



基于高位巷与工作面进回风巷联合卸压的坚硬顶板防冲技术研究

谭云亮 任文涛 李青海 殷鹏涛 张修峰 王子郡 陈洋 胡善超 李占海

引用本文:

谭云亮, 任文涛, 李青海, 等. 基于高位巷与工作面进回风巷联合卸压的坚硬顶板防冲技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(1): 65–81.

TAN Yunliang, REN Wentao, LI Qinghai. Study on combined pressure relief and scour prevention technology of high-level roadway and crossheading[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(1): 65–81.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2025-0060>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

钻孔卸压防治冲击地压机理及影响因素分析

Analysis on mechanism and influencing factors of drilling pressure relief to prevent rock burst

煤炭科学技术. 2020, 48(5) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/ae8d1166-334a-4ae3-b831-a05d5c17e602>

双巷掘进留小煤柱护巷下深浅孔组合爆破卸压技术研究

Research on pressure relief technology of deep and shallow hole combined blasting under retaining small coal pillar in double roadway excavation

煤炭科学技术. 2023, 51(11): 33–40 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1532>

断顶爆破防治冲击矿压技术体系及效果评价研究

Study on prevention technology of rock burst by break-tip blasting and its effect estimation

煤炭科学技术. 2020, 48(1) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/3fd7ddaa-bec0-4220-a8d2-17ce9d0878ab>

急倾斜特厚煤层冲击地压防治探索与总结

Exploration and summary of prevention and control of rock burst in steeply inclined and ultra-thick coal seam

煤炭科学技术. 2024, 52(1): 84–94 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1700>

冲击地压巷道减隔震技术原理及应用

Principle and application of reduce and isolation technology in rock burst roadway

煤炭科学技术. 2021, 49(6): 53–60 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/9a3e8d48-fa0f-40c2-900f-6e2107eee9fc>

典型近直立煤层群冲击地压机理及监测预警研究

Study on mechanism of rock burst and early warning of typical steeply inclined coal seams

煤炭科学技术. 2021, 49(6): 13–22 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/d37548e1-6637-4e95-852b-2fdec003d409>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

谭云亮,任文涛,李青海,等. 基于高位巷与工作面进回风巷联合卸压的坚硬顶板防冲技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(1): 65–81.

TAN Yunliang, REN Wentao, LI Qinghai, *et al.* Study on combined pressure relief and scour prevention technology of high-level roadway and crossheading[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(1): 65–81.

基于高位巷与工作面进回风巷联合卸压的坚硬顶板防冲技术研究

谭云亮¹, 任文涛², 李青海¹, 殷鹏涛¹, 张修峰³, 王子郡¹, 陈 洋³, 胡善超¹, 李占海¹

(1. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266590; 2. 山东能源集团鲁西矿业有限公司, 山东 菏泽 274900;

3. 山东能源集团有限公司, 山东 济南 250101)

摘 要: 深埋特厚煤层开采后高位坚硬顶板失稳造成强矿压现象突显, 严重威胁矿井安全生产。为探究新型卸压防冲方案, 以新巨龙煤矿 8302 工作面为研究背景, 提出了高位巷与工作面进回风巷联合爆破卸压防冲方案。通过理论分析、物理模拟和数值计算相结合的方法, 分析了高位巷爆破与进回风巷爆破协同卸压原理, 揭示了高位巷爆破卸压对于坚硬顶板的破断失稳机制, 明确了高位巷爆破对于煤层应力场演化特征。针对现场工况条件, 设计并实践了高位巷与进回风巷联合爆破卸压及监测方案, 取得了显著的卸压效果。结果表明: ① 高位巷与进回风巷联合卸压, 弱化了覆岩结构, 使其产生大量裂隙, 破坏了其连续性, 降低了覆岩承载能力。② 高位巷爆破使高位关键岩层初次垮落步距由 144 m 减小为 84 m, 周期垮落步距由 24~30 m 减小为 12~24 m。煤层垂直应力由 18.1~18.3 MPa 减小至 16.2~18.0 MPa, 最大降幅 11.47%, 改善了工作面应力分布状况。③ 设计了 8302 工作面进回风巷与高位巷联合爆破卸压方案。并从进回风巷表面变形、覆岩应力、顶板深部位移等方面制定了监测方案。④ 现场工程实践表明: 10^4 J 及以上的微震能量事件降幅 64.3%, 微震事件由改性前的“低频高能”逐渐向改性后的“高频低能”转化。联合爆破卸压后, 围岩变形、钻孔应力及锚杆索受力对断层及不规则采空区具有高度的敏感性, 而在进入正常阶段后, 围岩稳定性得到改善, 联合爆破卸压效果显著。为解决大采高坚硬顶板引发的强矿压显现问题提供了理论依据及实践参考。

关键词: 坚硬覆岩; 联合爆破; 冲击地压; 卸压释能; 微震监测

中图分类号: TD324

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2025)01-0065-17

Study on combined pressure relief and scour prevention technology of high-level roadway and crossheading

TAN Yunliang¹, REN Wentao², LI Qinghai¹, YIN Pengtao¹, ZHANG Xiufeng³, WANG Zijun¹,
CHEN Yang³, HU Shanchao¹, LI Zhanhai¹

(1. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. Shandong Energy Group Luxi Mining Co., Ltd., Heze 274900, China; 3. Shandong Energy Group Co., Ltd., Jinan 250101, China)

Abstract: The instability of high hard roof after deep-buried and extra-thick coal seam mining causes the phenomenon of strong ground pressure to stand out, which seriously threatens mine safety production. In order to explore a new scheme of pressure relief and scour prevention, taking 8302 working face of Xinjulong Coal Mine as the research background, a scheme of pressure relief and scour prevention by combined blasting of high roadway and gateway was put forward. By combining theoretical analysis, physical simulation and numerical calculation, this paper analyzes the principle of cooperative pressure relief of high roadway blasting and gateway blasting, reveals the frac-

收稿日期: 2025-01-10

策划编辑: 朱恩光

责任编辑: 宫在芹

DOI: 10.12438/cst.2025-0060

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52374094); 山东省泰山学者攀登计划资助项目(Tspd20210313); 泰山产业领军人才工程资助(tscx202408130)

作者简介: 谭云亮(1964—), 男, 山东临朐人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: yunliangtan@163.com

通讯作者: 李青海(1984—), 男, 山东肥城人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: li-qinghai@163.com

ture instability mechanism of high roadway blasting pressure relief on hard roof, and clarifies the evolution characteristics of high roadway blasting on coal seam stress field. According to the field working conditions, the pressure relief and monitoring scheme of combined blasting of high roadway and gateway is designed and practiced, and remarkable pressure relief effect is obtained. The conclusions are as follows: ① The joint pressure relief of high roadway and gateway weakens the overlying strata structure, causing a large number of cracks, destroying its continuity and reducing the bearing capacity of overlying strata. ② Blasting in high roadway reduces the initial caving step of high key strata from 144 m to 84 m, and the periodic caving step from 24–30 m to 12–24 m. The vertical stress of coal seam decreased from 18.1–18.3 MPa to 16.2–18.0 MPa, with the largest decrease of 11.47%, which improved the stress distribution of working face. ③ The pressure relief scheme of combined blasting along the gateway and high roadway in 8302 working face is designed. The monitoring scheme is made from the aspects of surface deformation, overlying rock stress and deep displacement of roof. ④ The field engineering practice shows that the microseismic energy events of 10^4 J and above decreased by 64.3%, and the microseismic events gradually changed from “low frequency and high energy” before modification to “high frequency and low energy” after modification. After pressure relief by combined blasting, the deformation of surrounding rock, borehole stress and stress of anchor cable are highly sensitive to faults and irregular mined-out areas, but after entering the normal stage, the stability of surrounding rock is improved, and the pressure relief effect by combined blasting is remarkable. It provides theoretical basis and practical reference for solving the problem of strong ground pressure behavior caused by hard roof with large mining height.

Key words: hard overburden; combined blasting; rock burst; pressure relief and burst prevention; microseismic monitoring

0 引 言

随着浅部煤炭资源枯竭,煤矿开采逐渐向深部延伸,深部开采过程中冲击地压等动力灾害频发^[1],其中大采高坚硬顶板条件下煤层开采大能量微震事件尤为突出^[2],且针对高位坚硬覆岩各种卸压手段效果不佳。因此需对高位坚硬顶板卸压方案进行创新,弱化高位致灾岩层蓄能,减少大能量微震事件发生。

坚硬顶板是冲击地压致灾主控因素之一^[3]。针对坚硬顶板开采条件,覆岩结构形态是顶板能量积聚的关键^[4-5]。围绕覆岩结构蓄能分析,建立的典型模型有基于弹性地基梁的悬臂梁力学模型^[6]、倾斜悬臂梁模型^[7]、倒梯形模型^[8]、“载荷三带”模型^[9]、全悬顶结构、半悬顶结构和完全移动结构模型^[10],这些覆岩结构模型有效分析了上覆岩层能量积聚和分布特征。其中,冯飞龙等^[11]指出侧向坚硬覆岩大面积悬顶是造成能量积聚大幅提升的重要因素。余鑫等^[12]通过分析强动压巷道矿压显现特征,提出矿压显现与坚硬顶板厚度、侧向悬顶长度及岩层裂隙发育等相关,覆岩结构对动力显现有着显著影响^[13],孙浩杰等^[14]通过理论推导揭示了厚煤层坚硬顶板矿压显现规律。赵云虎^[15]通过悬臂梁理论探究了爆破切顶护巷机制,指出可通过爆破切顶消除“悬臂梁”的影响。袁亮院士^[16]研究了高-低位坚硬顶板矿压显现特征,建立了坚硬覆岩破断形态及断块铰接形态判识的力学模型,提出了水力压裂“高-低”位协同防治冲击地压灾害技术方法。赖国伟^[17]通过理论分析等方法揭示了顶板岩梁挠度与切顶卸压效果之间的关系。王金东等^[18]认为坚硬顶板中的复合关键层破

断失稳可导致应力拱失稳,进而引发工作面强矿压显现。于斌、高瑞等^[19-20]建立了远近场理论,揭示了硬顶特厚煤层开采过程中远近场耦合作用下的致灾机制。雷照源等^[21]指出相邻工作面采动过程中坚硬顶板造成的强矿压显现具有明显的分区性。ZHU H^[22]通过建立覆岩破断模型确定了深部厚煤层工作面覆岩关键层位。

针对坚硬顶板强矿压显现特征,国内外专家学者提出了大量解决思路。其中,潘俊锋^[23]针对无解放层可采的单一煤层,提出“人工解放层”的卸压防冲措施。YOU^[24]采用深孔预裂爆破技术破碎顶板,弱化硬岩顶板应力,改善巷道围岩的稳定性。于斌^[25]提出了顶板超前预裂爆破及加强支护强度的控制方法。孙文超等^[26]基于采空区充填对坚硬顶板的影响规律提出冲击地压多元协同防控技术。WANG^[27]针对超厚的坚硬顶板,采用切顶进行顶板压力释放并进行加强支护。李东印等^[28]基于利文斯顿爆破漏斗理论,建立了坚硬顶板深孔爆破漏斗模型,得到了最短封孔长度的计算方法。张自政等^[29]提出了浅孔爆破切顶与高水材料充填相结合的坚硬顶板控制方法。刘长友、YANG J^[30-31]等现场试验了坚硬顶板水力压裂控制技术。LIU^[32]通过分析关键岩块旋转角度、巷道宽度等关系,揭示顶板爆破卸压效果,优化切割位置参数。HUANG^[33]提出了一种高压水射流切缝和顶板破碎降压技术,获得了顶板岩层切缝参数。杨俊哲等^[34]综合采用物理模拟、数值模拟及工程应用等方法,提出了低位关键层“悬臂梁”回转破断促使动静叠加载荷引发的动力灾害发生机理,揭示了顶板弱化治理强矿压显现的有效性。郝宪杰等^[35]

针对可产生动载荷的较高位关键层,提出了覆岩高位超前整层爆破卸压技术体系,通过高位岩巷、高位钻场、爆破钻孔布置,形成“人造预裂层”。李猛等^[36]通过现场监测、理论分析及室内实验等方法,研究了坚硬顶板厚顶煤充填工作面岩层运移特征,揭示厚顶煤充填工作面支架-围岩耦合作用关系。XIANG^[37]针对特厚煤层坚硬顶板失稳问题,提出采用深孔预裂爆破卸压结合柔性长锚杆支护,取得了较好的围岩控制效果。

李振雷等^[38]通过对采场覆岩运移特性和矿震干扰特性研究,获得预裂断层间距的判定准则,并采用预裂破顶来削减矿震干扰,减少了高能量矿震。赵善坤^[39]分析深部坚硬顶板的 I-II 复合裂隙特征,并通过现场监测验证水压致裂防冲效果。梁运培等^[40]针对倾斜厚煤层坚硬顶板大面积暴露问题进行水力弱化方案设计,分析不同压裂参数对倾斜厚煤层坚硬顶板水力弱化效果的影响,并提出一种水力弱化参数优选方法。胡善超等^[41]为减小坚硬顶板悬顶长度,通过研究多孔套筒压裂技术,揭示了不同影响因素下孔间应力变化规律,获得了压裂过程裂缝扩展规律及力链分布特征。

综上所述,针对坚硬顶板破断失稳引起的强矿压显现问题,主要通过充填开采、加强支护和弱化坚硬顶板等手段,而弱化坚硬顶板较为主流,包含了水力弱化,爆破切顶等方式。水力弱化顶板的方式对于水压、喷射角度等难以控制,相应的爆破切顶范围较小,爆破岩层层位较高时,存在成孔、装药困难等问题,同时随着开采深度的增加,深部工作面地质条件愈加复杂,对于大埋深、大采高、高位坚硬覆岩耦合的复杂地质条件,其工作面致冲因素、矿压显现特征更加复杂。为探究新型卸压减震缓冲技术,笔者提出了一种创新的卸压方案—工作面进回风巷与高位巷联合爆破卸压。采用物理模拟和数值计算等方法,系统性分析了坚硬顶板垮落运移及应力场分布特征,揭示了高位巷爆破卸压对于坚硬顶板的破断失稳机制及应力演化特征。设计并实践了高位巷与工作面进回风巷联合卸压方案。通过开展现场工业试验,验证了联合爆破卸压防冲方案的有效性,为解决深埋大采高工作面高位难以垮落的关键岩层问题提供了理论依据和实践参考。

1 8302 工作面概况

1.1 现场地质概况

新巨龙煤矿 8302 工作面为二水平八采区第 2

个工作面,其邻近 8301 工作面于 2020 年回采完毕。8302 工作面标高为 $-906.5 \sim -992.6$ m,工作面切眼设计长度为 283.1 m。开采煤层为 3 煤,平均煤厚 9.0 m,煤层倾角 $0^\circ \sim 8^\circ$,平均 5° ,属稳定煤层,结构简单。工作面采用走向长壁后退式采煤法,综合机械化放顶煤开采工艺,全部垮落法管理顶板。工作面空间位置关系如图 1 所示,工作面岩层柱状及其力学参数见表 1。

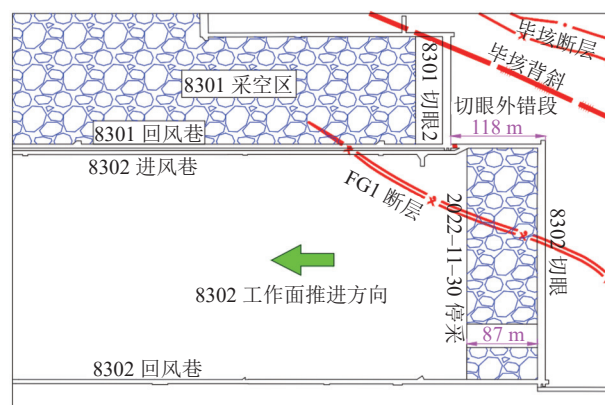


图 1 8302 工作面示意

Fig.1 Schematic diagram of 8302 working face

1.2 8302 工作面大能量事件

8302 工作面初采期间由于卸压防冲措施效果不理想,共定位微震事件累计 443 个,其中 10^4 J 量级以上微震事件 12 个,见表 2,接连发生 10^5 J 量级以上微震事件 2 次,该 2 次能量事件发生时其进风巷(沿空侧)超前位置出现掉渣、锚杆断裂现象,现场矿压显现情况如图 2 所示。

1.3 已采取的防冲措施

8302 工作面回采初期采用了大直径钻孔、顶板预裂爆破(图 3)等多项防冲措施,其中,大直径钻孔卸压中,进风巷实体煤帮孔径 150 mm,孔间距 1 m,孔深 25 m,小煤柱侧未实施钻孔卸压;回风巷两帮均施工卸压钻孔,其孔径 150 mm,孔间距 1 m,孔深 25 m。进风巷超前不小于 350 m,回风巷超前不小于 300 m 进行顶板预裂爆破,每组爆破孔间距 15 m,每组爆破孔内施工倾向孔 4 个,孔径 150 mm、孔深分别为 25、46、48、59 m,装药量分别为 30、60、66、72 kg。

8302 工作面回采前期通过采取大直径钻孔、顶板预裂爆破等防冲措施后,工作面大能量微震事件仍时有发生(表 2),并在 2022 年 11 月 30 日在高位岩层发生 10^6 J 微震能量事件,造成工作面停采。这是由于高位坚硬砂岩组蓄能诱发大能量微震事件,而目前采用的常规卸压方法主要对中-低位坚硬覆

表 1 煤层顶底板岩层厚度及其力学参数
Table 1 Thickness and mechanical parameters of roof and floor of coal seam

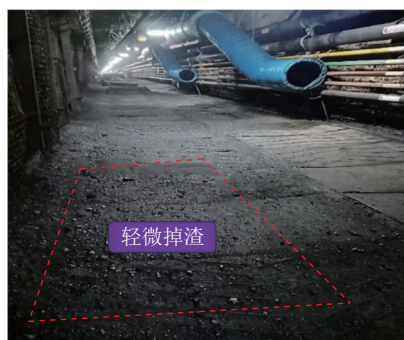
序号	岩性	厚度/m	密度/(kg · m ⁻³)	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	单轴抗压强度/MPa	泊松比
20	细砂岩	5.4	2 637	4.54	15.86	95.35	0.207
19	中砂岩	3.5	2 662	5.89	14.78	82.94	0.192
18	细砂岩	2.0	2 635	4.35	20.84	139.87	0.202
17	粉砂岩	13.8	2 636	4.17	19.99	131.03	0.174
16	细砂岩	3.0	2 674	5.82	15.36	94.70	0.209
15	粉砂岩	2.9	2 674	5.62	22.62	68.83	0.194
14	细砂岩	1.0	2 546	7.81	20.76	60.50	0.205
13	粉砂、细砂互层	8.9	2 631	8.86	18.26	65.66	0.174
12	粉砂岩	6.6	2 561	7.98	11.22	48.67	0.181
11	中砂岩	1.4	2 450	5.92	8.91	55.30	0.168
10	粉砂、细砂互层	2.0	2 548	7.91	10.50	59.86	0.177
9	中砂岩	4.5	2 788	10.93	25.47	50.36	0.277
8	粉砂、细砂互层	3.4	2 550	7.82	24.58	55.23	0.222
7	中砂岩	1.0	2 660	5.70	12.08	72.10	0.172
6	粉砂岩	2.0	2 654	7.70	14.79	70.12	0.254
5	中砂岩	2.2	2 683	5.78	15.82	72.43	0.211
4	粉砂岩	1.4	2 636	7.39	15.19	67.90	0.221
3	中砂岩	1.3	2 683	5.61	12.16	75.27	0.217
2	细砂岩	1.9	2 557	8.02	13.28	68.51	0.211
1	粉砂岩	3.0	2 677	7.39	15.08	70.24	0.294
	3煤	9.0	1 425	1.52	5.51	8.37	0.237
底板	粉砂岩	4.4	2 543	3.77	3.61	23.25	0.283

表 2 10⁴ J 及以上能量微震事件
Table 2 Energy microseismic events above 10⁴ J

序号	日期	微震能量/J	工作面前/m	距煤层顶板/m
1	2022-10-31	1.4×10 ⁴	83	29
2	2022-10-31	1.9×10 ⁴	249	-45
3	2022-11-01	1.3×10 ⁴	-37	7
4	2022-11-01	1.3×10 ⁴	-32	5
5	2022-11-03	1.2×10 ⁴	21	31
6	2022-11-05	2.2×10 ⁴	-20	35
7	2022-11-07	1.7×10 ⁴	116	23
8	2022-11-07	1.1×10 ⁴	301	27
9	2022-11-09	1.4×10 ⁴	34	0
10	2022-11-10	3.5×10 ⁵	103	-53
11	2022-11-26	1.4×10 ⁴	310	45
12	2022-11-30	1.1×10 ⁶	50	43

岩进行弱化释能,但对高位坚硬岩层难以起到卸压作用,因此现有防冲措施没有起到有效的卸压防冲效果。

由于新巨龙煤矿采取了在工作面进回风巷断顶、大直径钻孔卸压等技术后,在开采过程中仍出现大能量事件导致停产,为此在原来防冲技术基础上,进



(a) 顶板煤壁掉渣



(b) 锚杆断裂

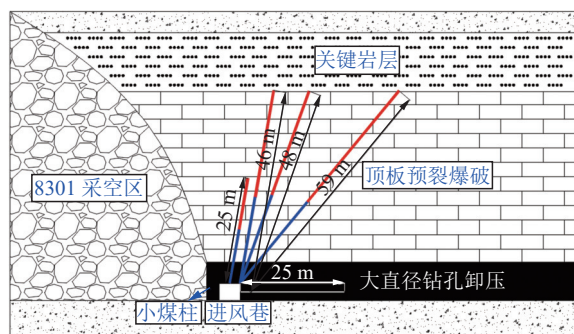
图2 现场矿压显现情况
Fig.2 On-site strata behavior

图3 8302工作面回采初期卸压措施

Fig.3 Initial mining procedures for pressure alleviation in 8302 working face

一步通过预先在顶板开掘高位巷,对深部致灾关键层进行进一步爆裂顶板卸压。实践表明,通过强化在顶板开掘高位巷进行强化爆裂顶板卸压,取得了满意防冲效果。

2 基于高位巷与工作面进回风巷联合卸压原理

2.1 卸压原理

通过采用工作面进回风巷顶板爆破预裂卸压,能够对低-中位岩层进行断顶,破坏其岩层完整性,防止产生悬臂梁造成高应力集中区,积聚大量能量。顶板爆破预裂后,随着中位顶板块体形成的砌体梁结构联动低位组合悬臂梁协同运动,顶板自下而上

渐次垮断,为高位坚硬顶板的破断提供了条件。

为防止高位坚硬顶板蓄能,诱发大能量事件,基于劣化上部关键致灾岩层基本原理,在8302工作面高位岩层中另掘一条高位巷,同时在高位巷中通过爆破预裂高位关键岩层,破坏其完整性。能够降低高位关键层储能能力,减小高位关键层破断步距,降低顶板岩层一次性能量释放强度,如图4所示。

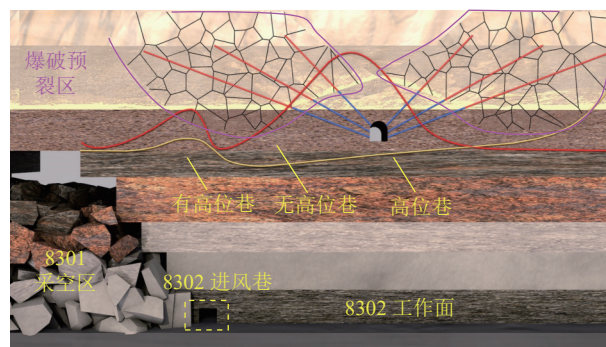


图4 高位巷道爆破卸压原理

Fig.4 Blasting pressure relief principle of high roadway

为确定高位巷空间位置,根据现场监测侧向支承压力分布规律,发现侧向支承压力峰值区域位于8302进风巷顶板上方,为断掉采空区侧悬臂,改善进风巷顶板覆岩应力集中状况,同时结合预设的爆破卸压范围,水平方向上拟定高位巷距进风巷45 m。同时联合工作面进回风巷顶板预裂爆破弱化了中-低位岩层,为进一步破坏高位关键岩层(表1中16层—19层)的完整性,使其内部裂隙充分扩展,避免高应力集中区域的形成,降低其能量积聚阈值,同时综合考虑钻孔布置,在垂直方向上拟定高位巷距煤层高度40 m,最终确定高位巷空间位置如图5所示。

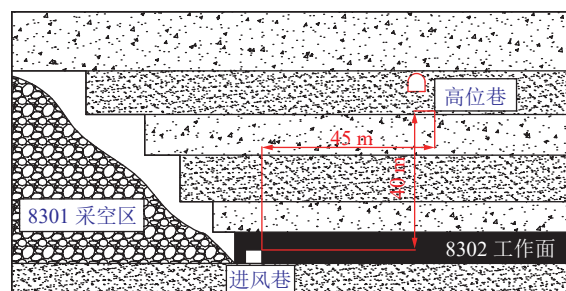


图5 高位巷位置示意

Fig.5 High roadway site schematic diagram

2.2 基于高位巷爆裂的坚硬覆岩破断及采动垮落特征

为分析高位巷爆裂坚硬覆岩破断及采动垮落特征,进而评估8302工作面高位巷爆裂对于工作面煤体卸压防止冲击事故产生的有效性,采用相似材料

模拟试验并结合数值模拟对比 8302 工作面常规开采与高位巷爆破开采过程中上覆岩层破断及应力场演化特征,探究高位巷爆破卸压释能机制。

2.2.1 相似材料模拟试验

1) 试验方案设计。试验采用相似材料多功能实验台,实验台尺寸为 $1.90\text{ m}\times 0.22\text{ m}\times 2.20\text{ m}$ (长 \times 宽 \times 高),本次相似模拟试验主要模拟范围为 8302 工作面直接底至煤层以上 70 m 岩层,根据 8302 工作面顶板岩性特征及 8302 高位巷爆破方案,设计常规开采(方案一:无卸压措施)和高位巷爆破开采(方案二:布置高位巷,并对高位巷周围关键岩层进行预裂爆破处理)2 种对照方案,如图 6 所示。

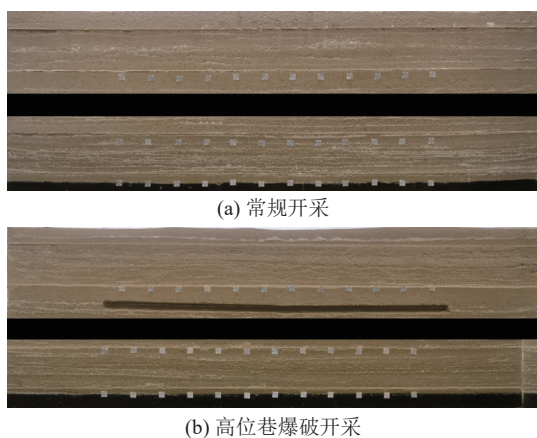


图 6 相似模型方案

Fig.6 Similar model scheme diagram

综合考虑煤岩层厚度以及模拟效果,选取模型几何相似比 C_l 为 200,容重相似比 C_r 为 1.6。模型铺设以河砂为骨料,石膏、水泥等为胶结材料,云母片作岩层分层材料,相似指标主要以单轴抗压强度为准,根据模型尺寸大小,逐层计算各岩层所需材料的比重用量。8302 工作面岩石力学参数见表 1。

为更好监测覆岩垮落运移规律,在模型正面的煤层上部、顶板中部和关键岩层上部布置了位移测点,其中每层均匀布置,间距 10 cm,层距 30 cm。模型左右边界及底部施加固定约束,上部为自由边界,模型自切眼(距模型右边界 5 cm 处)开挖,每次开挖长度 6 cm,对应原型 12 m,预计开挖 20 次。由于试验条件限制,无法进行三维空间巷道开挖爆破,为此以高位巷帮所在竖直平面为模型正面边界。高位巷位于顶板上方 40 m 处,通过提前预置木质巷道确保高位巷截面的完整性,在模型开挖前,将木质巷道取出。

基于赵环帅等^[42]冲击对岩体强度损伤影响的研究,采用敲击震动的方法实现爆破震动区的模拟。具体操作如下:模型干燥后,取出预埋高位巷,通过

小型钻孔设备在对应爆破位置处进行钻孔(图 7),将设计钻孔长度的圆柱状铁器放入钻孔内,并对柱状铁器露出端进行敲击,此时通过钻孔和振动破坏了岩层完整性,模拟高位巷爆破预裂效果。由于高位巷仅对较小范围内的岩体有影响,因此上部关键致灾岩层预裂受高位巷当量空间影响较小,主要是由于小型钻孔设备及圆柱状铁器敲击震动,造成高位坚硬岩层劣化。

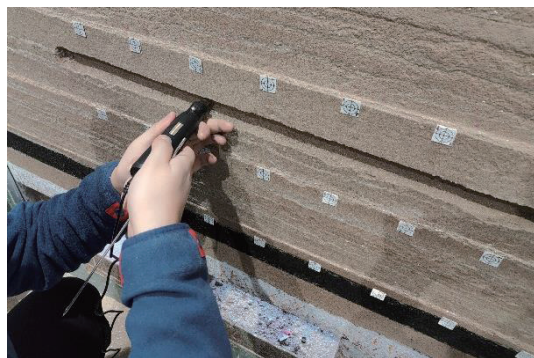


图 7 钻孔“模拟”

Fig.7 Drilling “simulation”

2) 试验结果与分析。由于煤层开挖过程中上覆岩层存在部分层位集中垮落现象,为便于准确描述岩层破断规律,按照垮落先后顺序将上覆岩层划分为低位岩层、中位岩层和高位岩层。

由图 8a 可知,常规模型开挖至第 4 步(48 m)时,采空区上方低位岩层发生破断,破断高度为 13.0 cm(26 m);开挖至第 8 步(96 m)时中位岩层发生初次破断,破断高度达 21.8 cm(43.5 m),中高岩层间出现离层;开挖至第 12 步(144 m)时,高位岩层发生初次破断,破断高度为 28.8 cm(57.5 m);开挖至第 20 步(240 m)时,模型达到预设回采长度,停止回采。整个试验过程中低位岩层经历 8 次周期破断,中位岩层经历 6 次周期破断,高位岩层仅经历 2 次周期破断,其中,低-中位岩层周期断裂步距为 12~25 m,高位岩层周期断裂步距为 24~30 m,可以看出,中低位岩层垮落范围相对较小,岩层垮落对工作面的冲击较小,而高位岩层垮落范围较大,其大面积瞬时垮落极易造成冲击地压,威胁工作面安全生产。

由图 8b 可知,高位巷模型中开挖 0~4 步(0~48 m)时,垮落岩层尚未波及高位巷,低位岩层运移和垮落规律与常规模型相似,无明显差异;开挖至第 6 步(72 m)时,低位岩层发生周期性破断,中高岩层之间出现离层;开挖至第 7 步(84 m)时,高位岩层发生初次垮落,垮落高度为 29.3 cm(58.5 m);开

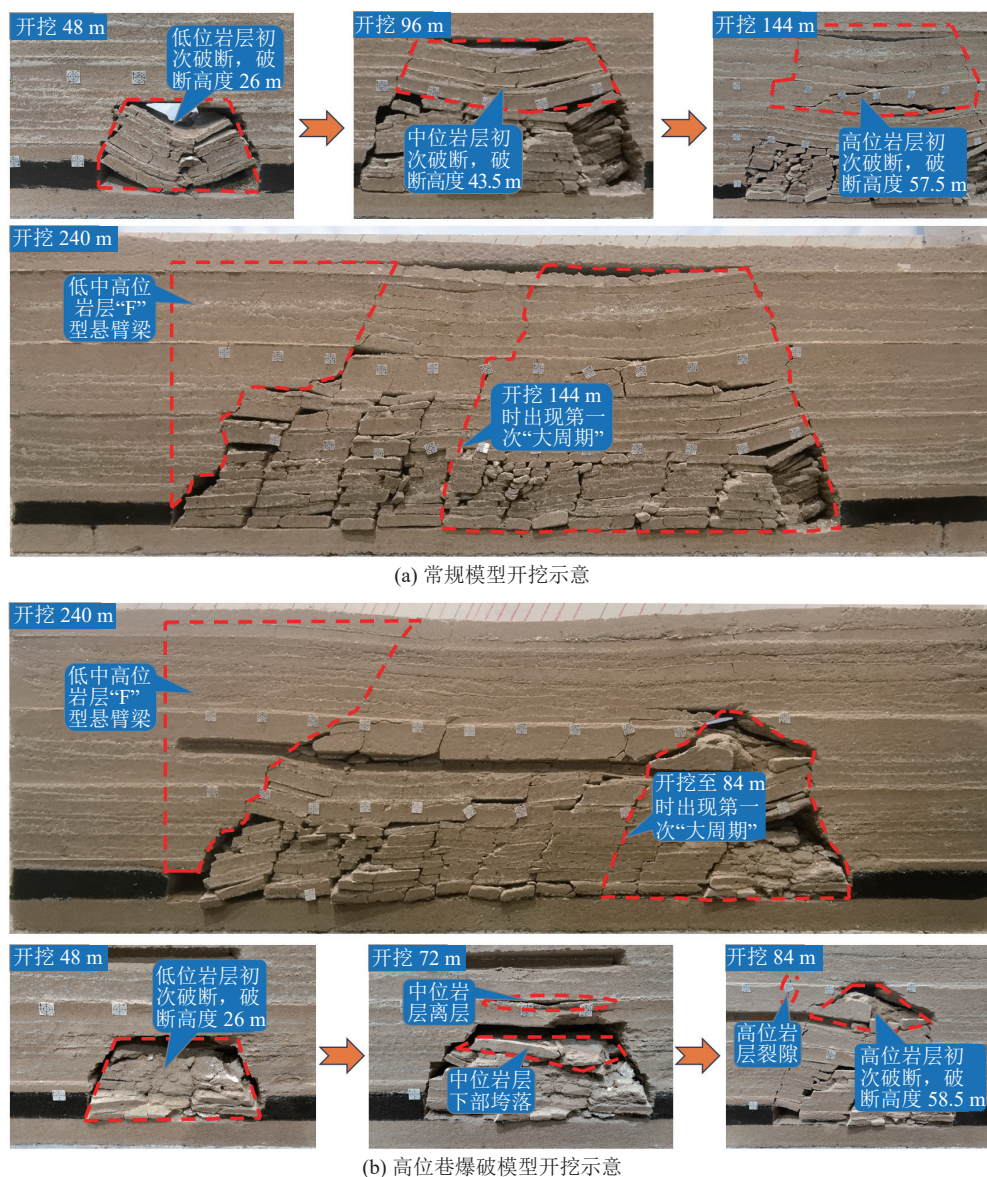


图 8 回采过程中坚硬顶板周期破断特征

Fig.8 Characteristics of hard periodic fracture of roof during mining

挖至第 7~20 步 (84~240 m), 低-中-高位岩层先后发生周期破断。实验过程中低位岩层共经历 9 次周期破断, 中位和高位岩层受高位巷爆破预裂影响, 断裂步距基本一致, 均经历 7 次周期破断, 低位岩层周期断裂步距 12~20 m, 中、高位岩层周期断裂步距 12~24 m。

综上分析, 高位巷爆破预裂后, 上覆高位岩层初次断裂步距由常规开采的 72 cm(144 m) 缩短至 42 cm(84 m), 周期断裂步距由 24~30 m 减小至 12~24 m。随着断裂步距的减小, 高位关键层断裂前积聚的能量明显降低, 则工作面推进过程中高位岩层积聚能量瞬时释放的冲击风险大大降低。

2.2.2 数值模拟分析

1) 数值模型设计。基于相似模拟实验方案, 以

新巨龙煤矿 8302 工作面为工程背景, 参照工作面综合柱状图, 采用 FLAC^{3D} 数值模拟软件, 建立两组对照数值模型。最终确定尺寸为 400 m×350 m×115 m (长×宽×高), 如图 9 所示。模型上方边界施加 17.5 MPa 竖直方向的等效载荷, 其他边界施加位移约束, 各岩层力学参数见表 1。

根据前文确定的高位巷位置, 设计常规开采 (方案一: 无卸压措施下, 工作面回采至一次见方区域) 和有高位巷爆破开采 (方案二: 布置高位巷, 并对高位巷周围关键岩层进行爆破处理之后, 工作面回采至一次见方区域) 2 种对照方案。

参考新巨龙煤矿 8302 工作面高位巷爆破数据, 设计爆破区域以高位巷为中心, 水平范围为 140 m, 垂直范围为 18 m。当高位巷爆破后, 爆炸应力波和

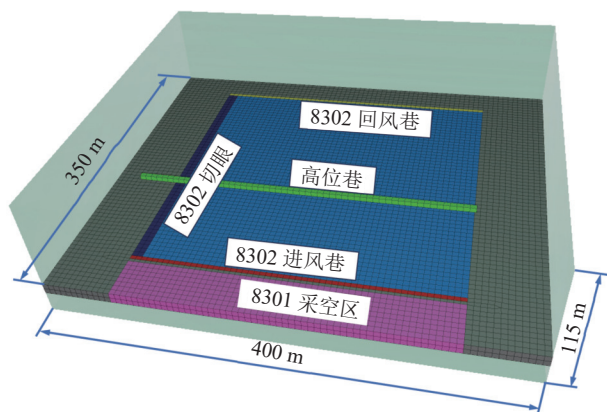


图 9 8302 工作面数值模型

Fig.9 Numerical model diagram of 8302 working face

爆生气体作用在周围岩体中,使高位坚硬覆岩产生大量裂隙,造成结构劣化。由于模拟条件限制,通过引入损伤因子 D 来表示岩石的损伤程度^[43],模拟高位巷爆破卸压。以弹性模量为例,假设损伤状态下的岩体弹性模量为 \tilde{E} ,则可用损伤系数 D 来描述其损伤程度,即:

$$\tilde{E} = (1 - D)E \quad (1)$$

式中: E 为岩石弹性模量, GPa; \tilde{E} 为岩石损伤后的弹性模量, GPa; D 为围岩损伤系数。

肖明等^[44]提出了硐室开挖爆破的有限元计算方法,并结合岩体松动圈测量方法,得到围岩损伤系数阈值为:

$$[D] \geq 1 - 0.81(1 + \theta)^{-1} \quad (2)$$

式中: θ 为岩体体积应变。

通过式 (2) 计算分析并结合高位巷区域充分爆破效果,最终确定围岩损伤系数 D 取 0.55。

2) 应力分布特征。由图 10 可知: 未开采阶段高位巷爆破卸压之后, 爆破区域内的顶板覆岩承载能力下降, 煤层垂直应力由原岩应力 18.1 ~ 18.3 MPa 经过爆破卸压后减小至 16.2 ~ 18.0 MPa, 最大降幅 11.47%; 煤体垂直应力在工作面走向 121 m 倾向 267.5 m 与工作面走向 278 m 倾向 267.5 m 两处达到最小值, 随后向四周成发散状递增。高位巷爆破导致煤体应力重新分布, 应力逐渐向临近采空区、两侧边界煤柱和煤体深部转移。高位巷爆破在一定程度上降低了 8302 进风巷侧煤体内部垂直应力, 改善了工作面应力分布状况, 提高进风巷的稳定性。

为分析高位巷爆破后顶板覆岩卸压效果, 在煤层顶板 0 ~ 80 m 范围内布置测点, 同时将应力释放率作为评判顶板覆岩卸压的指标^[45], 对顶板覆岩卸压效果进行评价。应力释放率计算公式为

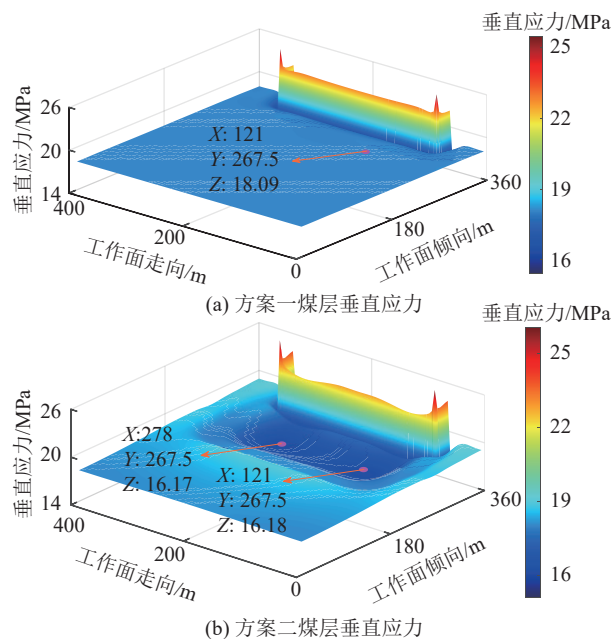


图 10 未开采阶段煤层垂直应力分布图

Fig.10 Vertical stress distribution of coal seam in unexploited stage

$$R = \frac{\sigma - \sigma'}{\sigma} \times 100\% \quad (3)$$

式中: σ 为原岩应力, MPa; σ' 为爆破后应力, MPa。

由图 11 可知, 不同高度的顶板覆岩垂直应力变化量有所不同, 其中在煤层顶板 40、60 m 处垂直应力降幅较大, 分别为 12.6%、13.1%。在低位卸压区, 应力释放率 R 与煤层顶板高度成正比, 煤层顶板越高, 应力释放程度越大; 在爆破区域, 应力释放率 R 随煤层顶板高度呈先减小后增大的变化趋势, 在爆破区域中心即高位巷区域达到最小值, 这是由于高位巷开掘过程中顶底板周围岩体出现塑性破坏, 应力得到部分释放, 因此在爆破后其应力释放率相对较小; 在高位卸压区, 随着煤层顶板高度的增加, 应力释放率 R 逐步减小, 应力释放程度减弱, 如图 12 所示。

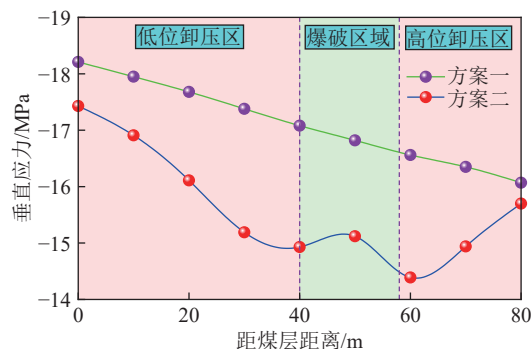


图 11 未开采阶段顶板覆岩垂直应力曲线

Fig.11 Vertical stress curve of roof overburden in unexploited stage

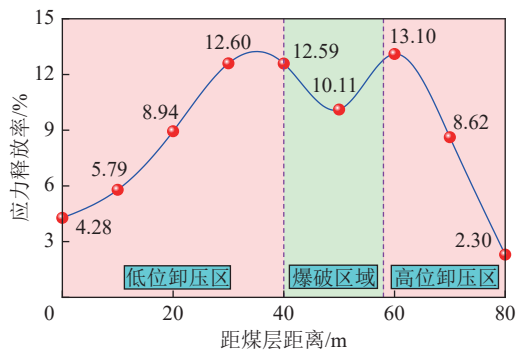


图 12 不同高度的覆岩应力释放率

Fig.12 Stress release rate of overlying strata at different heights

由于篇幅限制, 仅呈现 8302 工作面回采 30、90、150、210、270 m 时, 各个阶段的煤层垂直应力分布

特征。通过 FLAC^{3D} 数值模拟软件内置命令导出距离煤层底板 5 m 处的应力数据, 采用 MATLAB 软件进行数据处理如表 3 所示。

工作面推采至 30 m 时, 方案二工作面上半部分 (卸压区) 超前应力峰值较方案一减小 14.2%, 下半部分 (未卸压区) 超前应力峰值距工作面的距离增大, 应力峰值较方案一降低 4.9%; 工作面推采至 90 m 时, 方案一和方案二的应力增高区面积逐渐增大, 均位于工作面前方 10~70 m 范围。方案二卸压区超前峰值应力下降 3.72%, 进风巷临空侧煤柱垂直应力下降 4.11%; 工作面推采至 150 m 时, 方案二卸压区超前峰值应力下降 3.53%, 未卸压区峰值应力上升 2.78%; 工作面推采至 210 m 时, 方案二卸压区超前

表 3 各推采距离处煤层应力分布特征

Table 3 Distribution characteristics of coal seam stress at different pushing and mining distance

	方案一	方案二
推采 30 m		
推采 90 m		
推采 150 m		
推采 210 m		
推采 270 m		

峰值应力下降 2.53%，未卸压区峰值应力上升 3.17%，这是由于卸压区覆岩改性，应力向未卸压区进行了转移；工作面推采至 270 m 时，2 方案应力分布特征无明显区别。

工作面推采 30~90 m 的过程中，由于高位覆岩暴露面积逐渐增大，2 方案超前应力呈上升趋势。工作面推采 90~150 m 的过程中，关键岩层发生垮落，覆岩应力得到释放，两方案超前应力呈下降趋势。工作面推进 150~270 m 期间，工作面前方垂直应力发生周期性变化。关键岩层发生初次破断后，剩余关键岩层形成悬臂梁结构，随着推采长度的增加，工作面垂直应力逐渐升高，当推采到 180 m 时煤层峰值应力达到最大。随着工作面持续推进至 210 m 时，关键岩层达到强度极限，发生破断后，垂直应力下降。随着采动影响，采空区内部逐渐压实稳定，工作面推进至 240 m 时垂直应力相对稳定。随着工作面的持续推进，关键岩层的悬臂梁长度再次增加，导致工作面推进到 270 m 时，垂直应力再次上升。

根据以上分析结果，可将采动过程中煤层应力场变化阶段划分为以下 3 个阶段：初期应力增长阶段：工作面推进距离 0~90 m 时，工作面前方垂直应力随工作面推进距离的增加而增加。中期应力释放阶段：工作面推进 90~150 m 时，工作面前方垂直应力不再随工作面推进距离的增加而增加，而是短暂趋向稳定，并出现下降趋势。周期应力波动阶段：工作面推进 150~270 m 时，工作面前方垂直应力呈现周期性变化。在此阶段内，随着工作面的推进，关键岩层经历暴露面积增大→载荷达到强度极限→破断垮落成矸→压实稳定的周期变化，相应的工作面前方垂直应力随之发生周期性的上升→下降→短暂稳定→上升。

综上分析，通过对比分析常规开采和高位巷爆破开采过程中垂直应力变化特征，发现高位巷爆破后导致岩层内部萌生大量裂隙，降低了覆岩强度，弱化了其承载能力，避免出现应力集中，确保 8302 进风巷的稳定性。同时高位巷爆破卸压后由于裂隙扩展，顶板覆岩的连续性和稳定性受到破坏，改变了以上 3 个阶段的应力变化周期，有效降低了应力峰值。

3 联合爆破卸压释能方案设计

3.1 工作面进回风巷爆破卸压方案

1) 倾向爆破孔参数。进、回风巷自切眼以南 15 m 向外开始布置第一组倾向爆破孔，直到设计终采线以南 15 m 位置。爆破孔设计每组 4 个，组间距

15 m，钻孔直径不小于 75 mm，钻孔垂直于巷道走向，倾向工作面内侧，与水平面夹角 80°、80°、70°、50°，孔深分别为 25、46、48、59，其中 6 号孔开孔位置位于巷道顶板中央附近，其余孔位于巷道工作面内帮顶角附近，装药量分别为 30、60、66、72 kg，线密度 3 kg/m，封孔段长度不小于孔深的 1/3。

2) 走向爆破孔参数。进、回风巷走向顶板爆破孔自切眼以南 5 m 开始布置第 1 组孔，施工至设计终采线位置。顶板爆破孔每组 2 孔，布置在两倾向孔之间，间距 5 m，孔深分别为 46、25 m，且与邻近倾向孔相距 5 m。钻孔布置在顶板下帮侧，与水平面夹角 80°、方位角 163°，钻孔直径不小于 75 mm，装药量 60、30 kg，线密度 3 kg/m，封孔段长度不小于孔深的 1/3。其中进风巷爆破孔三视图如图 13 所示。

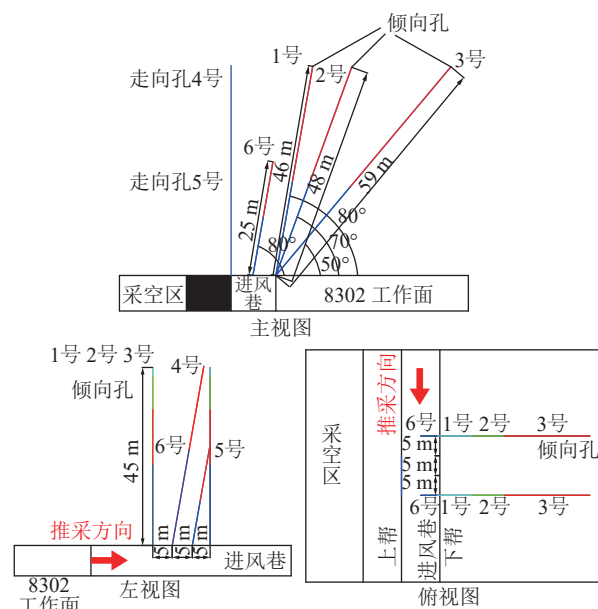


图 13 进风巷爆破孔三视图

Fig.13 Three views of blasting hole in air inlet roadway

3.2 高位巷爆破卸压方案

8302 工作面北段高位卸压巷全长 554.8 m，通过开展不同爆破方案现场试验，并结合相关研究^[46]确定了高位巷爆破方案：在高位卸压巷北段共设置 23 组，每组 14 个炮孔，循环步距 15 m。高位巷与进回风巷联合爆破方案如图 14 所示。

3.3 监测方案

1) 进回风巷监测方案。在进风巷内，与高位巷对应测站位置布置 5 个测站，每个测站内布置一个窥视钻孔和钻孔应力计，窥视钻孔和钻孔应力计间距 2 m，其中，窥视钻孔与水平方向呈 60°向上倾角并垂直于巷道顶板方向朝向工作面布置，孔深 100 m；钻孔应力计与水平方向呈 10°向上倾角并垂直于巷

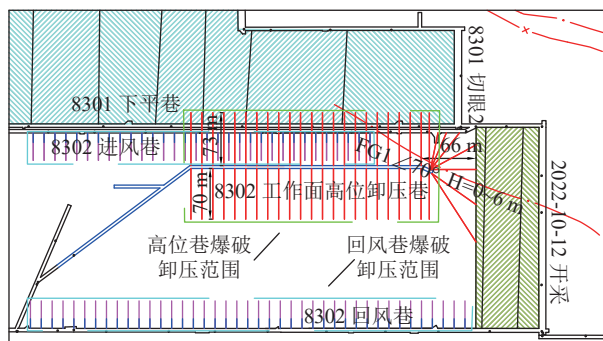


图 14 联合爆破布置示意

Fig.14 Combined blasting layout diagram

道帮部朝向工作面布置,孔深 20 m。

回风巷测区布置 6 个测站,前 5 个测站位置与进风巷测站位置一致,测站 6 距离测站 5 约 50 m,其中,测站 1、2、3 中仅安装一个钻孔应力计,测站 4、5 中布置一个窥视钻孔和一个钻孔应力计,两孔间距 2 m,测站 6 中布置一个窥视钻孔。应力计安装孔与水平方向呈 10° 向上倾角并垂直于巷道帮部朝向工作面布置,孔深 20 m;窥视钻孔与水平方向呈 60° 向上倾角并垂直于巷道顶板方向朝向工作面布置,孔深 100 m(图 15)。

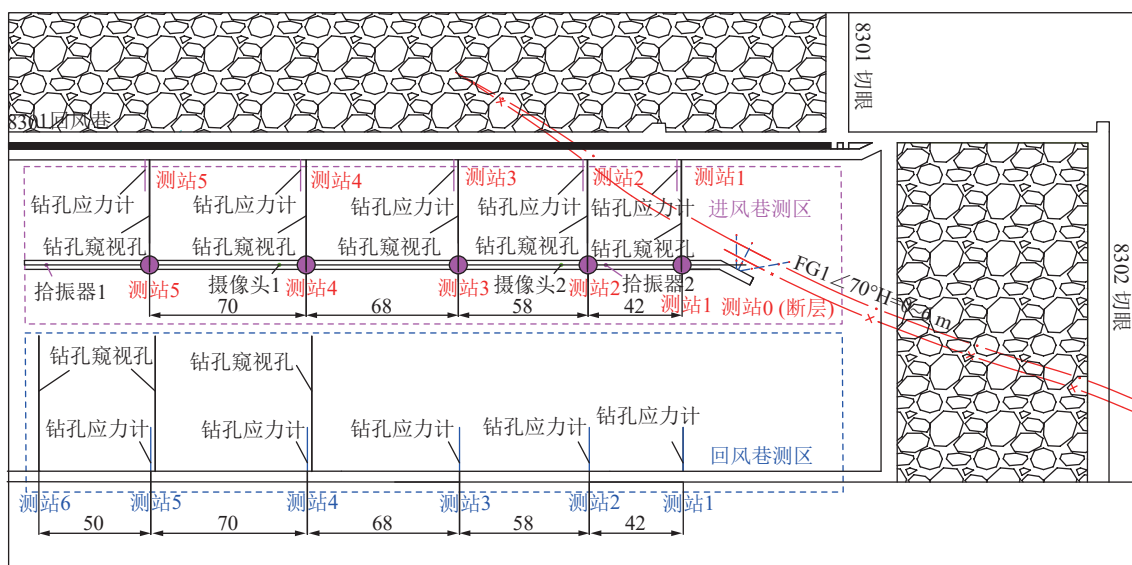


图 15 8302 工作面进回风巷监测方案

Fig.15 Crossheading monitoring scheme diagram

2)高位巷监测方案。高位巷内共布置 6 个测站,1 个 FG1 断层滑移测区和 5 个覆岩应力变形与破坏测区,如图 16 所示:①巷道表面变形监测。采用巷道表面位移监测系统,监测高位巷的顶底板移近量,

同时,在高位巷内设置在线视频监控,每隔 20 m 设置一个里程碑,实时监测巷道不同位置处变形破坏情况。②覆岩应力监测。在高位巷两帮各安装 1 组三维应力传感器,监测随工作面推采时高位巷覆岩

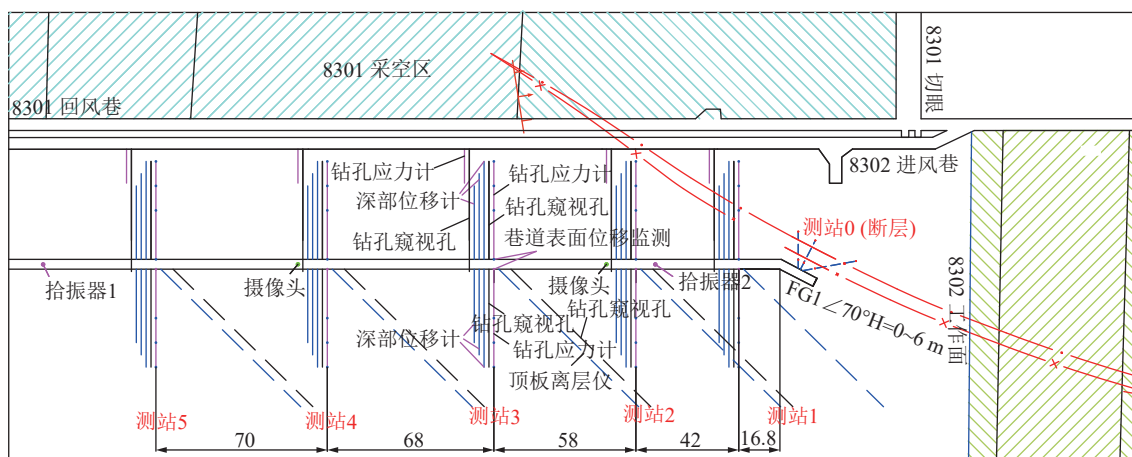


图 16 8302 工作面高位巷测站布置示意

Fig.16 8302 working face high roadway station layout diagram

关键层内采动应力演化规律。安装孔与水平方向夹角 45° , 孔深 30 m。③ 顶板深部位移监测。在高位巷两帮 (与钻孔应力计对应断面) 各安装 3 个深部位移计, 3 个位移计安装方位角及倾角与应力计相同。其中, 1 号位移计浅基点深 20 m, 深基点深 30 m; 2 号位移计浅基点深 25 m, 深基点深 35 m; 3 号位移计浅基点深 30 m, 深基点深 40 m, 在高位巷靠下回风巷帮部一侧, 安装 1 个深部位移计, 安装孔与水平方向呈 20° 向上倾角并沿巷道帮部垂直方向向右倾斜 45° 布置, 孔深 80 m, 其中, 浅基点深 60 m, 深基点深 80 m。

4 联合爆破实践及效果检验

4.1 微震监测分析

通过对比分析 8302 工作面大能量事件之前 (2023-07-17—2023-08-21) 和复采之后 (2022-11-26—2022-11-30) 2 个生产阶段的微震事件发生的位置、频次、能级等分布特征, 验证 8302 高位巷爆破实际卸压效果。

1) 微震事件频次分布特征。由图 17 所示, 进回风巷与高位巷联合爆破卸压后, 微震事件明显增多, 10^4 J 及以上微震能量事件由改性前 14 个减少到 5 个, 降幅 64.3%。根据上述对比分析发现, 微震事件由“低频高能”逐渐向“高频低能”转化。这是由于联合爆破卸压后, 顶板覆岩的完整性受到破坏, 降低了岩层能量积聚的阈值, 因此在工作面推采过程中覆岩积聚能量在未达到改性前对应能级时, 积聚能量已经得到释放, 较大程度上降级了大能量微震事件的发生概率。

2) 微震事件空间分布特征。如图 18、19 所示,

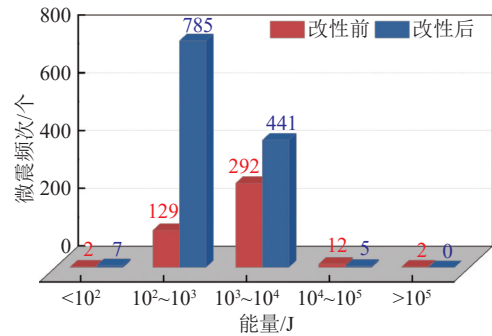


图 17 微震频次分布特征

Fig.17 Distribution characteristics of microseismic frequency

大能量事件之前微震事件分布范围较大, 密集程度较小, 微震事件主要发生在顶板 40 m 以下, 集中在低位岩层, 超过 10^4 J 及以上的微震事件在各层位均有发生。联合卸压后微震事件分布范围减小, 密集程度增大, 工作面前方大于 10^4 J 的能量事件消失, 小于 10^4 J 微震事件急剧增多。高位岩层微震能量事件增多, 煤层及底板微震能量事件减少。联合爆破卸压改性后, 微震事件基本围绕高位巷及其爆破卸压区域发生, 大能量事件呈现向高位岩层转移的趋势。表明联合爆破卸压改性后起到了良好的裂化顶板、卸压释能的效果, 避免工作面发生冲击地压事故。

综合对比分析, 发现高位巷与进回风巷联合爆破卸压的过程中使工作面顶板坚硬覆岩的完整性受到破坏, 弱化了覆岩承载能力, 降低了覆岩能量积聚阈值, 致使“大能量”微震事件转化为若干“小能量”事件, 随着大能量事件的减少, 能够在一定程度上避免现场冲击地压的发生, 验证了高位巷爆破卸压方案的有效性。

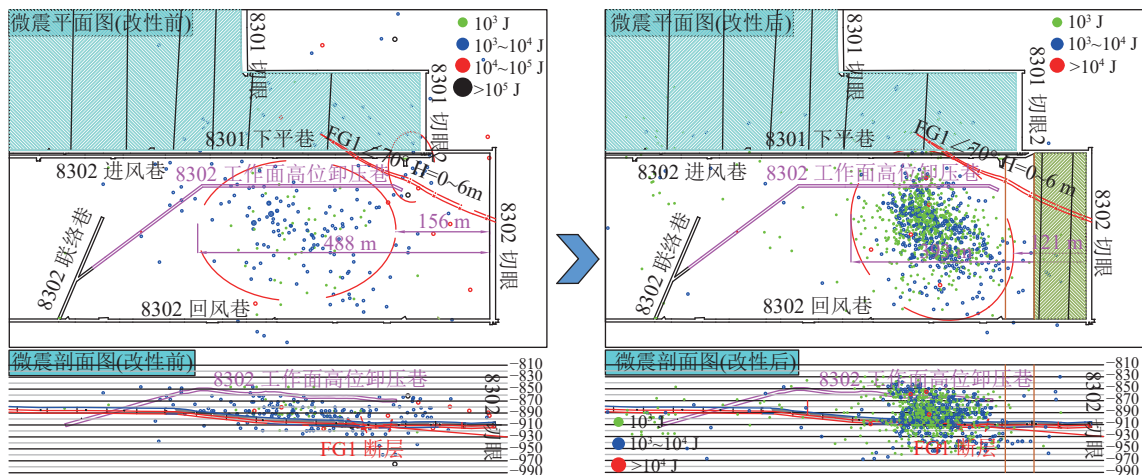


图 18 微震事件改性前后空间分布

Fig.18 Spatial distribution map of microseismic events before and after modification

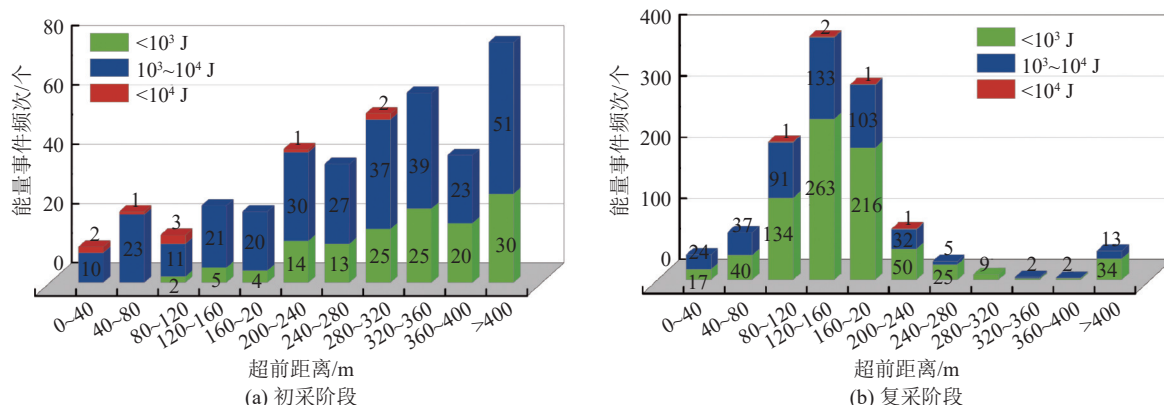


图 19 微震事件超前分布特征

Fig.19 Advance distribution of microseismic events

4.2 工作面进风巷围岩变形特征

为便于明确各推采阶段,指定改性前为工作面推采 0~87 m,改性后为工作面推采 87~1 150 m,其中过断层及见方阶段为推采 87~278 m,过刀把阶段为推采 278~408 m,正常阶段为推采 408~1 150 m。

如图 20 所示,改性前(工作面推采 0~87 m),顶底板及两帮移近量逐渐增大,其中顶底板最大移近量为 495 mm,两帮最大移近量为 931 mm。改性

后,在过断层及见方阶段和过刀把阶段顶底板及两帮移近量进一步增大,最大分别高达 1 745 mm 和 2 631 mm,进入正常阶段后,顶底板及两帮移近量显著减小,其中顶底板移近稳定在 300~600 mm 范围内,两帮移近量稳定在 500~1 200 mm 范围内。综合分析,深部高应力环境下,围岩变形破坏对断层及不规则采空区具有高度的敏感性,在进入正常阶段后,受断层及不规则采空区影响消失,围岩稳定性得到改善,表明采取的联合爆破卸压效果显著。

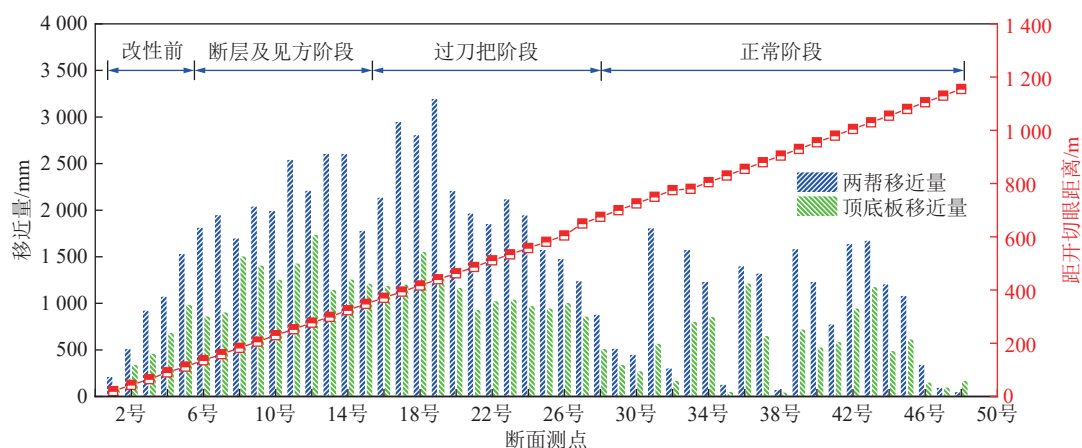


图 20 改性前后工作面进风巷围岩变形特征

Fig.20 Deformation characteristics of surrounding rock before and after blasting

4.3 支架工作阻力变化特征

如图 21 所示,改性前各区域支架工作阻力相差,沿空、中部、实体煤区域,支架阻力分别为 18.37、20.92、22.53 MPa;改性后正常阶段,沿空、中部、实体煤区域,支架阻力分别为 26.63、29.91、25.23 MPa,增幅分别为 44.96%、42.97%、12.38%。因此改性后顶板破碎程度增大,上覆岩层垮落充分,工作面沿空区域支架压力显著增大并向中部转移。

4.4 钻孔应力及锚杆(索)受力监测分析

如图 22 所示,改性前钻孔应力波动强烈,最大高达 8.32 MPa,改性后过断层及刀把期间钻孔应力波动范围逐渐减缓,进入正常阶段后,钻孔应力波动平缓,最终稳定在 5~7 MPa 范围内。由图 23 可知,锚杆及锚索在工作面出刀把前锚杆受力在 138~148 kN 范围内,锚索受力在 71~92 kN 范围内,支护结构锚固力受地质构造影响显著,联合爆破卸压效果对支护结构影响不大,而在推采进入正常阶段后,

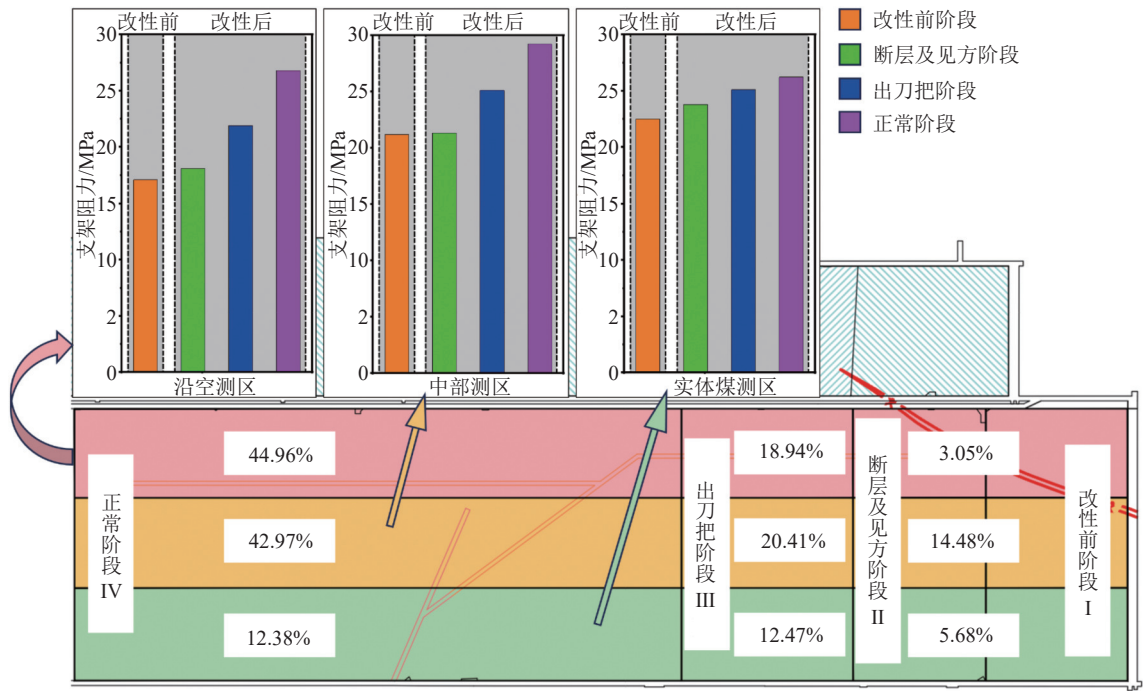


图 21 改性前后工作面不同区域支架工作阻力情况

Fig.21 Working resistance of supports in different areas of working face before and after blasting

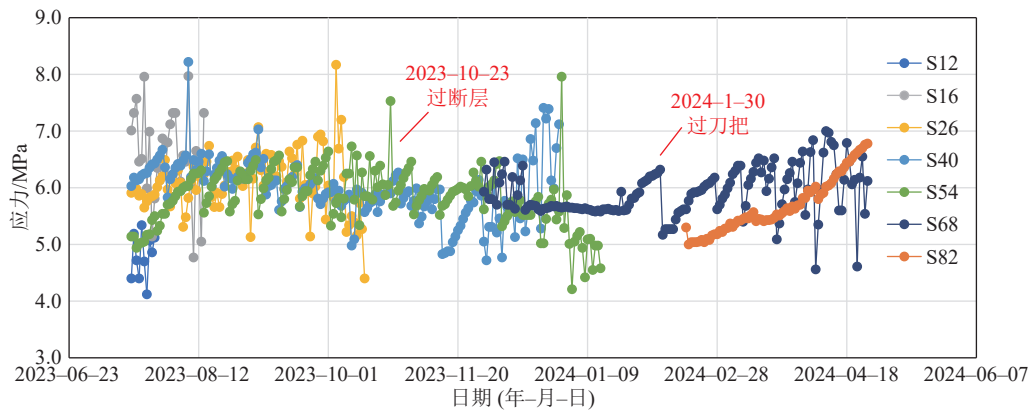


图 22 改性前后钻孔应力对比

Fig.22 Comparison of borehole stress before and after blasting

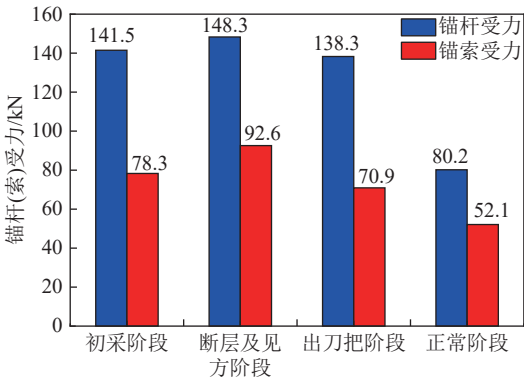


图 23 改性前后锚杆(索)受力分析

Fig.23 Stress analysis diagram of bolt (cable) before and after blasting

锚杆(索)受力分别稳定在 80.2、52.1 kN, 较改性前分别降低了 43.3%、33.5%。

5 结 论

1) 鉴于新巨龙煤矿 8302 工作面大能量事件频发, 在原有防冲技术基础上, 提出了增加在顶板开掘高位巷对高位致灾关键层进行爆裂顶板卸压防冲技术, 形成了工作面进风巷与高位巷联合卸压技术。

2) 通过理论分析、相似模拟及数值模拟试验, 验证了高位巷与进回风巷联合卸压防冲技术的有效性, 该联合防冲技术弱化了低-中-高位岩层结构, 降低关键层储能能力, 减小岩层破断步距, 降低了顶板岩层一次性能量释放强度。

3) 通过现场应用验证了高位巷与进回风巷联合爆破卸压的有效性, 现场监测获得 10^4 J 及以上微震能量事件降幅 64.3%, 且具有向高位转移的趋势, 微震事件由改性前的“低频高能”逐渐向改性后的“高频低能”转化, 联合爆破卸压起到了良好的裂化顶板、卸压释能效果。

参考文献(References):

- [1] 姚邦华, 李硕, 杜锋, 等. 采动岩体损伤与断层冲蚀协同致灾时空演化机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(5): 2212–2221.
YAO Banghua, LI Shuo, DU Feng, et al. Mechanical model of deformation-seepage-erosion for Karst collapse column water inrush and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(5): 2212–2221.
- [2] 张永将, 季飞, 赵同彬, 等. 临空巷道坚硬顶板水力割缝-压裂联合控顶卸压技术[J]. 煤炭学报, 2024, 49(12): 4739–4751.
ZHANG Yongjiang, JI Fei, ZHAO Tongbin, et al. Theoretical and applied research on hydraulic slit-fracture joint roof control and pressure relief of hard roof in goaf roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(12): 4739–4751.
- [3] 谭云亮, 张修峰, 肖自义, 等. 冲击地压主控因素及孕灾机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 367–379.
TAN Yunliang, ZHANG Xiufeng, XIAO Ziyi, et al. Main control factors of rock burst and its disaster evolution mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 367–379.
- [4] 王凯兴, 窦林名, 潘一山, 等. 块系覆岩破坏对巷道顶板的防冲吸能效应研究[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(6): 1211–1217, 1230.
WANG Kaixing, DOU Linming, PAN Yishan, et al. Study of tunnel roof anti-impact and energy absorption effect on block overburden rock mass failure[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(6): 1211–1217, 1230.
- [5] 王书文, 鞠文君, 潘俊锋. 临空留巷底板冲击地压启动区判定与分步防治技术[J]. 煤炭学报, 2017, 42(11): 2799–2807.
WANG Shuwen, JU Wenjun, PAN Junfeng. Determination on start-up area for floor rockburst at retained entry and its stepwise control technology[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(11): 2799–2807.
- [6] 冯龙飞, 窦林名, 王晓东, 等. 回采速度对坚硬顶板运动释放能量的影响机制[J]. 煤炭学报, 2019, 44(11): 3329–3339.
FENG Longfei, DOU Linming, WANG Xiaodong, et al. Mechanism of mining advance speed on energy release from hard roof movement[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(11): 3329–3339.
- [7] 窦林名, 王永忠, 卢方舟, 等. 急倾斜特厚煤层冲击地压防治探索与总结[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(1): 84–94.
DOU Linming, WANG Yongzhong, LU Fangzhou, et al. Exploration and summary of prevention and control of rock burst in steeply inclined and ultra-thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(1): 84–94.
- [8] 于斌, 霍丙杰. 多层叠加煤柱覆岩结构特征及对下伏煤层矿压显现影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(S1): 3374–3381.
YU Bin, HUO Bingjie. Structure characteristics of multi-layer superimposed coal pillar and its influence on strata behavior for underlying coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(S1): 3374–3381.
- [9] 姜福兴, 刘懿, 张益超, 等. 采场覆岩的“载荷三带”结构模型及其在防冲领域的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(12): 2398–2408.
JIANG Fuxing, LIU Yi, ZHANG Yichao, et al. A three-zone structure loading model of overlying strata and its application on rockburst prevention[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(12): 2398–2408.
- [10] 冯宇, 姜福兴, 李京达. 孤岛工作面围岩整体失稳冲击危险性评估方法[J]. 煤炭学报, 2015, 40(5): 1001–1007.
FENG Yu, JIANG Fuxing, LI Jingda. Evaluation method of rock burst hazard induced by overall instability of island coal face[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(5): 1001–1007.
- [11] 冯龙飞, 窦林名, 王皓, 等. 综放煤柱临空侧巷道密集区冲击地压机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(6): 1100–1110, 1121.
FENG Longfei, DOU Linming, WANG Hao, et al. Mechanism of rockburst in dense roadway area near the goaf of fully-mechanized large pillars[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(6): 1100–1110, 1121.
- [12] 余鑫, 边俊奇, 刘长友. 基于动压巷道围岩控制的临空侧顶板压裂释能参数确定[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(1): 25–34.
YU Xin, BIAN Junqi, LIU Changyou. Determination of energy release parameters of hydraulic fracturing roof near goaf based on surrounding rock control of dynamic pressure roadway[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2022, 4(1): 25–34.
- [13] 谭云亮, 张修峰, 范德源, 等. 沿空侧向覆岩结构改性防冲机理与实践[J]. 煤炭学报, 2025, 50(1): 1–14.
TAN Yunliang, ZHANG Xiufeng, FAN Deyuan, et al. Mechanism and practice of structural modification to lateral overlying strata in gob-side entry for rockburst prevention[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(1): 1–14.
- [14] 孙浩杰, 徐青云, 赵晓渝, 等. 同忻矿 8311 工作面坚硬顶板破坏特征与矿压显现规律研究[J]. 煤, 2024, 33(2): 33–36, 47.
SUN Haojie, XU Qingyun, ZHAO Xiaoyu, et al. Study on characteristics of hard roof breaking and strata behavior in 8311 working face of Tongxin coal mine[J]. Coal, 2024, 33(2): 33–36, 47.
- [15] 赵云虎. 和善煤矿坚硬顶板工作面巷道支护与爆破切顶技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023: 43–58.
ZHAO Yunhu. Study on roadway support and blasting roof cutting technology in hard roof working face of Heshan Coal Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023: 43–58.
- [16] 郑凯歌, 袁亮, 杨森, 等. 基于分区弱化的复合坚硬顶板冲击地压分段压裂区域防治研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(2): 322–333.
ZHENG Kaige, YUAN Liang, YANG Sen, et al. Study on prevention and control of rock burst staged fracturing area of com-

- posite hard roof based on zoning weakening[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(2): 322–333.
- [17] 赖国伟. 基安达矿坚硬顶板预裂爆破切顶卸压护巷机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023: 11–51.
- LAI Guowei. Study on mechanism of roof cutting, pressure relief and roadway protection by presplitting blasting of hard roof in Ji'Anda Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023: 11–51.
- [18] 王金东. 综放开采覆岩高位结构稳定性及强矿压形成机理研究[D]. 西安: 西安科技大学, 2015: 25–54.
- WANG Jindong. Study on structural stability of overlying strata and formation mechanism of strong ground pressure in fully mechanized top-coal caving mining[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2015: 25–54.
- [19] 于斌, 高瑞, 孟祥斌, 等. 大空间远近场结构失稳矿压作用与控制技术[J]. *岩石力学与工程学报*, 2018, 37(5): 1134–1145.
- YU Bin, GAO Rui, MENG Xiangbin, et al. Near-far strata structure instability and associate strata behaviors in large space and corresponding control technology[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2018, 37(5): 1134–1145.
- [20] 于斌, 杨敬轩, 高瑞. 大同矿区双系煤层开采远近场协同控顶机理与技术[J]. *中国矿业大学学报*, 2018, 47(3): 486–493.
- YU Bin, YANG Jingxuan, GAO Rui. Mechanism and technology of roof collaborative controlling in the process of Jurassic and Carboniferous coal mining in Datong mining area[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2018, 47(3): 486–493.
- [21] 雷照源, 赵茂平, 李团结, 等. 深埋大采高相邻工作面强矿压发生机理研究[J/OL]. *煤炭科学技术*, 1–10[2024-07-15]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240611.1429.003.html>.
- LEI Zhaoyuan, ZHAO Maoping, LI Tuanjie, et al. Strong mine pressure appearing mechanism and control at deep buried working face with large mining height[J/OL]. *Coal Science and Technology*, 1–10[2025-03-04]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20240611.1429.003.html>.
- [22] ZHU H Q, FANG S H, HUO Y J, et al. Study of the dynamic development law of overburden breakage on mining faces[J]. *Scientific Reports*, 2020, 10: 6555.
- [23] 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.
- [24] YOU H L, LIU Z G. Key parameters of the roof cutting and pressure relief technology in the pre-splitting blasting of a hard roof in guqiao coal mine[J]. *Applied Sciences*, 2024, 14(24): 11779.
- [25] 于斌, 刘长友, 杨敬轩, 等. 坚硬厚层顶板的破断失稳及其控制研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2013, 42(3): 342–348.
- YU Bin, LIU Changyou, YANG Jingxuan, et al. Research on the fracture instability and its control technique of hard and thick roof[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2013, 42(3): 342–348.
- [26] 孙文超, 王兆会, 李强, 等. 深部坚硬顶板工作面冲击地压多元协同防控技术[J]. *岩石力学与工程学报*, 2024, 43(7): 1736–1750.
- SUN Wenchao, WANG Zhaohui, LI Qiang, et al. Multiple synergistic control technology of rock burst disasters in deep hard roof working faces[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(7): 1736–1750.
- [27] WANG Q, JIANG Z H, JIANG B, et al. Ground control method of using roof cutting pressure release and energy-absorbing reinforcement for roadway with extra-thick hard roof[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2023, 56(10): 7197–7215.
- [28] 李东印, 敖良凯, 王伸, 等. 煤矿顶板深孔爆破封孔长度确定方法研究[J/OL]. *煤炭学报*, 1–16[2024-07-15]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2024.0704>.
- LI Dongyin, AO Liangkai, WANG Shen, et al. Determination methodology of optimal sealing length of deep blastingboreholes for hard roof cutting in coal mines[J/OL]. *Journal of China Coal Society*, 1–16 [2024-10-02]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2024.0704>.
- [29] 张自政, 柏建彪, 韩志婷, 等. 空巷顶板稳定性力学分析及充填技术研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2013, 30(2): 194–198.
- ZHANG Zizheng, BAI Jianbiao, HAN Zhiting, et al. Roof mechanics analysis and backfill technology for abandoned roadway[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2013, 30(2): 194–198.
- [30] 刘长友, 杨敬轩, 于斌, 等. 覆岩多层坚硬顶板条件下特厚煤层综放工作面支架阻力确定[J]. *采矿与安全工程学报*, 2015, 32(1): 7–13.
- LIU Changyou, YANG Jingxuan, YU Bin, et al. Support resistance determination of fully mechanized top-coal caving face in extra thick seam under multi-layered hard strata[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(1): 7–13.
- [31] YANG J X, LIU C Y, YU B. Application of confined blasting in water-filled deep holes to control strong rock pressure in hard rock mines[J]. *Energies*, 2017, 10(11): 1874.
- [32] LIU H, DAI J, JIANG J Q, et al. Analysis of overburden structure and pressure-relief effect of hard roof blasting and cutting[J]. *Advances in Civil Engineering*, 2019, 2019(1): 1354652.
- [33] HUANG Z F, WU W B. Research on high-pressure abrasive water jet slotting and pressure relief technology for hard rock roof[J]. *Energy Science & Engineering*, 2024, 12(11): 5211–5229.
- [34] 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.
- [35] 郝宪杰, 孙希奎, 唐忠义, 等. 覆岩高位整层爆破卸压“人造预裂层”源头防治冲击地压技术体系及应用[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(3): 1318–1331.
- HAO Xianjie, SUN Xikui, TANG Zhongyi, et al. Technology system and application of “artificial pre-fracture layer” by high level

- whole layer blasting for pressure releasing to source prevention and control of rockburst[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(3): 1318–1331.
- [36] 李猛, 王兆会, 孙文超, 等. 深部坚硬顶板充填工作面支架-围岩耦合作用与支护参数优化[J]. *岩石力学与工程学报*, 2024, 43(11): 2753–2765.
- LI Meng, WANG Zhaohui, SUN Wenchao, et al. Support-rock interaction and supporting parameter optimization in deep back-filling longwall faces with hard roof[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(11): 2753–2765.
- [37] XIANG Z, ZHANG N, XIE Z Z, et al. Cooperative control mechanism of long flexible bolts and blasting pressure relief in hard roof roadways of extra-thick coal seams: A case study[J]. *Applied Sciences*, 2021, 11(9): 4125.
- [38] 李振雷, 何学秋, 窦林名. 综放覆岩破断诱发冲击地压的防治方法与实践[J]. *中国矿业大学学报*, 2018, 47(1): 162–171.
- LI Zhenlei, HE Xueqiu, DOU Linming. Control measures and practice for rock burst induced by overburden fracture in top-coal caving mining[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2018, 47(1): 162–171.
- [39] 赵善坤, 李英杰, 柴海涛, 等. 陕蒙地区厚硬砂岩顶板定向水力压裂预割缝倾角优化及防冲实践[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(S1): 150–160.
- ZHAO Shankun, LI Yingjie, CHAI Haitao, et al. Optimization of inclination angle of pre-cut joint in directional hydraulic fracturing of thick hard sandstone roof in Shaanxi-inner Mongolia Region and its scour prevention practice[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(S1): 150–160.
- [40] 梁运培, 李其罡, 黄旭超, 等. 基于颗粒流的倾斜厚煤层坚硬顶板运动失稳规律及水力弱化参数研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2024, 43(S1): 3428–3438.
- LIANG Yunpei, LI Qigang, HUANG Xuchao, et al. Study on movement instability law and hydraulic weakening parameters of hard roof in inclined thick coal seam based on particle flow[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(S1): 3428–3438.
- [41] 胡善超, 韩金明, 程亚飞, 等. 多孔套筒定向压裂力学机制及影响因素分析[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(8): 3366–3380.
- HU Shanchao, HAN Jinming, CHENG Yafei, et al. Analysis of mechanical mechanism and influencing factors of directional fracturing of multi-hole sleeve[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(8): 3366–3380.
- [42] 赵环帅, 潘永泰, 余超, 等. 振动载荷对青砂岩冲击裂纹扩展及能量利用效率的影响[J]. *清华大学学报(自然科学版)*, 2024, 64(12): 2155–2165.
- ZHAO Huanshuai, PAN Yongtai, YU Chao, et al. Influence of vibration loading on impact crack propagation and energy utilization efficiency in green sandstone[J]. *Journal of Tsinghua University(Science and Technology)*, 2024, 64(12): 2155–2165.
- [43] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2002.
- [44] 肖明, 张雨霆, 陈俊涛, 等. 地下洞室开挖爆破围岩松动圈的数值分析计算[J]. *岩土力学*, 2010, 31(8): 2613–2618.
- XIAO Ming, ZHANG Yuting, CHEN Juntao, et al. Numerical analysis of excavation damaged zone of underground Caverns induced by excavation blasting[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2010, 31(8): 2613–2618.
- [45] 柴敬, 兰浩, 马晨阳, 等. 保护层开采下伏煤层应力释放与卸压程度识别[J/OL]. *煤炭学报*, 1–13[2024–07–19]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2023.0895>.
- CHAI Jing, LAN Hao, MA Chenyang, et al. Identification of the degree of stress release and unloading in the underlying coal rock of protected seam mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 1–13[2024–07–19]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2023.0895>.
- [46] 周坤友, 窦林名, 李家卓, 等. 巨厚关键层对冲击矿压动静载作用机制研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2024, 41(5): 908–919.
- ZHOU Kunyou, DOU Linming, LI Jiazhao, et al. Effect of extra-thick key strata on the static and dynamic stress of rockburst[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2024, 41(5): 908–919.