



## 深井沿空巷道立体式卸压防控技术及应用

杨尚 宁建国 李学慧 李长青 王俊 史新帅 张朝辉

引用本文：

杨尚, 宁建国, 李学慧, 等. 深井沿空巷道立体式卸压防控技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 169–186.  
YANG Shang, NING Jianguo, LI Xuehui. Three-dimensional pressure-relief prevention and control technology and its application in deep gob-side entry[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 169–186.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/est.2024-0692>

### 您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

#### 深井高应力切顶卸压沿空掘巷围岩控制技术

Surrounding rock control technology of gob-side entry driving in deep shaft with high stress roof cutting and pressure relief  
煤炭科学技术. 2020, 48(9): 173–179 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/7f1c5bc1-b5b6-4d42-a6c1-9d46a6abe1aa>

#### 特厚煤层综放开采邻空动压巷道围岩变形机理及卸压控制

Mechanism of deformation and pressure relief control of dynamic gob-side entry surroundings in fully-mechanized caving mining for extra-thick coal seam  
煤炭科学技术. 2023, 51(2): 83–94 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-1810>

#### 深井矸石充填工作面沿空留巷围岩控制原理与技术

Principle and technology of surrounding rock control for gob-side entry retaining in deep mine gangue backfilling face  
煤炭科学技术. 2022, 50(6): 68–76 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/9c1176a8-1efc-48f9-b23f-71843601b9bb>

#### 沿空留巷围岩卸压支护协同控制技术研究

Research on collaborative control technology for surrounding rock pressure relief and support of gob-side entry  
煤炭科学技术. 2020, 48(8): 44–49 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/e998b258-8a37-426b-a6ab-c5cee3d0f5df>

#### 深埋倾斜特厚煤层窄煤柱护巷机理与围岩控制

Gateroad protection mechanism and surrounding rock control for gob-side entry with slender pillar in deep and inclined extra-thick coal seams  
煤炭科学技术. 2024, 52(3): 38–52 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2023-0239>

#### 强动压“三软”煤层巷道“卸-转-固”围岩控制技术

Surrounding rock control technology by pressure relief stress transfer reinforce in three-soft coal seam under strong dynamic pressure  
煤炭科学技术. 2021, 49(2): 30–37 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2021.02.004>



关注微信公众号，获得更多资讯信息

## 采矿科学与工程



杨 尚, 宁建国, 李学慧, 等. 深井沿空巷道立体式卸压防控技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 169–186.

YANG Shang, NING Jianguo, LI Xuehui, et al. Three-dimensional pressure-relief prevention and control technology and its application in deep gob-side entry[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 169–186.

移动扫码阅读

# 深井沿空巷道立体式卸压防控技术及应用

杨 尚<sup>1,4,5</sup>, 宁建国<sup>1</sup>, 李学慧<sup>2</sup>, 李长青<sup>3</sup>, 王 俊<sup>1</sup>, 史新帅<sup>1</sup>, 张朝辉<sup>1</sup>

(1. 山东科技大学能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266510; 2. 山东科技大学交通学院, 山东 青岛 266510; 3. 山东能源集团鲁西矿业有限公司, 山东 郢城 274700; 4. 山东康格能源科技有限公司, 山东 济南 250200; 5. 山东能源集团科技发展有限公司, 山东 济南 250200)

**摘要:** 针对深井沿空巷道围岩变形量大、维护困难等难题。以某矿 7312 轨道巷道为研究背景, 采用现场调研、理论分析、数值模拟、工程实践等研究手段, 分析了深井沿空巷道围岩变形破坏特征及其原因, 基于莫尔应力圆分析模型, 剖析了沿空巷道服役期间围岩应力分布及演化过程, 明确了深井沿空巷道围岩变形破坏的主要影响因素, 阐述了深井沿空巷道立体式卸压防控原理, 验证了深井沿空巷道立体式卸压防控技术的有效性, 提出了以“应力主动干预”为核心思想的深井沿空巷道立体式卸压防控技术。研究表明: ① 沿空巷道服役期间围岩变形破坏的主要因素包括高静载、采动应力、岩块 B 回转、巷道支护强度、围岩力学性质、围岩卸压效果等。② 沿空巷道立体式卸压防控体系最佳实施时机应在沿空巷道支护后或未受采动影响阶段, 实施对象为岩块 B、实体煤上方坚硬顶板、实体煤应力集中区。③ 现场工程实践表明深井沿空巷道立体式卸压防控技术体系能够降低岩块 B 与沿空巷道之间的应力传导, 阻隔和弱化采动应力影响, 转移巷道围岩集中应力, 改善沿空巷道应力环境。

**关键词:** 深井; 沿空巷道; 围岩; 卸压; 防控

中图分类号: TD745

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2025)08-0169-18

## Three-dimensional pressure-relief prevention and control technology and its application in deep gob-side entry

YANG Shang<sup>1,4,5</sup>, NING Jianguo<sup>1</sup>, LI Xuehui<sup>2</sup>, LI Changqing<sup>3</sup>, WANG Jun<sup>1</sup>, SHI Xinshuai<sup>1</sup>, ZHANG Zhaohui<sup>1</sup>

(1. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. College of Transportation, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 3. Shandong Energy Group Lu xi Ming Co., Ltd., Yuncheng 274700, China; 4. Shandong Kangge Energy Technology Co., Ltd., Jinan 250200, China; 5. Shandong Energy Group Science and Technology Develop Co., Ltd., Jinan 250200, China)

**Abstract:** In response to the challenges posed by significant deformation and maintenance difficulties in the surrounding rock of deep gob-side entries. This study focuses on the 7312 head entry as the research background. The deformation and failure characteristics of the surrounding rock in deep gob-side entries and their underlying causes were analyzed through a combination of field research, theoretical analysis, numerical simulations, and engineering practices. By employing the Mohr stress circle model, the stress distribution and evolution process of the surrounding rock in a deep gob-side entry during the service period were examined. The primary factors contributing to the deformation and failure of the surrounding rock in deep gob-side entries were identified. Furthermore, the principle of three-dimensional pressure relief and prevention in deep gob-side entries was elucidated and its effectiveness was validated. A three-dimensional pressure relief and prevention technology system for deep gob-side entries, with as the core, was proposed. The study findings suggest that: ① Key

收稿日期: 2024-05-27 策划编辑: 朱恩光 责任编辑: 钱小静 DOI: 10.12438/cst.2024-0692

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (52374130, 52074170, 52204100)

作者简介: 杨 尚(1992—), 男, 山东滕州人, 博士研究生。E-mail: yangshang0214@126.com

通讯作者: 宁建国(1975—), 男, 山东青岛人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: njglxh@126.com

factors leading to the deformation and failure of the surrounding rock in deep gob-side entries encompass high static loads, mining-induced stresses, rotation of rock block B, support strength for the roadway, mechanical properties of the surrounding rock, and the efficacy of rock pressure relief. ② The optimal timing for implementing the three-dimensional stress relief and control system in deep gob-side entries should be after supporting the gob-side entry or during phases unaffected by mining activities. The implementation targets include rock block B, the hard roof above the solid coal, and stress-concentrated areas in the solid coal. ③ Field engineering applications have demonstrated that the three-dimensional pressure relief and prevention technology system for deep gob-side entries can mitigate stress transmission between rock block B and gob-side entry, reduce the impact of mining stress, transfer concentrated stress from the surrounding rock.

**Key words:** deep coal mine; gob-side entry; surrounding rock; pressure relief; control

## 0 引言

随着浅部煤炭资源日益枯竭,深部煤层开采已成为新常态<sup>[1-2]</sup>。据不完全统计,开采深度超过千米的煤矿达50余座,多数分布在我国东部和东北地区<sup>[3]</sup>。为提高煤炭资源回收率、缓解采掘接替紧张、延长矿井寿命,沿空掘巷已成为中东部深部矿井回采巷道主要布置方式之一<sup>[4-6]</sup>。然而,在高应力和采动应力叠加作用下,深部沿空掘巷服役期间矿压显现剧烈,围岩变形量大、支护构件失效等现象频发,严重制约了深部煤炭资源安全、高效开采。因此,如何保证深井沿空巷道围岩稳定性,已成为深部煤炭资源安全开采领域亟待解决的焦点问题之一。

近年来,深井沿空巷道围岩稳定性控制已成为学术研究与工程实践的热点与前沿。针对掘巷位置<sup>[7-8]</sup>、煤柱合理宽度<sup>[9-10]</sup>、掘巷时间<sup>[11]</sup>等方面,众多学者开展了广泛而深入的研究,这些成果为沿空掘巷推广与发展奠定了坚实的理论基础。同时,针对不同地质条件下沿空巷道围岩变形破坏特征,相关学者提出了高强锚网索联合支护、注浆加固支护、架棚等加强支护方式,旨在提高巷道支护强度,实现围岩物理改性<sup>[12-16]</sup>。但在实际应用中,即使采取了加强支护措施,深部沿空巷道仍面临围岩变形破坏、支护构件失效等挑战。因此,一些学者认为除加强支护外还需改善沿空巷道的应力环境,提出了顶板深孔爆破、水力压裂、煤层注水、钻孔、爆破等卸压方式,以期转移或降低巷道围岩的高应力,改善沿空巷道的应力环境。在顶板卸压方面,赵善坤<sup>[17]</sup>阐述了顶板预裂爆破力构协同防冲机理,并通过现场实践验证了其防冲效果;高玉兵等<sup>[18]</sup>提出了高应力巷道定向拉张爆破切顶卸压技术,现场应用效果表明,该技术能够有效降低巷道围岩应力;黄炳香等<sup>[19-20]</sup>提出了临空巷道坚硬顶板定向水压致裂断顶原理及成套工艺技术。然而,目前关于沿空巷道顶板卸压位

置、顶板卸压时机等关键问题,主要依据工程类比或经验法,存在一定的局限性和不确定性。在煤层卸压方面,多数煤矿常采用大直径卸压钻孔、深孔爆破、煤层注水等卸压技术。但现场应用中发现,上述技术均存在一定的弊端,例如大直径钻孔卸压施工量较大,单孔卸压范围小,并且当钻孔塌孔后,需要反复施工<sup>[21]</sup>;深孔爆破现场扰动大,易造成巷道锚固结构损伤和破坏<sup>[22]</sup>;而煤层注水由于煤层原生裂隙发育,封孔存在一定的困难,达不到理想的效果<sup>[23]</sup>。综上所述,深井沿空巷道采取卸压措施时,如果卸压位置、卸压时机、卸压方式等选取不当,不仅无法达到预期的卸压效果,甚至可能诱导巷道变形失稳。因此,深入探究沿空巷道围岩卸压防控的理论基础与技术路径,对于保障深部煤炭资源的安全高效开采具有重大意义。

鉴于此,笔者在探讨深井沿空巷道围岩变形破坏特征及其原因的基础上,依据 Mohr-Coulomb 屈服准则,对深井沿空巷道围岩的应力分布及演化过程进行详细分析,阐述深井沿空巷道立体式卸压防控思想,开展工业性试验。研究成果可为深井沿空巷道围岩控制提供有益的借鉴和参考。

## 1 工程概况

某矿7312工作面位于730采区,主采3煤层,平均埋深980 m,煤层平均厚度9.5 m,煤层结构简单,赋存稳定,属近水平稳定厚煤层,采用综合机械化放顶煤回采工艺开采,割煤高度为3.5 m,放煤高度为6 m,全部垮落法管理顶板。7312工作面以西为7311采空区,与7311胶带巷道间隔5 m小煤柱,以南为南部轨道、胶带集中巷及底车场,东部和北部均为实炭区,工作面布置如图1所示。根据现场钻孔取心,7312工作面煤层上方赋存泥岩、细砂岩、粗砂岩和中砂岩等,岩层柱状如图1所示。根据煤岩冲击倾向性鉴定结果可知,3煤层为强冲击倾向性,顶底板为弱冲击倾向性。

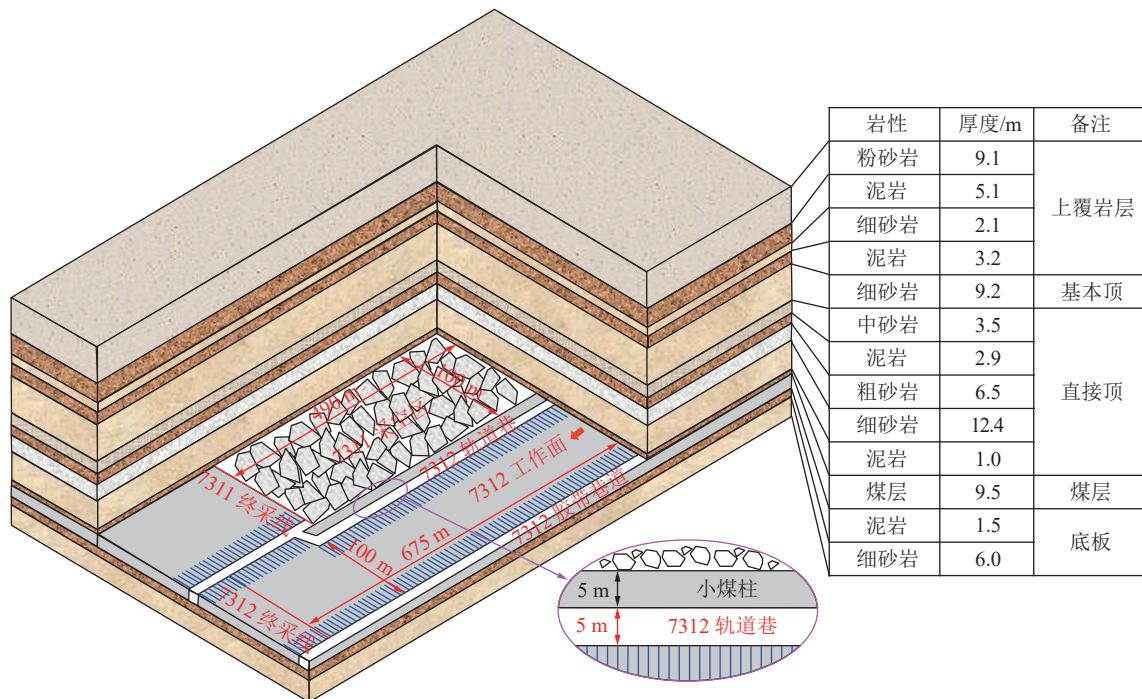


图 1 工作面和巷道布置

Fig.1 Layout of the panel and roadways

7312 轨道巷道为矩形断面, 宽度为 5 m, 高度为 3.8 m。西邻 7311 采空区, 间隔 5 m 宽的小煤柱, 采用“高强让压锚杆-锚索”联合支护, 如图 2 所示。7312 轨道巷道实体煤帮采用大直径钻孔卸压, 参数

如下: 钻孔直径 150 mm, 孔深 25 m, 开孔距巷道底板 0.5~1.5 m, 钻孔倾角与煤层一致, 强、中冲击危险区域钻孔间距分别为  $(2\pm0.4)$  m、 $(1\pm0.2)$  m, 如图 1 所示。

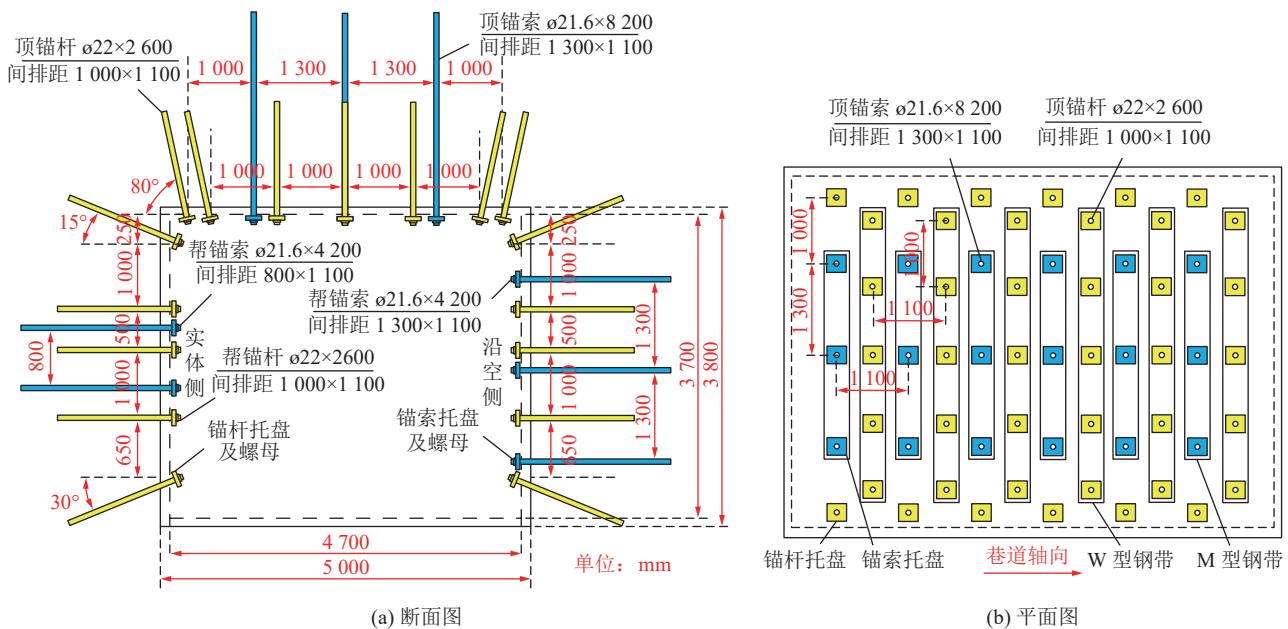


图 2 7312 轨道巷道支护参数  
Fig.2 Support parameters of 7312 head entry

7311 工作面采掘期间, 7311 胶带巷道两侧均采用大直径钻孔卸压, 钻孔参数与 7312 工作面一致,

由于现场条件所限, 7311 胶带巷道非回采侧 (7312 轨道巷道侧) 未进行切顶。

## 2 深井沿空巷道围岩变形破坏特征及其原因分析

### 2.1 深井沿空巷道变形破坏特征

7312工作面回采期间,在工作面前方80 m范围内,7312轨道巷道变形破坏特征主要有:顶板非对称

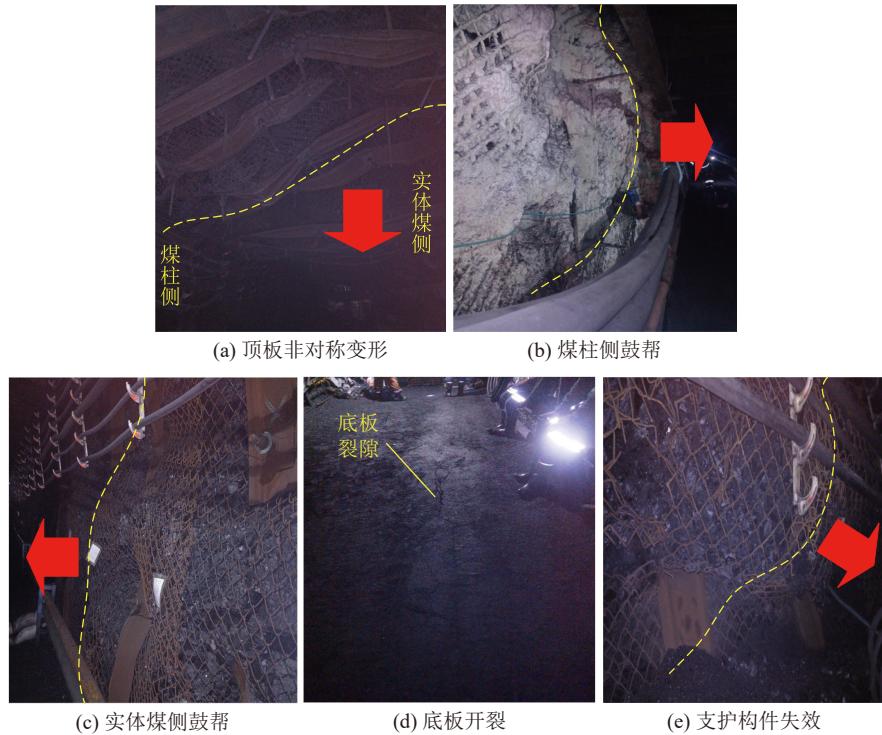


图3 7312轨道巷道围岩变形现场实照

Fig.3 Field photo of deformation of surrounding rock in the 7312 head entry

2)巷帮鼓帮。煤柱侧帮内挤变形突出、喷浆层开裂现象几乎贯穿整个巷道,实体煤帮向巷道内移近,局部鼓出严重,部分区域钢带断裂、锚网撕裂。煤柱侧帮内缩量大于实体煤侧,部分区域两帮收敛严重,两帮移近量达1 500~1 850 mm,已无法满足正常运输、行人及通风要求。

3)底板开裂。从巷道中间底臌量较大,底臌量达300~525 mm,沿巷道轴向出现裂纹,底角底臌量较小,整体为“n”字型分布。

4)支护构件失效频发。根据现场支护构件失效情况发现,在顶板、煤柱侧肩窝、煤柱侧帮等关键位置W型钢带严重弯曲变形、破断,锚网撕裂,托盘内陷,锚杆破断等现象。

### 2.2 深井沿空巷道变形破坏原因分析

7312工作面回采过程中,在超前支承压力作用下,岩块B将进一步发生回转、下沉。7312轨道巷道围岩受高静载(地应力)、采动应力(7312工作面

变形、鼓帮明显、底板开裂、支护构件失效等,如图3所示。具体如下:

1)顶板非对称变形。煤柱侧巷道顶板及肩窝部位围岩破碎严重,网兜现象明显,顶板下沉量达820~1 030 mm,实体煤层巷道顶板下沉量达250~355 mm,巷道顶板呈明显空间非对称。

超前支承压力)及岩块B回转共同作用,顶板出现非均称变形,煤柱和实体煤帮产生较大的应力集中,鼓帮、扩容、喷浆层开裂、锚固支护构件失效等现象显著,特别是煤柱侧肩窝变形突出,锚杆出现剪切破断,钢带弯曲变形、破断;实体煤帮大直径卸压孔塌孔,失去卸压作用。此外,叠加应力通过煤柱向底板传递,煤柱底板压缩变形,煤柱两侧底板偏应力增大,造成两侧底板向上挤出,出现底臌现象,如图4所示。

## 3 深井沿空巷道围岩应力分布及演化过程

由沿空巷道围岩变形破坏特征可知煤柱侧和实体煤侧具有显著的差异,巷道围岩的稳定性和变形破坏与其应力状态密切相关。基于Mohr-Coulomb屈服准则<sup>[24]</sup>可知,若莫尔应力圆在强度曲线内,则该点的应力状态是安全的,否则,是危险的,岩石出现破坏。基于这一思想,构建沿空巷道围岩应力

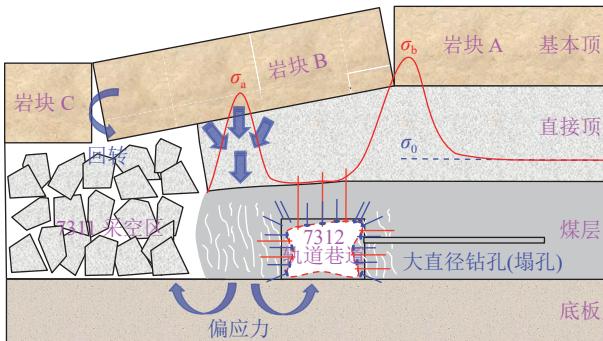


图 4 深井沿空巷道围岩变形破坏机制示意

Fig.4 Deformation and failure mechanism of surrounding rock of deep gob-side entry

状态演化分析模型, 分析沿空巷道服役期内围岩应力分布及演化过程。

根据沿空巷道采掘时空关系可分为以下 5 个阶段: 沿空巷道开挖前、沿空巷道开挖后、沿空巷道支护后、未受采动影响阶段、受采动影响阶段, 如图 5 所示。根据每个阶段围岩应力状态绘制应力圆和应力包络线的相对位置, 如图 6 所示。图 6a 为煤柱侧支护前围岩应力状态演化过程, 其中,  $c_a$  为煤柱侧支护前煤体内聚力;  $\varphi_a$  为煤柱侧支护前煤体内摩擦角。图 6c 为煤柱侧支护后围岩应力状态演化过程, 其中,  $c_{a1}$  为煤柱侧支护后煤体内聚力;  $\varphi_{a1}$  为煤柱侧支护后煤体内摩擦角;  $\sigma_1^{ia}$  ( $i$  取 1~5) 为煤柱侧煤体垂直应力;  $\sigma_3^{ia}$  为煤柱侧煤体围压; 莫尔应力圆半径为  $(\sigma_1^{ia} - \sigma_3^{ia})/2$ , 圆心为  $((\sigma_1^{ia} + \sigma_3^{ia})/2, 0)$ 。图 6b 为实体煤侧支护前围岩应力状态演化过程, 其中,  $c_b$  为实体煤侧支护前煤体内聚力;  $\varphi_b$  为实体煤侧支护前煤体内摩擦角。图 6d 为实体煤侧支护后围岩应力状态演化过程, 其中,  $c_{b1}$  为实体煤侧支护后煤体内聚力;  $\varphi_{b1}$  为实体煤侧支护后煤体内摩擦角;  $\sigma_1^{ib}$  为实体煤侧煤体垂直应力;  $\sigma_3^{ib}$  为实体煤侧煤体围压; 莫尔应力圆半径为  $(\sigma_1^{ib} - \sigma_3^{ib})/2$ , 圆心为  $((\sigma_1^{ib} + \sigma_3^{ib})/2, 0)$ 。为方便分析, 做如下假定: 在沿空巷道开挖前 (图 5a), 在内应力场范围内煤体, 距离上区段采空区较近的煤体定义为煤柱侧围岩, 较远的围岩定义为实体煤侧围岩<sup>[25]</sup>。由图 5a 可以发现, 受上区段工作面采动影响剧烈, 煤柱侧围岩相较于实体煤侧裂隙发育, 另外随距采空区距离的增加, 围压的限制作用明显, 但垂直应力变化不大, 因此可得  $\sigma_1^{ia} \approx \sigma_1^{ib}$ ,  $\sigma_3^{ia} < \sigma_3^{ib}$ ,  $c_a < c_b$ ,  $\varphi_a < \varphi_b$ 。

#### (I) 沿空巷道开挖前

上工作面回采后, 工作面侧向顶板失去了原有的支撑, 顶板在实体煤内发生断裂和回转下沉, 实体煤边缘处的煤体破裂严重, 导致实体煤内应力重分

布, 此时以基本顶断裂线为界将应力场划分为内应力场和外应力场<sup>[4,5,10,26]</sup>, 内应力场位于断裂线靠近煤壁边缘一侧, 其整体处于低应力状态, 为沿空巷道提供了良好的应力环境, 图 5a 为沿空巷道开挖前围岩应力状态。在这一阶段, 煤柱侧和实体煤侧围岩均处于三向应力平衡状态, 其煤柱侧应力圆 (图 6a 中 I<sub>a</sub>) 和实体煤侧应力圆 (图 6b 中 I<sub>b</sub>) 均远离包络线。

#### (II) 沿空巷道开挖后

沿空巷道开挖引起应力释放与集中, “内外应力场”重新分布, 在煤柱和实体煤内以“单峰”形式分布, 其中实体煤侧应力峰值  $\sigma_{a2}$  和煤柱侧应力峰值  $\sigma_{b2}$  均大于原岩应力, 煤柱侧、实体煤侧以及顶板均产生一定区域的破裂, 如图 5b 所示。在这一阶段, 围岩由三向应力状态转变为双向应力状态,  $\sigma_3^{2a}$  和  $\sigma_3^{2b}$  降为 0,  $\sigma_1^{2a}$  和  $\sigma_1^{2b}$  增大至  $(2 \sim 3)\sigma_0$ <sup>[27-28]</sup>, 该调整过程是瞬时完成的。此时, 煤柱侧应力圆 (图 6a 中 II<sub>a</sub>) 和实体煤侧应力圆 (图 6b 中 II<sub>b</sub>) 均与包络线相割, 围岩产生破坏。因此, 应尽快对巷道围岩采取支护措施, 改善巷道围岩应力状态, 减少围岩破坏范围。

#### (III) 沿空巷道支护后

巷道开挖后常采用锚杆 (索) 进行及时支护, 锚杆和锚固区域的煤岩体相互作用形成统一的锚固承载结构。通过径向锚固力 (预紧力) 对围岩施加围压, 压实锚固承载结构内缝隙, 增强缝隙之间的摩擦力, 抑制锚固区内围岩不连续、不协调的扩容变形, 提升锚固围岩的强度, 使围岩由双向应力状态向三向应力状态转变。该阶段, 煤体黏聚力和煤体内摩擦角均提高,  $c_a < c_{a1}$ ,  $c_b < c_{b1}$ ,  $\varphi_a < \varphi_{a1}$ ,  $\varphi_b < \varphi_{b1}$ , 进而煤柱侧和实体煤柱侧包络线均提高。 $\sigma_3^{2a}$  和  $\sigma_3^{2b}$  由 0 提高至  $\sigma_3^{3a}$  和  $\sigma_3^{3b}$ ,  $\sigma_1^{2a}$  和  $\sigma_1^{2b}$  降低至  $\sigma_1^{3a}$  和  $\sigma_1^{3b}$ , 煤柱侧应力圆 (图 6c 中 III<sub>a</sub>) 和实体煤侧应力圆 (图 6d 中 III<sub>b</sub>) 均在包络线以内, 巷道处于相对稳定状态。

#### (IV) 未受采动影响阶段

采空区矸石、煤柱和实体煤帮是支撑关键块 B 及其上覆岩层质量的主体。煤柱在关键块 B 及其上覆岩层长时间作用, 其内部原生裂隙发育, 破裂区增大, 强度降低, 产生一定的压缩变形, 煤柱压缩后关键块 B 以断裂线为轴, 缓慢向下回转, 此时, 实体煤侧受关键块 B 的回转、下沉影响, 其破裂区也进一步增大, 煤柱及实体煤侧应力集中程度显著提高, 如图 5d 所示。该阶段,  $\sigma_1^{3a}$  和  $\sigma_1^{3b}$  增大至  $\sigma_1^{4a}$  和  $\sigma_1^{4b}$ , 煤柱侧应力圆 (图 6c 中 IV<sub>a</sub>) 和实体煤侧应力圆 (图 6d 中 IV<sub>b</sub>) 逼近包络线, 前者逼近程度大于后者, 此时巷道处于破坏临界状态。

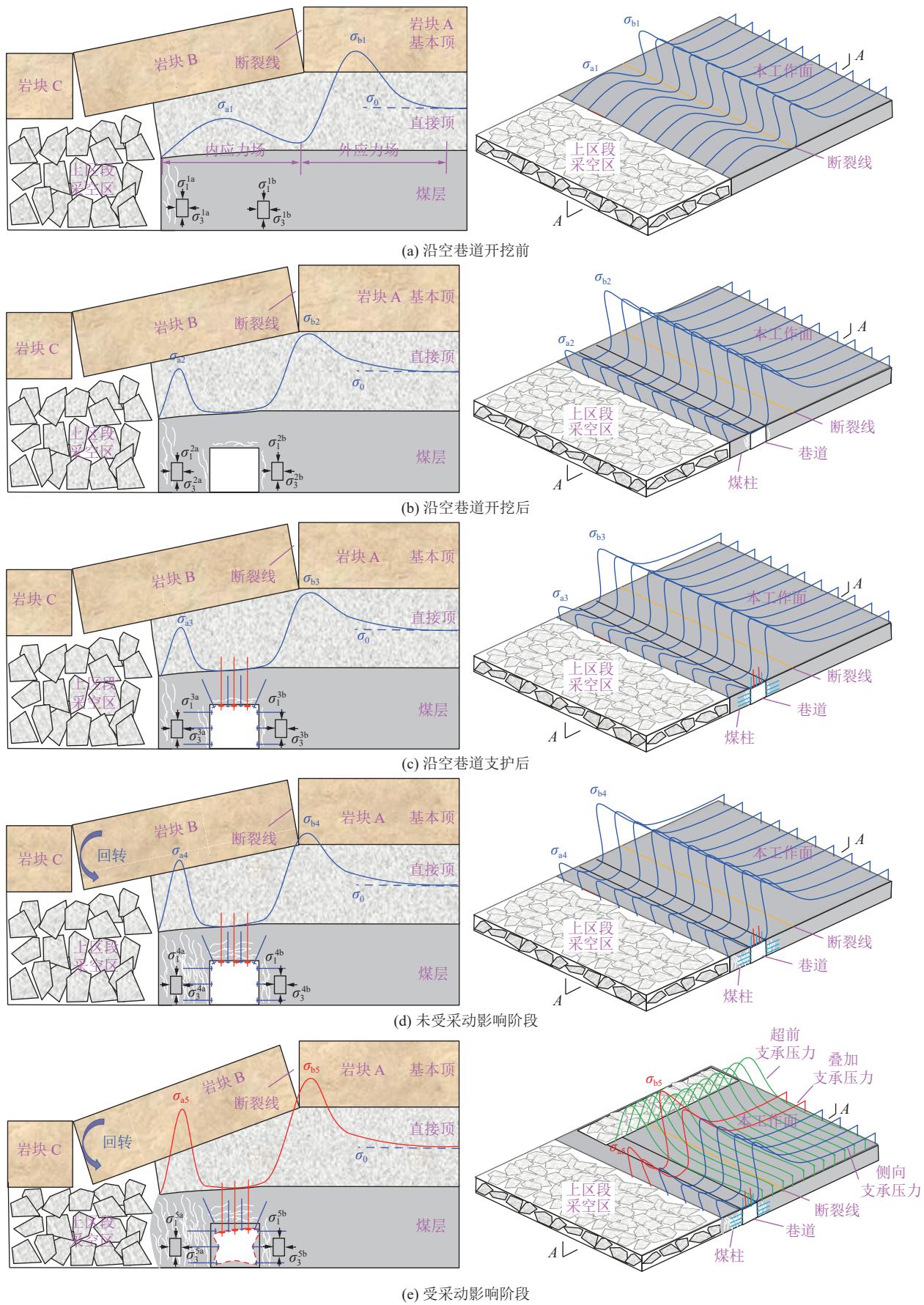


图 5 沿空巷道服役期间围岩应力与变形演化过程

Fig.5 Evolution of surrounding rock stress and deformation during the service of gob-side entry

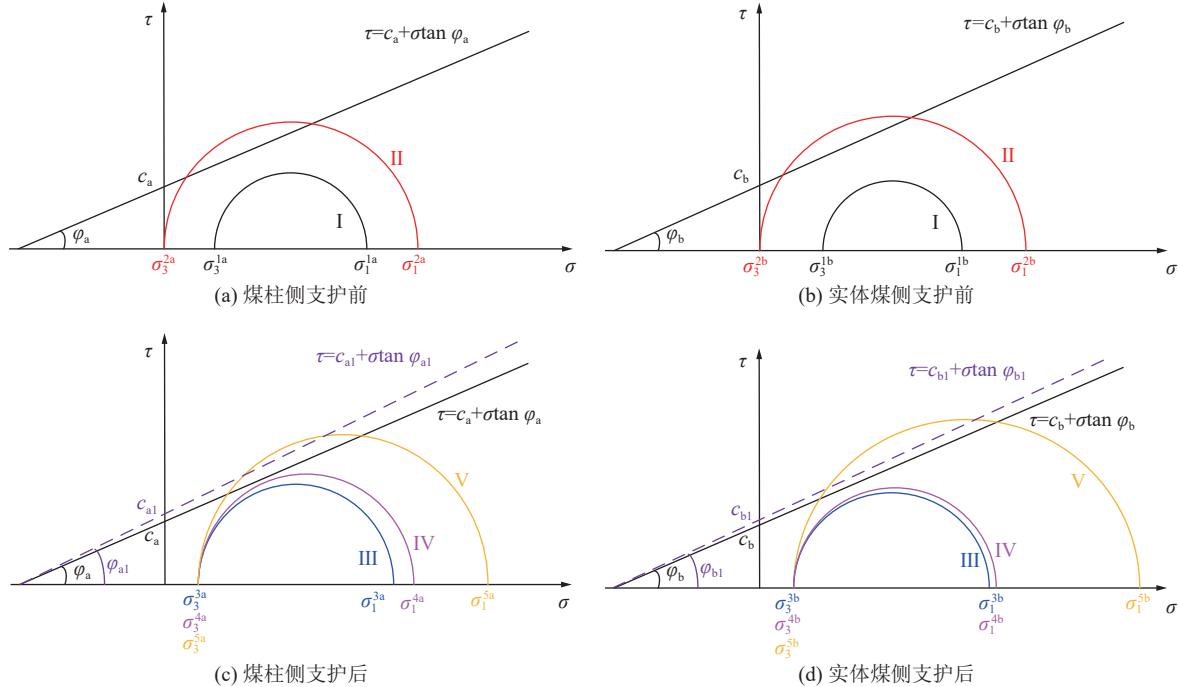


图 6 沿空巷道服役期间围岩应力状态演化过程

Fig.6 Evolution of surrounding rock stress state during the service of gob-side entry

### (V) 受采动影响阶段

本工作面回采过程中,超前支承压力和侧向支承压力相互叠加,煤柱在叠加应力作用下,发生严重塑性变形,岩块B发生大幅度的回转、下沉,巷道围岩活动剧烈,顶板下沉、鼓帮、底臌、锚固支护构件失效、卸压钻孔塌孔等现象显著,煤柱侧和实体煤侧均产生较大的应力集中,如图5e所示。这一阶段,  $\sigma_1^{5a}$  和  $\sigma_1^{5b}$  增大至  $(5 \sim 7)\sigma_0$ <sup>[28]</sup>, 煤柱侧应力圆(图6c中V<sub>a</sub>)和实体煤侧应力圆(图6d中V<sub>b</sub>)突破包络线,围岩发生变形破坏甚至失稳。

综上所述,沿空巷道服役期间导致煤柱侧变形破坏的主要因素为高静载、岩块B回转、采动应力、围岩力学性质;导致实体煤侧变形破坏的主要因素为高静载、采动应力、围岩卸压效果、巷道支护强度、岩块B回转、围岩力学性质。因此,为保证沿空巷道服役期间稳定性,应采用相应的技术手段针对不同因素进行调控,以此提高  $\sigma_3$  或减小  $\sigma_1$ ,缩小摩尔应力圆半径,增大摩尔应力圆与包络线之间的距离。

## 4 深井沿空巷道立体式卸压防控原理

高静载与巷道埋深有关,通过人为干预手段很难从根本上降低或弱化。因此,目前主要根据现场实际情况采用人为干预手段调控采动应力、岩块B回转等其余5种影响因素,以此提高  $\sigma_3$  或减小  $\sigma_1$ ,实现深部沿空巷道围岩稳定性控制。对于深部沿空巷

道常采用高强锚网索联合支护、注浆加固支护、架棚等加强支护方式提高巷道支护强度、实现围岩物理改性,但巷道仍出现变形破坏、支护构件失效现象。基于沿空巷道覆岩“大、小结构”理论<sup>[29]</sup>可知,这主要是由于加强支护法仅仅改变沿空巷道“小结构”围岩力学性质,并未改变深部岩层“大结构”以及降低采动应力的影响,未从根本上改善沿空巷道的应力环境。因此,对于深部沿空巷道的稳定性控制,应在巷道围岩加强支护的基础上,结合现场实际情况进行相应的卸压及阻隔措施,降低巷道围岩垂直应力  $\sigma_1$ ,改善沿空巷道的应力环境。

基于上述分析,提出了以“应力主动干预”为核心思想的深井沿空巷道立体式防控技术体系,即采用人为干预手段在沿空巷道周围构建立体式卸压保护圈层,以此破坏沿空巷道覆岩结构的完整性,降低岩块B与沿空巷道之间的应力传导,阻隔和弱化采动应力影响,转移巷道围岩应力集中区,提升沿空巷道卸压效果,改善沿空巷道应力环境,强化沿空巷道的稳定性。基于这一思想,沿空巷道立体式卸压防控体系最佳实施时机应在沿空巷道支护后(图5c)或未受采动影响阶段(图5d)进行卸压防控。沿空巷道立体式卸压防控体系实施对象主要针对岩块B、实体煤上方坚硬顶板、实体煤应力集中区3个区域,如图7a所示。通过构建深井沿空巷道立体式卸压防控理论模型和莫尔应力圆进一步分析沿空巷道立体

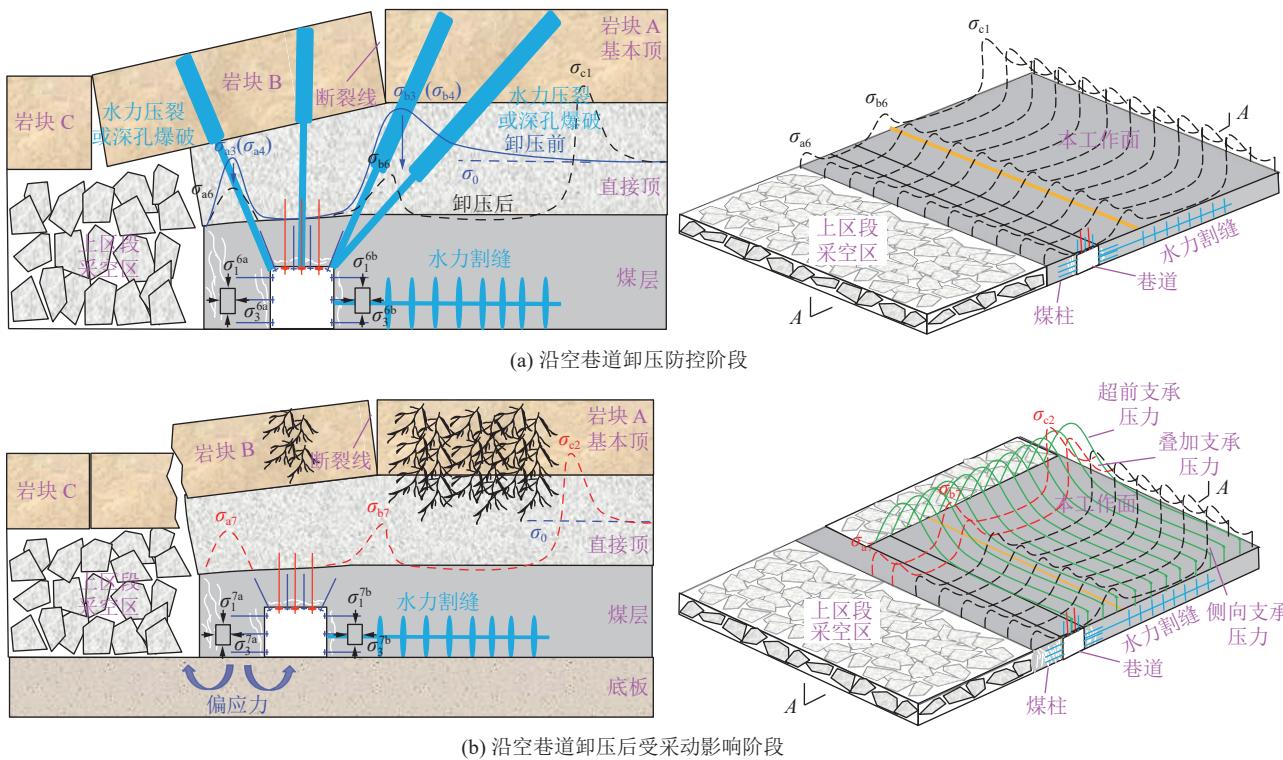


图7 深井沿空巷道立体式卸压防控原理示意

Fig.7 Three-dimensional pressure relief and control principle of deep gob-side entry

式卸压防控体系应力状态演化过程。

#### 4.1 沿空巷道卸压防控阶段

1) 煤柱侧。岩块B对煤柱及沿空巷道的稳定性影响最大。当前常采用高压水力压裂或深孔爆破等方式破坏其完整性,将“长臂梁”变为“短臂梁”,切断采空区上方顶板与巷道围岩之间的力学联系,降低巷道顶板、煤柱承载力和底板的偏应力,改善沿空巷道的应力环境。在这一阶段,煤柱侧集中应力由 $\sigma_{a3}(\sigma_{a4})$ 降低至 $\sigma_{a6}$ (图7a), $\sigma_1^{3a}$ 降低至 $\sigma_1^{6a}$ ,进而煤柱侧包络线降低。煤柱侧应力圆(图8a中VI<sub>a</sub>)半径小于支护后应力圆III<sub>a</sub>半径。需注意的是,煤柱侧卸压对象为岩块B,因此,煤柱侧煤体黏聚力和煤体内摩擦角仍分别为 $c_{al}$ 和 $\varphi_{al}$ 。

2) 实体煤侧。实体煤侧主要受采动应力、实体煤卸压效果影响。因此针对实体煤侧主要从上述2个方面进行防控。

采动应力以岩层为传播介质,其大小、传播路径与岩层完整性密切相关,岩层完整性较好时,应力相对较大,反之,应力较小,传播路径分散。因此,采用高压水力压裂或深孔爆破等方式劣化实体煤上方坚硬顶板,形成一定区域的阻隔层,采动应力经过阻隔层的散射、吸收后,作用在沿空巷道围岩的应力将大幅度降低。

在叠加应力共同作用下,实体煤帮大直径卸压钻孔容易塌孔、压实,失去卸压作用,巷道围岩形成高应力集中区。因此,沿空巷道立体式卸压防控体

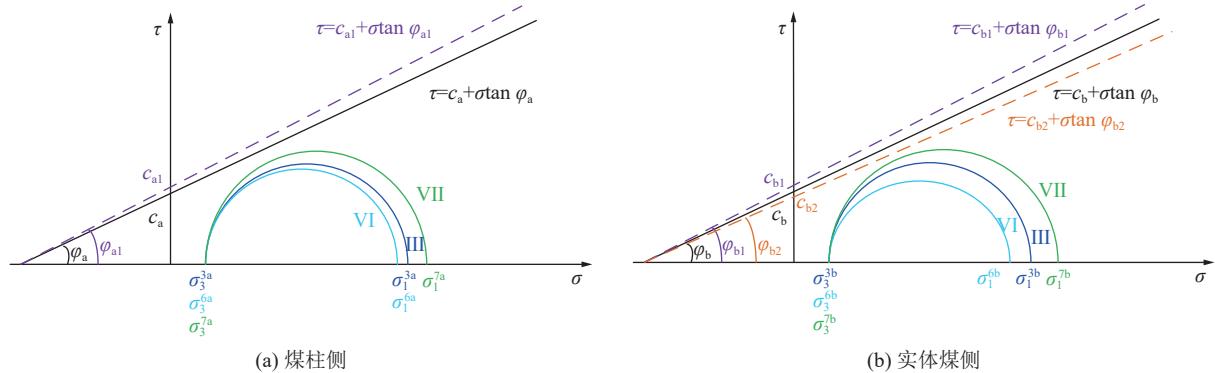


图8 沿空巷道立体式卸压防控围岩应力状态演化过程

Fig.8 Stress state evolution of surrounding rock subject to three-dimensional pressure relief and control in gob-side entry

系中,采用高压水力割缝或煤层机械扩孔等进行煤体卸压。煤体高压水力割缝或煤层机械扩孔等后,在煤体中能够形成较大的卸压区域,使得割缝区域煤体发生永久屈服变形,失去积聚高弹性能的能力,将应力集中区域向深部转移。

3)巷道上方。采用高压水力压裂或深孔爆破等方式破坏巷道上方关键块B,一方面能够降低采动应力对巷道的影响,另一方面从根本上控制关键岩块B的回转下沉,同时,巷道顶板破坏区域与实体煤侧顶板破坏区域联合形成立体式卸压保护圈层。

该阶段,实体煤侧集中应力分布由割缝或煤层机械扩孔前的“单峰型”转变为“驼峰型”,应力峰值关系为:  $\sigma_{b6} < \sigma_0 < \sigma_{b3}(\sigma_{b4}) < \sigma_{c1}$ <sup>[30]</sup>(图 7a), 应力高峰区向深部转移,巷道近场围岩的应力集中程度降低,  $\sigma_1^{3b}$  降低至  $\sigma_1^{6b}$ 。实体煤侧煤体黏聚力和煤体内摩擦角均降低,  $c_{b2} < c_b < c_{b1}$ ,  $\varphi_{b2} < \varphi_b < \varphi_{b1}$ , 进而实体煤侧包络线降低。实体煤侧应力圆(图 8b 中  $\text{VII}_b$ )半径小于支护后应力圆  $\text{III}_b$  半径。

#### 4.2 沿空巷道卸压后受采动影响阶段

1)煤柱侧。煤柱侧受本工作面超前支承压力影

响后,关键块B沿切顶线与主体脱离,向采空区滑落,巷道应力环境得到改善,煤柱侧集中应力由  $\sigma_{a6}$  增加至  $\sigma_{a7}$ (图 7b),  $\sigma_1^{6a}$  增大至  $\sigma_1^{7a}$ , 但煤柱侧应力圆(图 8a 中  $\text{VII}_a$ )仍处于包络线内,煤柱侧处于稳定状态。

2)实体煤侧。煤体采用高压水力割缝或煤层机械扩孔等卸压后,近场围岩的应力集中程度低于  $\sigma_0$ ,并且采动应力经过阻隔层的散射、吸收后,作用在沿空巷道围岩的应力将大幅度降低。在这一阶段,  $\sigma_1^{6b}$  增大至  $\sigma_1^{7b}$ , 但实体煤侧应力圆(图 8a 中  $\text{VII}_b$ )仍处于包络线内,实体煤侧处于稳定状态。

### 5 深井沿空巷道立体式卸压防控数值模拟

#### 5.1 模型建立

为验证深井沿空巷道立体式卸压防控原理的有效性,接下来以 7311 和 7312 工作面工程概况为背景建立 Flac 3D 数值模型进行校验。

Flac 3D 模型尺寸为 285 m×320 m×72 m(长×宽×高),两侧各留有 30 m 保护煤柱,共划分 3 175 500 个单元,如图 9 所示。四周和底部设置位移约束,上部施加 22.68 MPa 的均布载荷,根据矿区原位应力测

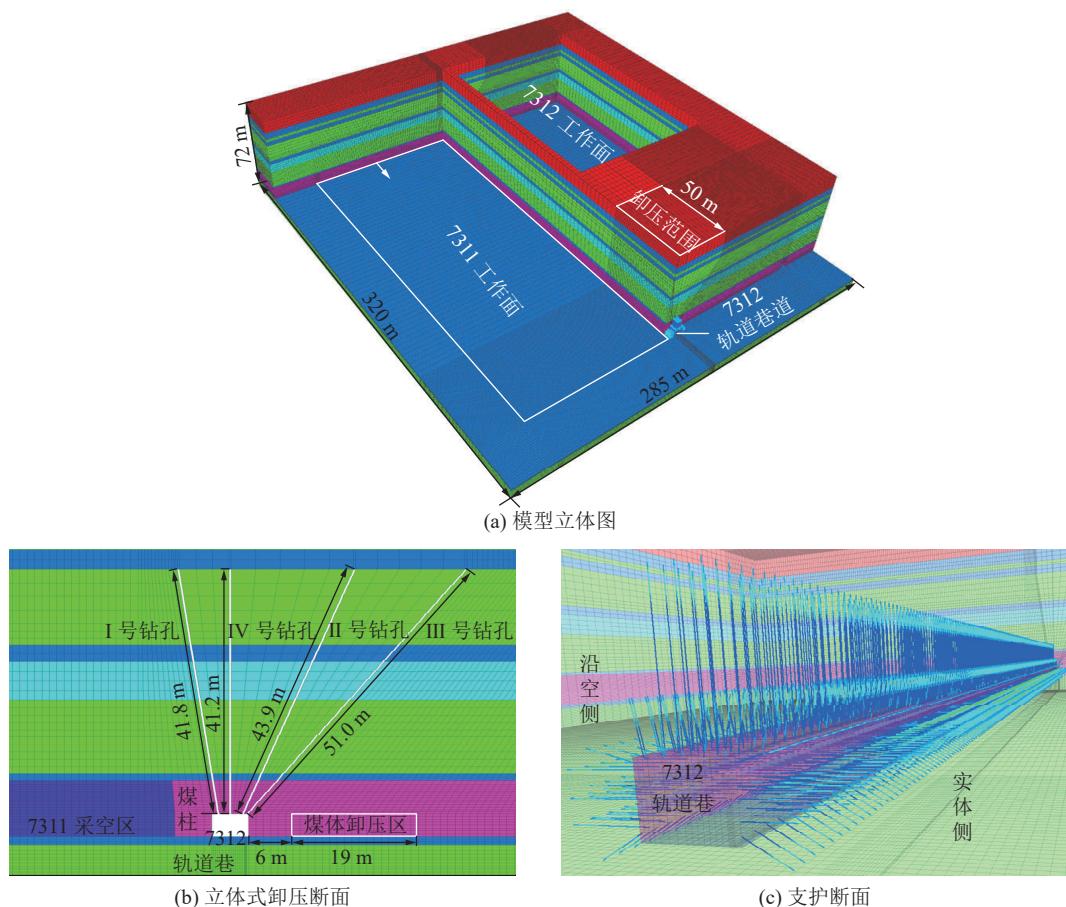


图 9 数值模型立体图

Fig.9 Numerical model

试结果,工作面走向和倾向的侧压系数分别设定为1.60和0.88。巷道围岩采用Mohr-Coulomb本构模型,锚杆(索)采用cable结构单元,为能够近似等效模拟采空区矸石压实特性,采用双屈服模型对采空区进行填充,锚杆(索)材料参数见表1,双屈服模型力学参数见表2,煤岩体力学参数见表3。7312工作面卸压范围为50 m,其中顶板卸压区域基于预先设

计的切割参数进行分组,并采用“model null”模型命令用于待切割的组,以模拟顶板卸压<sup>[31]</sup>,具体参数如图9所示;煤体采用参数弱化(即将该区域的物理力学参数进行折减)的方式来模拟卸压,7312工作面煤体采用水力割缝进行卸压,相较于大直径钻孔等措施,其卸压程度更大,结合文献[32]中的研究结果弱化系数设定为0.2。

表1 锚杆(索)材料参数  
Table 1 Material parameters of bolts (cables)

构件	弹性模量/GPa	横截面积/cm <sup>2</sup>	周长/m	黏结力/MPa	黏结刚度/(MN·m <sup>-2</sup> )	拉断载荷/kN
锚杆	200	3.8	0.069	1×10 <sup>6</sup>	2×10 <sup>7</sup>	239
锚索	195	3.8	0.069	1×10 <sup>6</sup>	2×10 <sup>7</sup>	706

表2 双屈服模型力学参数<sup>[33]</sup>  
Table 2 Mechanical parameters of the double yield model<sup>[33]</sup>

密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	剪胀角/(°)
1 700	7.6	2.55	0.001	30	8

表3 煤岩体物理力学参数  
Table 3 Physical and mechanical parameters of coal rock mass

岩性	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	厚度/m
粉砂岩	2 550	10.3	9.5	5.65	5.32	33	9.1
泥岩	2 680	5.70	4.10	5.89	5.96	30	5.1
细砂岩	2 700	11.60	8.50	5.56	5.30	33	2.1
泥岩	2 680	5.70	4.10	5.89	5.96	30	3.2
细砂岩	2 700	11.60	8.50	5.56	5.30	33	9.2
中砂岩	2 650	9.20	8.10	5.12	4.98	31	3.5
泥岩	2 680	5.70	4.10	5.89	5.96	30	2.9
粗砂岩	2 650	8.20	7.10	4.99	5.06	34	6.5
细砂岩	2 700	11.60	8.50	5.56	5.30	33	12.4
泥岩	2 680	5.70	4.10	5.89	5.96	30	1.0
煤层	1 400	3.58	1.45	0.80	0.45	27	9.5
泥岩	2 680	5.70	4.10	5.89	5.96	30	1.5
细砂岩	2 700	11.60	8.50	5.56	5.30	33	6.0

## 5.2 模拟结果分析

图10、图11展示了未卸压与卸压后沿空巷道围岩垂直应力分布及其演化过程。在7311工作面回采影响下,侧向煤体内产生支承压力,其应力峰值为60 MPa;7312轨道巷道开挖和支护导致垂直应力重新分布,煤柱侧和实体煤侧应力峰值分别调整为47.9 MPa、60.3 MPa(开挖后)以及52.5 MPa、72 MPa(支护后)。在未实施卸压的情况下,受7312工作面

采动影响,煤柱侧和实体煤侧应力峰值均显著增加,分别为57.8 MPa、78.9 MPa,相较于支护后应力状态,煤柱侧和实体煤侧分别提升了10%、9.6%,如图11a所示。然而,当在7312轨道巷道实施立体式卸压防控技术后,7312工作面的采动对巷道围岩应力状态的影响得到了显著改善。煤柱侧和实体煤侧应力峰值显著降低至23.0 MPa、6.9 MPa,相较于支护后状态,煤柱侧和实体煤侧分别降低了56.2%、90.4%,如

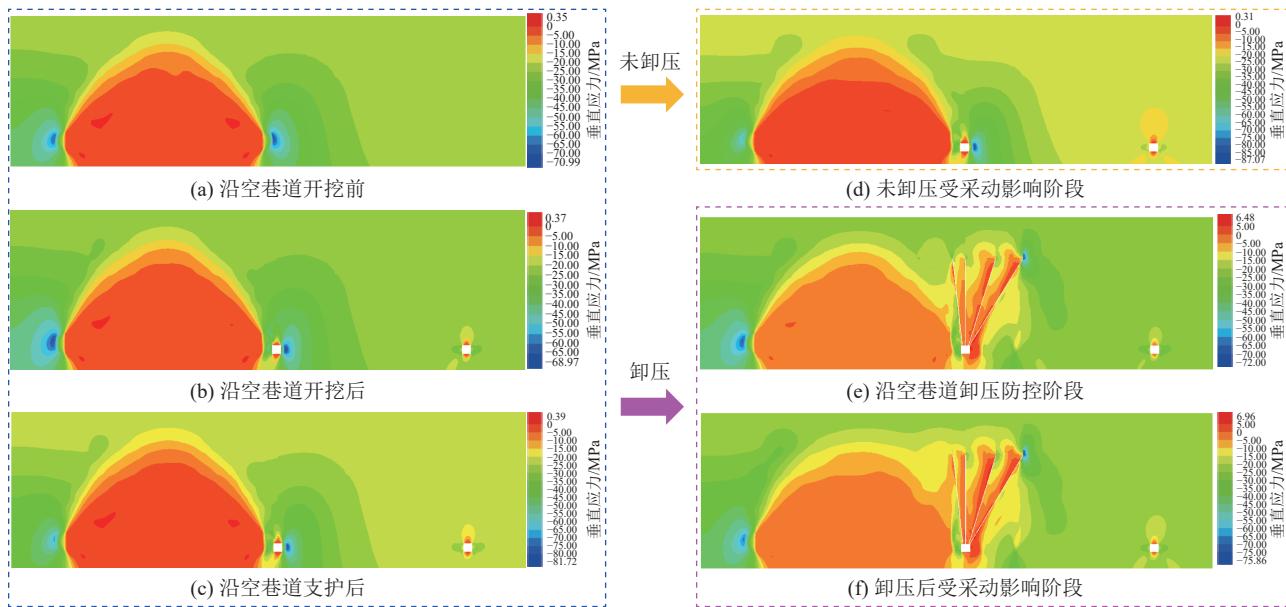
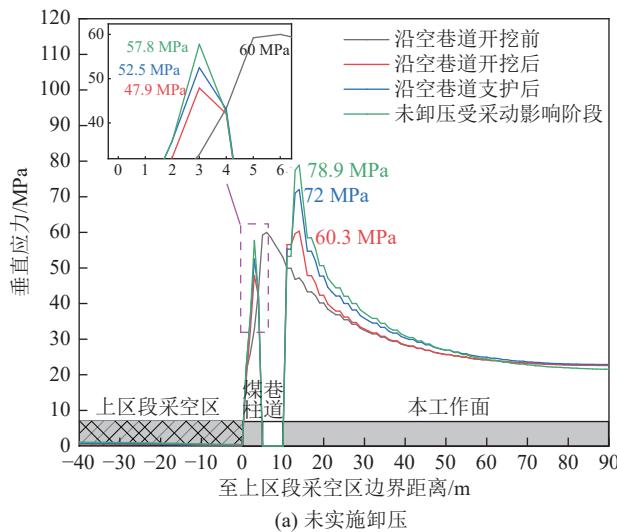


图 10 未卸压与卸压后沿空巷道围岩垂直应力分布

Fig.10 Vertical stress distribution of surrounding rock in gob-side entry with and without pressure relief



(a) 未实施卸压

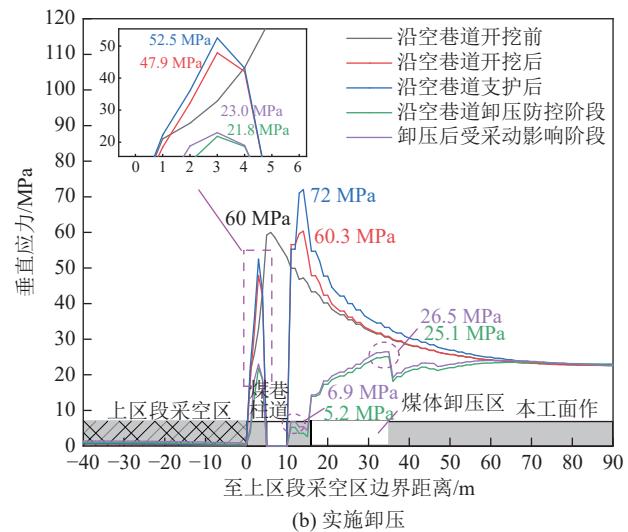


图 11 未卸压与卸压后沿空巷道围岩垂直应力变化

Fig.11 Vertical stress changes of surrounding rock in gob-side entry with and without pressure relief

图 11b 所示。以上分析结果表明, 深井沿空巷道实施立体式卸压防控技术能够降低岩块 B 与沿空巷道之间的应力传导, 阻隔和弱化采动影响, 转移巷道围岩集中应力, 提升沿空巷道卸压效果, 改善沿空巷道应力环境。

## 6 工程实践

### 6.1 施工参数确定

为提升防治冲击地压的有效性及时效性, 矿井引进了 GF-100 型超高压水力割缝设备和 ZYWL-4000Y 型煤矿用双履带全液压钻机用于冲击地压防治。基于现有设备基础及现场工程条件, 岩块 B、煤

层上方坚硬顶板采用高压水力“钻-割-压”一体化技术进行切顶卸压, 巷道上方顶板采用深孔预裂爆破, 实体煤帮采用高压水力割缝技术。

对于高压水力“钻-割-压”一体化切顶卸压技术、顶板深孔预裂爆破技术、巷帮高压水力割缝技术的现场施工参数确定方法笔者已在前期开展了系列研究<sup>[33-34]</sup>, 限于篇幅限制, 本文仅给出 7312 轨道巷道立体式卸压防控技术施工设计, 如图 12 所示。工程实践区选择 7312 轨道巷道距开开切眼 400~450 m。I 号钻孔为关键块 B 切顶钻孔, 孔间距为 10 m, 钻孔开口端距煤柱帮肩角 0.5 m, 角度为 83°, 钻孔直径为 94 mm, 长度为 41.8 m, 布置 4 个压裂点, 最浅压

裂点距孔口 32.8 m, 压裂点间隔 2.5 m<sup>[33]</sup>。Ⅱ号和Ⅲ号钻孔为工作面上方坚硬顶板劣化钻孔, 孔间距均为 10 m, 其中Ⅱ号钻孔开口端位于巷道肩角, 角度为 70°, 长度为 43.9、12.4 和 9.2 m 的细砂岩层各布置 4 个压裂点, 压裂点间隔 3.0 m, 孔间距为 10 m; Ⅲ号钻孔开口端也位于巷道肩角, 角度为 54°, 长度为

51 m, 9.2 m 的细砂岩层布置 5 个压裂点, 压裂点间隔 3.0 m, 12.4 m 的细砂岩层布置 3 个压裂点, 压裂点间隔 3.5 m。Ⅳ号钻孔为顶板深孔爆破钻孔, 开口端位于巷道中间, 角度为 90°, 钻孔直径为 94 mm, 长度为 40 m, 装药长度为 7.2 m, 封孔长度为 16.0 m, 孔间距为 10 m, 单孔装药量为 14.4 kg。

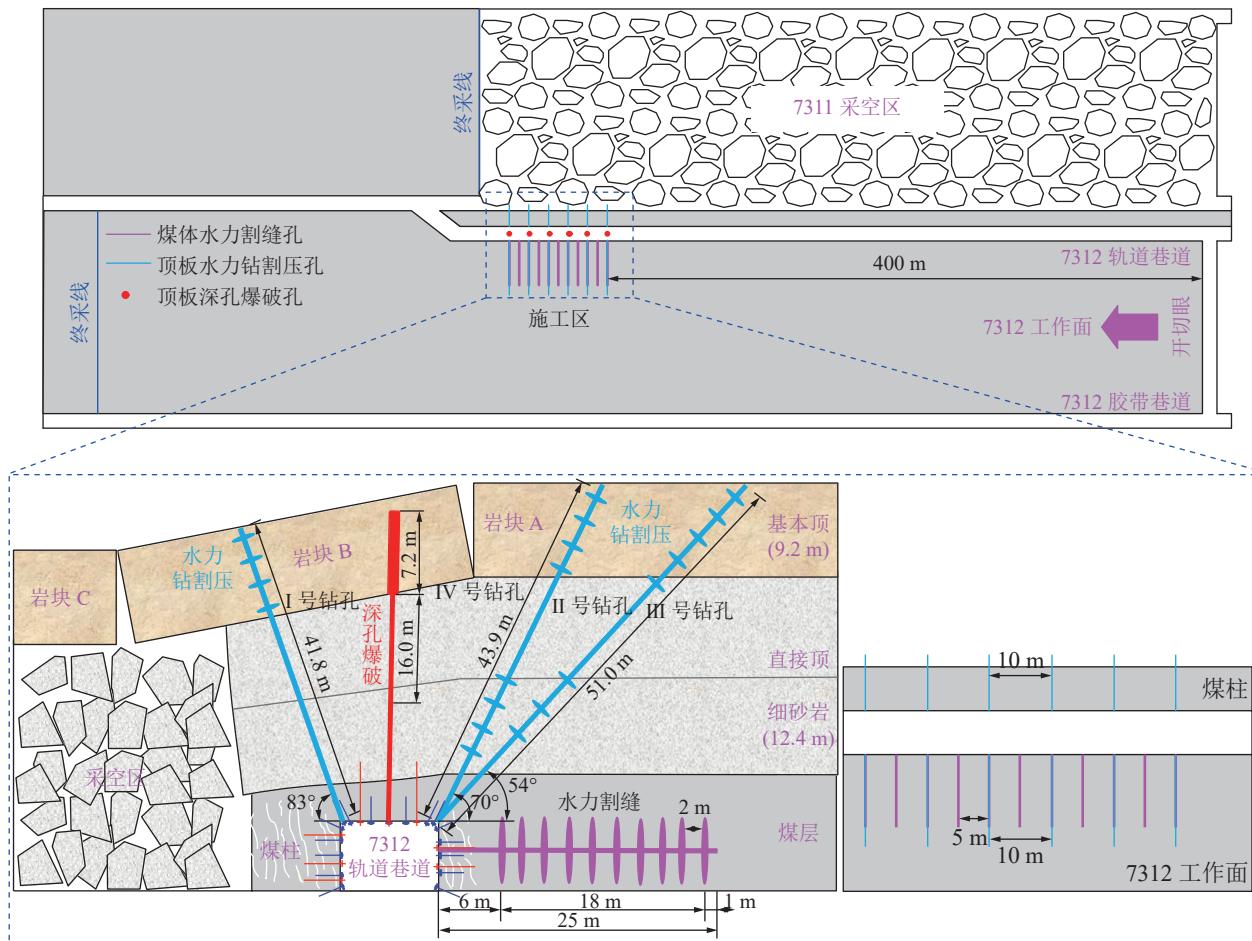


图 12 立体式卸压防控技术施工参数

Fig.12 Parameters of the three-dimensional pressure relief and control technology

7312 轨道巷道生产帮高压水力割缝参数设计如下:共施工 11 个割缝孔, 孔间距为 5 m、割缝长度为 25 m、缝槽间距为 2 m、最浅割缝位置距巷帮 6 m、为防止抱钻, 最深割缝位置距孔底 1.0 m<sup>[34]</sup>。

## 6.2 设备研发

井下顶板高压水力压裂技术主要包括打孔、封孔、注水压裂 3 个阶段。其中, 封孔阶段是将封孔器推送至设计压裂位置, 利用手压泵将封孔器气囊鼓起, 与孔壁紧密接触, 封孔压力为 16~18 MPa。对于传统的封孔方式存在以下缺点: 封孔器采用人工推送, 当压裂孔较长时, 需要 6~7 个人轮流换班推送, 推送速度慢, 劳动强度大, 并且推送期间极易发生窜

杆, 严重影响顶板压裂效率, 存在极大的人身安全隐患。针对上述问题, 研发了 ZQJL-80/2.0S 气动封孔器输送机, 该设备可实现封孔器的快速推送。

ZQJL-80/2.0S 气动封孔器输送机 (图 13) 以井下风管气体为动力, 实现封孔器的快速推送与回撤。该设备具有体积小、质量轻、易组装、倾角易调节等优势, 能够适应断面小、坡度大等复杂条件巷道。相对于传统人工推送方式, 该设备推进效率高, 推进速度达 1.2 m/min, 并且仅需 2 人操作即可实现封孔器的推送与回撤, 人工成本降低 60%。

## 6.3 现场实施

1) 煤体高压水力割缝。7312 轨道巷道生产帮高

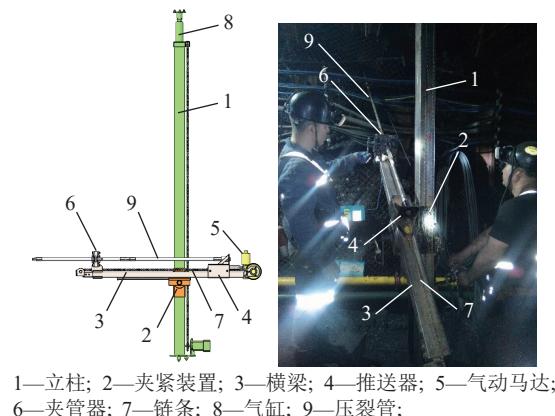


图 13 ZQJL-80/2.0S 气动封孔器输送机

Fig.13 ZQJL-80/2.0S pneumatic borehole sealer conveyor

压水力割缝分为钻孔和割缝 2 个阶段。其中钻孔阶段: 采用常压水, 在钻进至设计深度后, 停止钻进; 割缝阶段: 从距孔底 1 m 处开始往孔口方向割缝, 割缝水压为 100 MPa, 钻机钻速为 120 r/min, 单缝槽割缝时间为 7~8 min, 割缝期间高压水夹渣着煤渣排出,

如图 14 所示。

2) 高压水力钻-割-压劣化顶板。高压水力钻割压劣化顶板施工流程包括钻孔-割缝阶段、钻孔窥视阶段、封孔、水力压裂阶段 4 个阶段, 如图 15、图 16 所示。其中钻孔-割缝阶段(图 15a、16a), 割缝水压为 90~100 MPa, 每刀割缝时间为 6~7 min, 割缝期间, 随水流冲刷出较多的直径为 2~8 mm 的岩石渣粒; 钻孔窥视阶段(图 15b、图 16b)采用钻孔窥视仪确定割缝效果以及确定割缝位置, 为后续水力压裂做准备, 由窥视结果可知, 高压水力能在孔壁形成 4~6 cm 宽的缝槽; 封孔阶段(图 15c、图 16c)采用 ZQJL-80/2.0S 气动封孔器输送机将封孔器推送至压裂位置, 然后利用快速封孔装置快速封孔, 封孔压裂为 16~18 MPa; 压裂阶段(图 15d、图 16d), 由于缝槽的存在, 起裂压力在 20~30 MPa, 压裂期间, 压裂区域发出“叭叭”声或剧烈响声, 这主要是由于裂隙在水流的作用下发生扩展延伸, 压裂一段时间后, 邻孔出水。

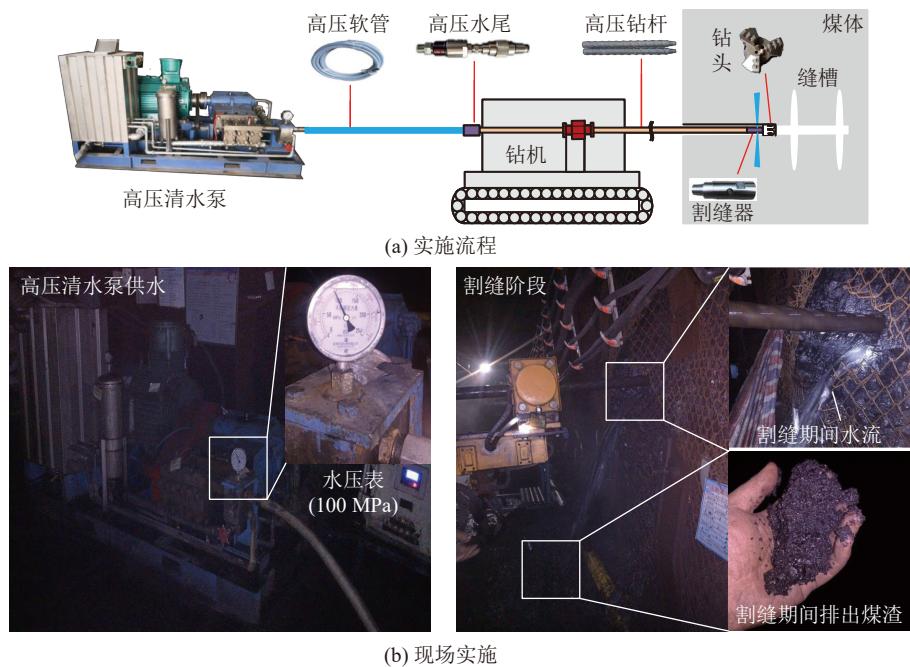


图 14 煤体高压水力割缝示意

Fig.14 Schematic diagram of high-pressure hydraulic slotting on the solid coal side

3) 深孔爆破预裂顶板。深孔爆破预裂顶板施工流程包括钻孔、装药、封孔 3 个阶段, 如图 17 所示, 具体爆破参数前文已叙述, 此处不再赘述。

#### 6.4 效果检验

由于沿空巷道立体式卸压防控为深部岩体隐蔽性工程, 在施工后难以立即了解其卸压效果。因此本文通过对比卸压前后实体煤帮煤粉钻屑量、煤柱

应力变化来评价沿空巷道立体式卸压的可靠性。其中煤柱侧布置 3 个钻孔应力计, 孔深 2 m, 间距 10 m; 实体煤侧布置 3 个钻屑孔, 孔深 14 m, 测站布置如图 18 所示。

钻屑法是在煤层中施工钻孔, 根据每米排除的煤粉量及其变化规律和钻进过程中有关的动力现象鉴别冲击危险的方法<sup>[35]</sup>。由图 19 可知, 7312 轨道巷

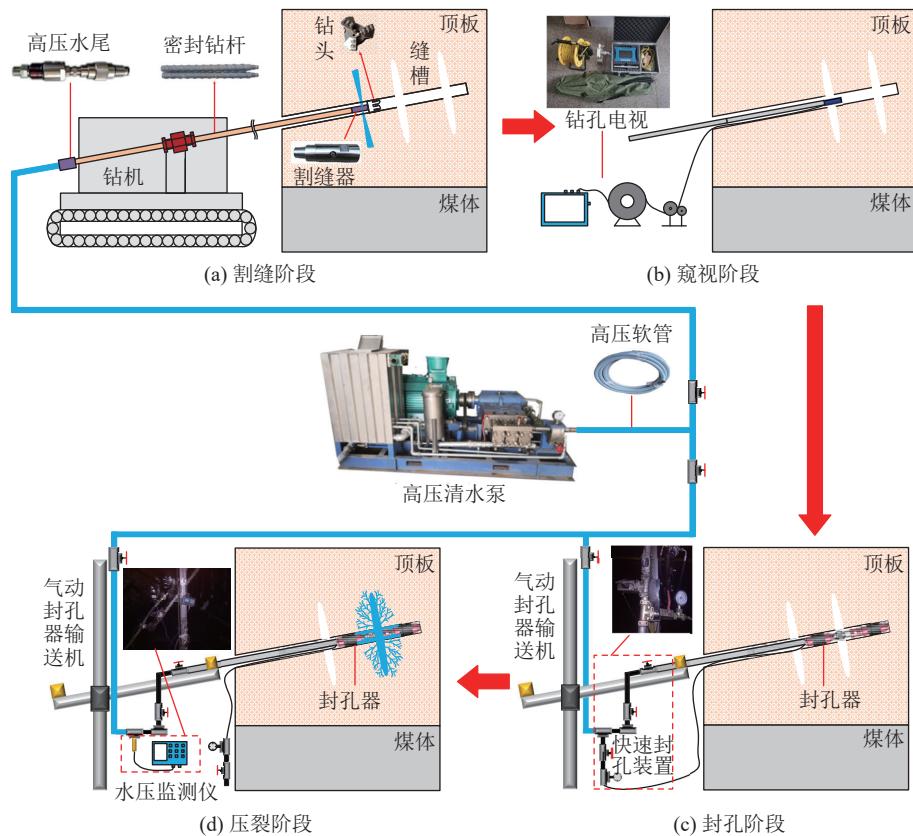


图 15 高压水力钻割压劣化顶板施工流程

Fig. 15 Construction process of roof deterioration by high-pressure hydraulic drilling-slitting-fracturing

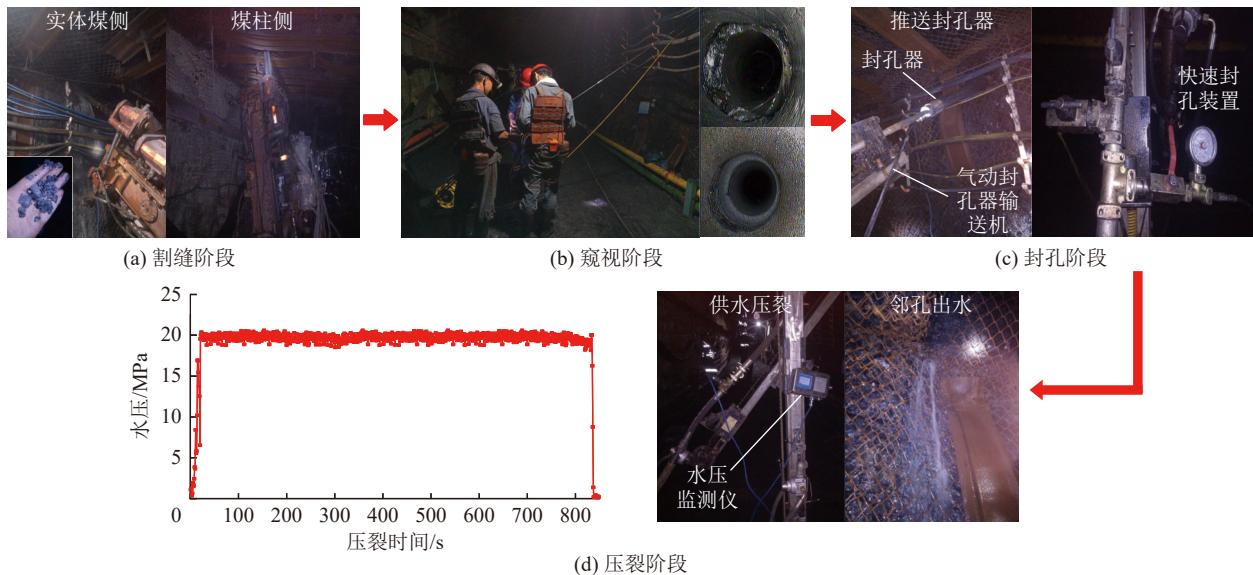


图 16 顶板高压水力钻割压现场施工

Fig. 16 On-site construction of roof by high-pressure hydraulic drilling-slitting-fracturing

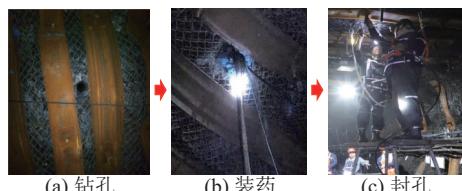


图 17 深孔爆破预裂顶板

Fig. 17 Splitting roof by deep-hole blasting

道实体煤帮在割缝前,整个钻孔煤粉量排出较高,整孔平均排出煤粉量为  $2.76 \text{ kg/m}$ ,并在  $5.0 \sim 7.0 \text{ m}$  内出现剧烈响声、卡钻等现象;在割缝后,煤粉量大幅度下降,整孔平均排出煤粉量为  $1.9 \text{ kg/m}$ ,相比割缝前降低了  $31.1\%$ ,并且在钻孔期间未出现声响、卡钻现象。说明煤体高压水力割缝和顶板劣化一定程度

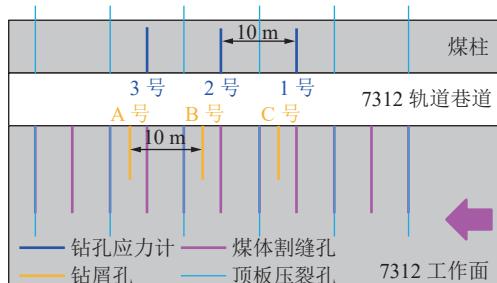


图 18 测站布置

Fig.18 Layout of the stations

上可以降低煤体应力集中程度,有效降低冲击地压危险程度。

图 20 为 1 号、2 号钻孔应力计监测曲线。由图 20a 可知,工作面距 1 号监测站 149.4 m 时,实施

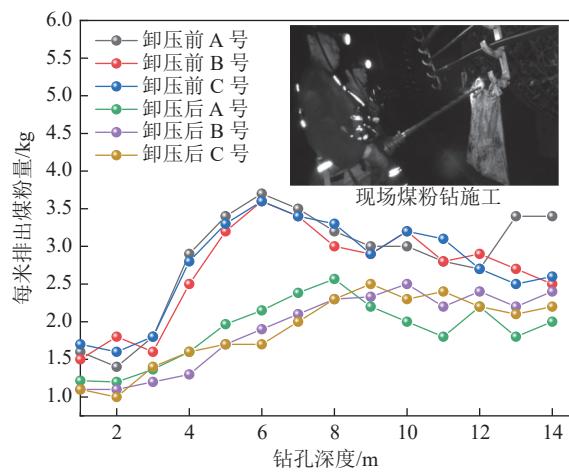
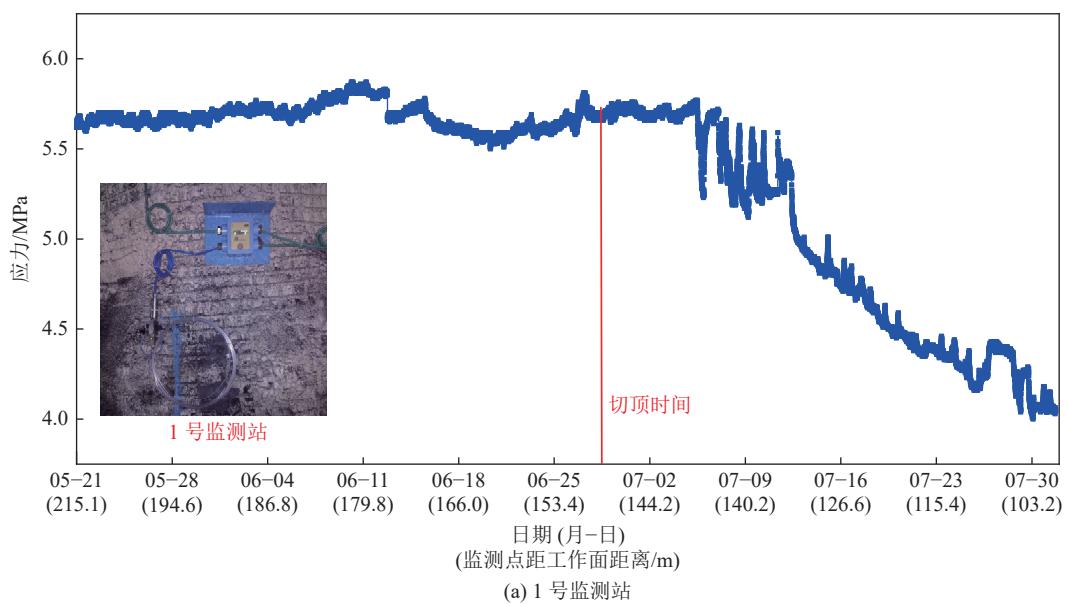
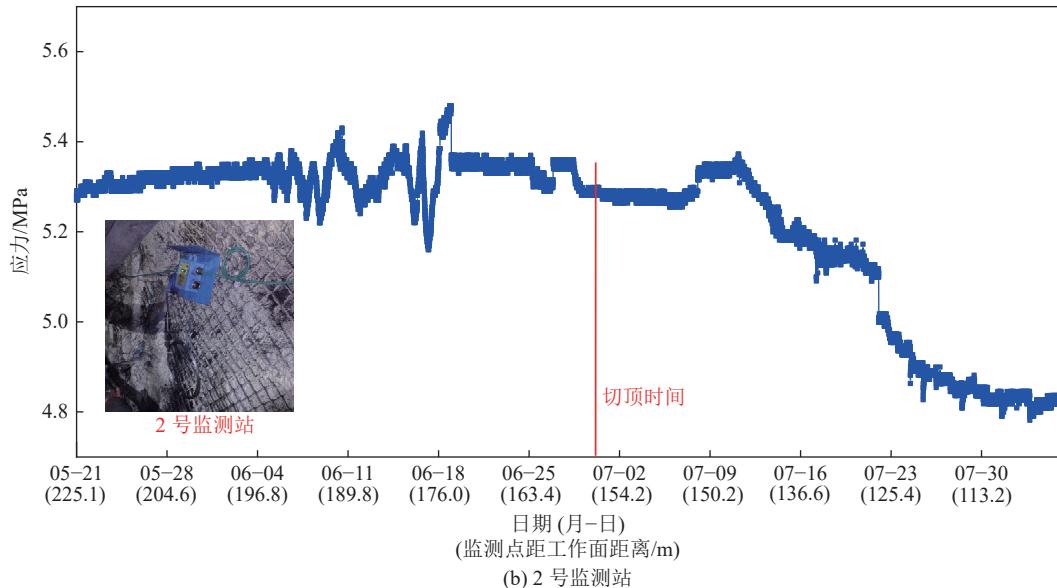


图 19 卸压前后钻屑量

Fig.19 Cuttings before and after pressure-relief



(a) 1号监测站



(b) 2号监测站

图 20 钻孔应力计监测曲线  
Fig.20 Monitoring curves of borehole stress meters

顶板压裂,在压裂后,1号钻孔应力计监测曲线保持平稳,产生这种情况的原因可能是,压裂后的顶板并未及时垮落,而是在下方采空区矸石、煤柱的支撑下依然保持稳定;工作面距1号监测站134.6 m,1号钻孔应力计监测曲线急剧下降,说明压裂后的顶板受工作面采动影响,采空区上方悬顶与主体脱离,开始向采空区移动,进而煤柱应力下降。由图20b可知,2号钻孔应力计监测曲线变化趋势与1号钻孔应力计监测曲线基本一致,也是在顶板实施压裂一段时间后,煤柱应力出现明显下降。

## 7 结 论

1) 深井沿空掘巷围岩变形破坏特征主要包括顶板非对称变形显著、鼓帮明显、底板开裂、支护构件失效频发等;变形破坏主要影响因素包括高静载、采动应力、岩块B回转、巷道支护强度、围岩力学性质、围岩卸压效果等。

2) 阐述了深井沿空巷道立体式卸压防控原理,提出了以“应力主动干预”为核心思想的深井沿空巷道立体式卸压防控体系,明确了沿空巷道立体式卸压防控体系最佳实施时机应在沿空巷道支护后或未受采动影响阶段,实施对象为岩块B、实体煤上方坚硬顶板、实体煤应力集中区。

3) 基于深井沿空巷道立体式卸压防控原理,结合7312轨道巷道现场工程实际,提出了深井沿空巷道水力化立体式卸压防控技术体系,研发了相关配套设备及装置。现场应用效果表明,沿空巷道围岩整体应力环境得到改善,围岩变形有效控制。

## 参考文献(References):

[1] 何满潮,武毅艺,高玉兵,等.深部采矿岩石力学进展[J].煤炭学报,2024,49(1):75-99.  
HE Manchao, WU Yiyi, GAO Yubing, et al. Research progress of rock mechanics in deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 75-99.

[2] 史新帅,靖洪文,赵振龙,等.大尺度三维巷道冲击地压灾变演化与失稳模拟试验系统研制与应用[J].岩石力学与工程学报,2021,40(3):556-565.  
SHI Xinshuai, JING Hongwen, ZHAO Zhenlong, et al. Development and application of a large scale 3D roadway rockburst disaster evolution and instability simulation test system[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(3): 556-565.

[3] 黄炳香,张农,靖洪文,等.深井采动巷道围岩流变和结构失稳大变形理论[J].煤炭学报,2020,45(3):911-926.  
HUANG Bingxiang, ZHANG Nong, JING Hongwen, et al. Large deformation theory of rheology and structural instability of the surrounding rock in deep mining roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 911-926.

[4] 蒋威,鞠文君,汪占领,等.厚硬基本顶综放沿空巷道围岩应力分布特征及合理煤柱宽度确定[J].采矿与安全工程学报,2020,37(6):1142-1151.  
JIANG Wei, JU Wenjun, WANG Zhanling, et al. Characteristics of overburden stress distribution and rational pillar width determination of gob-side roadway with thick and hard basic roof in fully mechanized top coal caving roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1142-1151.

[5] 张广超,何富连.大断面综放沿空巷道煤柱合理宽度与围岩控制[J].岩土力学,2016,37(6):1721-1728,1736.  
ZHANG Guangchao, HE Fulian. Pillar width determination and surrounding rocks control of gob-side entry with large cross-section and fully-mechanized mining[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(6): 1721-1728, 1736.

[6] 王恩,谢生荣,陈冬冬,等.深部孤岛工作面留小煤柱掘巷围岩破坏机制与控制[J].煤炭科学技术,2023,51(11):41-50.  
WANG En, XIE Shengrong, CHEN Dongdong, et al. Failure mechanism and its control of surrounding rock for gob-side entry driving with narrow coal pillar in the working face with goaf on both sides[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(11): 41-50.

[7] 王朋飞,常通,卢俊宇,等.再论负煤柱巷顶沿空掘巷合理位置及其围岩主动控制原理[J].煤炭学报,2023,48(2):593-608.  
WANG Pengfei, CHANG Tong, LU Junyu, et al. Re-discussion on reasonable position and support technology of entry driven under the gob edge of previous split-level longwall panel[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 593-608.

[8] 李磊,柏建彪,王襄禹.综放沿空掘巷合理位置及控制技术[J].煤炭学报,2012,37(9):1564-1569.  
LI Lei, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu. Rational position and control technique of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1564-1569.

[9] 陈定超,王襄禹,柏建彪,等.迎采工作面沿空掘巷围岩能量-应力全周期演化规律[J].煤炭科学技术,2025,53(4):162-175.  
CHEN Dingchao, WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, et al. Full cycle evolution law of energy-stress in the surrounding rock of the gob-side entry driving for adjacent advancing working face[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(4): 162-175.

[10] 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.

[11] 王猛,夏恩乐,神文龙,等.考虑采空区矸石压缩效应的沿空掘巷时机确定方法[J].采矿与安全工程学报,2020,37(5):928-935.  
WANG Meng, XIA Enle, SHEN Wenlong, et al. Determining method of the driving time for the gob-side entry considering the

effect of gangue compression [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2020, 37(5): 928–935.

[12] 康红普. 我国煤矿巷道围岩控制技术发展 70 年及展望 [J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(1): 1–30.

KANG Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(1): 1–30.

[13] 谢福星, 何富连, 殷帅峰, 等. 强采动大断面沿空煤巷围岩非对称控制研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(6): 999–1007.

XIE Fuxing, HE Fulian, YIN Shuaifeng, et al. Study on asymmetric control of large section gob-side coal entry influenced by strong mining [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2016, 33(6): 999–1007.

[14] 魏臻, 何富连, 张广超, 等. 大断面综放沿空煤巷顶板破坏机制与锚索桁架控制 [J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(1): 1–8.

WEI Zhen, HE Fulian, ZHANG Guangchao, et al. Failure mechanism and cable truss control of large-scale section gob-side entry roof with fully-mechanized caving [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2017, 34(1): 1–8.

[15] 李季, 马念杰, 丁自伟. 基于主应力方向改变的深部沿空巷道非均匀大变形机理及稳定性控制 [J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(4): 670–676.

LI Ji, MA Nianjie, DING Ziwei. Heterogeneous large deformation mechanism based on change of principal stress direction in deep gob side entry and control [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2018, 35(4): 670–676.

[16] 郭金刚, 王伟光, 何富连, 等. 大断面综放沿空巷道基本顶破断结构与围岩稳定性分析 [J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(3): 446–454, 464.

GUO Jingang, WANG Weiguang, HE Fulian, et al. Main roof break structure and surrounding stability analysis in gob-side entry with fully-mechanized caving mining [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2019, 36(3): 446–454, 464.

[17] 赵善坤. 深孔顶板预裂爆破力构协同防冲机理及工程实践 [J]. 煤炭学报, 2021, 46(11): 3419–3432.

ZHAO Shankun. Mechanism and application of force-structure cooperative prevention and control on rockburst with deep hole roof pre-blasting [J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(11): 3419–3432.

[18] 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理及卸压控制 [J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 83–94.

GAO Yubing, WANG Qi, YANG Jun, et al. Mechanism of deformation and pressure relief control of dynamic gob-side entry surroundings in fully-mechanized caving mining for extra-thick coal seam [J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(2): 83–94.

[19] 黄炳香, 赵兴龙, 陈树亮, 等. 坚硬顶板水压致裂控制理论与成套技术 [J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(12): 2954–2970.

HUANG Bingxiang, ZHAO Xinglong, CHEN Shuliang, et al. Theory and technology of controlling hard roof with hydraulic fracturing in underground mining [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2017, 36(12): 2954–2970.

[20] HUANG B X, LIU J W, ZHANG Q. The reasonable breaking loc-

ation of overhanging hard roof for directional hydraulic fracturing to control strong strata behaviors of gob-side entry [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018, 103: 1–11.

[21] HE J F, HE W C, ZHANG C P, et al. Numerical simulation on the deformation characteristics of borehole failure in gas-bearing coal seams considering the effective stress principle under complicated stress path conditions [J]. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, 2022, 8(3): 95.

[22] XU P, YANG R S, ZUO J J, et al. Research progress of the fundamental theory and technology of rock blasting [J]. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 2022, 29(4): 705–716.

[23] GE Z L, MEI X D, LU Y Y, et al. Optimization and application of sealing material and sealing length for hydraulic fracturing borehole in underground coal mines [J]. *Arabian Journal of Geosciences*, 2015, 8(6): 3477–3490.

[24] WANG Y J, WANG Q, TIAN X C, et al. Stress and deformation evolution characteristics of gob-side entry retained by roof cutting and pressure relief [J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2022, 123: 104419.

[25] 宋振骐, 文志杰, 蒋宇静, 等. 采动力学与岩层控制关键理论及工程应用 [J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 16–35.

SONG Zhenqi, WEN Zhijie, JIANG Yujing, et al. Theory and application of mining mechanics and strata control [J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(1): 16–35.

[26] 孟祥军. 基于基本顶断裂位置的综放沿空掘巷煤帮支护技术 [J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(1): 61–68.

MENG Xiangjun. Solid coal rib support technology of fully-mechanized mining along gob-side entry driving based on main roof fracture location [J]. *Coal Science and Technology*, 2020, 48(1): 61–68.

[27] 王志强, 王鹏, 吕文玉, 等. 沿空巷道非对称底鼓机理及防控研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(2): 215–226.

WANG Zhiqiang, WANG Peng, LYU Wenyu, et al. Mechanism and control of asymmetric floor heave in gob-side entry [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(2): 215–226.

[28] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004.

[29] 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, 26(1): 1–7.

HOU Chaojiang, 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, 26(1): 1–7.

[30] 谢生荣, 王恩, 陈冬冬, 等. 深部强采动大断面煤巷围岩外锚-内卸协同控制技术 [J]. 煤炭学报, 2022, 47(5): 1946–1957.

XIE Shengrong, WANG En, CHEN Dongdong, et al. Collaborative control technology of external anchor-internal unloading of surrounding rock in deep large-section coal roadway under strong mining influence [J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(5): 1946–1957.

[31] WANG Q, JIANG B, XU S, et al. Roof-cutting and energy-ab-

sorbing method for dynamic disaster control in deep coal mine[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2022, 158: 105186.

[32] 郑仰峰, 翟成, 辛海会, 等. 煤巷掘进工作面强弱耦合能量控制防治煤与瓦斯突出理论与方法[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(6): 1269–1280.

ZHENG Yangfeng, ZHAI Cheng, XIN Haihui, et al. Theories and methods of coal and gas outburst prevention by strong-weak coupling energy control in coal roadway driving face[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(6): 1269–1280.

[33] YANG S, NING J G, GAO M T, et al. Instability mechanism and stability control of gob-side entry in a deep mine: A case study[J]. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 2023, 82(9): 346.

[34] NING J G, YANG S, LI X H, et al. Mitigating rock burst hazard in deep coal mines by hydraulic slotting technology: A case study[J]. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 2023, 40(5): 1937–1954.

[35] 朱广安, 刘海洋, 沈威, 等. 富水条件下冲击煤体钻屑法试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2022, 41(12): 2417–2431.

ZHU Guang'an, LIU Haiyang, SHEN Wei, et al. Experimental research on burst-prone coal mass of drilling method under rich water condition[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2022, 41(12): 2417–2431.