

# 深井直覆硬厚顶板侧向破断模式 及采动应力响应特征研究

高晓进<sup>1,2</sup>, 张震<sup>1,2</sup>, 黄志增<sup>1,2</sup>, 蔺星宇<sup>1,2</sup>, 薛吉胜<sup>1,2</sup>, 庞立宁<sup>1,2</sup>

(1. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 2. 天地科技股份有限公司开采设计事业部, 北京 100013)

**摘 要:** 针对深井“三巷布置”工作面临空巷强烈矿压显现现象, 以煤层直覆硬厚顶板为工程背景, 运用理论分析、相似模拟、现场实测等研究手段, 分析直覆硬厚顶板侧向破断模式, 揭示临空巷强矿压显现机制, 明晰工作面采动应力响应特征。研究表明: 直覆硬厚顶板破断后, 在工作面侧向形成长悬臂-铰接结构, 破断线位于采空区内。直覆硬厚顶板岩性特征和几何特征决定着临空巷矿压显现程度, 顶板越硬或者越厚, 采空区煤体周围越容易产生较高的应力集中。直覆硬厚顶板下巷道围岩应力集中程度高, 且临空侧超前支承压力影响范围更广, 应力集中程度更高, 巷道矿压显现更为剧烈; 煤柱上侧向支承压力呈“同步受力、同步增长”变化特征, 进入采空区稳定阶段后支承压力表现 L+W 型应力特征, 相邻待采工作面煤柱侧出现非对称的应力峰值, 煤柱中部出现应力双峰。受侧向高应力影响, 下一区段巷道围岩主要表现为两帮中下部剧烈变形。基于工作面直覆硬厚顶板侧向破断特征和强动载矿压显现机制, 提出了顶板灾害超前治理、“浅部强力支护+深部多层次卸压”的防控技术体系, 为采场岩层控制提供有益指导。

**关 键 词:** 深埋煤层; 直覆硬厚顶板; 破断模式; 采动应力; 多层次卸压

中图分类号: TU 457

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2024) 08-2450-12

## Lateral fracture mode and mining stress response characteristics of overlying and thick-hard roof in deep mining well

GAO Xiao-jin<sup>1,2</sup>, ZHANG Zhen<sup>1,2</sup>, HUANG Zhi-zeng<sup>1,2</sup>, LIN Xing-yu<sup>1,2</sup>,  
XUE Ji-sheng<sup>1,2</sup>, PANG Li-ning<sup>1,2</sup>

(1. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China;

2. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China)

**Abstract:** Targeting the phenomenon of strong mining pressure in empty tunnels at the “three lane layout” face in deep well, the lateral fracture mode of overlying and thick-hard roof was analyzed by the methods such as theoretical analysis, similarity simulation, and on-site measurement. This analysis reveals the mechanism of strong mining pressure in empty tunnels and clarifies the characteristics of mining stress response of the working face, taking the coal seam directly overlying the hard and thick roof as the engineering background. The results indicate the formation of a lateral long cantilever-hinge structure within the working face, with the fracture line situated within the goaf subsequent to the fracturing of the overlying thick-hard roof. The rock properties and geometric configurations of the overlying and thick-hard roof layers significantly influence the magnitude of mining-induced stress in the goaf. The greater the hardness and thickness of the roof, the higher the likelihood of stress concentration occurring around the coal body within the goaf. Not only the stress concentration in the surrounding rock of the roadway is high, but also the influence range of the advance support pressure on the goaf side is wider, the degree of stress concentration is higher, and the mining pressure in the roadway is more severe, under the condition of overlying and thick-hard roof. The abutment pressure on the coal pillar exhibits a characteristic of “synchronous force and synchronous growth”. Upon reaching the stabilization phase of the goaf, the abutment pressure manifests as an L+W stress profile, featuring asymmetric stress peaks on the adjacent upcoming mining coal pillars and double stress peaks in the center of the pillars. Under the influence of high lateral stress, the middle and lower portions of the

收稿日期: 2024-02-24

录用日期: 2024-05-06

基金项目: 中煤科工开采研究院有限公司科技创新基金项目 (No. KCYJY-2023-QN-05); 天地科技股份有限公司科技创新创业资金专项项目 (No. 2023-2-TD-ZD003)。

This work was supported by the Technology Innovation Foundation of CCTEG Coal Mining Research Institute (KCYJY-2023-QN-05) and the Special Project for Technology Innovation and Entrepreneurship Foundation of Tiandi Science & Technology Co., Ltd. (2023-2-TD-ZD003).

第一作者简介: 高晓进, 男, 1989 年生, 硕士, 助理研究员, 主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail: mkzygxj@163.com

surrounding rock in the subsequent roadway section undergo significant deformation, whereas the roof remains unaffected. Based on the lateral fracture characteristics of the overlying and thick-hard roof and the mechanism of strong dynamic mining pressure manifestation, a prevention and control technology system for roof disasters is proposed, which includes advanced treatment of roof disasters and “shallow strong support+deep multi-level unloading”. This provides beneficial guidance for rock strata control in mining stope.

**Keywords:** deep buried coal; overlying and thick-hard roof; fracture mode; mining stress; multilevel pressure relief

## 1 引言

我国煤矿转入深部开采后, 岩体变形具有脆-延转化、强流变等特性<sup>[1]</sup>。受深井采场高地应力、强开采扰动等复杂环境影响, 岩体变形持续时间较长, 容易诱发巷道持续性大变形、冲击地压、矿震等矿井动力灾害现象<sup>[2]</sup>, 为深部资源安全高效开采带来了巨大挑战。尤其是深部矿井厚硬顶板作为主要的致灾源, 在超前支承压力和侧向支承压力双重叠加作用下, “三巷布置”工作面临空巷中强矿压显现现象时有发生, 成为了采场岩层控制中的防范重点区域<sup>[3-4]</sup>。

在深井硬厚顶板结构、采场应力和岩层控制方面, 国内外学者开展了大量研究。赵一鸣等<sup>[5]</sup>认为厚硬块体 B 的长悬臂结构和回转下沉劣化了围岩应力环境; 高玉兵等<sup>[6]</sup>以榆神矿区曹家滩矿井特厚煤层综放开采为工程背景, 认为工作面开采大空间采空区长悬臂结构断裂后形成台阶岩梁块体长度较大, 其滑落失稳或关键层失稳均会引发强动压; 左建平等<sup>[7-8]</sup>基于中厚板理论建立了不同厚度岩层破断力学模型, 揭示了不同厚度岩层的破断力学机制及破断模式; 于斌等<sup>[9]</sup>认为特厚煤层综放开采近场关键层为“竖 O-X”破断的“悬臂梁+砌体梁”结构, 远场关键层为“横 O-X”破断的“砌体梁”结构模型, 影响着采场矿压的显现强度; 程利兴等<sup>[10]</sup>分析了工作面回采过程中巷道和采空区应力动态演化规律, 认为深井孤岛工作面采动应力变化具有分区演化特征; 郭文豪等<sup>[11]</sup>认为厚顶宽煤柱采场具有“分步异化”的周期来压规律, 超前区域及宽煤柱受支承压力叠加影响静载应力很高。在坚硬岩层治理方面, 众多学者<sup>[12-17]</sup>认为采用井下深孔预裂爆破、井下局部水力压裂、地面深孔预裂爆破、地面水力压裂、井上下联合水力压裂等多种卸压方法可有效改变岩层结构, 有效降低矿山动力灾害发生的危险性。目前采动应力分布特征研究常用方法为数值模拟或相似材料模拟, 受限于井下采场布置影响, 强采动影响下采场应力演化规律现场研究较少。

采动应力场的演化是岩层破断的根本原因, 顶板破断造成采场矿压显现。本文以陕西深部煤矿直

覆硬厚顶板综采工作面为研究背景, 现场采用多种实测手段研究采动应力时空演化特征, 结合相似模拟试验对顶板侧向破断模式及采动应力响应特征开展综合研究, 为相似条件下工作面矿压管理和巷道围岩变形控制提供有益借鉴。

## 2 工程概况

陕西某矿 211 工作面位于二盘区西南, 东北部为未采区, 西南紧邻 209 工作面, 东南至北一一号辅运大巷。工作面主采 2 号煤层, 属于侏罗系中统延安组, 煤层厚度为 2.5~3.8 m, 平均为 3.0 m, 煤层倾角为  $0^{\circ} \sim 4^{\circ}$ , 为近水平煤层, 煤层埋深为 545~643 m。工作面倾向长 300.5 m, 采用三巷布置方式, 辅运巷留作下一区段回风巷, 区段煤柱宽度为 35 m, 采用综合机械化走向长壁后退式一次采全高采煤工艺。2 号煤层无直接顶, 直接覆盖厚层砂岩顶板, 该层顶板为灰白色细粒砂岩, 以石英长石为主, 含植物化石碎片及炭屑, 泥钙质胶结, 板状层理, 岩层厚度 22.6 m; 基本顶为灰黑色粉砂质泥岩, 夹白色细砂岩薄层, 水平层理, 断面平坦呈马蹄状及贝壳状, 易风化成薄片, 偶见煤屑及植物化石碎片, 厚层状, 岩层厚度 5.94 m。

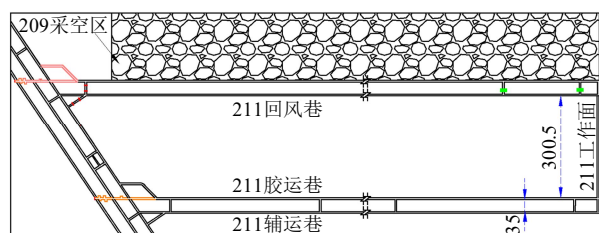


图 1 211 工作面相对位置示意图

Fig.1 Relative position of the No.211 working face

| 岩性    | 厚度/m  | 岩性描述            |
|-------|-------|-----------------|
| 粉砂质泥岩 | 17.92 | 灰黑色, 巨厚层状, 块状构造 |
| 细粒砂岩  | 7.49  | 长石、石英为主, 钙质胶结   |
| 粉砂质泥岩 | 5.94  | 灰黑色, 含煤屑及植物化石碎片 |
| 细粒砂岩  | 22.60 | 长石、石英为主, 钙质胶结   |
| 2#煤   | 3.00  | 块状构造, 亮煤为主      |

图 2 工作面钻孔柱状图

Fig.2 Borehole column diagram of the working face

在煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室开展了2<sup>#</sup>煤层和直覆顶板细粒砂岩不同位置的单轴抗压试验。2<sup>#</sup>煤层、细粒砂岩5 m处、细粒砂岩11 m处、细粒砂岩15 m处的单轴抗压强度分别为16.9、43.7、62.1、45.7 MPa。由岩石饱和单轴抗压强度与坚硬程度对应关系可知,2<sup>#</sup>煤层顶板细粒砂岩为较坚硬-坚硬岩层。根据工作面钻孔柱状描述,2<sup>#</sup>煤层砂岩层顶板以石英长石为主,含钙质胶结,胶结程度好,增强了顶板整体强度,围岩体质量较好。

表1 2<sup>#</sup>煤层及顶板力学性质测试结果  
Table 1 The mechanical property test results of #2 coal seam and roof

| 岩性   | 位置 /m | 单轴抗压强度 /MPa | 单轴抗拉强度 /MPa | 弹性模量 /GPa | 泊松比   | 黏聚力 /MPa | 内摩擦角 /(°) |
|------|-------|-------------|-------------|-----------|-------|----------|-----------|
| 细粒砂岩 | 15    | 45.7        | 4.01        | 12.47     | 0.128 | 7.17     | 40.92     |
|      | 11    | 62.1        | 3.43        | 7.25      | 0.205 | 19.86    | 32.59     |
|      | 5     | 43.7        | 2.40        | 10.66     | 0.195 | 2.28     | 38.20     |
| 煤    | —     | 16.9        | 0.64        | 2.21      | 0.363 | 4.38     | 36.22     |

采用水压致裂法在211工作面2<sup>#</sup>煤层砂岩顶板对地应力进行了测试,垂直应力18.0 MPa,最大水平主应力17.8 MPa,最小水平主应力9.5 MPa,垂直应力与最大水平主应力相当,211工作面应力水平中等偏高。综合分析可知,211工作面具有埋深大、地应力水平高、基岩层厚度大、砂岩强度高特点。

由于2<sup>#</sup>煤层开采厚度小,厚硬顶板垮落不及时,诸多因素共同作用改变了工作面上覆岩层运动和采场结构,进而影响了结构内部的应力环境,造成二次复用巷道211回风巷底膨剧烈、两帮整体移进量大,巷道变形极为剧烈,影响工作面安全回采。

### 3 直覆硬厚顶板破断结构及矿压显现机制

直覆硬厚顶板条件下中厚煤层开采后,顶板发生板式断裂。煤层厚度较薄时,工作面采出空间有限,充填采空区所需的顶板岩层厚度较小。直覆硬厚顶板为工作面近场第一层关键层,破断过程中,难以发生贯穿性断裂,易于在工作面和煤柱附近形成板梁结构,不仅在工作面和煤柱附近形成应力集中,而且造成采空区充填程度不够,影响煤层上覆结构的稳定性。

中厚煤层回采形成的采出空间较小,直覆硬厚顶板悬露长度 $b$ 近似等于工作面长度 $l$ 。当回采工

作面上一区段形成采空区后,直覆硬厚顶板初次破断前,顶板按照一边简支、三边固支的板结构<sup>[16]</sup>考虑,顶板极限跨距 $l_m$ 、顶板初次破断步距 $a$ 分别为

$$l_m = \frac{h}{1-\mu^2} \sqrt{\frac{2\sigma_s}{q}} \quad (1)$$

$$a = \begin{cases} b^4 \sqrt{\frac{l_m^2}{b^2 - l_m^2}} & (l_m < b < \sqrt{2}l_m) \\ \frac{b}{\sqrt{2}l_m} \sqrt{b^2 - \sqrt{b^4 - 4l_m^4}} & (b \geq \sqrt{2}l_m) \end{cases} \quad (2)$$

根据2<sup>#</sup>煤层地质资料和试验室测试结果,取直覆硬厚顶板厚度 $h = 22.6$  m,直覆硬厚顶板上覆岩层载荷 $q = 0.29$  MPa,顶板破断块体抗拉强度 $\sigma_s = 3.28$  MPa,顶板破断块体泊松比 $\mu = 0.176$ ,工作面长度 $l = 300.5$  m,可得 $l_m = 110.9$  m,  $a = 112.0$  m。依据于斌等<sup>[9]</sup>研究成果,根据关键层破断特征判据,当 $3l_m \geq b > \sqrt{2}l_m$ ,来压步距 $l_m < a < \sqrt{2}l_m$ ,弯矩的绝对值最大是发生在工作面倾向方向的中心位置,首先在长边断裂,而后在短边的中央形成裂缝,四周裂缝贯通后形成O形,板中央的弯矩达到最大值,超过极限强度发生断裂,形成X形破坏,该层顶板发生“竖O-X”破断,形成上、中、下3个分区,受煤体支撑作用,在采空区四周形成板梁结构,如图3所示。

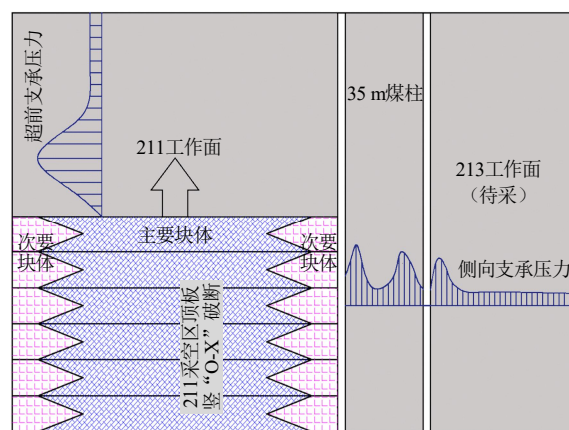


图3 直覆硬厚顶板竖“O-X”破断特征图  
Fig.3 Vertical “O-X” fracture characteristics of overlying and thick-hard roof

2<sup>#</sup>煤层上方直覆硬厚顶板为近场关键层,主要受煤层厚度、顶板厚度、岩层力学参数、上覆随动层厚度等多重因素影响。顶板破断后,在采空区侧向形成悬臂铰接结构,如图4所示,图中 $k_1$ 、 $k_2$ 、 $k_3$ 为工作面侧不同位置应力集中系数。

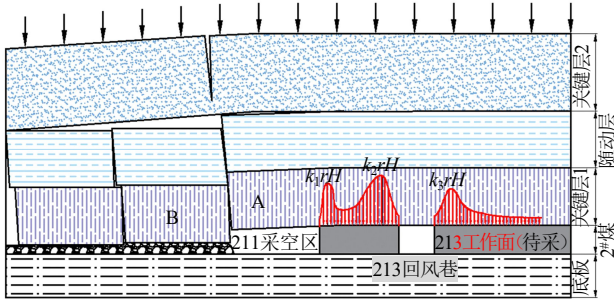


图 4 直覆硬厚顶板悬臂铰接结构

Fig.4 Cantilever-hinge structure of overlying and thick-hard roof

基于直覆硬厚顶板实测矿压显现规律和拱梁理论，建立工作面直覆硬厚顶板岩层的“竖 O-X”破断的悬梁铰接结构模型，力学模型如图 5 所示。图中  $T_d$  为悬梁 A 固支端水平作用力， $T_F$  为悬梁 A 固支端法向力， $T_B$  为采空区后方矸石对破断块体 B 的水平推力， $Q_B$  为采空区后方矸石对破断块体 B 的摩擦力， $P_2$  为块体 B 承受上覆岩层压力， $R_2$  为采空区冒落矸石支撑力，A 块末端下沉量  $w_1 = l_z \sin \theta_1$ ，B 块末端下沉量  $w_2 = l_z (\sin \theta_1 + \sin \theta_2)$ ，由岩梁结构位移规律计算可知  $\theta_2 \approx 0.25\theta_1$  [18]， $\theta_1$  为 A 块回转角， $\theta_2$  为 B 块回转角。

以破断块体 A 和 B 为整体研究对象，得到水平方向受力、垂直方向受力和力矩平衡方程如下：

$$\left. \begin{aligned} \sum X &= 0 \\ \sum Y &= 0 \\ \sum M_0 &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

即

$$\left. \begin{aligned} \frac{1}{2}ql_z^2 + \frac{3}{2}l_z(P_2 - R_2) &= T_B\left(\frac{1}{2}h - w_2 - \frac{1}{2}a\right) + Q_B 2l_z + M_0 + \frac{1}{2}q_z x_0^2 \\ T_d &= T_B = T \\ T_F + q_z x_0 + R_2 + Q_B &= ql_z + P_2 \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

以破断块体 B 为研究对象  $\sum M_B = 0$

$$0.5l_z(P_2 - R_2) = -T(w_2 - w_1) + Q_B l_z \quad (5)$$

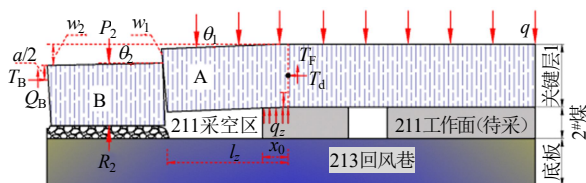


图 5 侧向顶板断裂力学模型

Fig.5 Lateral roof fracture mechanics model

联立式 (4)、(5) 可得

$$\left. \begin{aligned} T &= \frac{ql_z^2 - q_z x_0^2 - 4M_0}{h - 2l_z \sin \theta_1} \\ Q_B &= \frac{ql_z^2 - q_z x_0^2 - 4M_0}{h - 2l_z \sin \theta_1} \sin \theta_1 \\ T_F &= ql_z - q_z x_0 - \frac{ql_z^2 - q_z x_0^2 - 4M_0}{4h - 8l_z \sin \theta_1} \sin \theta_1 \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

当 A 梁处于似断非断的状态时， $M_0$  取值为 0，为防止悬梁铰接结构在 A 块和 B 块之间发生滑落失稳，必须满足以下条件：

$$T_d \tan \varphi \geq T_F \quad (7)$$

令  $k_\theta = \tan \varphi + 0.25 \sin \theta_1$ ， $k_l = h + 2l_z \sin \theta_1$ ，由式 (7) 推导可得

$$q_z \leq (l_z - \frac{k_\theta}{k_l} l_z^2) / (x_0 - \frac{k_\theta}{k_l} x_0^2) q \quad (8)$$

在块体 B 不发生滑落失稳时，煤柱上悬梁 A 形成的应力集中系数，称之为临界应力集中系数  $k_t$  如下所示：

$$k_t = (l_z - \frac{k_\theta}{k_l} l_z^2) / (x_0 - \frac{k_\theta}{k_l} x_0^2) \quad (9)$$

关键块体 B 破断长度 [19] 如下：

$$l_z = l_c \left( -\frac{l_c}{l} + \sqrt{\frac{l_c^2}{4l^2} + \frac{3}{4}} \right) \quad (10)$$

关键块体 B 在煤柱上的破断位置 [20] 如下：

$$x_0 = \sqrt{\frac{6\gamma l_q l_c \sum h_i}{E_0 \Delta h}} \quad (11)$$

式中： $l_q$  为顶板周期来压步距 [21] 如下：

$$l_q = h \sqrt{\frac{\sigma_s}{3q}} \quad (12)$$

式中： $\tan \varphi$  为顶板破断块体摩擦系数； $\gamma$  为岩层重度 (MPa/m)； $E_0$  为煤体弹性模量 (MPa)； $h$  为块体厚度 (m)； $\Delta h$  为顶板下沉量 (m)。

依据 211 工作面开采实际，上覆岩层载荷  $q = 0.29$  MPa，直覆硬厚顶板破断块体抗拉强度  $\sigma_c = 3.28$  MPa，顶板岩层重度  $\gamma = 0.024$  MPa/m，煤体弹性模量  $E_0 = 2\ 210$  MPa，直覆硬厚顶板随动层厚度为 13.43 m，破断块体 B 下沉角度  $\theta_1 = 2.5^\circ$ ，顶板破断块体摩擦系数  $\tan \varphi = 0.176$ 。代入式 (9) 研究不同厚度直覆硬厚顶板情况下的煤柱上破断块体 B

形成的临界集中系数 (如图 6 所示), 不同长度块体情况下的煤柱上破断块体 B 形成的临界集中系数 (如图 7 所示)。

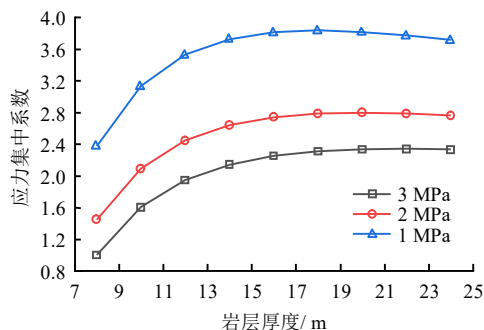


图 6 应力集中系数和岩层厚度之间的联动关系  
Fig.6 Relationship of stress concentration coefficient with rock layer thickness

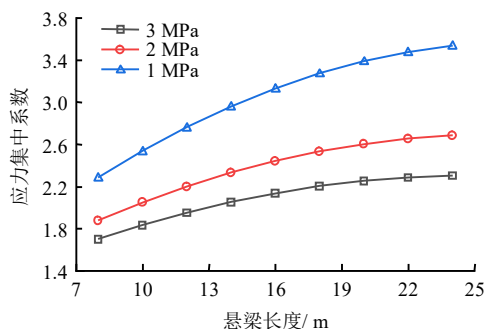


图 7 应力集中系数和破断块体 B 长度之间的联动关系  
Fig.7 Relationship of stress concentration coefficient with length of fracture block B

从图 6 可以看出, 随着直覆硬厚顶板厚度的增加, 煤柱上破断块体形成的临界集中系数增加, 在增加至 18 m 后逐渐趋于稳定; 当岩层厚度为 8 m, 岩层抗拉强度 1、2、3 MPa 对应的应力集中系数为 2.38、1.45、1.00; 当岩层厚度为 18 m, 岩层抗拉强度 1、2、3 MPa 对应的应力集中系数为 3.84、2.79、2.31, 是前者的 1.6、1.9、2.3 倍。

从图 7 可以看出, 随着直覆硬厚顶板破断块体长度的增加, 煤柱上破断块体形成的临界集中系数增加, 临界集中系数与破断块体长度呈正相关。当岩层厚度为 8 m, 岩层抗拉强度 1、2、3 MPa 对应的应力集中系数为 2.29、1.88、1.70; 当岩层厚度为 24 m, 岩层抗拉强度 1、2、3 MPa 对应的应力集中系数为 3.54、2.69、2.31, 是前者的 1.55、1.43、1.36 倍。

这意味着工作面侧向直覆硬厚顶板越硬或者

越厚均在采空区煤体周围形成较高的应力集中, 顶板的岩性特征和几何特征决定着临空巷矿压显现的程度。

## 4 直覆硬厚顶板侧向破断结构相似模拟

### 4.1 相似材料模型构建

为了研究直覆硬厚顶板破断后在工作面侧向形成的结构, 建立相似材料模型, 模型尺寸为长×高×宽=3 000 mm×2 000 mm×150 mm, 几何相似比为 1:60, 重度相似比为 1.5, 应力相似比为 1:90。模型骨料选取细河砂, 石灰、石膏作为胶结材料, 云母粉作为岩层层理分界面, 硼砂作为缓凝剂。依据煤岩体物理力学参数测试结果换算为煤层及上覆岩层的材料配比表, 如表 2 所示。

利用液压油缸加载系统对模型上表面进行应力加载, 根据该矿地质情况确定模型表面需要施加的竖直方向荷载为 120.8 kN。模型共开挖 90 m, 以观察侧向顶板垮落状态。在开挖过程中, 采用非接触式全场应变测量系统 MatchID-3DHR 散斑试验装置对覆岩位移进行监测。

表 2 相似材料模型的材料配比表

Table 2 Material ratio table for similar material models

| 序号 | 岩层    | 煤岩层厚度<br>/ cm | 配比号 |
|----|-------|---------------|-----|
| 1  | 泥岩    | 46.77         | 555 |
| 2  | 细粒砂岩  | 28.37         | 637 |
| 3  | 粉砂质泥岩 | 29.87         | 455 |
| 4  | 细粒砂岩  | 12.48         | 637 |
| 5  | 粉砂质泥岩 | 9.90          | 737 |
| 6  | 细粒砂岩  | 37.67         | 637 |
| 7  | 2#煤   | 5.00          | 573 |
| 8  | 中粒砂岩  | 9.78          | 373 |

### 4.2 工作面侧向顶板垮落特征

工作面开挖完成后模型的最终状态如图 8(a)所示, 覆岩垂向位移分布如图 8(b)所示。采空区形成后, 直覆硬厚顶板作为关键层支撑着上覆砂岩随动层, 与上覆砂岩层同步失稳破断。直覆硬厚顶板在采空区破断后, 块体 A 被煤柱支撑, 在煤柱上方未发生贯穿性破断, 破断块体 B 冒落在采空区, 与块体 A 铰接, 形成“长悬臂+铰接”结构。顶板破断线位于采空区内, 破断块体 A 在采空区暴露长度为 16.4 m, 煤柱侧岩层垮落角为 69°, 随动层重量及上位关键层作用力作用在破断块体 B 和煤柱上方顶板上。由于煤层厚度小, 采空区冒落空间有限, 破

断块体 B 呈现逐次垮落特征, 顶板下位直接垮落采空区, 上位仍然表现为铰接结构, 支撑上覆冒落岩层。

侧向支承压力峰值在距离实体煤帮表面约 15 m 位置达到应力峰值 88.11 kPa, 如图 9 所示, 与原始应力值 40.0 kPa 相比, 应力峰值增加幅度达 220%, 即煤柱侧应力集中系数为 2.2, 应力峰值距离煤柱外帮边缘 15 m。表明直覆硬厚顶板条件下, 采动应力峰值位于煤柱上方, 且应力集中程度较高。直覆硬厚顶板形成“长悬臂+铰接”结构, 在采空区侧向破断不充分, 造成煤柱上方较高的静载应力, 一旦相邻工作面临空巷受本工作面采动影响, 易于导致巷道大变形失稳现象。

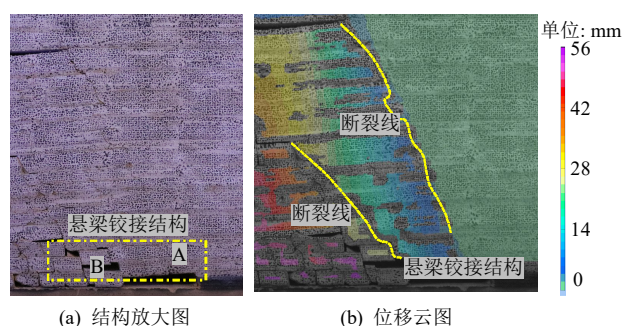


图 8 工作面开采过程中覆岩垮落特征

Fig.8 Characteristics of overlying rock collapse during the mining process of the working face

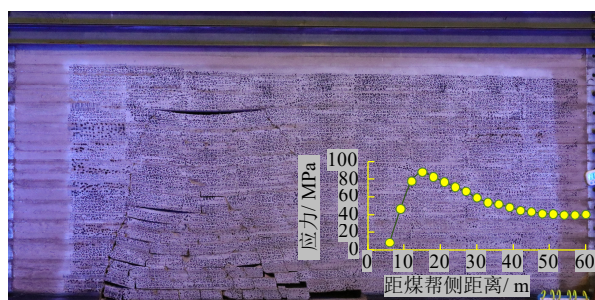


图 9 直覆硬厚顶板覆岩垮落相似模拟

Fig.9 Similar simulation overlying rock collapse in overlying and thick-hard roof

## 5 工作面采动应力时空演化特征

### 5.1 监测方案

为实时监测工作面超前支承压力和侧向支承压力分布特征, 在 211 工作面布置 3 组煤体应力测站, 布置方案如图 10 所示。测站 I 布置在 211 回风巷, 监测工作面临空侧支承压力分布特征, KYS-60 钻孔应力计安装深度依次为 5、7、9 m, 钻孔间距 1 m; 测站 II 布置在 211 胶运巷, 监测工作面实体煤

侧支承压力分布特征, KYS-60 钻孔应力计安装深度依次为 5、7、9、11 m, 钻孔间距 1 m; 测站 III 布置在 211 辅运巷, 监测工作面侧向支承压力分布特征, KYS-60 钻孔应力计安装深度依次为 32、30、28、26、24、22、20、18、16、14、12、10、8、6 m, 钻孔间距 1 m。

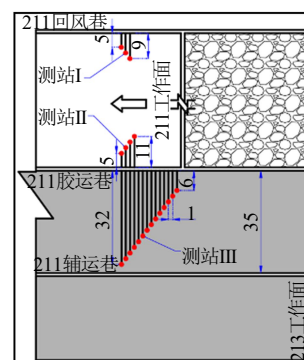


图 10 煤体应力测站布置平面图

Fig.10 Layout plan of coal stress measurement station

### 5.2 工作面超前支承压力演化特征

211 工作面超前支承压力变化曲线如图 11、12 所示, 根据应力增长率不同, 超前支承压力变化划分为 3 个时期, 即应力稳定时期、应力缓慢增长时期、应力显著增长时期。

(1) 211 胶带巷支承压力演化特征如下:

阶段 1, 超前工作面 43 m 之外, 支承压力增幅在  $\pm 5.0\%$  上下变化。阶段 2, 超前工作面 43 m 至超前工作面 18 m 范围内, 支承压力增长率为 0.125~0.527 MPa/d, 平均 0.340 MPa/d。阶段 3, 超前工作面 18 m 至超前工作面 4 m, 支承压力增长率为 0.635~2.130 MPa/d, 平均 1.333 MPa/d, 应力集中系数峰值为 1.37~2.02, 平均 1.69。

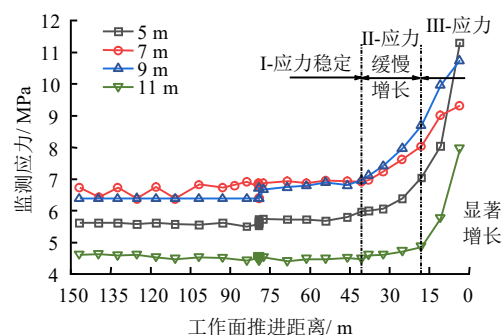


图 11 实体煤侧煤体应力变化曲线

Fig.11 Stress variation curves of coal body on the side of solid coal

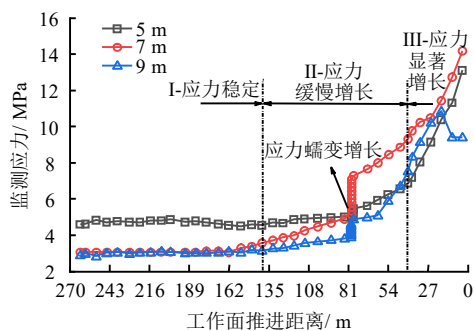


图 12 临空侧煤体应力变化曲线

Fig.12 Stress variation curves of coal body on the free side

(2) 211 回风巷支承压力演化特征如下:

阶段 1, 超前工作面 122~140 m 之外, 支承压力增幅在 $\pm 5.0\%$ 上下变化。阶段 2, 超前工作面 122~140 m 至超前工作面 68~72 m 范围内, 支承压力增长率为 0.046~0.219 MPa/d, 平均 0.118 MPa/d, 在工作面推进至 79 m 时, 工作面暂停生产, 受临空侧和工作面后方采空区上覆顶板悬臂铰接结构破断、回转影响, 应力曲线表现出蠕变增长特征。阶段 3, 超前工作面 68~72 m 至超前工作面 4 m, 支承压力增长率为 0.690~0.824 MPa/d, 平均 0.754 MPa/d, 应力集中系数峰值为 2.85~4.58, 平均 3.52。

对比分析胶运巷侧和回风巷侧支承压力演化特征可知: 胶运巷侧超前支承压力影响范围小, 应力增长速率快, 应力集中程度高; 回风巷侧超前支承压力影响范围广, 应力增长速率慢, 应力集中程度高。胶运巷侧和回风巷侧支承压力分布特征差异的原因是回风巷侧相邻上一工作面采空区, 一旦受到本工作面采动影响, 上覆厚硬顶板在走向和倾向方向发生断裂、回转, 双方向应力在实体煤上不断

增加, 造成回风巷侧支承压力影响范围和应力集中程度高于胶运巷侧。

### 5.3 工作面侧向支承压力演化特征

图 13 为 35 m 煤柱支承压力变化曲线, 坐标轴位置是工作面停采位置, 为保证应力曲线完整性, 左侧 x 轴以推进距离表示, 右侧 x 轴以时间表示。侧向支承压力分布分为 3 个时期, 即应力未影响时期、应力增长时期、应力稳定时期。支承压力演化特征如下:

阶段 1: 超前工作面 101~79 m 之外, 支承压力增幅在 $\pm 5.0\%$ 上下变化, 主要是受到煤柱两侧巷道的影响。

阶段 2: 滞后工作面 124~133 m (工作面推至停采线) 范围内, 24~32 m 支承压力增长率为 0.106 7~0.188 3 MPa/d, 平均 0.150 6 MPa/d; 20~22 m 支承压力增长率为 0.020 1~0.057 0 MPa/d, 平均 0.038 5 MPa/d; 16~18 m 支承压力增长率为 0.142 5~0.181 9 MPa/d, 平均 0.162 2 MPa/d; 6~14 m 支承压力增长率为 0.022 9~0.059 2 MPa/d, 平均 0.038 0 MPa/d; 工作面推至测点时, 应力集中系数为 1.06~1.28。

阶段 3: 工作面停采后, 煤柱不同位置支承压力逐渐进入应力稳定时期, 应力集中系数为 1.06~3.56, 平均 1.74; 30、10 m 位置支承压力达到峰值后, 支承压力稍微下降后, 继续保持高位蠕变增长, 说明采空区侧向高位和低位顶板悬臂铰接结构均破断不充分。

由图 14 可知, 受临空侧上覆顶板悬臂铰接结构影响, 10~32 m 煤柱支承压力增长率为 +0.005 MPa/d, 6~8 m 煤柱支承压力增长率为 -0.01 MPa/d, 支承压力逐渐发生下降, 表明煤柱 10~32 m 为弹性区, 弹性能在此发生聚集, 煤柱 0~8 m 为塑性区。

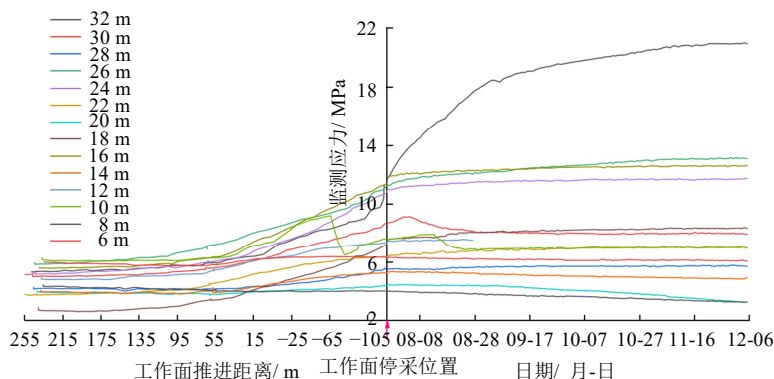
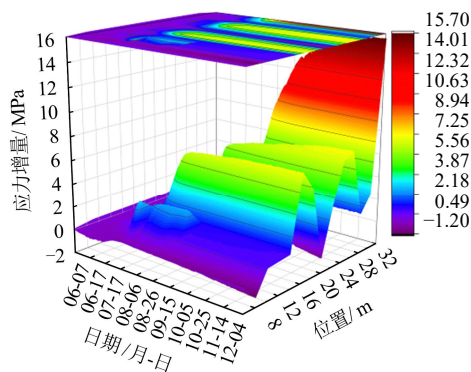


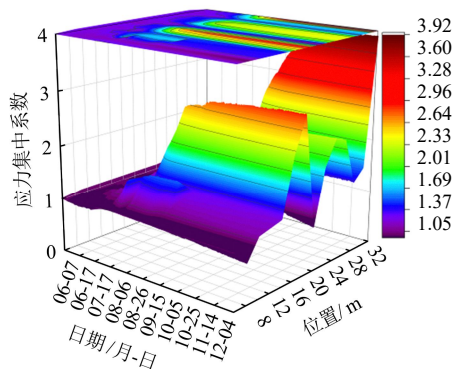
图 13 侧向煤体应力变化曲线

Fig.13 Lateral coal body stress variation curve

由图 13 可知, 煤柱 30 m 位置支承压力在工作面停采 18 d 后达到峰值应力, 集中系数 1.64, 之后支承压力开始下降, 应力集中系数达到 1.44 后逐渐趋于稳定, 表明上覆侧向高位顶板在煤柱 30 m 位置发生破断、回转, 形成高位悬臂结构, 引起煤柱深部煤体高应力。煤柱 10 m 位置在滞后工作面 66 m 至滞后工作面 133 m 区间, 支承压力急剧扰动, 第 1 次达到应力峰值, 表明上覆侧向低位顶板在煤柱 10 m 位置发生第 1 次破断; 在工作面停采 18 d 达到 2 次应力峰值, 之后支承压力呈现稳定趋势, 表明上覆侧向低位顶板在 10 m 位置发生第 2 次破断、回转, 低位顶板活动稳定后形成的悬臂结构, 引起煤柱浅部煤体高应力。



(a) 侧向煤体应力增量分布云图



(b) 侧向煤体应力集中系数分布云图

图 14 侧向煤体应力分布云图

Fig.14 Lateral stress distribution cloud map of coal body

煤柱侧向支承压力变化呈现同步受力、同步增长特征; 工作面刚推过测点, 35 m 煤柱内部 18 m 和 22 m 位置出现应力双峰, 应力集中系数分别为 1.28、1.22, 支承压力表现为非对称 M 型应力特征, 即煤柱中部出现非对称的应力双峰; 测点位置处的煤柱进入采空区稳定阶段, 35 m 煤柱内部 18、24 m 和 32 m 位置出现应力双峰, 应力集中系数分别为

2.46、1.96、3.56, 支承压力表现为 L+W 型应力特征, 即相邻待采工作面煤柱侧出现非对称的应力峰值, 煤柱中部出现应力双峰, 如图 15 所示。

#### 5.4 采动应力侧向演化特征机制

本工作面回采形成采空区后, 采空区周边煤体上形成侧向支承压力。侧向采空区形成初期, 支承压力呈现直线上升的趋势, 如图 15 所示, 煤柱内支承压力形成应力双峰, 如图 16(a)应力曲线 1 所示。随着开采面积的增大, 侧向支承压力逐渐升高, 侧向悬顶在采空区内发生破断, 硬厚顶板形成的“长悬梁+铰接”结构稳定后, 侧向支承压力不再继续增长, 呈现持续稳定状态, 煤柱内应力分布状态, 如图 16(b)应力曲线 2 所示。

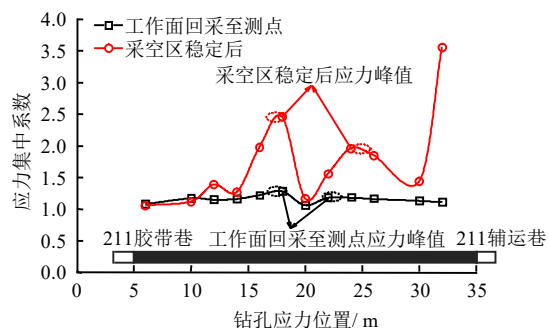
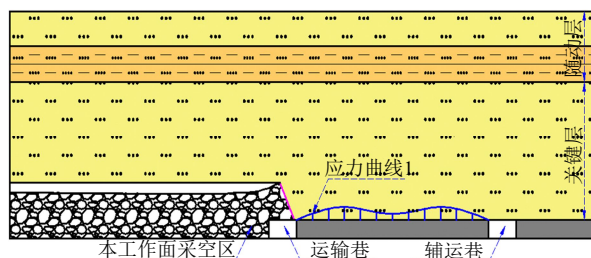
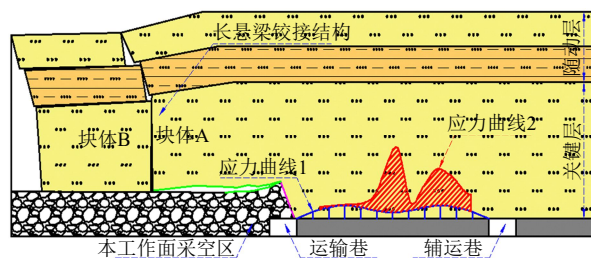


图 15 采空区稳定前后应力分布状态

Fig.15 Stress distribution status before and after goaf stabilization



(a) 侧向采空区形成初期



(b) 侧向采空区稳定后

图 16 应力稳定后侧向覆岩结构

Fig.16 Lateral overburden structure after stress stabilization

## 5.5 锚杆（索）受力演化特征

### 5.5.1 锚索受力演化特征：

图 17 为锚索受力变化曲线。顶板及煤柱帮部锚索受力历经相邻工作面回采影响、相邻工作面形成采空区、相邻采空区稳定 3 个阶段后，顶板锚索受力增幅不超过 6 kN，受力变化不大，顶板锚索受

力基本不受侧向支承压力（即相邻工作面采动）影响。煤柱帮部锚索受力演化特征与侧向煤体应力演化特征相似，划分为 3 个时期，即应力未影响时期、应力增长时期、应力稳定时期。在这 3 个阶段，煤柱下侧锚索应力增长率普遍高于煤柱上侧，煤柱下侧围岩变形剧烈。锚索受力时空演化特征如下：

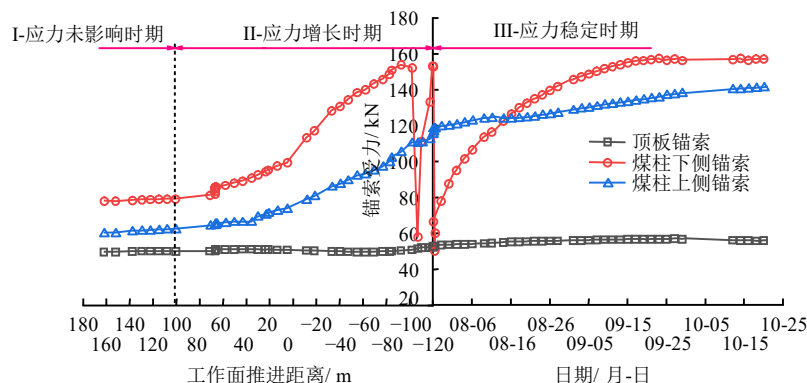


图 17 锚索受力变化曲线  
Fig.17 Stress curves of anchor cable

阶段 1：超前工作面 101 m 之外，锚索与围岩自适应后，受力变化相对稳定，煤柱侧锚索不受相邻工作面采动影响。

阶段 2：滞后工作面 120 m（工作面推至停采线）范围内，煤柱下侧锚索受力增长率为 2.68 kN/d，煤柱上侧锚索受力增长率为 2.03 kN/d，煤柱下侧围岩变形速度快造成该位置锚索受力增长率大于煤柱上侧，巷道变形如图 18 所示。

阶段 3：在工作面停产后，煤柱上侧锚索受力增长率为 0.837 kN/d，煤柱下侧锚索受力增长率为 0.262 kN/d，煤柱下侧和上侧锚索受力增长率下降并逐渐趋于稳定，说明侧向覆岩不再发生进一步的垮落破断，侧向支承压力渐趋稳定，相邻工作面巷道围岩变形收敛也趋于稳定。



图 18 巷道围岩变形  
Fig.18 Deformation of rocks surrounding roadways

### 5.5.2 锚杆受力演化特征：

由图 19、20 可知，受断电影响，锚杆受力曲线仅监测到了应力增长时期和应力蠕变时期的变化规律。顶板锚杆和顶板锚索受力演化特征类似，基本不受工作面侧向支承压力影响。煤柱侧和实体煤侧锚杆受力演化特征如下：

煤柱侧锚杆应力增长率大于实体煤侧，煤柱和实体煤下侧锚杆应力增长率大于巷道上侧，如图 21 所示，巷道两帮下侧围岩变形较为剧烈，说明侧向支承压力对巷道两帮影响明显，采空区顶板破断后，支承压力向相邻工作面实体煤侧转移，侧向支承压力影响范围大于 40 m。巷道围岩呈现出两帮中下部剧烈变形、顶板小变形的特征。

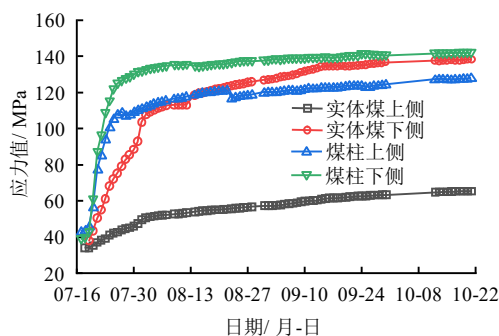


图 19 帮部锚杆受力变化曲线  
Fig.19 Stress change curves of bolts in the tunnel section

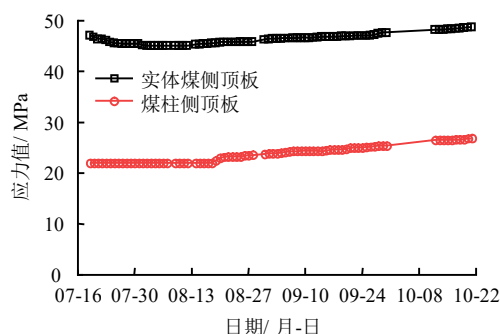


图 20 顶部锚杆受力变化曲线

Fig.20 Stress change curves of bolts at the top of the tunnel

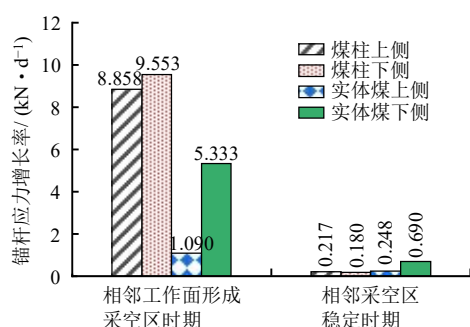


图 21 锚杆应力增长特征

Fig.21 Stress growth characteristics of bolts

## 6 直覆硬厚顶板巷道围岩控制对策

(1) 矿压灾害超前治理。结合矿井地质条件、整体生产布局、现场生产实际条件,在回采工作面安装、初采前实施矿压灾害治理工作,将矿压治理模式从“边治理、边回采”向“设计通盘考虑、掘进初步实施、采前彻底治理”转变,构建从“工作面布置方式设计先行、灾害采前治理、采中强矿压综合预警、回采安全管控”的矿压灾害治理体系,以期实现矿压灾害超前治理的目标。

(2) 强化巷道支护。鉴于侧向支承压力对巷道两帮的剧烈影响,在工作面顺槽掘进过程中,巷道顶板及两帮采用高预应力强力主动支护形式。根据锚杆(索)支护应力演化特征,在相邻采空区稳定后,本工作面回采前,巷道围岩应力稳定时期内对临空巷道两帮及煤柱肩窝等处破断的锚杆(索)进行补打支护,增大支护强度,确保巷道支护满足服务年限内工作面全生命周期的支护要求,避免受本工作面采动影响后,补强支护错过支护最佳时机带来的支护能效下降和对生产组织的影响,使巷道支护达到安全效益和经济效益的最大化。

(3) 多层次卸压弱化顶板。针对工作面上一区

段采空区低位侧向硬厚悬顶引起煤柱和巷道围岩高应力,进而导致巷道围岩剧烈变形的问题,首先在辅运巷实施高位和低位硬厚顶板超长孔定向区域压裂,增加煤柱上方及两侧硬厚顶板缝网发育程度,然后在上一区段运输巷超前区域实施低位硬厚顶板深孔爆破,爆破段避开锚索支护段,保证巷道的有效支护。定向区域压裂联合深孔爆破可有效促使采空区侧向顶板垮落(如图 22 中爆破孔和区域压裂孔 3、4 所示),减小直覆硬厚顶板悬顶长度。定向压裂煤柱上方高位和低位硬厚顶板后(如图 22 中区域压裂孔 1、2、3 所示),一方面形成卸压裂隙带,隔断上方顶板岩层的应力传递,另一方面,压裂后的高位硬厚顶板由关键层变为随动层,可提前破断垮落,由硬传递转为软传递,不仅缓和了顶板破断能量释放的强度,而且降低了煤柱和临空巷道围岩承担的应力。定向区域压裂联合深孔爆破多层次卸压弱化顶板技术在上一区段未回采前开展强矿压超前治理,可优化本工作面临空巷道围岩受力环境,提高巷道稳定性。

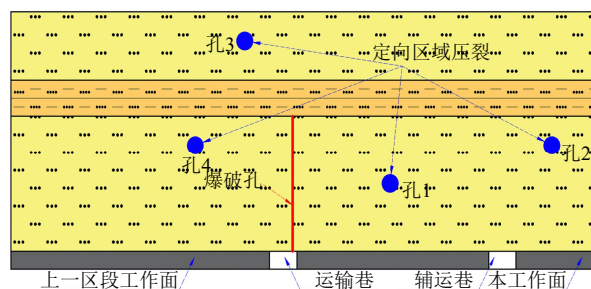


图 22 多层次卸压弱化顶板示意图

Fig.21 Schematic diagram of multi-level pressure relief and weakening of the top plate

## 7 结 论

(1) 针对工作面上一区段采空区低位侧向硬厚悬顶引起煤柱和巷道围岩高应力,进而导致巷道围岩剧烈变形的问题,建立了工作面直覆硬厚顶板岩层的“竖 O-X”破断的悬梁铰接结构模型,认为直覆硬厚顶板的岩性特征和几何特征决定着临空巷矿压显现的程度,顶板越硬或者越厚均在采空区侧向煤体周围形成的应力集中越高。

(2) 工作面两顺槽超前支承压力动态演化特征表明,受直覆硬厚顶板影响,临空巷道和实体煤巷道围岩应力集中程度高。受临空侧和本工作面双重采动影响,临空侧超前支承压力影响范围广,应力集中程度高于实体煤侧,巷道矿压显现更为剧烈。

(3) 煤柱侧向支承压力变化呈现同步受力、同步增长特征。煤柱刚进入采空区支承压力表现为非对称 M 型应力特征, 即煤柱中部出现非对称的应力双峰; 煤柱进入采空区稳定阶段支承压力表现为 L+W 型应力特征, 即相邻待采工作面煤柱侧出现非对称的应力峰值, 煤柱中部出现应力双峰。

(4) 侧向支承压力对巷道两帮影响明显, 采空区顶板破断后, 支承压力向相邻工作面实体煤侧转移, 侧向支承压力影响范围大于 40 m。巷道围岩呈现出两帮中下部剧烈变形、顶板小变形的特征。

(5) 基于直覆硬厚顶板强矿压显现机制, 提出了矿压灾害超前治理、“浅部强力支护+深部多层次卸压”的强支强卸技术体系, 为采场岩层控制提供有益指导。

### 参 考 文 献

- [1] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(5): 1283-1305.  
XIE He-ping. Research review of the state key research development program of China: deep rock mechanics and mining theory[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(5): 1283-1305.
- [2] 康红普, 姜鹏飞, 黄炳香, 等. 煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 845-864.  
KANG Hong-pu, JIANG Peng-fei, HUANG Bing-xiang, et al. Roadway strata control technology by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(3): 845-864.
- [3] 侯朝炯, 王襄禹, 柏建彪, 等. 深部巷道围岩稳定性控制的基本理论与技术研究[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(1): 1-12.  
HOU Chao-jiong, WANG Xiang-yu, BAI Jian-biao, et al. Basic theory and technology study of stability control for surrounding rock in deep roadway[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2021, 50(1): 1-12.
- [4] 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、机制及应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 636-648.  
PAN Jun-feng, KANG Hong-pu, YAN Yao-dong, 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.
- [5] 赵一鸣, 张农, 郑西贵, 等. 千米深井厚硬顶板直覆沿空留巷围岩结构优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(5): 714-720.  
ZHAO Yi-ming, ZHANG Nong, ZHENG Xi-gui, et al. Structural optimization of overlying strata for gob-side entry retaining in 1 000 m deep mine with direct thick and hard roof[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(5): 714-720.
- [6] 高玉兵, 王琦, 杨军, 等. 特厚煤层综放开采邻空动压巷道围岩变形机制及卸压控制[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 83-94.  
GAO Yu-bing, WANG Qi, YANG Jun, et al. Mechanism of deformation and pressure relief control of dynamic gobside entry surroundings in fully-mechanized caving mining for extra-thick coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(2): 83-94.
- [7] 左建平, 于美鲁, 孙运江, 等. 不同厚度岩层破断模式转变机制及力学模型分析[J]. 煤炭学报, 2023, 48(4): 1449-1463.  
ZUO Jian-ping, YU Mei-lu, SUN Yun-jiang, et al. Analysis of fracture mode transformation mechanism and mechanical model of rock strata with different thicknesses[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(4): 1449-1463.
- [8] 左建平, 于美鲁, 胡顺银, 等. 不同厚度岩层破断模式实验研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(1): 013007.  
ZUO Jian-ping, YU Mei-lu, HU Shun-yin, et al. Experimental investigation on fracture mode of different thick rock strata[J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2019, 1(1): 013007.
- [9] 于斌, 朱卫兵, 高瑞, 等. 特厚煤层综放开采大空间采场覆岩结构及作用机制[J]. 煤炭学报, 2016, 41(3): 571-580.  
YU Bin, ZHU Wei-bing, GAO Rui, et al. Strata structure and its effect mechanism of large space stope for fully-mechanized sublevel caving mining of extremely thick coal seam[J]. *Journal of China Coal Society*, 2016, 41(3): 571-580.
- [10] 程利兴, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 深井孤岛工作面巷道围岩采动应力分区演化特征[J]. 岩土力学, 2020, 41(12): 4078-4086.  
CHENG Li-xing, JIANG Peng-fei, YANG Jian-wei, et al. Evolution characteristics of mining-induced stress partition of roadway surrounding rock on working face of

- deep island[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2020, 41(12): 4078-4086.
- [11] 郭文豪, 曹安业, 温颖远, 等. 鄂尔多斯矿区典型厚顶宽煤柱采场冲击地压机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 720-729.
- GUO Wen-hao, CAO An-ye, WEN Ying-yuan, et al. Mechanism of rockburst in stopes with typical thick roof and wide coal pillars in Ordos mining area[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2021, 38(4): 720-729.
- [12] 康红普, 冯彦军, 张震, 等. 煤矿井下定向钻孔水力压裂岩层控制技术的应用[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 31-44.
- KANG Hong-pu, FENG Yan-jun, ZHANG Zhen, et al. Hydraulic fracturing technology with directional boreholes for strata control in underground coal mines and its application[J]. **Coal Science and Technology**, 2023, 51(1): 31-44.
- [13] 徐刚, 张春会, 张震, 等. 综放工作面顶板灾害类型和发生机制及防治技术[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 44-57.
- XU Gang, ZHANG Chun-hui, ZHANG Zhen, et al. Types, occurrence mechanisms and prevention techniques of roof disasters in fully-mechanized top coal caving face[J]. **Coal Science and Technology**, 2023, 51(2): 44-57.
- [14] 沈玉旭, 李鹏, 郭帅. 地面深孔预裂爆破顶板煤柱的试验研究[J]. 煤矿安全, 2020, 51(8): 63-66.
- SHEN Yu-xu, LI Peng, GUO Shuai. Experimental study on coal pillar of roof in deep hole pre-splitting blasting[J]. **Safety in Coal Mines**, 2020, 51(8): 63-66.
- [15] 薛俊华, 段昌瑞. 直覆厚硬顶板无煤柱留巷技术[J]. 煤炭学报, 2014, 39(增刊2): 378-383.
- XUE Jun-hua, DUAN Chang-rui. Technologies of gob-side entry retaining with no-pillar in condition of overlying and thick-hard roof[J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, 39(Suppl.2): 378-383.
- [16] 张震, 徐刚, 高晓进, 等. 采场支承压力全程动态演化特征及机制分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(6): 1219-1230.
- ZHANG Zhen, XU Gang, GAO Xiao-jin, et al. Characteristics and mechanism of stope abutment pressure during the whole process[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2023, 40(6): 1219-1230.
- [17] 徐刚, 范志忠, 张震, 等. 综采工作面顶板灾害防控技术[M]. 北京: 科学出版社, 2023.
- XU Gang, FAN Zhi-zhong, ZHANG Zhen, et al. Prevention and control technology for roof disasters in fully mechanized mining face[M]. Beijing: Science Press, 2023.
- [18] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010.
- QIAN Ming-gao, SHI Ping-wu, XU Jia-lin. Mine pressure and strata control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2010.
- [19] 侯朝炯, 马念杰. 煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J]. 煤炭学报, 1989, 14(4): 21-29.
- HOU Chao-jiong, MA Nian-jie. Stress in in-seam roadway sides and limit equilibrium zone[J]. **Journal of China Coal Society**, 1989, 14(4): 21-29.
- [20] 李迎富, 华心祝. 沿空留巷上覆岩层关键块稳定性力学分析及巷旁充填体宽度确定[J]. 岩土力学, 2012, 33(4): 1134-1140.
- LI Ying-fu, HUA Xin-zhu. Mechanical analysis of stability of key blocks of overlying strata for gob-side entry retaining and calculating width of roadside backfill[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2012, 33(4): 1134-1140.
- [21] 丁国利, 鲁喜辉, 武少国, 等. 深埋超长综采工作面矿压规律及支架适应性研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(3): 43-48.
- DING Guo-li, LU Xi-hui, WU Shao-guo, et al. Study on ground pressure law and support adaptability of deep-buried and ultra-long fully-mechanized longwall mining face[J]. **Coal Science and Technology**, 2021, 49(3): 43-48.