

程佩昌,王宏志,姚彦强,等.岩层组合特征对近直立煤岩互层巷道失稳的影响[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2026,45(1):8-16.DOI:10.11956/j.issn.1008-0562.20250219

CHENG Peichang, WANG Hongzhi, YAO Yanqiang, et al. Influence of strata combination characteristics on roadway instability in near-vertical coal-rock interbedded formations[J]. Journal of Liaoning Technical University(Natural Science), 2026, 45(1): 8-16. DOI: 10.11956/j.issn.1008-0562.20250219

# 岩层组合特征对近直立煤岩互层巷道失稳的影响

程佩昌<sup>1,2</sup>, 王宏志<sup>1,2\*</sup>, 姚彦强<sup>3</sup>, 管玉<sup>1,2</sup>, 王延朝<sup>1,2</sup>, 贾业涛<sup>1,2</sup>

(1. 新疆大学 新疆矿产资源绿色开发与生态修复省部共建协同创新中心, 新疆 乌鲁木齐 830046; 2. 新疆大学 地质与矿业工程学院, 新疆 乌鲁木齐 830046; 3. 中国科学院新疆生态与地理研究所, 新疆 乌鲁木齐 830011)

**摘要:** 针对近直立煤岩互层巷道采掘过程中易出现非对称变形及失稳问题, 以新疆乌东煤矿为例, 构建巷道围岩分区力学模型, 分析不同煤岩组合特征对巷道稳定性的影响。研究表明: 巷道开挖后围岩可分为6个区域, I区和IV区较稳定, II、III、V、VI区易破坏, 整体以剪切破坏为主。软岩分布加剧了非对称变形和侧向剪切破坏, 岩层组合特征与应力耦合作用是巷道失稳的根本原因。提出了“锚杆(索)+钢带+金属网+喷浆+顶板锚索加强支护”的联合差异化支护方案, 有效遏制了围岩变形, 大幅提升巷道稳定性。研究结论为近直立煤岩互层巷道的稳定性评估与灾害防治提供理论依据。

**关键词:** 近直立煤岩互层; 岩层组合特征; 巷道稳定性; 失稳机制; 支护技术

中图分类号: TD325

文献标志码: A

文章编号: 1008-0562(2026)01-0008-09

## Influence of strata combination characteristics on roadway instability in near-vertical coal-rock interbedded formations

CHENG Peichang<sup>1,2</sup>, WANG Hongzhi<sup>1,2\*</sup>, YAO Yanqiang<sup>3</sup>, GUAN Yu<sup>1,2</sup>, WANG Yanchao<sup>1,2</sup>, JIA Yetao<sup>1,2</sup>

(1. Collaborative Innovation Center of Green Mining and Ecological Restoration for Xinjiang Mineral Resources, Xinjiang University, Urumqi 830046, China; 2. College of Geology and Mines Engineering, Xinjiang University, Urumqi 830046, China; 3. Xinjiang Institute of Ecology and Geography, Chinese Academy of Sciences, Urumqi 830011, China)

**Abstract:** Aiming at the problem of asymmetric deformation and instability in the mining process of nearly vertical coal-rock interbedded roadway, this study took Wudong Coal Mine in Xinjiang as an example, constructed a mechanical model of roadway surrounding rock partition to analyze the influence of different coal-rock combination characteristics on roadway stability. The results show that the surrounding rock after roadway excavation can be divided into six areas. Areas I and IV are relatively stable, areas II, III, V and VI are easily damaged, and the whole is dominated by shear failure. The distribution of soft rock aggravates asymmetric deformation and lateral shear failure. The combination characteristics of rock strata and stress coupling are the root causes of roadway instability. A combined differential support scheme of “bolt (cable) + steel strip + metal mesh + shotcrete + roof anchor cable strengthening support” was proposed, which effectively curbed the deformation of surrounding rock and greatly improved the stability of roadway. The research conclusions provide a theoretical basis for the stability evaluation and disaster prevention of near-vertical coal-rock interbedded roadway.

**Keywords:** near-vertical coal-rock interbedded strata; rock strata combination characteristics; gallery stability; instability mechanisms; support technology

收稿日期: 2025-05-19 修回日期: 2025-08-11 接受日期: 2025-08-17 责任编辑: 张雯

基金项目: 新疆维吾尔自治区重点研发项目(2023B01010-3); 新疆大学优秀研究生创新项目(XJDX2025YJS226)

作者简介: 程佩昌(1999-), 男, 山东临沂人, 硕士研究生, 主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail: chengpeichang1029@163.com

通信作者: 王宏志(1990-), 男, 山东聊城人, 博士, 副教授, 主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail: wanghongzhi@xju.edu.cn

## 0 引言

近年来,中国煤炭资源产量保持在较高规模,随着水平和缓倾斜煤层的持续开采<sup>[1-2]</sup>,部分煤矿对特殊赋存条件下的煤层进行开采,尤其是近直立煤层<sup>[3-4]</sup>。近直立煤岩互层巷道受围岩岩性变化影响较大且呈现显著的非对称变形破坏特征<sup>[5-7]</sup>,近直立煤岩互层巷道围岩的变形与应力演化的复杂性,严重制约了近直立煤层的开采<sup>[8-10]</sup>。

由于煤体比岩石强度低,煤岩互层可视为岩体中含软弱夹层的结构形式<sup>[11-12]</sup>。近年来,学界围绕软弱夹层对巷道稳定性的影响开展了研究。王凯等<sup>[13]</sup>、申付新等<sup>[14]</sup>通过理论分析与数值模拟,研究了顶板软弱夹层的厚度、位置与数量对力学行为的影响,结果表明,软弱夹层削弱顶板的应力集中,并在夹层处出现显著的应力跳跃;由于煤岩界面的压应力拱,原生煤岩组合体的整体强度高于单一煤体,破坏后煤体呈拱形分布。任家苇等<sup>[15]</sup>采用FLAC<sup>3D</sup>软件研究软弱夹层倾角和位置对巷道稳定性的影响,结果表明:随着软弱夹层倾角的增加,巷道围岩变形量和塑性区体积均逐渐增大,巷道变形的不对称性更加明显。HUANG等<sup>[16]</sup>、朱俊福等<sup>[17]</sup>通过模型试验结合数值模拟研究了软弱夹层对隧道围岩破坏特征的作用机制,同时分析了软弱夹层位于顶、底板不同位置时,支护前后围岩最大松动圈厚度的变化。常博等<sup>[18]</sup>、来兴平等<sup>[19-20]</sup>通过分析新疆地区急倾斜煤岩互层巷道围岩裂隙分布、锚杆拉力、巷道变形及应力分布规律,阐明了近直立煤岩互层巷道的采动应力演化驱动煤岩体破裂的机理,揭示应力场-裂隙场耦合诱发巷道围岩灾变的机制,并提出近直立巨厚煤层动力灾害防治理念与策略。解盘石等<sup>[21]</sup>提出了大倾角采场上覆岩层在采动应力作用下的扰动分区,量化了工作面开采引起的覆岩采动应力路径空间演化规律。

现有研究多集中于缓倾斜或急倾斜岩石中软

弱夹层对岩体的弱化作用,针对近直立煤岩互层巷道围岩变形及控制机理的研究较少,尤其是面向新疆复杂地质条件的研究,尚未形成系统的技术体系。本文以乌东煤矿为研究对象,分析近直立煤岩互层中不同岩层组合特征及其对巷道失稳的影响,为制定科学的巷道支护方案提供理论依据。

## 1 工程概况

### 1.1 煤矿概况及巷道布置

乌东煤矿位于新疆乌鲁木齐市东北部,位于淮南煤田的东南段。乌东煤矿南采区煤层倾角为 $83^{\circ}\sim 89^{\circ}$ ,平均倾角为 $87^{\circ}$ ,煤层及岩层走向自西向东呈 $N58^{\circ}\sim N60^{\circ}$ ,倾向西北,属近直立煤层。

400 m水平B8集中运输大巷(以下简称B8运输大巷)南区段设计总长度为786 m,沿B13~B14煤层走向布置,见图1。巷道地面标高为800 m,井下标高为400 m,位于B13~B14煤岩层中,南侧距400 m水平泄水大巷270 m,北侧、上部为未经采动的原岩。巷道断面形式为直墙圆拱形,设计掘宽为5.6 m,掘高为3.6 m。

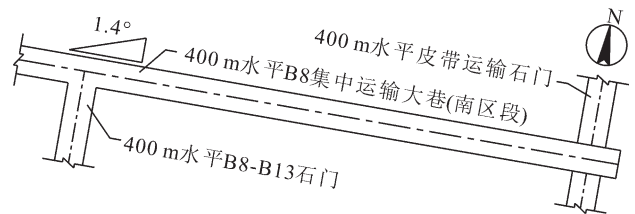
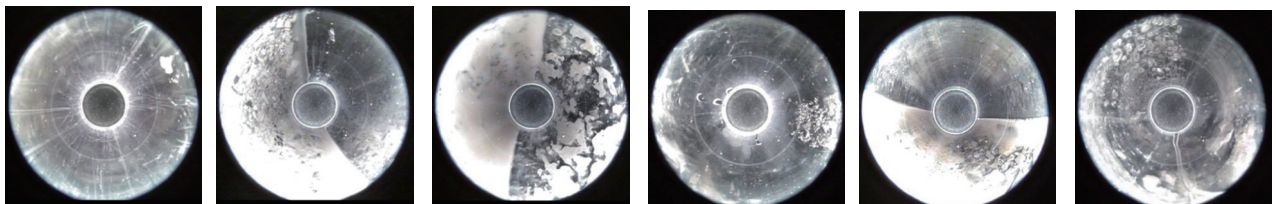


图1 B8运输大巷相对位置示意

Fig.1 schematic of the relative position of the B8 transport main tunnel

### 1.2 巷道围岩及地应力分布情况

采用钻孔窥视方法对B8运输大巷两帮围岩分布情况进行探测,巷道两帮钻孔窥视图见图2,巷道围岩的煤岩分布见图3,可以看出巷道围岩煤岩交互现象显著。



(a) 北帮孔深1 m (b) 北帮孔深13 m (c) 北帮孔深24 m (d) 南帮孔深1 m (e) 南帮孔深13 m (f) 南帮孔深24 m

图2 B8运输大巷两帮钻孔窥视图

Fig.2 two side exploratory view of the B8 transport roadway boreholes

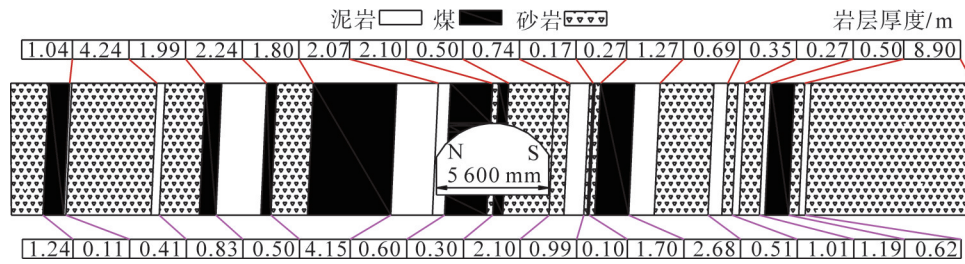


图3 巷道围岩岩性厚度分布

Fig.3 stratum lithology thickness distribution of the roadway surrounding rock

采用空心包体应力解除法对地应力分布进行现场实测,结果显示:乌东煤矿地应力场中的垂直主应力范围为7.43~9.13 MPa,平均值为7.90 MPa;最大水平主应力为23.75~24.85 MPa,平均值为24.3 MPa;最大水平主应力与垂直主应力的比值(侧压系数)为2.72~3.19,平均值为3.08。

## 2 煤岩体物理力学特征及理论分析

### 2.1 煤岩体物理力学特征

采集巷道围岩样品(包括煤、砂岩和泥岩)并在实验室进行岩石力学实验,分别测定其单轴抗压强度、抗拉强度、剪切强度等物理力学参数,结果见表1。

表1 巷道围岩力学参数

Tab.1 mechanical parameters of the roadway surrounding rock

岩性	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	平均单轴抗压强度/MPa	平均抗拉强度/MPa	剪切角度/(°)	剪应力/MPa	正应力/MPa
砂岩	3.76	39.2	35.6	4.5	40	13.5	12.4
					45	11.4	11.4
					50	14.5	13.6
					55	10.2	8.3
					60	7.5	5.0
泥岩	4.32	39.0	13.1	1.7	40	11.1	8.3
					45	17.0	17.0
					50	10.1	7.7
					55	9.0	7.5
					60	8.7	6.3
煤	1.53	46.4	7.8	1.0	40	8.2	6.9
					45	15.2	15.2
					50	10.3	6.5
					55	4.0	2.9
					60	1.1	1.9

### 2.2 巷道围岩变形力学模型及剪切破坏判据

构建岩体梁结构模型<sup>[22-24]</sup>,对巷道围岩的变形区域进行划分,见图4。II区、III区、V区、VI区在巷道掘进过程中发生破坏。其中,II区与III区弯曲变形方向一致,V区与VI区弯曲方向相同。I区与IV区岩层结构完整,弯曲变形方向一致。

I区和IV区岩体梁力学模型见图5。图中岩体梁的中性面为x轴,岩体梁的上边界为y轴,建立坐标系。 $q_1$ 为岩体梁上部承受的均布载荷, $q_2$ 为相邻岩体的梁之间线性载荷, $l$ 为岩体梁的长度, $\alpha$ 为岩层倾角, $F$ 为端部受到的轴向载荷。

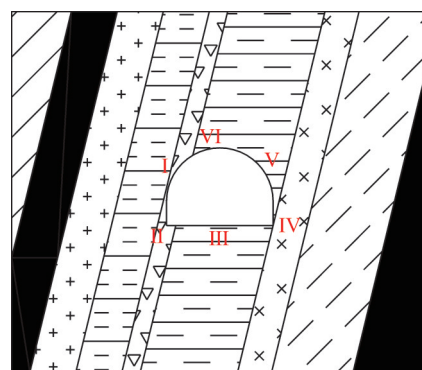


图4 近直立煤岩互层巷道变形分区

Fig.4 deformation zoning of roadway in nearly vertical coal-rock interbedded strata

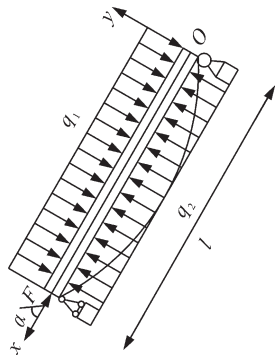


图 5 I区和IV区岩体梁力学模型

Fig. 5 mechanical model of rock mass beam in zone I and zone IV

由积分法可得岩体梁的弯矩为

$$M = \frac{ql}{2} - \frac{q}{2}x^2 - F\omega, \quad (1)$$

式中:  $\omega$  为岩体的梁挠曲函数;  $q = q_1 - q_2$ 。

则有

$$\frac{d^2\omega}{dx^2} = \frac{M}{EI} = \frac{q}{2EI}lx - \frac{q}{2EI}x^2 - \frac{F}{EI}\omega, \quad (2)$$

式中:  $E$  为岩体的弹性模量;  $I$  为截面惯性矩。

令  $\frac{F}{EI} = k^2$ , 代入式 (2) 有

$$\frac{d^2\omega}{dx^2} + k^2\omega = \frac{k^2}{F} \left( \frac{ql}{2}x - \frac{q}{2}x^2 \right). \quad (3)$$

式 (3) 的通解为

$$\omega = A \sin kx + B \cos kx - \frac{q}{2F}x^2 + \frac{ql}{2F} + \frac{q}{Fk^2}, \quad (4)$$

式中,  $A$ 、 $B$  为待定常数。

将边界条件  $x=0$ 、 $\omega=0$  与  $x=l/2$ 、 $d\omega/dx=0$  分别代入式 (4), 可得岩体梁挠曲方程为

$$\omega = \frac{q}{Fk^2} \left( 1 - \cos kx - \tan \frac{ql}{2} \sin kx \right) + \frac{q}{2F}(lx - x^2). \quad (5)$$

将式 (5) 代入弯矩方程可得

$$M = \frac{q}{k^2} [1 - \cos kx - \tan \frac{ql}{2} \sin kx]. \quad (6)$$

将  $x=l/2$ 、 $q=q_1-q_2$  代入式 (6) 可得

$$\omega_{\max} = \frac{q_1 - q_2}{Fk^2} \left[ 1 - \frac{1}{\cos(kl/2)} \right]. \quad (7)$$

最大弯矩产生在  $x=l/2$  处, 将  $x=l/2$ 、 $q=q_1-q_2$  代入式 (6) 得

$$M = \frac{q_1 - q_2}{k^2} \left[ 1 - \frac{1}{\cos(kl/2)} \right]. \quad (8)$$

II区、III区、V区及VI区岩体梁力学模型见图6。

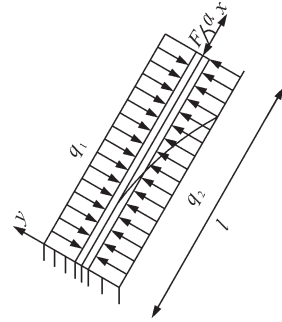


图 6 II区、III区、V区及VI区岩体梁力学模型

Fig. 6 mechanical model of rock mass beams in zones II, III, V, and VI

由积分法可得

$$M = -\frac{q}{6l}(1-x^2), \quad (9)$$

$$El\omega = -\frac{q}{120l}(1-x)^5. \quad (10)$$

将边界条件  $x=0$ 、 $\omega=0$  与  $x=0$ 、 $\frac{d\omega}{dx}=0$  分别

代入式 (9)、式 (10), 可得挠曲方程为

$$\omega = -\frac{q}{120EI}(1-x^5) - \frac{ql^4}{24EI}x + \frac{ql^5}{120EI}. \quad (11)$$

最大挠度在  $x=l$  处, 将  $x=l$ 、 $q=q_1-q_2$  代入式 (11) 可得最大挠度的表达式为

$$\omega_{\max} = -\frac{(q_1 - q_2)l^4}{30EI}. \quad (12)$$

在地下工程中, 岩石的剪切强度对地下巷道的稳定性影响最大。岩体梁横截面上的剪应力是判断岩体梁是否发生剪切破坏的关键指标。通过材料力学的分析, 得到I区和IV区简支岩体梁在中性轴上的最大剪应力为

$$\tau_{\max} = \frac{3F_s}{2ef}, \quad (13)$$

式中:  $\tau_{\max}$  为岩体梁在中性轴上的剪应力最大值;  $F_s$  为横截面上的剪力;  $e$  为横截面的宽度;  $f$  为横截面的高度。

I区和IV区岩体梁的两端剪力最大, 计算式为

$$F_{s,\max} = \frac{1}{2}(q_1 - q_2). \quad (14)$$

将式 (13) 代入式 (14) 得到I区和IV区层状岩体梁的剪切破坏判据为

$$\tau_{\max} = \frac{3(q_1 - q_2)}{4ef} \geq [\tau_r], \quad (15)$$

式中,  $[\tau_r]$ 为岩石材料的抗剪强度。

II区、III区、V区、VI区岩体梁的剪切破坏判据为

$$\tau_{\max} = \frac{3(q_1 - q_2)}{2ef} \geq [\tau_r]。 \quad (16)$$

根据乌东煤矿地质条件,岩体梁上部承受的均匀载荷为 230.4 kN,相邻岩体梁线性载荷为 40.1 kN,横截面宽度为 4 m,横截面高度为 5 m。将上述参数代入式(15)和式(16),得到I区和IV区岩体梁发生破坏时的最大剪切应力为 7.1 MPa,II区、III区、V区、VI区的岩体梁发生破坏时的最大剪切应力为 14.3 MPa。

### 3 数值模拟分析

#### 3.1 模型构建

基于乌东煤矿地质条件及煤岩体力学实验,采用 FLAC<sup>3D</sup> 构建数值计算模型,采用 Mohr-Coulomb 弹塑性本构模型,并基于 Hoek-Brown 强度准则对实验得到的煤岩体力学参数进行折减,岩层参数见表 2。模型见图 7。模型尺寸为 47 m (长)×40 m (宽)×27 m (高)。巷道为直墙圆拱形巷道,巷道埋深 400 m。岩层的平均密度设为 2 500 kg/m<sup>3</sup>,垂直应力设为 9.8 MPa。模型四周采用水平约束,底部采用固定约束,模型顶面和左右两侧施加边界地应力。

表 2 数值模拟岩层参数

Tab. 2 parameters of rock layer for numerical simulation

岩性	容重/(kN·m <sup>-3</sup> )	抗拉强度/MPa	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
砂岩	23.70	4.44	1.42	0.88	3.53	37.9
泥岩	21.10	1.57	1.36	0.80	3.90	37.7
煤	13.15	0.86	0.96	0.60	1.12	44.8

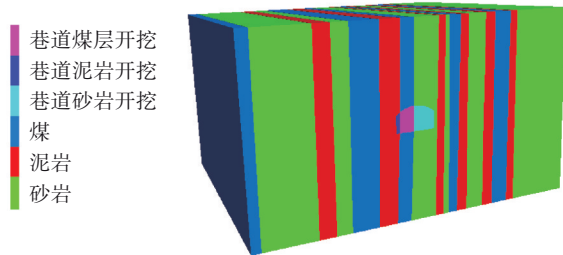


图 7 数值计算模型

Fig.7 numerical simulation model

为对比不同煤岩层组合特征条件下,近直立煤岩互层巷道围岩位移、塑性区分布及巷道围岩应力演化规律,根据现场地应力测试结果,数值模拟中测压系数设为 3.08,并设置 3 种不同的煤岩

层组合:泥岩、煤、砂岩(软-软-硬),泥岩、煤、泥岩(软-软-软),砂岩、煤、砂岩(硬-软-硬)。基于巷道围岩赋存条件,每种组合中各岩层厚度依次设为 2.86 m、1.96 m、3.60 m。

#### 3.2 模拟结果及分析

##### (1) 岩层组合对巷道围岩位移场的影响

不同岩层组合下巷道围岩位移见图 8。泥岩、煤、砂岩组合时,顶板和底板位移较小,围岩变形稳定且均匀,但呈现非对称“蝴蝶”状分布;泥岩、煤、泥岩组合时,顶板中部下沉显著,底板鼓起,左侧围岩变形尤为突出,破坏最为严重;砂岩、煤、砂岩组合时,顶板下沉量最小,整体变形较小,围岩破坏程度最低。

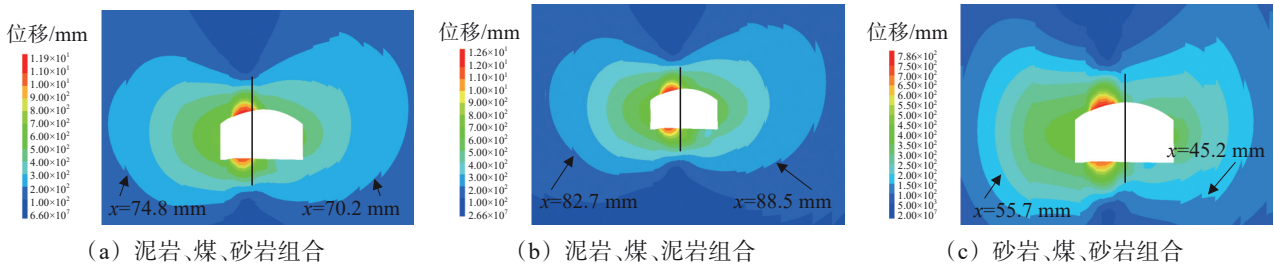


图 8 不同岩层组合下巷道围岩位移

Fig.8 displacement of the roadway surrounding rock under different rock layer combinations

不同岩层组合下巷道围岩位移变化见图 9。泥岩、煤、砂岩组合下顶板位移达到 118.5 mm,底板位移为 108.3 mm,右帮位移最小,为 52.3 mm。

泥岩、煤、泥岩组合下围岩位移最大,特别是在巷道顶底板中表现更加明显,巷道顶板位移为 126.4 mm,底板位移为 116.9 mm,随着围岩

深度增加, 位移逐渐减小。砂岩、煤、砂岩组合下围岩位移较小, 巷道顶板位移最大, 为

78.6 mm, 底板位移为 75.8 mm, 右帮位移最小, 为 52.2 mm。

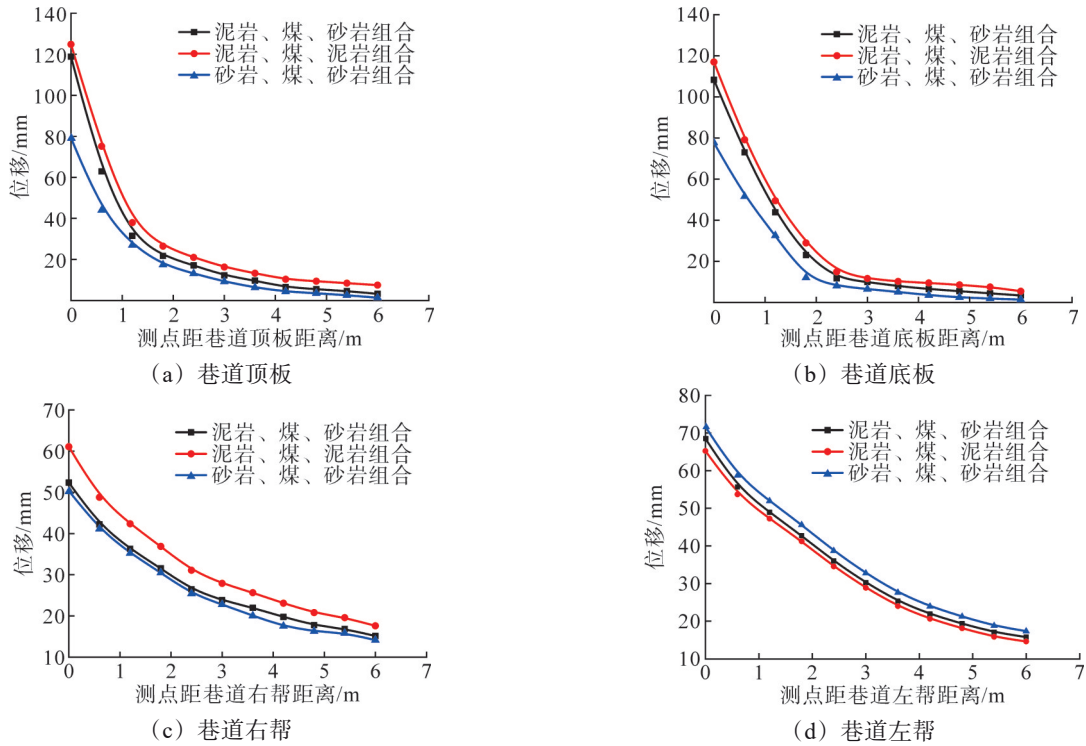


图9 不同岩层组合下巷道围岩位移变化

Fig.9 displacement variation of the roadway surrounding rock under different rock layer combinations

岩性组合对巷道围岩的变形与破坏程度有显著影响。砂岩顶底板组合下围岩稳定性最好, 变形量最小, 破坏程度最低; 泥岩顶底板组合下顶板和底板位移显著增加, 整体变形剧烈且非对称, 围岩最易失稳; 泥岩、煤、砂岩组合下顶底板变形居中, 变形速率较快但整体表现稳定。可见顶底板岩层坚硬程度越高, 巷道围岩的稳定性越好, 软岩夹持情况下巷道变形与破坏风险显著提升。

(2) 岩层组合特征对围岩剪应力的影响

不同岩层组合下巷道围岩剪应力云图见图 10。3 种岩层组合剪应力均集中在巷道顶板与两帮交界处及左右两帮底角处的岩层内, 即 I、IV 区与 II、V 区。泥岩、煤、砂岩组合下 I、IV 区与 II、V 区最大剪应力分别为 9.5 MPa、12.2 MPa; 泥岩、煤、泥岩组合下最大剪应力分别为 7.6 MPa、8.1 MPa; 砂岩、煤、砂岩组合下最大剪应力分别为 10.2 MPa、9.0 MPa。

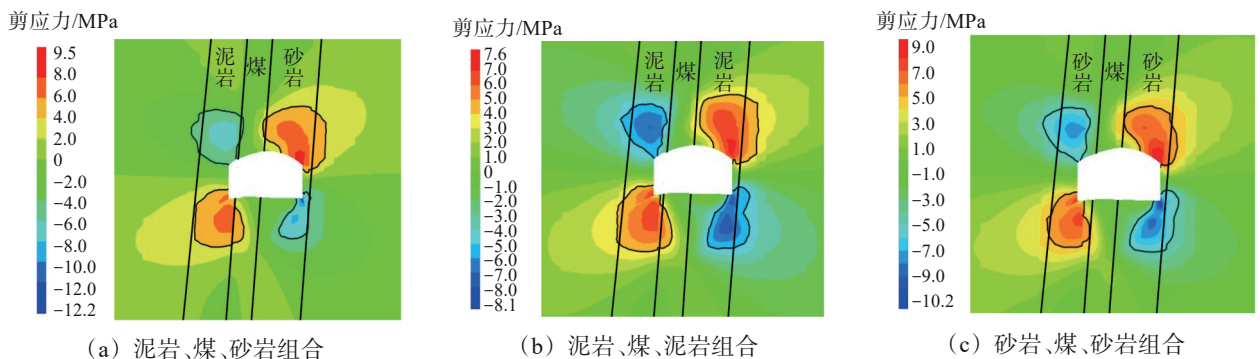


图 10 不同岩层组合下巷道围岩剪应力云图

Fig.10 shear stress cloud diagram of the roadway surrounding rock under different rock layer combinations

数值模拟中, 不同岩层组合条件下, I、IV 区和 II、V 区的剪切应力实际分布和峰值与理论计算值基本一致, 受煤岩力学参数变化与层间黏结等

条件的影 响, 局部数值存在差异。

(3) 岩层组合特征对围岩塑性区的影响

不同岩层组合下塑性区的变化见图 11。虽然

I、IV区发生破坏时的最大剪切应力较II、III、V、VI区小，但是在巷道掘进过程中对I、IV区围岩结构完整性的破坏较小，对II、III、V、VI区围岩结构完整性的破坏较大，且II、III、V、

VI区中存在大面积煤层赋存，进一步降低了这些区域岩体的强度和整体性。最终呈现I、IV区塑性区范围较小，II、III、V、VI区塑性区范围较大的现象。

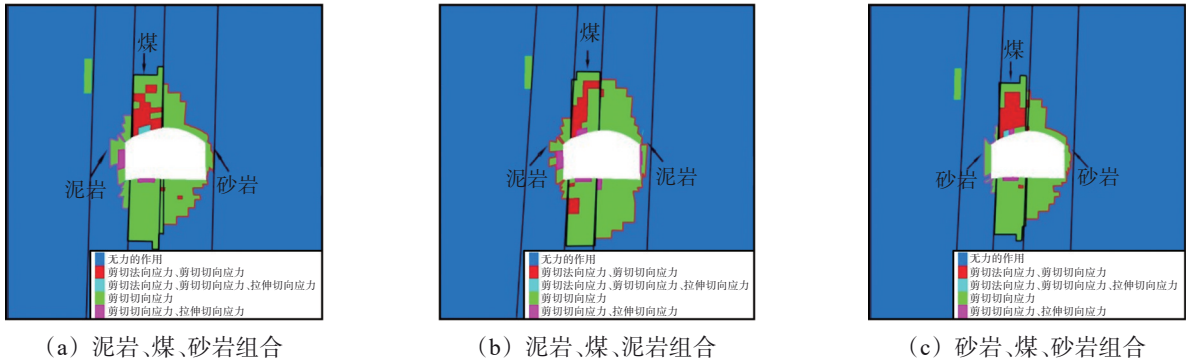


图 11 不同岩层组合下巷道围岩塑性区云图

Fig.11 plastic zone contour map of the roadway surrounding rock under different rock layer combinations

不同岩层组合下巷道围岩塑性区分布及破坏深度差异较大。泥岩、煤、砂岩组合塑性区范围较大，顶底板煤破坏深度分别为3.84 m、4.50 m，顶底板砂岩破坏深度为2.71 m、3.45 m；左帮泥岩破坏深度为1.10 m，而右帮砂岩破坏深度为0.48 m，主要发生剪切破坏。泥岩、煤、泥岩组合塑性区进一步扩大，巷道顶底板煤破坏深度分别为4.26 m、4.45 m，顶底板泥岩破坏深度分别为3.34 m、3.91 m，左帮、右帮泥岩破坏深度分别为0.95 m、0.47 m，巷道顶板泥岩的塑性区范围明显增大。砂岩、煤、砂岩组合塑性区范围最小，巷道顶底板煤破坏深度分别为3.70 m、3.92 m，顶底板砂岩破坏深度分别为2.68 m、3.36 m，左帮、右帮砂岩破坏深度分别为0.47 m、0.53 m，同样以剪切破坏为主。

岩性组合为软-软-软时，巷道围岩易发生大范围屈服与塑性破坏，对应塑性区显著扩展；而岩性组合为硬-软-硬时，围岩变形受控，塑性区明显减小。可见岩层弯曲变形程度是影响巷道围岩塑性区范围的关键因素。

#### 4 巷道支护优化方案与工程验证

##### 4.1 优化方案

基于乌东煤矿近直立煤岩互层巷道围岩变形机理，提出了差异化支护方案，优化后的常规支护方案为“锚杆(索)+钢带+金属网+喷浆”的联合支护方式，在巷道围岩揭露煤岩组合为软-软-软时对顶板进行加强支护，见图12(a)。在图12(a)的基础上，在顶板两侧肩窝处各增加一根锚索，并根据现场实际情况适当缩小锚杆间排距，见图12(b)。

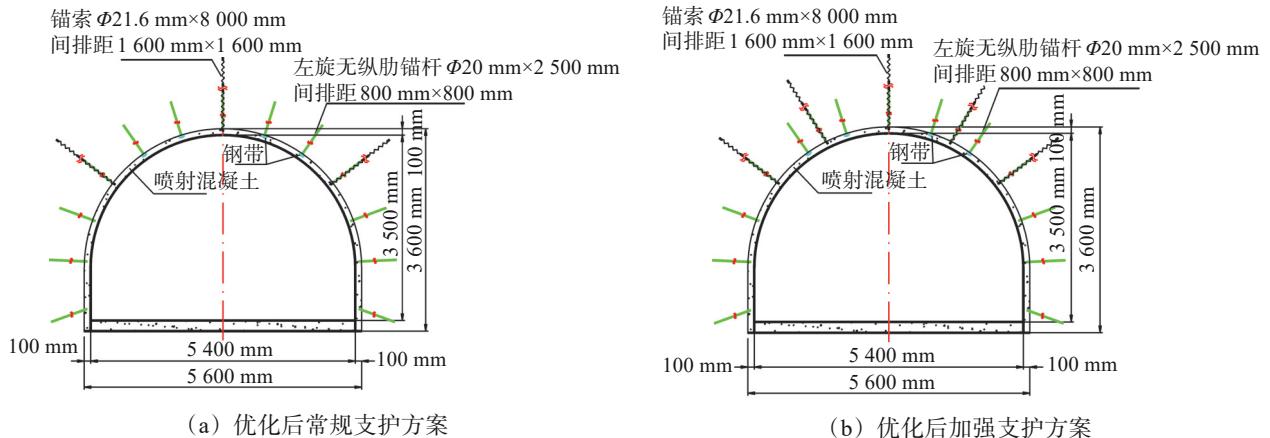


图 12 支护断面

Fig.12 support cross-section

## 4.2 工程实例

在B8运输大巷采用“十字中心法”布置了6组测点,以检测巷道优化支护前后的收敛程度,测点分别位于距400 m水平B8~B13石门与B8运输大巷交叉点200.0 m、226.3 m、241.0 m、275.6 m、290.8 m、304.6 m处,依次命名为测点A、B、C、1、2、3,其中测点A、B、C对应原始支护方案,测点1、2、3对应优化后的支护方案,测点布置见图13。每点每周观测一次,共观测16周,观测数据见图14。

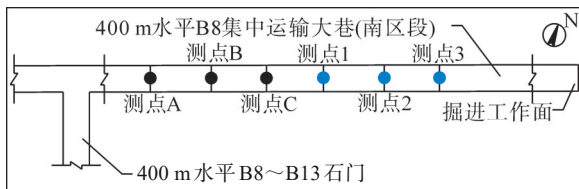


图13 B8运输大巷位移测点位置示意

Fig.13 schematic of the displacement measurement line positions in the B8 transport main tunnel

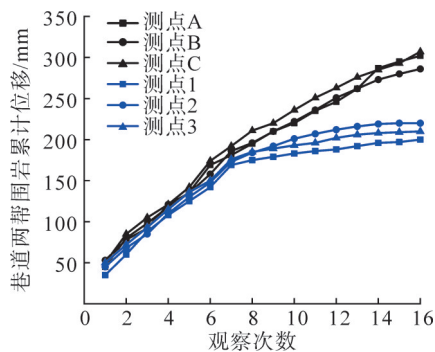


图14 巷道围岩累计位移

Fig.14 cumulative displacement of roadway surrounding rock

由图14可知,巷道开挖后围岩收敛明显。优化支护前,3组测点累计位移持续增长且无明显收敛,最大值约为320 mm,表明原支护体系未能有效控制围岩变形。优化支护后,3组测点位移增长速率明显减缓,并于第10~12次观测后趋于平稳,最大累计位移降至220 mm以下,较优化前减少约100 mm,显著改善了围岩稳定性,表明优化支护体系能更有效约束围岩变形。现场支护效果见图15。



图15 现场支护效果

Fig.15 on-site support effectiveness

## 5 结论

(1) 基于分区岩体梁力学模型与剪切破坏判据,揭示了近直立煤岩互层巷道受岩层倾角、软弱夹层及巷道开挖后应力重分布等多重因素影响,形成复杂应力路径,易引发围岩应力集中与重分布,使顶底板及两帮产生非对称弯曲和剪切破坏。数值模拟进一步细化了软-软-软、软-软-硬、硬-软-硬岩层组合条件下围岩变形与应力演化的空间分布,发现软岩夹层显著加剧了非对称变形与侧向剪切破坏。力学模型与数值结果相互印证,揭示岩层组合特征与应力耦合作用是巷道失稳的根本原因。

(2) 实测数据分析表明,优化后支护方案能够显著减缓围岩的位移速度,并降低累计位移量,使围岩变形受到更有效的约束,最终实现了围岩稳定性的提升。这一结果表明,通过解析近直立煤岩互层巷道围岩失稳及变形破坏的机理,制定针对性的优化支护方案,可以显著提高巷道的围岩稳定性。

### 参考文献(References):

- [1] 秦勇. 中国煤系矿产近现代地质研究进展与走向[J]. 煤田地质与勘探, 2025, 53(1): 12-35.  
QIN Yong. Advances and trends of modern and contemporary research on the geology of coal-measure minerals in China[J]. Coal Geology & Exploration, 2025, 53(1): 12-35.
- [2] 王家臣, 杨胜利, 李良晖, 等. 智能放煤理论与技术研究进展[J]. 工矿自动化, 2024, 50(9): 1-12.  
WANG Jiachen, YANG Shengli, LI Lianghui, et al. Research progress on intelligent coal caving theory and technology[J]. Journal of Mine Automation, 2024, 50(9): 1-12.
- [3] 王国法, 庞文辉, 许永祥, 等. 厚煤层智能绿色高效开采技术与装备研发进展[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 882-893.  
WANG Guofa, PANG Yihui, XU Yongxiang, et al. Development of intelligent green and efficient mining technology and equipment for thick coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 882-893.
- [4] 王家臣, 杨胜利, 刘淑琴, 等. 急倾斜煤层开采技术现状与流态化开采构想[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(1): 48-59.  
WANG Jiachen, YANG Shengli, LIU Shuqin, et al. Technology status and fluidized mining conception for steeply inclined coal seams[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(1): 48-59.
- [5] 伍永平, 郎丁, 俞东风, 等. 我国大倾角煤层开采技术变革与展望[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(1): 25-51.  
WU Yongping, LANG Ding, YUN Dongfeng, et al. Reform and prospects of mining technology for large inclined coal seam in China[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(1): 25-51.
- [6] 罗生虎, 田程阳, 伍永平, 等. 急倾斜特厚煤层群开采岩柱破断回弹诱冲机理性力学分析[J/OL]. 煤炭学报, 2025: 1-12[2025-07-15].  
<https://link.cnki.net/doi/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0009>.

- LUO Shenghu, TIAN Chengyang, WU Yongping, et al. Mechanical analysis of rock burst induced by the fracture and rebound of rock pillar in the mining of steeply inclined extra-thick coal seam group [J/OL]. *Journal of China Coal Society*, 2025: 1-12[2025-07-15]. <https://link.cnki.net/doi/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0009>.
- [7] 于斌, 李勇, 彭明贤, 等. 急倾斜煤层“夹持”煤体承载特征及地面斜井区域压裂防冲方法[J/OL]. *煤炭学报*, 2025: 1-18[2025-07-15]. <https://link.cnki.net/doi/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0410>.
- YU Bin, LI Yong, PENG Mingxian, et al. Bearing characteristics of “clamped” coal body in steep seam and fracturing and scour prevention method in inclined shaft area on the ground[J/OL]. *Journal of China Coal Society*, 2025: 1-18[2025-07-15]. <https://link.cnki.net/doi/10.13225/j.cnki.jccs.2025.0410>.
- [8] 王红伟, 焦建强, 伍永平, 等. 急倾斜短壁综放采场围岩采动应力演化规律[J]. *采矿与安全工程学报*, 2024, 41(3): 462-471.
- WANG Hongwei, JIAO Jianqiang, WU Yongping, et al. Mining stress evolution law of surrounding rock in short wall fully-mechanized caving stope of steeply inclined coal seam[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2024, 41(3): 462-471.
- [9] 袁崇亮, 王永忠, 施现院, 等. 近直立特厚煤层分段综放夹持煤柱冲击机理[J]. *采矿与安全工程学报*, 2023, 40(1): 60-68.
- YUAN Chongliang, WANG Yongzhong, SHI Xianyuan, et al. Impact mechanism of clamped coal pillar in sublevel fully mechanized top coal caving in the near vertical extra thick coal seam [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(1): 60-68.
- [10] LUO Y, XU K, HUANG J H, et al. Impact analysis of pressure-relief blasting on roadway stability in a deep mining area under high stress[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2021, 110: 103781.
- [11] 崔峰, 宗程, 来兴平, 等. 急倾斜巨厚煤层掘进巷道冲击危险时序及等级智能预测[J]. *煤炭学报*, 2025, 50(2): 845-861.
- CUI Feng, ZONG Cheng, LAI Xingping, et al. Intelligent prediction of time series and grade of rock burst in steeply inclined ultra-thick coal seam excavation roadway[J]. *Journal of China Coal Society*, 2025, 50(2): 845-861.
- [12] WANG Z H, YANG S L, TANG Y S, et al. A stress rotation-based method for improving roof stability of a deep longwall panel[J]. *International Journal of Geomechanics*, 2023, 23(7): 04023085.
- [13] 王凯, 付强, 徐超, 等. 原生煤岩组合体界面力学效应数值模拟研究[J]. *岩土力学*, 2023, 44(增刊1): 623-633.
- WANG Kai, FU Qiang, XU Chao, et al. Numerical simulation of interface mechanical effects of primary coal-rock combination[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2023, 44(Suppl.1): 623-633.
- [14] 申付新, 宋彦琦, 裴添翼, 等. 深部巷道顶板软弱夹层对围岩稳定性的影响研究[J]. *矿业研究与开发*, 2023, 43(2): 102-107.
- SHEN Fuxin, SONG Yanqi, PEI Tianyi, et al. Study on the influence of weak interlayer on the stability of surrounding rock in deep roadway roof[J]. *Mining Research and Development*, 2023, 43(2): 102-107.
- [15] 任家苇, 左宇军, 林健云, 等. 软弱夹层对金矿深部巷道围岩稳定性影响研究[J]. *矿业研究与开发*, 2023, 43(9): 127-133.
- REN Jiawei, ZUO Yujun, LIN Jianyun, et al. Study on the influence of weak interlayer on the stability of surrounding rock in deep roadway of gold mine[J]. *Mining Research and Development*, 2023, 43(9): 127-133.
- [16] HUANG F, ZHU H H, XU Q W, et al. The effect of weak interlayer on the failure pattern of rock mass around tunnel-Scaled model tests and numerical analysis[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, 35: 207-218.
- [17] 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.
- [18] 常博, 刘旭东, 张传明, 等. 急倾斜煤岩互层巷道变形特征及机理研究[J]. *煤炭科学技术*, 2022, 50(8): 40-49.
- CHANG Bo, LIU Xudong, ZHANG Chuanming, et al. Study on deformation characteristics and deformation mechanism of steep coal rock interbedded roadway[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(8): 40-49.
- [19] 来兴平, 王昊, 崔峰, 等. 急倾斜巨厚煤层采动应力场-裂隙场协同演化及孕灾机制[J]. *岩石力学与工程学报*, 2025, 44(10): 2533-2550.
- LAI Xingping, WANG Hao, CUI Feng, et al. Cooperative evolution of the mining stress field-fracture field and disaster-forming mechanism in steeply inclined and extra-thick coal seam [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2025, 44(10): 2533-2550.
- [20] 来兴平, 贾冲, 崔峰, 等. 急倾斜巨厚煤层开采深度影响的覆岩能量演化规律研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2023, 42(2): 261-274.
- LAI Xingping, JIA Chong, CUI Feng, et al. Study on the evolution law of overburden energy of steeply inclined extra-thick coal seam influenced by mining depth[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2023, 42(2): 261-274.
- [21] 解盘石, 黄宝发, 伍永平, 等. 大倾角大采高采场覆岩应力路径时空效应[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(增刊2): 424-436.
- XIE Panshi, HUANG Baofa, WU Yongping, et al. Time-space effect of overburden stress path in steeply dipping and large mining height stope[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(Suppl.2): 424-436.
- [22] 杨帆. 急倾斜煤层采动覆岩移动模式及机理研究[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2006:18-23.
- [23] 赵洪宝, 刘一洪, 李金雨, 等. 孤岛煤柱下底板岩体损伤过程与分区破坏特征分析[J]. *中国矿业大学学报*, 2021, 50(5): 963-974.
- ZHAO Hongbao, LIU Yihong, LI Jinyu, et al. Analysis of damage process and zonal failure characteristics of rock mass under floor of isolated coal pillar[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2021, 50(5): 963-974.
- [24] 陈建强, 闫瑞兵, 刘昆轮. 急倾斜特厚煤层巷道非对称变形机理[J]. *煤炭学报*, 2018, 43(11): 3007-3015.
- CHEN Jianqiang, YAN Ruibing, LIU Kunlun. Asymmetric seformation mechanism of roadway at steeply inclined thick coal seam[J]. *Journal of China Coal Society*, 2018, 43(11): 3007-3015.