，WANG Zhigen，et al. Principle，technology and application of soft rock roadway strata control by means of“rock bolting，U-shaped yielding steel arches and back filling”in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society，2020，45(3)：1 020－1 035.(in Chinese))

[18] 李　可，余伟健，廖　泽，等. 不同应力加载速率下深埋泥岩力学特性与扩容特征试验研究[J]. 煤炭学报，2023，48(9)：3 360－3 371.(LI Ke，YU Weijian，LIAO Ze，et al. A laboratory-testing-based study on mechanical properties and dilatancy characteristics of deeply buried mudstone under different stress loading rates[J]. Journal of China Coal Society，2023，48(9)：3 360－3 371.(in Chinese))

[19] 靖洪文，孟庆彬，朱俊福，等. 深部巷道围岩松动圈稳定控制理论与技术进展[J]. 采矿与安全工程学报，2020，37(3)：429－442.(JING Hongwen，MENG Qingbin，ZHU Junfu，et al. Theoretical and technical progress of stability control of broken rock zone of deep roadway surrounding rock[J]. Journal of Mining and Safety Engineering，2020，37(3)：429－442.(in Chinese))

[20] 朱俊福，尹　乾，张京民，等. 深部缓倾软弱夹层巷道围岩变形演化与非对称支护[J]. 采矿与岩层控制工程学报，2022，4(5)：47－61.(ZHU Junfu，YIN Qian，ZHANG Jingmin，et al. Deformation evolution and asymmetric support of deep-buried surrounding rock mass with a gently inclined weak interlayer[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering，2022，4(5)：47－61.(in Chinese))

[21] KANG H P，GAO F Q，XU G，et al. Mechanical behaviors of coal measures and ground control technologies for China′s deep coal mines—A review[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering，2023，15(1)：37－65.

[22] KANG H，ZHANG X，SI L，et al. In-situ stress measurements and stress distribution characteristics in underground coal mines in China[J]. Engineering Geology，2010，116：333－345.

[23] 周　俊，赵光明，孟祥瑞，等. 岩体模型双向加载巷道开挖卸荷效应[J]. 煤炭学报，2023，48(9)：3 384－3 392.(ZHOU Jun，ZHAO Guangming，MENG Xiangrui，et al. Unloading effect of roadway excavation based on simulation method in similar material[J]. Journal of China Coal Society，2023，48(9)：3 384－3 392.(in Chinese))

[24] 王　琦，刘　悦，辛忠欣，等. 约束混凝土拱架力学特性与截面设计方法研究[J]. 采矿与安全工程学报，2023，40(2)：243－250.(WANG Qi，LIU Yue，XIN Zhongxin，et al. Study on mechanical properties and section design method of confined concrete arch[J]. Journal of Mining and Safety Engineering，2023，40(2)：243－250. (in Chinese))

[25] 孟　波，靖洪文，吴疆宇，等. 破碎岩石锚固结构承载力学特性模型试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2023，42(12)：3 020－3 030.(MENG Bo，JING Hongwen，WU Jiangyu，et al. Model test study on bearing mechanical properties of anchored gravels[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2023，42(12)：3 020－3 030.(in Chinese))

[26] 张俊文，吴少康，宋治祥，等. 纤维种类及橡胶含量对矿用水泥基材料性能影响研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报，2024，6(5)：42－56.(ZHANG Junwen，WU Shaokang，SONG Zhixiang，et al. The influence of fiber type and rubber content on the properties ofcement-based materials for coal mines[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering，2024，6(5)：42－56.(in Chinese))

[27] 江　贝. 超大断面隧道软弱围岩约束混凝土控制机制及应用研究[博士学位论文][D]. 济南：山东大学，2016.(JIANG Bei. Control mechanism and application of confined concrete for super large section tunnel on weak surrounding rock[Ph. D. Thesis][D]. Jinan：Shandong University，2016.(in Chinese))

[28] 郭玉娇. 预应力混凝土超静定结构侧向约束的影响分析[硕士学位论文][D]. 哈尔滨：哈尔滨工程大学，2014.(GUO Yujiao. Analysis of the influence of lateral restraint on prestressed concrete statically indeterminate structures[M. S. Thesis][D]. Harbin：Harbin Engineering University，2014.(in Chinese))

[29] 李为腾，李术才，王　新，等. U 型约束混凝土拱架屈服承载力计算方法研究[J]. 中国矿业大学学报，2016，45(2)：261－271.(LI Weiteng，LI Shucai，WANG Xin，et al. Calculation method of yielding bearing capacity of U-steel confined concrete supporting arch[J]. Journal of China University of Mining and Technology，2016，45(2)：261－271.(in Chinese))

[30] 王　军. 钢管混凝土圆弧拱的抗弯力学性能实验研究与工程应用[博士学位论文][D]. 北京：中国矿业大学(北京)，2014.(WANG Jun. Research on mechanical properties of anti-bending for concrete filled Steel Tube circular arch and its application[Ph. D. Thesis][D]. Beijing：China University of Mining and Technology(Beijing)，2014.(in Chinese))