

# 某煤矿深部软岩巷道围岩破坏特征及控制技术研究

李鹏<sup>1,2</sup>, 姜关照<sup>2</sup>, 李红<sup>2</sup>

- 潞安化工集团古城煤矿, 山西 长治 046000;
- 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650031

中图分类号: TD353 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2024)04-0058-07  
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2024.04.007

**摘要** 深部矿产资源开发面临地应力大、巷道支护困难等问题。山西某煤矿-590 m 水平运输平巷支护结构失效, 巷道变形量大, 对井下安全生产造成了较大的影响。针对原支护方案存在的问题, 提出“锚网索一体化”支护思路, 综合采用现场测试、数值模拟、工业实验等手段研究了巷道围岩破坏特征及控制技术。研究表明: (1) 巷道围岩水平主应力较高, 达到了 39.08 MPa, 是影响围岩稳定性的主要原因; (2) 对不同支护方案巷道周围围岩应力场与塑性区分析表明, 优化后支护方案垂直应力较原方案降低了 14%, 塑性区范围缩小了 20%, “一体化”方案支护效果较好; (3) 工业应用和锚杆(索)应力测试表明, 当锚杆、锚索应力分别达到 53.9 kN、389.12 kN 时, 较原方案提高了 14.6% 和 15.4%, 受力效果较好, 巷道变形在 30 d 内控制在 200 mm 内, 较原方案下降了约 57%, 实现了良好的支护效果。“一体化”支护形式可有效控制围岩变形, 为类似地质条件的巷道支护提供参考。

**关键词** 深部软岩巷道; “锚网索一体化”支护; 数值模拟; 现场监测

## 引言

煤矿开采过程中, 巷道岩体会受到采掘导致应力重新分布的影响, 巷道易发生失稳破坏, 导致维护的工作量大, 甚至影响巷道的稳定性, 带来安全隐患<sup>[1-3]</sup>。由于煤炭生产需求的快速增长, 中国东部煤矿开采深度以每年 10~25 m 的速度迅速增加<sup>[4]</sup>。与浅层巷道岩体相比, 深部软岩巷道周围岩体的裂隙扩展、岩层的崩塌、岩体的变形等破坏存在显著差异。岩体在深部条件下一直处于高应力状态, 巷道开挖后, 弱岩体和软煤体巷道的变形随时间推移迅速增大, 造成巷道破坏。因此, 深部软岩巷道的稳定性一直是煤矿开采面临的重要问题<sup>[5]</sup>。

针对深部软岩巷道的稳定性问题, 许多学者们采用理论分析、数值模拟和现场监测等多种方法, 对深部软岩巷道围岩的变形破坏机理、支护方法等进行了研究。詹平等人<sup>[6]</sup>通过塑性区理论分析发现深部巷道的塑性区面积大, 控制难度大, 可以通过增加支护强度和改善巷道周围围岩的力学性能的手段设计支护方案; 孟庆彬等人<sup>[6]</sup>基于收敛-约束法的基本原理, 总

结出了经典的支护特征与支护结构变形方程。基于数值模拟分析, 单仁亮等人<sup>[7]</sup>运用 FLAC3D 数值模拟软件模拟了围岩塑性区的变化, 得到了巷道两帮的破坏特征; 张士科等人<sup>[8]</sup>运用 FLAC3D 对高应力软岩巷道的开挖与支护围岩变形进行了模拟分析, 验证了锚喷网支护方式的有效性和合理性; 任志成等人<sup>[9]</sup>运用 FLAC3D 对深部巷道围岩变形破坏的发展过程进行了研究, 发现随着巷道埋深增加, 巷道顶部和靠近顶部的两帮围岩多发生破坏; 王会琼等人<sup>[10]</sup>采用 3DEC 离散元数值分析软件模拟开挖后围岩位移与应力分布规律, 认为锚网喷支护技术在维持巷道稳定性方面效果更好。现场监测是确定理论分析、数值模拟准确有效的最直接方法。李桐等人<sup>[11]</sup>、张剑等人<sup>[12]</sup>、王卫军等人<sup>[13]</sup>通过现场对围岩变形监测、锚杆受力监测等监测数据分析, 验证了理论分析的准确性, 确定了支护方案的可行性。但深部软岩巷道控制技术依然面临高地应力导致围岩岩性变软、巷道围岩不稳定、深层支护困难等诸多难题。

为此, 本文以山西某矿水平运输平巷为工程背景, 通过现场调查及监测, 探讨了深部软岩巷道围岩变形

收稿日期: 2024-04-18

基金项目: 国家自然科学基金面上项目(52074121); 山东省科技型中小企业创新能力提升工程项目(2022TSG2077)

作者简介: 李鹏(1983—), 男, 安徽砀山人, 硕士, 工程师, 主要从事岩石力学与支护方面等研究, E-mail: lp2020222@qq.com。

通信作者: 姜关照(1993—), 男, 江苏徐州人, 博士, 讲师, 主要从事金属矿膏体充填、绿色采矿等研究, E-mail: jgz\_jsxz@163.com。

破坏特征及原因, 结合原支护方案的不足, 设计了一种“锚网索一体化”支护方案, 通过数值模拟分析了方案的可行性, 并通过工业实验验证了其效果。该研究可为深部软岩巷道及围岩控制提供参考。

### 1 工程概况

该矿 -590 m 水平运输平巷是重要的通风、轨道运输及行人通道, 总长度 260 m。该水平运输平巷煤质特征为黑色, 片状及块状, 弱玻璃光泽, 条带状及线理状结构, 块煤呈层状构造, 具垂直节理, 断口呈贝壳状。该运输巷顶板有三层, 底板为有两层。煤层上部有厚约 0.4 m 的炭质泥岩伪顶; 直接顶板厚约 2.4 m, 泥岩硬度系数为 4~6; 基本顶为细~中粒砂岩, 厚约 4.0 m, 致密坚硬。直接底板为泥岩与砂质泥岩, 厚约 1.6 m, 硬度系数为 4~6; 基本底为砂质泥岩, 厚约 8.0 m, 硬度系数为 6~13。煤层顶底板特征如表 1 所示。

表 1 工作面煤层顶底板特征

Table 1 Characteristics of coal seam roof and floor

顶底板名称	岩石名称	厚度/m	岩性特征
老顶	细粒砂岩	4.00	浅灰色, 层理不清
直接顶	砂质泥岩	2.40	深灰色, 层理不清
伪顶	炭质泥岩	0.40	深灰色, 松软
直接底	泥岩	1.60	灰色及灰褐色
老底	砂质泥岩	8.00	顶部含植物化石及菱铁矿结核

## 2 巷道破坏现场监测分析

### 2.1 原支护方案

巷道掘进期间采用半圆拱形断面, 净宽 4.8 m, 净高 3.75 m, 采用锚网索联合支护, 其具体支护形式如图 1 所示。

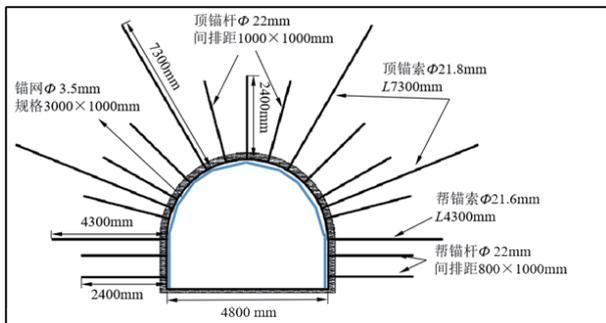


图 1 原支护方案  
Fig. 1 Original support scheme

巷道施工约 13 d 后, 巷道上帮煤体出现明显挤压破坏, 煤体发生碎胀而引发侧帮在煤柱和肩窝处出现突出变形, 又因其鼓包、锚网被撕裂巷道出现不对称变形, 两帮收敛、顶底板移近、普遍底臃且局部底臃

严重。同时锚杆锚索整体处在破碎岩体中, 锚固力逐渐衰减, 锚杆锚索产生滑移, 造成组合拱整体位移, 锚杆锚索拉力难以发挥, 造成支护失效。

### 2.2 矿区原岩应力测试

岩层的原岩应力场是分析开采工作面周围应力重新分布的依据<sup>[14-15]</sup>。为掌握 -590 m 水平运输大巷围岩的地应力分布状况, 根据井下地质条件和巷道情况, 选择 -590 m 水平回风大巷东段布置施工 2 个测点, 进行地应力实测工作。通过地应力计算软件处理测量数据, 得出 -590 m 水平回风大巷地应力大小和方位, 如表 2 所示。将监测数据导出, 测量结果如表 3 所示。

表 2 地应力测点数据

Table 2 Characteristics of coal seam roof and floor

测点	导孔深度	方位	仰角	岩性
-590 m 运输巷	15.1 m	289°	22°	泥质砂岩

表 3 原岩应力测量结果

Table 3 Stress measurement results of primary rock

	主应力/MPa	主应力方向及夹角/(°)	
		倾角 (向下为正)	方位角
$\sigma_1$	39.08	8.6	293.5
$\sigma_2$	27.25	81.0	96.4
$\sigma_3$	12.83	2.6	203.1
$\sigma_v$	26.36	/	/

根据原岩应力实测结果可知, 三个主应力均为压应力, 原岩应力场中的最大水平应力  $\sigma_1$  方位角为 293.5°, 最小水平应力  $\sigma_3$  方位角为 203.1°, 在方位上基本垂直。最大水平主应力  $\sigma_1$  倾角为 8.6°, 接近水平方向; 最小水平主应力  $\sigma_3$  倾角为 2.6°, 可视为水平方向, 矿区的地应力大小整体偏高, 最大水平主应力  $\sigma_1$  为 39.08 MPa, 垂直应力  $\sigma_v$  为 26.36 MPa, 存在构造应力场, 最小水平主应力是影响 -590 m 水平运输大巷稳定性的首要因素。

### 2.3 钻孔窥视结果分析

巷道围岩的稳定状态与松动圈的尺寸密切相关。松动圈较小时, 巷道的形变相对较小, 围岩易于收敛至稳定状态; 而松动圈较大时, 围岩稳定性则较差。

钻孔窥视是检测围岩松动圈范围的方法之一。可以通过钻孔窥视对巷道的支护设计、巷道围岩注浆材料处理和巷道维修措施的有效性等作出正确判断, 并给出真实有效的技术参数<sup>[16]</sup>。前期在 -590 m 水平运输平巷进行了两个钻孔的窥视。巷道左右两侧的钻孔窥视测量孔深 4 m, 通过图像可观察围岩裂隙的发育情况, 钻孔窥视布置及围岩发育情况如图 2 所示。

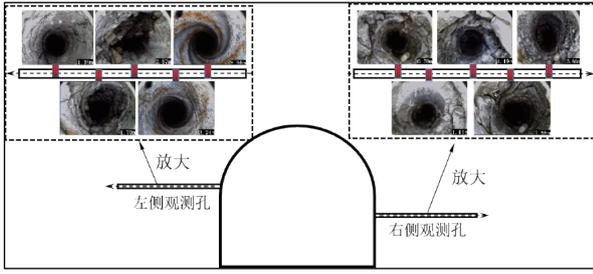


图2 钻孔窥视结果  
Fig.2 Drilling results

巷道左侧的钻孔窥视测量孔观测过程中,距巷道0~2.23 m处,裂隙发育且围岩较为破碎,但是距2.23~3.35 m处围岩裂隙较大且围岩破碎严重,3.35 m后岩石较为完整。因此,将该位置松动圈范围定为3.35 m以上。

巷道右侧的钻孔窥视测量孔观测过程中,靠近巷道区域裂隙发育且围岩较为破碎,在距巷道0.7 m、1.11 m、1.19 m处的位置出现环形裂隙,裂隙较发育;从1.71 m到2.88 m,岩石裂隙慢慢发育,由单条环向裂缝或者竖向裂缝发展为破裂状态;孔壁出现裂隙并且裂隙发育的最后位置在距巷道3.32 m;从3.5~4 m岩石完整性较好。因此,将该位置松动圈范围定为3.5 m以上。

根据巷道围岩松动圈理论研究,风巷围岩属于IV~V类不稳定围岩(软岩),在巷道支护围岩松动圈分类中属于大松动圈,巷道围岩稳定性差。在动压的影响下,巷道顶板煤岩体受到斜压应力和弯应力等复杂应力,顶板靠近上帮岩体出现明显的挤压破坏,锚网、W钢带出现不同程度的撕裂破坏现象。

### 2.4 深部巷道围岩破坏特征分析

高应力状态下,围岩的应力分布复杂,受到地层应力和构造应力等多种因素的综合影响,围岩容易发生压密、剪切、蠕变等变形,而且裂隙密度和长度较大,容易形成裂隙带<sup>[17-18]</sup>。因此,处在高应力状态下的围岩往往呈现出较大的变形量和裂隙发育的特点。该水平运输平巷巷道围岩破碎如图3所示。

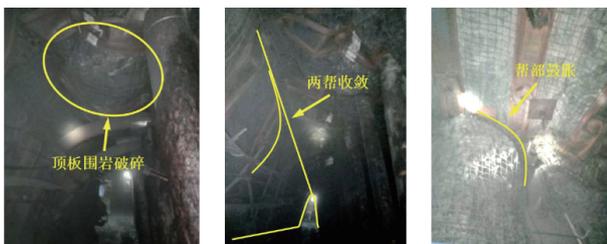


图3 巷道围岩变形破坏情况  
Fig.3 Surrounding rock crushing and roadway pressure

由应力场测试及现场围岩的破碎情况可以判断出-590 m水平运输巷围岩破坏原因主要有以下几个方面:

(1)围岩自身强度较低。-590 m水平运输平巷为穿层巷道,所处岩层岩性大部分为泥岩、砂质泥岩,且夹含煤线,局部有细粒砂岩。大部分岩性差,强度低,自稳能力差。

(2)初次支护强度较低。原支护形式为锚网索喷支护或架设U型钢棚支护或两种支护的联合支护,都不是全封闭支护,都未对底板进行必要的支护与控制,极易发生底臃。

(3)深部围岩因多次翻修受损破坏。-590 m水平运输平巷及周围巷道已施工时间较长,且已经压坏并修复多次,造成围岩松动圈不断加大,并反复破坏。

(4)工作面回采动压影响。该地区巷道距离另一正在作业的工作面较近,工作面回采时的采动压力影响,造成该巷道围岩长期处于不稳定状态,围岩自承载能力减小甚至丧失。

### 2.5 “一体化”支护方案

由于巷道变形破坏严重,原支护体系未能对巷道形成有效支撑。因此,根据地应力测试及松动圈的测定,对原支护方案进行优化设计,通过改变锚杆、锚索的长度及间排距,减小松动圈的范围。并提出“锚网索一体化”支护方案,以达到提高围岩承载力的目的,如图4所示。

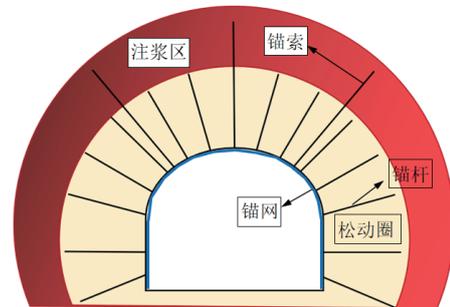


图4 锚网索一体化支护示意图  
Fig.4 Integrated support of anchor, net and cable

具体参数如下:锚杆为 $\Phi=20$  mm、 $L=2\ 400$  mm的高强度螺纹钢锚杆,拱部锚杆间排距均为750 mm×800 mm、帮锚杆间排距为800 mm×800 mm,每排布置14根。锚索采用 $\Phi=17.8$  mm的钢绞线切割而成,长7300 mm,锚索间排距1778 mm×2400 mm,每排打设3根。锚网采用 $\Phi=3.5$  mm铁丝编制而成的经纬网,规格为3000 mm×1000 mm,具体支护形式如图5所示。

## 3 数值模拟

### 3.1 模型建立

利用数值计算软件FLAC3D模拟煤层采煤工作面的开采对-590 m水平运输巷的影响,本构模型采用Mohr-Coulomb模型,数值模型构建如图6所示。

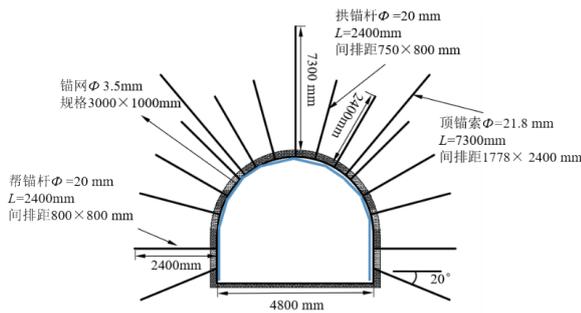


图 5 “一体化”支护方案  
Fig. 5 "Integrated" support scheme

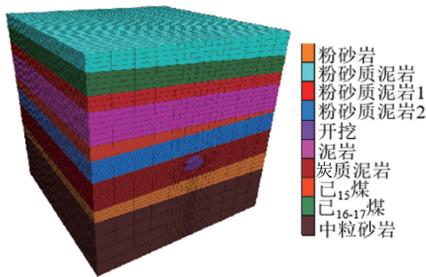


图 6 数值模型  
Fig. 6 Numerical model diagram of the working face

表 4 岩石力学物理参数  
Table 4 Physical parameters of rock mechanics

名称	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	切变模量/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力度/MPa	内摩擦角/(°)
粉砂质泥岩	2 670	7.0	5.1	2.85	5.65	44.56
已 <sub>16-17</sub> 煤	1 430	2.5	1.8	2.25	1.32	32.8
粉砂质泥岩	2 675	6.8	5.1	2.84	5.63	44.35
泥岩	2 600	5	2.3	2.77	3.17	47.85
已 <sub>15</sub> 煤	1 435	2.7	1.9	0.78	1.19	32.50
粉砂质泥岩	2 670	6.8	5.3	2.79	5.52	47.62
炭质泥岩	2 625	5.4	3.3	2.57	4.27	42.1
粉砂岩	2 740	8.7	7.5	3.05	3.42	38.24
中粒砂岩	2 870	9.2	7.7	4.38	3.17	35.12

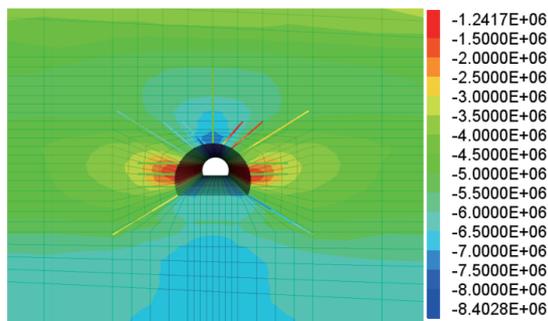


图 7 巷道围岩垂直应力(单位: Pa)  
Fig. 7 Vertical stress diagram of roadway surrounding rock (Unit: Pa)

由于高应力和巷道开挖, 巷道表面围岩破坏, 高应力集中区向深部转移, 致使围岩屈服。原巷道支护状态下围岩塑性区分布如图 8 所示。

岩石模拟物理力学参数通过对不同层位的岩石试样进行单轴抗压、抗拉及抗剪力学实验获得。具体参数如表 4 所示。地应力平衡是模型运行的必要条件。根据岩石的力学强度参数及深度通过式(1)实现了  $x$ 、 $y$ 、 $z$  三个方向的应力平衡。

$$\begin{cases} \sigma_z = \sigma_c \\ \sigma_n = \rho gh \end{cases} \quad (1)$$

其中,  $\sigma_z$  为垂直方向的应力(垂直地应力), Pa;  $\rho$  为岩石的密度, kg/m<sup>3</sup>;  $g$  为重力加速度, m/s<sup>2</sup>;  $h$  为该点的深度, m。

### 3.2 数值模拟结果分析

#### 3.2.1 支护方案对比分析

受深部高地应力影响, 原巷道在上部煤层开挖后, 形成临空区, 围岩切向载荷迅速增大, 径向载荷减小, 引起围岩应力重新分布, 巷道表面围岩破坏, 在围岩深部形成应力集中区, 模拟得出原支护下的最大垂直应力为 8.4 MPa。原巷道支护状态下围岩变形分布如图 7 所示。

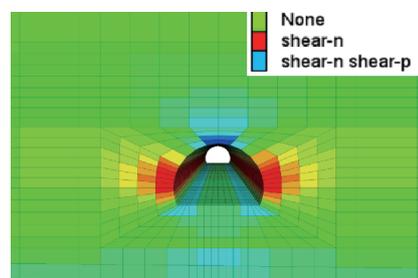


图 8 原巷道围岩塑性区分布  
Fig. 8 Plastic differentiation Layout of original roadway surrounding rock

优化后的巷道支护采用“锚网索一体化”支护形式, 与原巷道支护相比, 巷道围岩浅部低应力区与两帮垂直应力峰值区大幅减小, 围岩垂直应力场分布如图 9 所示。

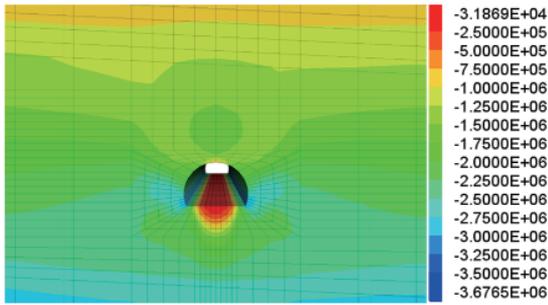


图 9 围岩垂直应力场 (单位: Pa)  
Fig. 9 Vertical stress field of surrounding rock (unit: Pa)

在新支护方案下,模拟出巷道最大垂直应力为 7.2 MPa,较原支护方案减小了 14%,随着锚索对巷道侧壁和顶部的加固,围岩的垂直应力分布发生了显著变化。具体来看,侧壁和顶部的低应力区域显著减小,底板低应力区域与侧壁的应力集中区域也有所下降,应力集中区的峰值向巷道侧壁移动。这一变化说明,在采矿过程中,通过对锚索施加压力,可有效控制围岩的剪切膨胀流变,减小围岩变形,从而提高巷道的稳定性。

从巷道围岩塑性破坏分布得出,巷道在掘进期间,塑性区最大破坏深度发生在小煤柱的巷道边墙处。小煤柱受多次扰动,两侧表层完全松动破坏,煤柱内部形成大范围塑性区,形成了典型的夹心饼干状态,围岩塑性区相对原支护缩小了 20%,如图 10 所示。

#### 4 现场监测与稳定性分析

对 -590 m 水平运输平巷实验段进行锚杆应力、

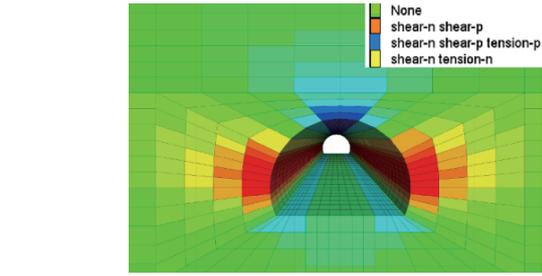
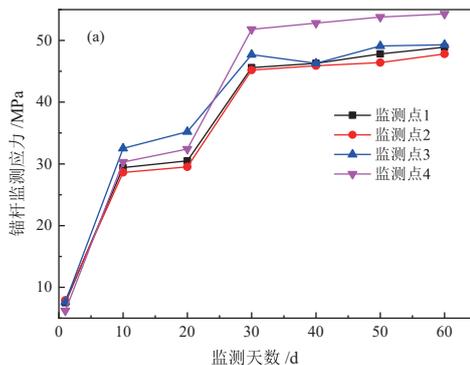


图 10 围岩塑性破坏分布  
Fig. 10 Plastic failure distribution of surrounding rock

锚索应力等监测。通过巷道收敛仪测量巷道顶底板及两帮之间距离变化,采用型号为 JSS30A 型数显矿井隧道位置收敛仪,测量范围为 0.5~25 m,测量精度为 0.1 mm,分辨率为 0.01 mm。

锚杆(索)载荷监测结果如下:帮锚杆的受力峰值是 53.9 kN,顶板锚索的受力峰值是 389.12 kN。监测数据呈现三段式规律:7 d 左右,锚杆锚索受力达到最大值的 63%~73%,呈快速增长阶段;注浆后 28 d 左右注浆体强度基本接近峰值强度,锚杆锚索受力达到峰值的 92%~93%,呈稳定增长阶段;30 d 后,锚杆(索)受力稳定,基本达到平衡阶段,如图 11 所示。相较于原方案巷道变形控制在 200 mm 内,较原方案下降了约 57%,因此,“锚网索一体化”支护方式下,锚杆(索)受力增强、支护效果较好,最终支护效果显著,做到了巷道断面不套棚、不扩帮,移交生产时巷道断面满足安全生产要求。

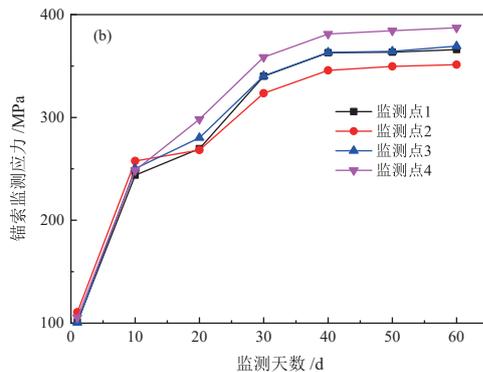


图 11 应力监测(a—锚杆监测应力;b—锚索监测应力)  
Fig. 11 Stress monitoring: (a—Stress monitoring of anchor rod; b—Stress monitoring of anchor cable)

#### 5 结论

(1)采用矿区原岩应力测试及钻孔窥视对原支护方案下的巷道破坏进行分析,测得最大水平主应力为 39.08 MPa,表明了水平主应力是影响-590 m 水平运输巷道稳定性的主要原因。并依据钻孔窥视结果,测得松动圈范围大概在 3.35~3.5 m 以上。

(2)利用数值模拟对原支护及优化后的支护方案进行比较分析,“一体化”支护方案垂直应力较于原

支护方案下降了 14%,塑性区缩小了 20%,也有所改善,说明了对巷道支护起到了很好的作用,“一体化”支护效果较好。

(3)通过对 -590 m 水平运输平巷实验段的强化支护工业实验表明,当锚杆、锚索应力分别达到 53.9 kN、389.12 kN 时,较原方案分别提高了 14.6% 和 15.4%,受力效果较好,巷道变形在 30 d 内控制在 200 mm 内,较原方案下降了约 57%,支护效果达到预期。验证了 -590 m 水平运输平巷段工作面使用“一

体化”支护形式进行加强支护的可行性,可为高应力围岩控制与巷道支护技术提供参考。

### 参考文献:

- [1] 卢恒,张传宝,仵振华,等.综放工作面过空巷矿压显现规律及控制技术[J].采矿与岩层控制工程学报,2022,4(6):47-59.  
LU H, ZHANG C B, WU Z H, et al. Study on pressure development rule and control technology of overgored roadway in fully mechanized caving face[J]. Journal of Mining and Rock Control Engineering, 2022, 4(6): 47-59.
- [2] 田正,胡智星,张重发,等.动载扰动下特厚煤层巷道破坏机理及其控制技术[J].煤炭技术,2024,43(3):26-31.  
TIAN Z, HU Z X, ZHANG C F, et al. Research on failure mechanism and control technology of roadway in extremely thick coal seam under dynamic load disturbance[J]. Coal Technology, 2024, 43(3): 26-31.
- [3] 和刚,王彬,陈虎东.煤矿开采沉陷预测模型的三维虚拟仿真[J].煤炭技术,2022,41(9):49-52.  
HE G, WANG B, CHEN H D. 3D virtual simulation of mine subsidence prediction model[J]. Coal Technology, 2022, 41(9): 49-52.
- [4] SUN Y, LI G, ZHANG J, et al. Failure mechanisms of rheological coal roadway[J]. Sustainability, 2020, 12(7): 2885.
- [5] 詹平,孟海燕.深部高应力巷道控制机理[J].煤,2023,32(12):32-34+43.  
ZHAN P, MENG H Y. Control mechanism of deep high stress roadway[J]. Coal, 2023, 32(12): 32-34+43.
- [6] 孟庆彬,宋子鸣,刘滨,等.深部软岩巷道围岩与锚喷U型钢支护结构相互作用分析[J/OL].煤炭科学技术:1-15[2024-01-06].  
<http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20231102.1041.002.html>.  
MENG Q B, SONG Z M, LIU B, et al. Interaction analysis of deep soft rock roadway surrounding rock and bolt-shotcrete U-shaped steel supporting structure [J/OL]. Coal Science and Technology: 1-15[2024-01-06]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20231102.1041.002.html>.
- [7] 单仁亮,彭杨皓,张炜卓,等.深部厚煤层沿底巷道两帮变形破坏机理研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(4):730-742.  
SHAN R L, PENG Y H, ZHANG W Z, et al. Study on deformation and failure mechanism of deep thick coal seam along two sides of roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2023, 40(4): 730-742.
- [8] 张士科,张庆伟,茹忠亮.基于FLAC3D的深部软岩回采巷道支护设计模拟分析[J].煤炭技术,2016,35(7):12-14.  
ZHANG S K, ZHANG Q W, RU Z L. Simulation analysis of support design of deep soft rock mining roadway based on FLAC3D[J]. Coal Technology, 2016, 35(7): 12-14.
- [9] 任志成,杨胜利,孔德中.深部巷道围岩变形与破坏特征[J].煤矿安全,2014,45(8):224-227.  
REN Z C, YANG S L, KONG D Z. Deformation and failure characteristics of deep roadway surrounding rock[J]. Safety in Coal Mine, 2014, 45(8): 224-227.
- [10] 王会琼,张元胤,李克钢.软岩巷道围岩变形及支护优化的3DEC分析[J].矿业研究与开发,2018,38(2):40-43.  
WANG H Q, ZHANG Y Y, LI K G. 3DEC analysis of surrounding rock deformation and support optimization of soft rock roadway[J]. Mining Research and Development, 2018, 38(2): 40-43.
- [11] 李桐,左宇军,潘超,等.锦丰金矿深部巷道中空注浆锚杆支护参数优化研究[J].矿业研究与开发,2023,43(6):97-102.  
LI T, ZUO Y J, PAN C, et al. Research on optimization of supporting parameters of hollow grouting bolt in deep roadway of Jinfeng Gold Mine[J]. Mining Research and Development, 2023, 43(6): 97-102.
- [12] 张剑,李洪宾,刘爱卿,等.深部采动影响区巷道围岩控制技术[J].煤炭工程,2022,54(11):18-23.  
ZHANG J, LI H B, LIU A Q, et al. Control technology of roadway surrounding rock in deep mining affected area[J]. Coal Engineering, 2022, 54(11): 18-23.
- [13] 王卫军,袁超,余伟健,等.深部大变形巷道围岩稳定性控制方法研究[J].煤炭学报,2016,41(12):2921-2931.  
WANG W J, YUAN C, YU W J, et al. Research on stability control method of surrounding rock of deep roadway with large deformation[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(12): 2921-2931.
- [14] 张鑫,刘泽功,张健玉,等.深部高瓦斯煤层爆破致裂增透裂纹扩展规律研究[J/OL].煤炭科学技术:1-14[2024-03-26].  
<http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20240110.1453.002.html>.  
ZHANG X, LIU Z G, ZHANG J Y, et al. Study on Law of crack propagation induced by blasting in deep high gas coal seam[J/OL]. Coal Science and Technology: 1-14[2024-03-26]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20240110.1453.002.html>.
- [15] 康红普,高富强.煤矿采动应力演化与围岩控制[J].岩石力学与工程学报,2024,43(1):1-40.  
KANG H P, GAO F Q. Evolution of mining stress and surrounding rock control in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(1): 1-40.
- [16] 秦松,刘程,罗靖.松动圈理论及实测在岩性互层顶板矿井支护中的应用[J].煤炭技术,2017,36(9):72-74.  
QIN S, LIU C, LUO J. Application of loose circle theory and measurement in lithologic interbed roof mine support[J]. Coal Technology, 2017, 36(9): 72-74.
- [17] 张继龙.深井高应力破碎软岩巷道过断层支护技术研究[J].能源与环保,2021,43(4):249-254.  
ZHANG J L. Research on the support technology of soft rock roadway with high stress fracture in deep well[J]. Energy and Environmental Protection, 2021, 43(4): 249-254.
- [18] 孙兴平,陈建本,孙涛,等.深井软岩高应力巷道过超大落差断层破碎带围岩控制技术[J].煤矿安全,2023,54(1):117-124.  
SUN X P, CHEN J B, SUN T, et al. Control technology of surrounding rock in fault fracture zone of deep soft rock high stress roadway with over large drop[J]. Safety in Coal Mine, 2023, 54(1): 117-124.

# Study on Failure Characteristics and Control Technology of Surrounding Rock in Deep Soft Rock Roadway of A Coal Mine

LI Peng<sup>1,2</sup>, JIANG Guanzhao<sup>2</sup>, LI Hong<sup>2</sup>

1. Lu'an Chemical Group Gucheng Coal Mine, Changzhi 046000, Shanxi, China;

2. Faculty of Land and Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650031, Yunnan, China

**Abstract:** Deep mining faces problems such as high geostress and difficulties in tunnel support. The failure of the support structure of -590 m horizontal transport roadway in a coal mine in Shanxi Province leads to large deformation of roadway and has a great impact on underground safety production. Aiming at the problems existing in the original support scheme, this paper proposes the idea of “anchor net cable integration” support, and studies the destroy characteristics and control technology of roadway surrounding rock by means of field tests, numerical simulations and industrial experiments. The research showed that: (1) The horizontal principal stress of the surrounding rock of the roadway was higher, reaching 39.08 MPa, which was the main reason affecting the stability of the surrounding rock. (2) By analyzing the stress field and plastic zone of surrounding rock around roadway with different support schemes, the vertical stress of optimized support scheme was reduced by 14% compared with the original scheme, and the range of plastic zone was reduced by 20%. The support effect of “integrated” scheme was better. (3) Industrial application has been carried out. Through the stress test of anchor ropes (cables), when the stress of anchor ropes and cables reached 53.9 kN and 389.12 kN. Compared with the original plan, the increase was 14.6% and 15.4% respectively, and the stress effect was better. The deformation of the roadway was controlled within 200 mm within 30 days, which was about 57% lower than that of the original scheme, and good support effect was achieved. The “integrated” support form can effectively control the deformation of the surrounding rock, which is a roadway with similar geological conditions.

**Keywords:** deep soft rock roadway; “anchor net cable integrated” support; numerical simulation; field monitoring

引用格式: 李鹏, 姜关照, 李红. 某煤矿深部软岩巷道围岩破坏特征及控制技术研究[J]. 矿产保护与利用, 2024, 44(4): 58-64.

LI Peng, JIANG Guanzhao, LI Hong. Study on failure characteristics and control technology of surrounding rock in deep soft rock roadway of a coal mine[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2024, 44(4): 58-64.

投稿网址: <http://kcbhyly.xml-journal.net>

E-mail: [kcbh@chinajournal.net.cn](mailto:kcbh@chinajournal.net.cn)



## 通信作者简介:

姜关照, 男, 1993 年出生, 博士, 讲师。2015 年毕业于山东理工大学, 获采矿工程学士学位; 2022 年毕业于北京科技大学, 获采矿工程博士学位。主要从事金属矿膏体充填、绿色采矿、工业固废综合利用的研究。参与国家重点研发计划项目 1 项, 国家自然科学基金项目 3 项。发表 4 篇 SCI, 多篇中文核心期刊论文。