

文章编号: 1671-251X(2025)05-0023-10

DOI: 10.13272/j.issn.1671-251x.2024110015

坚硬顶板下沿空掘巷煤柱宽度及稳定控制研究

陈云^{1,2}

- (1. 中煤天津设计工程有限责任公司, 天津 300120;
2. 中煤(天津)地下工程智能研究院有限公司, 天津 300120)

摘要: 坚硬顶板下沿空掘巷围岩大变形控制是目前煤炭地下安全高效开采的技术难题。目前针对厚硬顶板下沿空掘巷煤柱宽度确定及围岩稳定控制的研究未能充分探讨煤柱稳定性影响因素, 尤其忽略了基本顶关键块 B 回转变形压力的传递效应。针对该问题, 以利民煤矿 90302 工作面运输巷为工程背景, 建立了厚硬顶板下煤柱宽度力学模型, 推导得出煤柱合理宽度为 6.93 m, 考虑工程地质条件及施工因素, 确定 90302 运输巷沿空掘巷煤柱宽度为 7 m。分析了基本顶关键块 B 长度, 直接顶稳定系数、厚度、回转角度等对煤柱稳定性的影响规律: 煤柱稳定性系数随基本顶关键块 B 长度的增大而减小, 随直接顶稳定性系数及其厚度的增大而增大, 随煤层内摩擦角和黏聚力的增大而增大。建立 UDEC 数值计算模型, 进一步分析基本顶关键块 B 长度对 7 m 煤柱变形、裂隙损伤程度及巷道破坏特征的影响规律: 当基本顶关键块 B 长度为 16 m 时, 90302 运输巷两帮及顶板近似呈现对称变形, 两帮无明显裂隙产生, 围岩稳定程度高。为确保 90302 运输巷围岩稳定及安全使用, 对基本顶关键块 B 采空区侧悬顶采取水压致裂切顶卸压控制技术, 实际应用结果表明: 巷道掘进完成 28 d 后围岩变形趋于稳定, 回采期间顶底板移近量最大值为 148 mm, 两帮收敛量最大值为 196 mm, 确保了工作面安全高效回采。

关键词: 小煤柱沿空掘巷; 坚硬顶板; 煤柱宽度; 围岩稳定控制; 水压致裂切顶卸压; 基本顶关键块
中图分类号: TD353 文献标志码: A

Research on coal pillar width and stability control for driving along goaf under hard roofs

CHEN Yun^{1,2}

- (1. China Coal Tianjin Design Engineering Co., Ltd., Tianjin 300120, China;
2. China Coal (Tianjin) Underground Engineering Intelligent Research Institute Co., Ltd., Tianjin 300120, China)

Abstract: Controlling large deformations of surrounding rock in driving along goaf under hard roofs is a technical challenge for safe and efficient underground coal mining. Currently, studies on determining coal pillar width in driving along goaf and surrounding rock stability control under thick-hard roofs fail to thoroughly discuss the influencing factors on pillar stability, especially neglecting the transmission effects of rotational deformation pressure from key block B in the main roof. To address this issue, a mechanical model for coal pillar width under a thick-hard roof was established, with the 90302 haulage roadway in Limin Coal Mine as the engineering background. The model yielded an optimal pillar width of 6.93 m. Considering engineering geological conditions and construction factors, the coal pillar width in driving along goaf for the 90302 haulage roadway was determined to be 7 m. The influence patterns of key block B in the main roof on coal pillar stability were analyzed, including its length, immediate roof stability coefficient, immediate roof thickness, and rotation angle. The coal pillar stability coefficient decreased with a increase in the length of key block B, and increased with an

收稿日期: 2024-11-06; 修回日期: 2025-05-19; 责任编辑: 王晖, 郑海霞。

基金项目: 国家自然科学基金面上项目 (52174132)。

作者简介: 陈云 (1984—), 男, 河北邯郸人, 高级工程师, 主要从事采矿设计与安全等方面的研究工作, E-mail: chenyunzm198410@163.com。

引用格式: 陈云. 坚硬顶板下沿空掘巷煤柱宽度及稳定控制研究[J]. 工矿自动化, 2025, 51(5): 23-31, 40.

CHEN Yun. Research on coal pillar width and stability control for driving along goaf under hard roofs[J]. Journal of Mine Automation, 2025, 51(5): 23-31, 40.



扫码移动阅读

increase in the immediate roof stability coefficient and thickness, and an increase of the friction angle and cohesion within the coal seam. A Universal Distinct Element Code (UDEC) numerical calculation model was also developed to further analyze the influence patterns of key block B length on the deformation, fracture damage degree, and roadway failure characteristics of the 7-meter wide coal pillar. It was found that when key block B was 16 meters long, the two sides and the roof of the 90302 haulage roadway exhibited nearly symmetrical deformation without evident fractures, indicating a high degree of surrounding rock stability. To ensure surrounding rock stability and safe use of 90302 haulage roadway, hydraulic fracturing roof-cutting and pressure-relief control technology was adopted for the side suspended roof of key block B in the main roof. The practical application results demonstrated that surrounding rock deformation stabilized within 28 days after roadway excavation. During the mining period, the maximum roof-to-floor convergence reached 148 mm, and the maximum convergence of the two sides was 196 mm, guaranteeing the safe and effective mining of the working face.

Key words: driving along goaf with narrow coal pillar; hard roof; coal pillar width; surrounding rock stability control; hydraulic fracturing roof-cutting and pressure-relief control; key block in main roof

0 引言

小煤柱沿空掘巷^[1-2]是实现煤炭地下精细开采的关键技术之一,在我国大部分生产工作面已得到广泛推广和应用。然而,由于煤炭开采地下空间应力环境的复杂性、地质条件的多变性及围岩结构的差异性^[3],沿空掘巷保护煤柱的确定及巷道围岩稳定控制仍存在诸多技术难题。此外,厚硬顶板完整性好、强度高、难以及时垮落^[4-5],上工作面回采结束后,其侧向悬顶长度较大,在其下方布置的煤柱及回采巷道大变形问题更为严重^[6]。

在煤柱合理宽度研究方面:柏建彪等^[7]建立弧形三角块力学模型,对窄煤柱受力特征进行分析,推导出窄煤柱合理宽度的理论解析解。孙利辉等^[8]基于内外应力场理论建立内应力场宽度力学模型,提出了小煤柱宽度确定的理论依据。霍丙杰等^[9]考虑煤柱渗透率的影响,基于理论分析与数值模拟的综合研究手段,确定多层坚硬顶板下综放工作面护巷煤柱宽度为 6 m。张金贵等^[10]建立数值计算模型,分析了不同煤柱宽度下煤柱应力、塑性区分布特征,对区段煤柱设计提供了可靠的数据支撑。周礼杰等^[11]基于突出厚煤层工作面采动卸压范围,确定沿空掘巷合理煤柱宽度为 7~9 m,有效降低了消突工程量。

在沿空掘巷围岩控制方面:侯朝炯等^[12]基于弧形三角块理论,揭示了沿空掘巷围岩大小结构稳定原理,提出了高预紧力、高强度锚杆支护技术。Bai Jianbiao 等^[13]建立数值计算模型,研究了迎采对掘巷道的煤柱合理宽度、停采复掘时机,并提出了分区控制技术。陆银龙等^[14]针对特厚煤层开采背景下小煤柱沿空掘巷围岩大变形控制难题,揭示了“双力源”结构对沿空掘巷围岩稳定影响机制,提出了“远弱—近强”协同控制技术。赵高明等^[15]建立 ANSYS/LS-

DYNA 数值计算模型,分析了沿空巷道侧向悬臂顶板切顶角度、深度对煤柱垂直应力的影响规律,确定了切顶卸压关键技术参数。许磊等^[16]采用数值模拟与理论分析的研究手段,分析了切顶前后沿空掘巷围岩结构特征,提出了近位关键层爆破切顶卸压控制技术。张百胜等^[17]建立 UDEC(Universal Discrete Element Code)数值计算模型,分析了基本顶结构对应力传递路径、顶板结构、煤柱塑性区分布的影响规律,提出了“切顶卸压+加强支护”耦合调控技术。

以上研究为厚硬顶板下沿空掘巷煤柱宽度确定及围岩稳定控制研究提供了可靠的理论依据及技术借鉴。一般而言,上个工作面回采后,侧向基本顶破断形成关键块 B,小煤柱及沿空掘巷巷道处于关键块 B 的下方。然而,现有研究对于沿空掘巷煤柱宽度的确定大多基于极限平衡理论,煤柱稳定性影响因素未能充分探讨,尤其忽略了关键块 B 回转变形压力的传递效应。另外,对于具体地质背景下的沿空掘巷坚硬顶板切顶参数还需展开针对性研究。

本文以内蒙古利民煤焦有限责任公司利民煤矿 90302 运输巷沿空掘巷为背景,基于上覆岩层载荷传递机制,建立沿空掘巷围岩结构模型,推导出煤柱稳定临界判据并对其影响因素展开敏感性分析。在此基础上,进一步建立 UDEC 数值计算模型,分析关键块 B 长度对煤柱及沿空掘巷围岩稳定影响规律。基于理论计算及数值模拟结果,综合研究确定煤柱宽度为 7 m,提出了水压致裂切顶应力调控技术,并在研究现场展开工程实践。

1 工程背景

1.1 工作面条件

利民煤矿位于内蒙古自治区鄂尔多斯市鄂托克

旗境内, 矿井建设规模为 150 万 t/a。目前主要开采 9 号煤层, 煤层厚度 2.8~3.9 m, 平均厚度 3.5 m, 煤层倾角 3~6°, 平均倾角 4°。90302 工作面为 03 盘区的第 2 个工作面, 平均埋深 480 m, 90302 运输巷为窄煤柱沿空掘巷。90302 工作面上部为下一工作面实体煤, 下部为 90301 工作面采空区, 工作面布置如图 1 所示。9 号煤层直接顶及直接底为砂质泥岩, 基本顶为厚 14 m 的细砂岩, 煤岩层综合柱状图如图 2 所示。

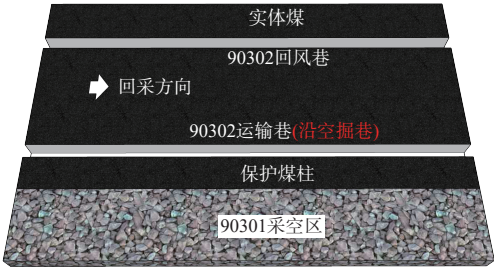


图 1 90302 工作面布置
Fig. 1 Layout of 90302 working face

	岩性	厚度/m	埋深/m	描述
	铝质泥岩	8.4	451.2	上覆岩层
	砂质页岩	4.2	455.4	
	泥岩	3.6	459.0	
	细砂岩	14.5	473.5	基本顶
	砂质泥岩	3.0	476.5	直接顶
	9号煤层	3.5	480.0	煤层
	砂质泥岩	4.0	484.0	直接底
	泥岩	3.2	487.2	下位岩层
	砂质页岩	4.0	491.0	

图 2 煤岩层综合柱状图
Fig. 2 Comprehensive stratigraphic column of coal and rock strata

1.2 巷道支护方案

90302 运输巷净断面为 5 200 mm×3 500 mm (宽×高), 掘进断面采用锚网索联合支护, 如图 3 所示。顶板锚杆采用 $\phi 22\text{ mm}\times 2\,400\text{ mm}$ 螺纹钢锚杆, 间距为 900 mm×900 mm, 锚索采用 $\phi 21.8\text{ mm}\times 7\,300\text{ mm}$ 预应力钢绞线, 间距为 1 600/2 000 mm×1 800 mm, 3-2-3 布置。两帮锚杆采用 $\phi 22\text{ mm}\times 2\,200\text{ mm}$ 螺纹钢锚杆, 间排距与顶板锚杆一致, 帮角及顶角锚杆与所在水平面、巷道中线夹角皆为 15°。

2 煤柱合理宽度理论分析

2.1 煤柱宽度力学模型

根据关键层理论, 相邻长壁工作面回采后, 基本顶呈现“O-X”型周期破断^[7]。基本顶破断后, 在长壁工作面两端, 各自形成一个弧形三角关键块 B, 关

键块 B、关键块 A 与关键块 C 形成侧向铰接结构, 如图 4 所示。

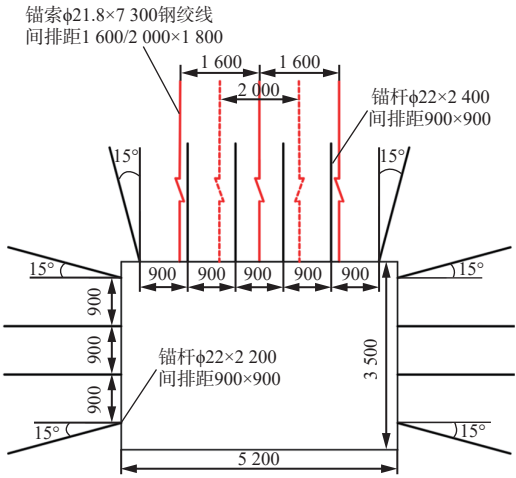


图 3 巷道支护断面设计
Fig. 3 Design of roadway support cross section

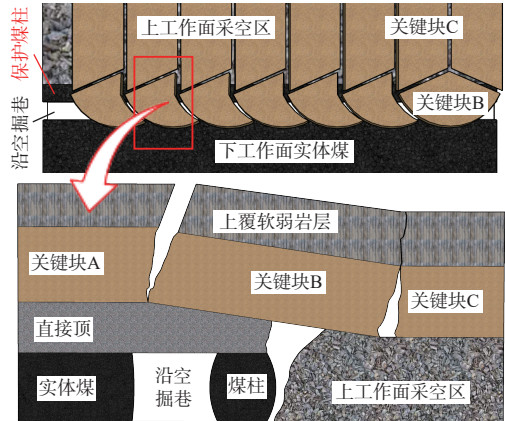


图 4 沿空掘巷结构
Fig. 4 Structure of driving along goaf

为改善沿空掘巷围岩应力环境, 通常采用小煤柱护巷, 沿空掘巷通常布置在关键块 B 的下方^[12]。小煤柱及沿空巷道的稳定性受关键块 B 的回转下沉影响较大。因此, 建立以直接顶为传力介质的煤柱宽度力学模型, 如图 5 所示。其中 r_c 为煤柱宽度, s_b , θ_b 为基本顶关键块 B 回转下沉量及回转角度, s_1 , θ_1 为直接顶下沉量及回转角度, σ_1 为基本顶对直接顶的压应力, σ_c 为下方支护体对直接顶的支护阻力, l 为基本顶关键块 B 长度, l_b 为直接顶作用范围, l_c 为基本顶关键块 B 在采空区的长度。

为便于力学分析, 对煤柱宽度力学模型做如下假设: 当基本顶发生周期断裂时, 关键块 B 呈现不规则的三角形。为便于力学模型分析, 将关键块 B 假设为单位宽度的梁结构; 假定顶板支护稳定(无垮落、离层), 直接顶作为关键块 B 变形压力传递的中间介质, 可以向上提供支撑力, 调节关键块 B 的稳定性, 向下影响巷道顶板和煤柱的应力状态; 根据极限

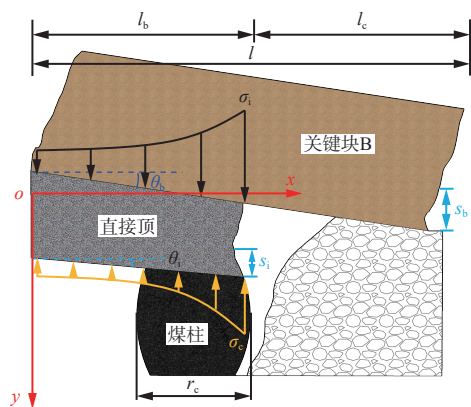


图 5 煤柱宽度力学模型

Fig. 5 Mechanical model of coal pillar width

平衡理论, 实体煤对关键块 B 的支撑作用远小于矸石和直接顶。因此, 忽略实体煤对直接顶的支撑作用。

直接顶受压时的应力-应变关系可表示为

$$\sigma_i = k_i \varepsilon_i^n \quad (1)$$

式中: k_i 为直接顶压缩模量; ε_i 为直接顶压缩应变; n 为直接顶稳定系数。

以基本顶断裂位置为坐标原点 o , 直接顶压缩产生的应变 ε_i 为

$$\varepsilon_i = \frac{x \sin(\theta_b - \theta_i)}{h_i} \quad (2)$$

式中: x 为直接顶任意截面处的水平方向坐标; h_i 为直接顶厚度。

基本顶及直接顶的回转角度为

$$\begin{cases} \theta_b = \arcsin \frac{s_b}{l} \\ \theta_i = \arcsin \frac{s_i}{l_b} \end{cases} \quad (3)$$

将式(2)代入式(1)可得

$$\sigma_i = \frac{k_i x^n \sin^n(\theta_b - \theta_i)}{h_i^n} \quad (4)$$

在 $l_b - r_c \leq x \leq l_b$ 范围内, 对式(4)进行积分, 可得关键块 B 传递至煤柱的压力:

$$F_i = \frac{k_i \sin^n(\theta_b - \theta_i)}{(n+1)h_i^n} [l_b^{n+1} - (l_b - r_c)^{n+1}] \quad (5)$$

考虑直接顶自重, 作用于煤柱上的合力:

$$F_c = r_c \gamma_i h_i + \frac{k_i \sin^n(\theta_b - \theta_i)}{(n+1)h_i^n} [l_b^{n+1} - (l_b - r_c)^{n+1}] \quad (6)$$

式中 γ_i 为直接顶容重。

煤柱两侧采用锚杆支护, 其破坏满足摩尔-库伦破坏准则。因此, 煤柱极限强度为

$$R_t = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} p + \frac{2d}{1 - \sin \varphi} \quad (7)$$

式中: φ 为煤层内摩擦角; p 为锚杆支护强度; d 为煤层黏聚力。

2.2 煤柱稳定临界判据

作为顶板传递载荷的主要承载体, 煤柱的稳定承载是确保沿空掘巷围岩结构稳定的重要前提。考虑煤柱整体稳定性, 为便于力学分析, 定义煤柱稳定系数 η 为煤柱极限承载力与上覆岩层合力 F_c 之比。

$$\eta = \frac{r_c \left(\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} p + \frac{2d}{1 - \sin \varphi} \right)}{r_c \gamma_i h_i + \frac{k_i \sin^n(\theta_b - \theta_i)}{(n+1)h_i^n} [l_b^{n+1} - (l_b - r_c)^{n+1}]} \quad (8)$$

由式(8)可知: 当 $\eta \geq 1$ 时, 煤柱的极限承载力大于上覆岩层传递荷载, 煤柱能够保持稳定, 当 $\eta < 1$ 时, 在给定载荷条件下, 煤柱将失稳, 最终导致巷道围岩大变形。

实验室测定的 90302 运输巷围岩部分物理力学及其他相关参数见表 1。将相关参数代入式(8), 得煤柱保持稳定的临界宽度 r_c 为 6.93 m ($\eta = 1$)。考虑工程地质条件及施工因素, 设计 90302 运输巷沿空掘巷煤柱宽度为 7 m。

表 1 煤岩体物理力学参数及几何特征

Table 1 Physical and mechanical parameters and geometric characteristics of coal and rock masses

参数	值	参数	值
直接顶厚度/m	3.0	煤层黏聚力/MPa	1.54
直接顶容重/(kN·m ⁻³)	24.6	煤层内摩擦角/(°)	26.0
直接顶压缩模量/MPa	900.0	关键块B长度/m	20.0
沿空掘巷宽度/m	5.2	关键块B回转角度/(°)	6.7
直接顶回转角度/(°)	4.5	锚杆支护强度/MPa	0.1
直接顶稳定系数	2.4		

2.3 煤柱稳定影响因素

利用单一控制变量法, 分析关键块 B 长度 l , 直接顶稳定系数 n 、厚度 h_i 、回转角度 θ_i 等对煤柱稳定系数 η 的影响规律, 结果如图 6 所示。

由图 6(a)可看出, 在一定范围内, 随着 l 增大, η 急剧减小。这是由于关键块 B 达到稳定状态时, 关键块 B 回转下沉量 s_b 的减小量大于直接顶作用范围 l_b 的减小量, 关键块 B 回转角度 θ_b 急剧减小, 降低了关键块 B 回转变形压力。因此, 可以对煤柱采空区侧顶卸压, 以减小煤柱承受载荷。

由图 6(b)和图 6(d)可看出, η 随着 n 和 θ_i 的增大而逐渐增大。这是由于 n 越大, 直接顶抗变形能力越大, 传递至煤柱的关键块 B 回转变形压力越小。同样, 直接顶为传力介质, θ_i 越大, 直接顶压缩

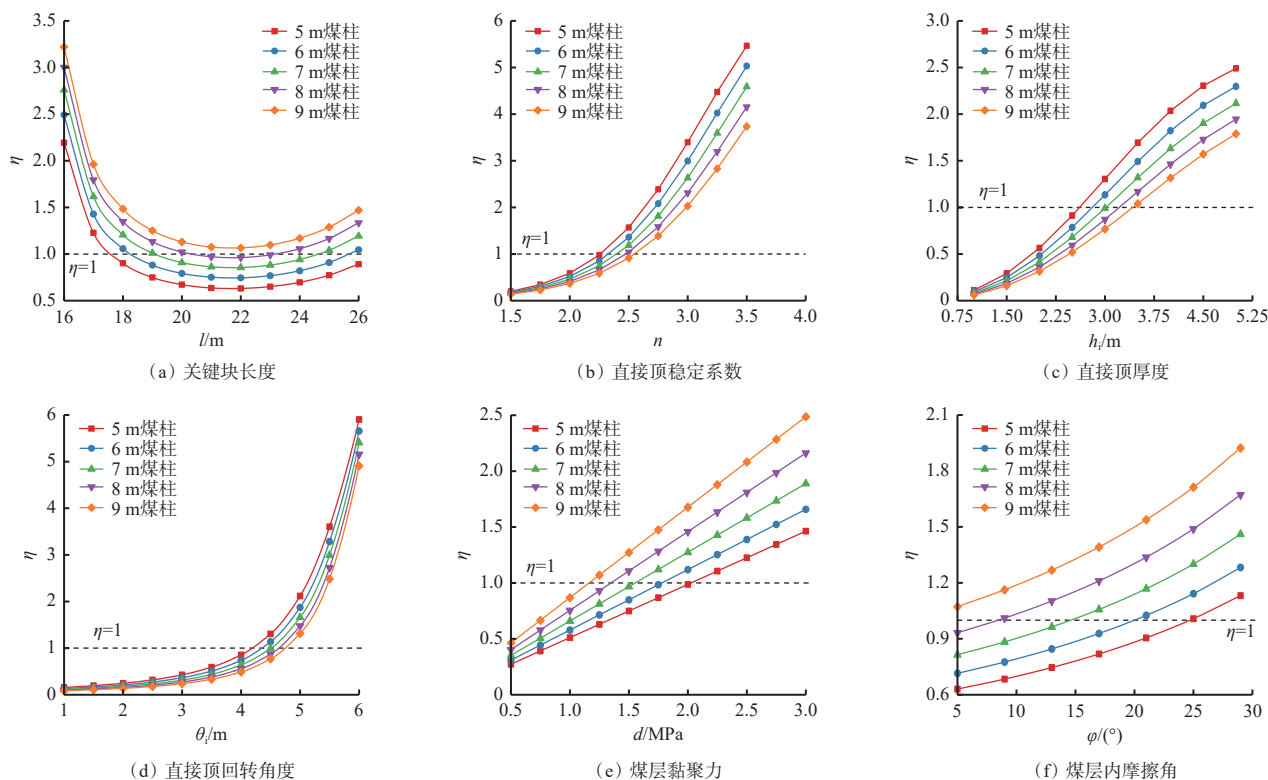


图 6 煤柱稳定性影响因素分析

Fig. 6 Analysis of influencing factors of coal pillar stability

程度越小, 传递给煤柱的载荷越低, 进一步降低了煤柱的稳定性。

由图 6(c) 可看出, 随着 h_t 增大, η 逐渐增大。这是由于 h_t 越大, 采空区充填程度越高, s_b 逐渐减小, 直接顶受压程度降低。另外, 关键块 B 的回转变形压力大部分被直接顶吸收, 减小了煤柱承受载荷, 提高了煤柱的稳定性。

由图 6(e) 和图 6(f) 可看出, 当锚杆支护强度 p 一定时, η 随内摩擦角 d 和煤层黏聚力 φ 的增大而增大, 说明提高 d 及 φ , 有利于沿空掘巷变形控制。

3 厚硬顶板切顶卸压控制机理

由理论计算及敏感性分析结果可知, 关键块 B 长度对于煤柱稳定性具有显著的影响作用。通过建立 UDEC 数值计算模型, 进一步揭示关键块 B 长度对 7 m 煤柱稳定性、90303 运输巷围岩变形破坏及裂隙损伤演化的影响规律, 为基本顶切顶卸压参数确定提供数据支撑。

3.1 数值计算模型

根据 90302 工作面生产地质条件, 建立尺寸为 140 m×75 m (长×高) 的 UDEC 数值计算模型, 如图 7 所示。模型顶部施加 11 MPa 均布荷载, 用于模拟上覆岩层自重, 模型左右及底部采用固定位移边界。为提高模型计算精度及效率, 90302 运输巷四

周岩体及 7 m 煤柱采用平均边长为 0.2 m 的三角块体进行划分, 用于表征煤岩体的微观破坏力学行为^[18]。

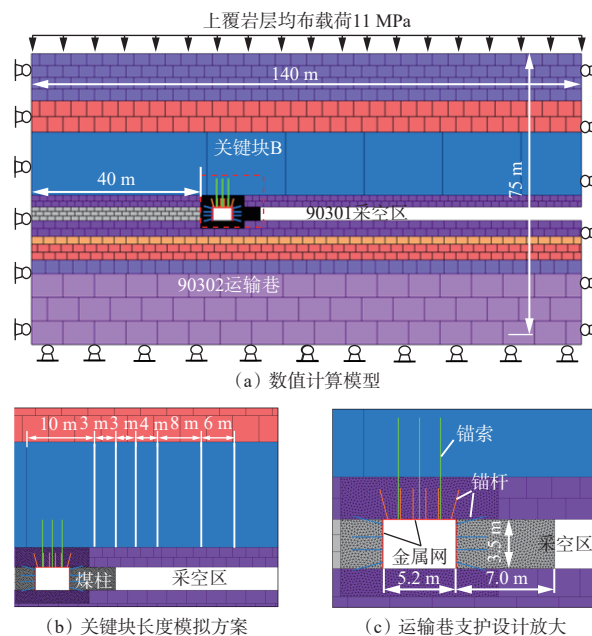


图 7 UDEC 数值计算模型

Fig. 7 UDEC numerical calculation model

为消除模型边界效应, 模型左侧留设 40 m 边界煤柱。模型中块体采用弹性材料模拟, 所有节理的力学行为符合摩尔-库伦破坏准则。数值计算模型中块体及节理参数见表 2。

表 2 模型中块体及节理参数
Table 2 Block and joint parameters in model

岩性	块体参数			节理参数				
	密度/($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	弹性模量/GPa	泊松比	法向刚度/($\text{GPa}\cdot\text{m}^{-1}$)	切向刚度/($\text{GPa}\cdot\text{m}^{-1}$)	黏聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)	抗拉强度/MPa
砂质泥岩	2 560	3.75	0.24	24.80	14.20	2.85	27	2.80
泥岩	2 440	3.95	0.25	24.10	18.60	2.90	25	2.42
细砂岩	2 520	5.72	0.24	34.71	19.67	4.64	30	3.73
9号煤层	1 340	0.35	0.24	19.20	10.40	2.01	24	1.65
砂质页岩	2 380	3.45	0.26	25.20	14.20	2.84	27	2.04

数值模拟步骤: 建模、赋值→计算平衡→开挖工作面→改变关键块 B 长度→开挖巷道→结果输出与分析。

3.2 煤柱损伤破坏规律

不同关键块 B 长度条件下, 7 m 煤柱损伤破坏特征如图 8 所示。

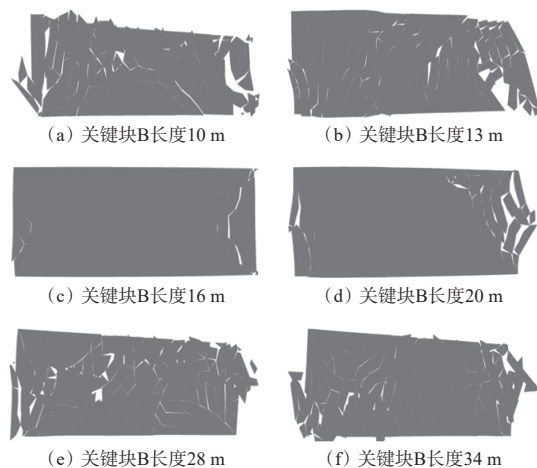


图 8 煤柱破坏形态变化规律

Fig. 8 Variation patterns of coal pillar failure modes

由图 8 可看出, 当关键块 B 长度为 10, 13 m (关键块 B 与关键块 C 铰接点位于煤柱上方), 在关键块 B 回转下沉过程中, 铰接点附近顶板经反复挤压, 煤柱损伤程度持续增加, 煤柱中部无完整区域。且随着关键块 C 在煤柱上方的长度增加, 在其回转下沉过程中, 与底板岩层共同压缩煤柱, 煤柱呈现坍塌失稳特征。当关键块 B 长度为 16, 20 m 时 (关键块 B 与关键块 C 铰接点位于采空区), 煤柱仅在两侧浅部发生破坏, 煤柱深部存在宽度较大的完整区域, 具有较高的承载能力, 关键块 B 的回转下沉角度减小。当关键块 B 长度为 28 m 时, 由于关键块 B 在采空区悬顶长度加大, 煤柱承载荷载升高且远大于其极限强度, 煤柱坍塌失稳特征显著, 且呈现向两侧自由空间涌出的趋势。当关键块 B 长度为 34 m 时, 关键块 B 持续回转, 导致煤柱屈服破坏后, 内部裂隙存在闭合现象。

对 7 m 煤柱进行分区, 单个分区宽度为 1 m, 通

过编制 Fish 语言对煤柱宽度方向上的裂隙损伤程度进行监测, 如图 9 所示。

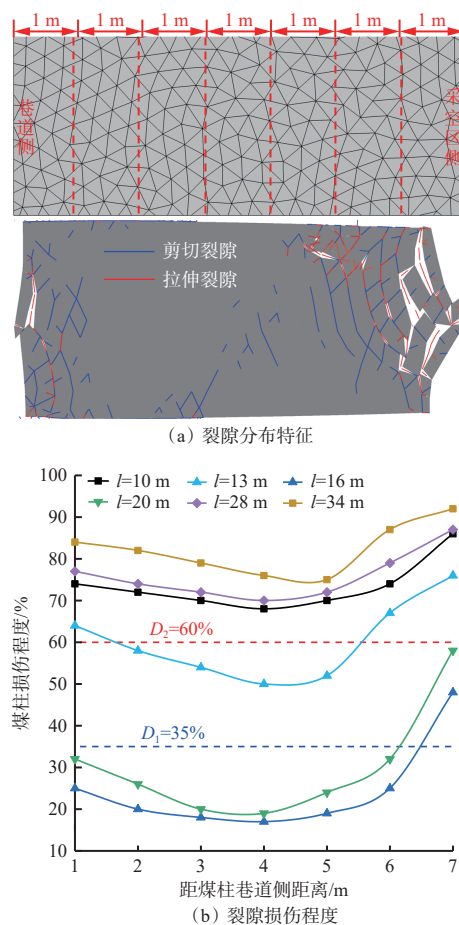


图 9 煤柱裂隙损伤分布特征

Fig. 9 Distribution characteristics of coal pillar fracture damage

由图 9 可看出, 拉伸裂隙主要分布在煤柱浅部, 煤柱深部产生以剪切裂隙为主的损伤破坏, 煤柱两侧裂隙程度较高, 由两侧至深部逐渐降低, 近似呈“√”型分布。

根据相关研究成果, 以损失临界值 $D_1=35\%$ ^[18], 破坏临界值 $D_2=60\%$ ^[19] 作为煤柱临界损伤及完全破坏的判据。关键块 B 长度为 16, 20 m 时, 在距巷道侧 6~7 m 范围内, 煤柱损伤程度超过其损伤临界值 (35%), 其他区域均处于相对稳定状态。当关键块

B 长度大于 20 m 或小于 13 m 时,在煤柱宽度范围内,其裂隙损伤程度均超过破坏临界值(60%),对上覆关键块 B 及其软弱载荷层丧失承载能力。

3.3 巷道变形破坏特征

不同关键块 B 长度条件下, 90302 运输巷围岩变形破坏特征、围岩结构特征如图 10、图 11 所示。

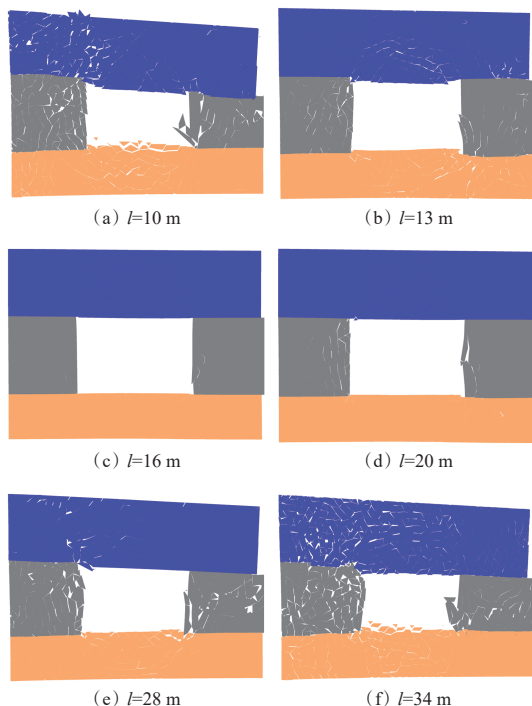


图 10 巷道围岩变形破坏特征

Fig. 10 Deformation and failure characteristics of surrounding rock in roadways

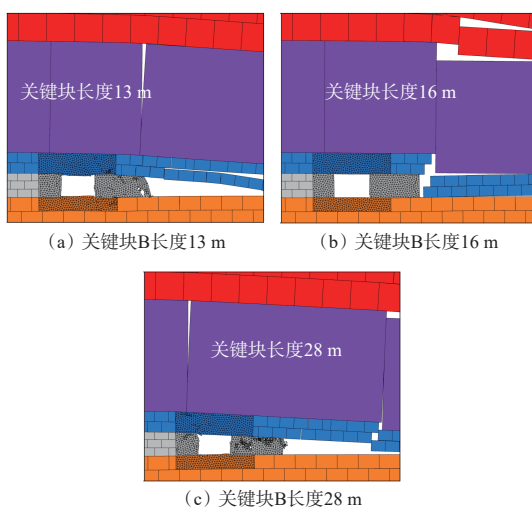


图 11 巷道围岩结构特征

Fig. 11 Structural characteristics of surrounding rock in roadways

由图 10 和图 11 可看出, 关键块 B 长度为 10 m 时, 煤柱绝大部分在关键块 C 下方, 关键块 C 回转下沉压缩煤柱失稳后, 关键块 B 失去煤柱的支撑, 仅靠关键块 C 与关键块 B 之间的水平推力及摩擦力难以保持顶板结构的稳定。关键块 B 回转压缩巷道直接

顶, 关键块 B 与关键块 A 铰接点附近的岩体破碎程度增加, 90302 运输巷顶板向采空区侧回转, 垮落特征显著。关键块 B 长度在 13~20 m 范围内, 随着关键块 B 长度的增加, 90302 运输巷直接顶的完整性显著提高。关键块 B 长度为 16 m 时, 90302 运输巷两帮及顶板近似呈现对称变形, 两帮无明显裂隙产生, 围岩稳定程度高。随着关键块 B 长度进一步增加 (>20 m), 采空区侧悬顶导致煤柱承担荷载增大, 煤柱失稳导致关键块 B 进一步回转下沉, 90302 运输巷顶板破碎、底鼓、围岩大变形失稳特征显著。

综上,减小关键块 B 采空区侧长度,能够显著降低煤柱承担载荷,降低其损伤破裂程度,提高煤柱承载能力,进一步改善巷道围岩大结构的稳定性。然而,关键块 B 长度较小时(关键块 B 与关键块 C 铰接点位于煤柱上),关键块回转下沉对铰接点附近的顶板及煤柱的破坏程度加剧。因此,采取切顶卸压控制措施时,需要确定合适的位置,促使关键块 B 破断,避免断裂岩块回转稳定过程中对煤柱持续扰动,加剧煤柱损伤风险^[20-21]。

4 现场应用

4.1 水压致裂切顶方案

由综合理论计算及数值模拟分析结果确定 90302 运输巷沿空掘巷煤柱宽度为 7 m, 对关键块 B 采空区侧悬顶采取水压致裂切顶卸压控制技术, 确保 90302 运输巷围岩稳定及安全使用。90302 运输巷沿空掘巷关键块 B 侧向悬顶切顶卸压控制方案如图 12 所示。

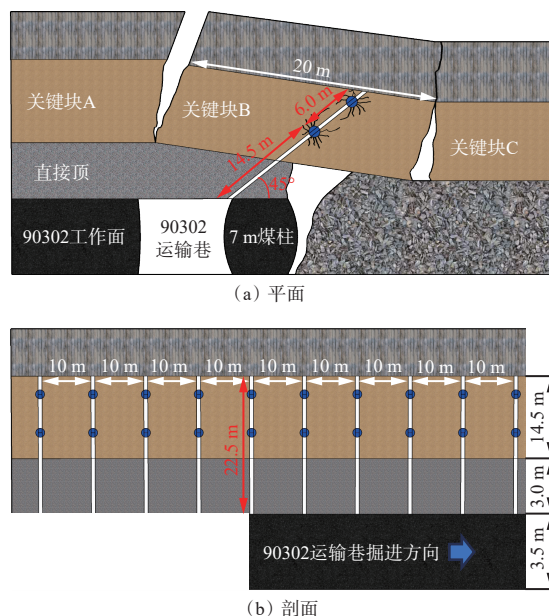


图 12 切顶钻孔布置方案

Fig. 12 Layout plan for drilling of roof cutting

根据敏感性分析结果可知(图 6(a)), 关键块 B 长度小于 18 m 时, 7 m 煤柱的稳定性系数 $\eta > 1$ 。数值模拟研究表明, 关键块 B 长度小于 16 m 时(关键块 B 与关键块 C 铰接点位于煤柱上方), 受铰接点挤压作用, 7 m 煤柱破碎、裂隙发育程度高。因此, 为提高 90302 运输巷围岩的整体稳定性, 并考虑水力压裂裂缝有效扩展范围(0~3 m), 确定切顶卸压钻孔压裂点位置与煤柱采空区的水平距离不小于 3 m(避免在煤柱上方断裂)。根据工程地质条件, 直接顶厚度为 3 m, 基本顶细砂岩厚度为 14.5 m, 确定水压致裂钻孔长度为 22.5 m, 皆垂直于煤柱帮施工, 直径为 65 mm, 仰角为 45°, 间距为 10 m。每个钻孔压裂 2 次, 压裂点间隔 6 m。

4.2 切顶卸压效果

采用钻孔成像设备对压裂后的钻孔内部完整程度进行窥视, 如图 13 所示。可看出压裂点附近沿钻孔轴线产生了贯通裂隙, 显著降低了关键块 B 的完整性, 在上覆岩层荷载的作用下, 能够快速垮落至采空区, 降低煤柱承载荷载, 优化沿空巷道围岩应力环境。

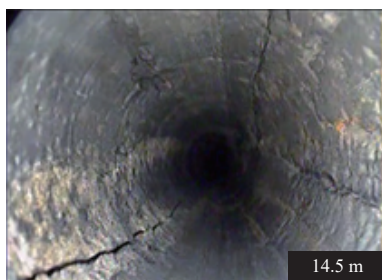


图 13 水压致裂效果检验

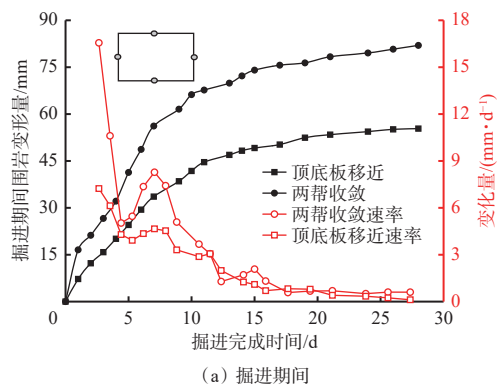
Fig. 13 Verification of hydraulic fracturing effectiveness

在 90302 运输巷内每隔 30 m 建立一个监测站。巷道掘进及工作面回采期间, 巷道围岩收敛特征如图 14 所示。

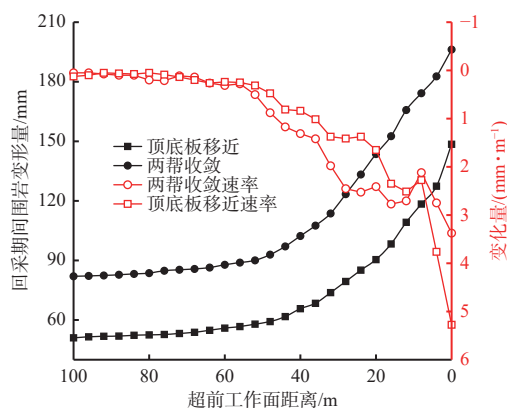
由图 14 可看出, 90302 运输巷掘进后围岩应力重新调整, 围岩变形量快速增加。在掘进完成后 0~5 d 内, 两帮收敛速率较大, 最大值为 16.55 mm/d, 顶底板移近速率最大值为 7.23 mm/d, 在掘进完成 20 d 后, 围岩变形速率逐渐降低至 0。巷道围岩变形在掘进完成 28 d 后趋于稳定, 顶底板和两帮移近量最大值分别为 55, 82 mm, 巷道表面位移较小; 回采期间顶底板移近量最大值为 148 mm, 两帮收敛量最大值为 196 mm, 能够确保工作面安全高效回采。

5 结论

1) 建立沿空掘巷围岩结构力学模型, 推导出煤柱稳定临界判别方程, 理论计算得出 90302 运输巷



(a) 掘进期间



(b) 回采期间

图 14 围岩收敛位移监测

Fig. 14 Monitoring for convergence displacement of surrounding rock

沿空掘巷煤柱保持稳定的宽度为 6.93 m, 分析了关键块 B 长度、直接顶厚度、煤层黏聚力和内摩擦角等参数对煤柱稳定性的影响规律。

2) 根据实际生产地质条件, 建立 UDEC 数值计算模型, 分析了关键块 B 不同长度下, 煤柱裂隙损伤破坏规律、90302 运输巷围岩破裂特征, 明析了沿空掘巷围岩变形破坏机制。

3) 基于减小悬顶长度、降低煤柱荷载的控制原则, 确定煤柱宽度为 7 m, 提出了水压致裂切顶应力调控技术及其关键参数。工程实践表明, 在工作面回采期间, 90302 运输巷顶底板和两帮最大移近量分别为 148, 196 mm, 巷道断面能够满足安全高效生产的要求。

参考文献(References):

- [1] 李化敏, 王文强, 王祖洸, 等. 特厚煤层沿空掘巷围岩支卸协同控制技术[J]. 煤炭工程, 2024, 56(2): 45-51. LI Huamin, WANG Wenqiang, WANG Zuguang, et al. Surrounding rock control technology with synergetic support and pressure relief for gob-side entry driving in extra-thick coal seam[J]. Coal Engineering, 2024, 56(2): 45-51.
- [2] 郝晓琦, 韩刚, 解嘉豪, 等. 鄂尔多斯矿区小煤柱沿空

- 掘巷冲击地压机理[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2023, 5(2): 36-45.
- HAO Xiaoqi, HAN Gang, XIE Jiahao, et al. Rock burst mechanism of roadway excavation along goaf with small coal pillar in Ordos mining area[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2023, 5(2): 36-45.
- [3] 张博, 田素川. 沿空巷道顶板结构演化过程及围岩控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(12): 68-75.
- ZHANG Bo, TIAN Suchuan. Study on roof structure evolution process and surrounding rock control technology of gob-side roadway[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(12): 68-75.
- [4] 张修峰, 牟宗龙, 王浩, 等. 沿空巷坚硬顶板走向爆破合理参数研究[J]. 矿业研究与开发, 2025, 45(5): 132-141.
- ZHANG Xiufeng, MU Zonglong, WANG Hao, et al. Study on reasonable parameters of blasting along hard roof in gob-side roadway[J]. Mining Research and Development, 2025, 45(5): 132-141.
- [5] 谭雅五, 赵光明, 程详, 等. 坚硬顶板小煤柱沿空掘巷切顶卸压关键参数研究[J]. 中国安全生产科学技术, 2025, 21(2): 99-107.
- TAN Yawu, ZHAO Guangming, CHENG Xiang, et al. Study on key parameters of roof cutting and pressure relief in small coal pillar gob-side entry driving with hard roof[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2025, 21(2): 99-107.
- [6] 耿铭, 孙静. 厚硬顶板悬顶致灾机理及切顶控制技术研究[J]. 工矿自动化, 2024, 50(11): 132-141.
- GENG Ming, SUN Jing. Study on disaster mechanism of thick and hard overhanging roof and top cutting control technology[J]. Journal of Mine Automation, 2024, 50(11): 132-141.
- [7] 柏建彪, 侯朝炯, 黄汉富. 沿空掘巷窄煤柱稳定性数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004(20): 3475-3479.
- BAI Jianbiao, HOU Chaojiong, HUANG Hanfu. Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004(20): 3475-3479.
- [8] 孙利辉, 丁斌, 李旺军, 等. 芦子沟矿厚煤层沿空掘巷窄煤柱宽度优化及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(6): 1151-1160.
- SUN Lihui, DING Bin, LI Wangjun, et al. Width optimization and application of narrow coal pillar in gob-side entry driven in thick coal seam in Luzigou Mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(6): 1151-1160.
- [9] 霍丙杰, 孟繁禄, 李天航, 等. 多层坚硬顶板特厚煤层综放工作面小煤柱护巷技术[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(3): 13-23.
- HUO Bingjie, MENG Fanlu, LI Tianhang, et al. Small coal pillar technology in fully-mechanized top-coal caving face of multi layer hard roof and extra thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(3): 13-23.
- [10] 张金贵, 程志恒, 陈昊熠, 等. 区段煤柱留设宽度分析及优化——以崖窑煤矿为例[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(10): 60-67.
- ZHANG Jingui, CHENG Zhiheng, CHEN Haoyi, et al. Analysis and optimization of remaining width of coal pillars in the section of Yayaomao Coal Mine[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(10): 60-67.
- [11] 周礼杰, 陈亮, 程志恒, 等. 突出厚煤层沿空掘巷煤柱留设宽度优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(3): 92-101.
- ZHOU Lijie, CHEN Liang, CHENG Zhiheng, et al. Study on optimization of coal pillar width of gob-side entry driving in thick coal seam with gas outburst[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(3): 92-101.
- [12] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理[J]. 煤炭学报, 2001, 28(1): 1-7.
- HOU Chaojiong, LI Xuehua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 28(1): 1-7.
- [13] BAI Jianbiao, SHEN Wenlong, GUO Guanlong, et al. Roof deformation, failure characteristics, and preventive techniques of gob-side entry driving heading adjacent to the advancing working face[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2015, 48(6): 2447-2458.
- [14] 陆银龙, 韩磊, 吴开智, 等. 特厚煤层沿空掘巷力源结构特征与围岩协同控制策略[J]. 中国矿业大学学报, 2024, 53(2): 238-249.
- LU Yinlong, HAN Lei, WU Kaizhi, et al. Characteristics of stress sources and comprehensive control strategies for surrounding rocks of gob-side driving entry in extra thick coal seam[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2024, 53(2): 238-249.
- [15] 赵高明, 涂敏, 张向阳, 等. 沿空巷道侧向结构切顶卸压角度研究[J]. 矿业研究与开发, 2023, 43(2): 108-115.
- ZHAO Gaoming, TU Min, ZHANG Xiangyang, et al. Research on roof cutting and pressure relief angle of lateral structure in gob-side entry[J]. Mining Research and Development, 2023, 43(2): 108-115.
- [16] 许磊, 李明伟, 郭亮, 等. 切近位关键层卸压沿空掘巷关键参数与工程应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(1): 91-100.
- XU Lei, LI Mingwei, GUO Liang, et al. Key parameters and engineering application of roof cutting and pressure relief driving in cutting lower key stratum[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(1): 91-100.

(下转第 40 页)

- hard roofs due to directional hydraulic fracturing[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2022, 41(10): 2015-2029.
- [12] 杨俊哲, 郑凯歌, 王振荣, 等. 坚硬顶板动力灾害超前弱化治理技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(10): 3371-3379.
- YANG Junzhe, ZHENG Kaige, WANG Zhenrong, et al. Technology of weakening and danger-breaking dynamic disasters by hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(10): 3371-3379.
- [13] 孙闯, 陈东旭, 程耀辉, 等. 急倾斜煤层坚硬顶板塌落规律及控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2019, 38(8): 1647-1658.
- SUN Chuang, CHEN Dongxu, CHENG Yaohui, et al. Study on collapse rule and control of hard roofs in steeply inclined coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(8): 1647-1658.
- [14] 董合祥, 段宏飞, 王亚军. 特厚煤层坚硬顶板临空煤巷强矿压显现机理及控制技术[J]. 煤矿安全, 2018, 49(9): 271-275.
- DONG Hexiang, DUAN Hongfei, WANG Yajun. Mechanism and control technology of strong strata behavior of gob-side entry in extra thick coal seam with hard roof[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(9): 271-275.
- [15] 弓培林, 靳钟铭. 大采高采场覆岩结构特征及运动规律研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(1): 7-11.
- GONG Peilin, JIN Zhongming. Study on the structure characteristics and movement laws of overlying strata with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(1): 7-11.
- [16] 何满潮. 无煤柱自成巷开采理论与 110 工法[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 869-881.
- HE Manchao. Theory and engineering practice for non-pillars mining with automagical entry formation and 110 mining method[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 869-881.
- [17] 潘俊锋, 康红普, 闫耀东, 等. 顶板“人造解放层”防治冲击地压方法、机理及应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 636-648.
- PAN Junfeng, KANG Hongpu, YAN Yaodong, et al. The method, mechanism and application of preventing rock burst by artificial liberation layer of roof[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 636-648.
- [18] 杨胜利. 基于中厚板理论的坚硬厚顶板破断致灾机制与控制研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.
- YANG Shengli. Study on the disaster-causing mechanism and control criteria of the hard and thick roof strata based on medium thick plate theory[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [19] 崔佐军, 范小龙, 马秉亮, 等. 特厚煤层坚硬顶板沿空巷道支-卸协同控制技术及实践[J]. 煤炭科技, 2023, 44(4): 137-142, 149.
- CUI Zuojun, FAN Xiaolong, MA Bingliang, et al. Collaborative control technology and practice of supporting and unloading in gob-side entry with hard roof in extra-thick coal seam[J]. Coal Science & Technology Magazine, 2023, 44(4): 137-142, 149.
- [20] 于斌, 邵阳, 匡铁军, 等. 大空间采场远近场坚硬顶板井上下控制理论及技术体系[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1875-1893.
- YU Bin, TAI Yang, KUANG Tiejun, et al. Theory and technical system of control of far-near field hard roofs from ground and underground in a large space stope[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1875-1893.
- [21] 马宏源, 潘俊锋, 席国军, 等. 坚硬顶板强冲击工作面多巷交叉区域防冲技术[J]. 工矿自动化, 2022, 48(4): 121-127.
- MA Hongyuan, PAN Junfeng, XI Guojun, et al. Rock burst prevention technology in multi-roadway intersection area of hard roof strong impact working face[J]. Journal of Mine Automation, 2022, 48(4): 121-127.
- (上接第 31 页)
- [17] 张百胜, 王朋飞, 崔守清, 等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2254-2267.
- ZHANG Baisheng, WANG Pengfei, CUI Shouqing, et al. Mechanism and surrounding rock control of roadway driving along gob in shallow-buried, large mining height and small coal pillars by roof cutting[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254-2267.
- [18] WU Wenda, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. Numerical study of failure mechanisms and control techniques for a gob-side yield pillar in the Sijiazhuang Coal Mine, China[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(4): 1231-1245.
- [19] WU Bowen, WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, et al. Study on crack evolution mechanism of roadside backfill body in gob-side entry retaining based on UDEC trigon model[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(9): 3385-3399.
- [20] 赵善坤, 赵阳, 王寅, 等. 采动巷道侧向高低位厚硬顶板破断模式试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(4): 111-120.
- ZHAO Shankun, ZHAO Yang, WANG Yin, et al. Experimental study on fracture mode of lateral high and low thick and hard roof in mining roadway[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(4): 111-120.
- [21] 彭林军, 吴家遥, 何满潮, 等. 深部特厚煤层综放沿空掘巷煤柱优化及巷道支护[J]. 西安科技大学学报, 2024, 44(3): 563-574.
- PENG Linjun, WU Jiayao, HE Manchao, et al. Optimization of coal pillar and tunnel support for fully mechanized caving along gob in deep and extra thick coal seams[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2024, 44(3): 563-574.