

特厚煤层掘进巷道冲击地压机理及影响因素

彭雨杰 王强 曹安业 薛成春 吕国伟 郝琪 刘耀琪 白贤栖 李东

引用本文:

彭雨杰, 王强, 曹安业, 等. 特厚煤层掘进巷道冲击地压机理及影响因素[J]. 煤田地质与勘探, 2024, 52(12): 25–39.

PENG Yujie, WANG Qiang, CAO Anye, et al. Mechanisms and influential factors of rock bursts in tunneling roadways of extra-thick coal seams[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2024, 52(12): 25–39.

在线阅读 View online: <https://dx.doi.org/10.12363/issn.1001-1986.24.07.0500>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

新街矿区厚硬顶板条件邻空巷道冲击地压机理与控制

Mechanisms and control of rock bursts in goaf-side roadways under the condition of thick and hard roofs in the Xinjie mining area, Inner Mongolia

煤田地质与勘探. 2024, 52(10): 153–165 <https://doi.org/10.12363/issn.1001-1986.24.05.0327>

深部矿井覆岩沉积环境力学特性及冲击地压风险判识

Sedimentary environments, mechanical properties, and rock burst risk identification of overburden in deep mines

煤田地质与勘探. 2024, 52(10): 60–71 <https://doi.org/10.12363/issn.1001-1986.24.04.0279>

矿井地质动力环境评价方法与冲击地压矿井类型划分研究

An evaluation method for geological dynamic environments of mines and the classification of mines subjected to rock bursts

煤田地质与勘探. 2023, 51(2): 104–113 <https://doi.org/10.12363/issn.1001-1986.22.12.0913>

综放开采特厚煤层采场底板破坏规律研究

Floor failure law of extra-thick coal seam in fully mechanized caving mining

煤田地质与勘探. 2022, 50(8): 107–115 <https://doi.org/10.12363/issn.1001-1986.21.12.0774>

准格尔煤田特厚煤层开采底板破坏特征综合测试研究

Comprehensive testing research on floor damage characteristics of mining extra-thick seam in Jungar Coalfield

煤田地质与勘探. 2021, 49(1): 263–269 <https://doi.org/10.3969/j.issn.1001-1986.2021.01.029>

大变幅加载下特厚煤层底板断层突水机理模拟研究

A simulation study of mechanisms behind water inrush from fault-bearing floors of ultra-thick coal seams under loading and unloading at significantly variable amplitude

煤田地质与勘探. 2024, 52(5): 118–128 <https://doi.org/10.12363/issn.1001-1986.23.10.0598>



彭雨杰, 王强, 曹安业, 等. 特厚煤层掘进巷道冲击地压机理及影响因素[J]. 煤田地质与勘探, 2024, 52(12): 25–39. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.07.0500

PENG Yujie, WANG Qiang, CAO Anye, et al. Mechanisms and influential factors of rock bursts in tunneling roadways of extra-thick coal seams[J]. Coal Geology & Exploration, 2024, 52(12): 25–39. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.07.0500

移动阅读

特厚煤层掘进巷道冲击地压机理及影响因素

彭雨杰¹, 王强^{1,*}, 曹安业^{1,2,3}, 薛成春¹, 吕国伟¹, 郝琪¹, 刘耀琪¹, 白贤栖¹, 李东⁴

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏徐州 221116; 2. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏徐州 221116; 3. 中国矿业大学 江苏省矿山地震监测工程实验室, 江苏徐州 221116;
4. 华北科技学院 矿山安全学院, 河北廊坊 065201)

摘要: 【目的】特厚煤层掘进巷道冲击地压灾害频发, 已成为制约矿井安全生产的主要问题, 其冲击机理及影响因素研究对特厚煤层掘进巷道冲击地压灾害防控具有重要意义。【方法】基于甘肃某矿 250107-1 特厚煤层掘进巷道, 建立特厚煤层掘进巷道冲击失稳判别指标, 采用 FLAC^{3D} 模拟特厚煤层掘进巷道围岩能量分布规律, 提出特厚煤层掘进巷道围岩能量分区特征, 揭示特厚煤层掘进巷道冲击机制, 分析不同因素下特厚煤层掘进巷道围岩损伤程度及冲击地压发生潜在风险。【结果和结论】研究表明, 特厚煤层掘进巷道围岩弹性应变能分为 3 个区域: 能量积聚区、能量释放区、能量缓冲区, 弹性应变能积聚区域是特厚煤层掘进巷道冲击危险主要来源, 塑性耗散能积聚区域是围岩损伤主要区域。巷道开挖后受巷道开挖卸荷及掘进扰动作用影响, 深部围岩弹性能量积聚程度增大, 浅部围岩损伤程度增大, 深部岩体积聚弹性能量大量释放并推动浅部损伤围岩瞬间位移, 诱发冲击地压。巷道两帮冲击地压发生潜在风险随水平构造应力增大而增大, 巷道顶底煤冲击地压发生潜在风险随开采扰动应力的增大先增大后减小, 动载扰动对围岩损伤程度影响较大, 冲击地压发生潜在风险区域逐渐向巷道两侧转移。提出了特厚煤层掘进巷道“卸压-降载-补强”协同防控思路, 有效降低了掘进过程的冲击地压危险性, 对特厚煤层掘进巷道冲击地压防治提供一定的借鉴经验。

关键词: 特厚煤层; 掘进巷道; 冲击地压; 能量演化; 影响因素

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 1001-1986(2024)12-0025-15

Mechanisms and influential factors of rock bursts in tunneling roadways of extra-thick coal seams

PENG Yujie¹, WANG Qiang^{1,*}, CAO Anye^{1,2,3}, XUE Chengchun¹, LYU Guowei¹,
HAO Qi¹, LIU Yaoqi¹, BAI Xianxi¹, LI Dong⁴

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining (CUMT), Ministry of Education, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. Jiangsu Engineering Laboratory of Mine Earthquake Monitoring and Prevention, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;
4. School of Mine Safety, North China Institute of Science & Technology, Langfang 065201, China)

Abstract: [Objective] Rock bursts occur frequently in tunneling roadways of extra-thick coal seams, significantly constraining safe coal mining. Investigating their mechanisms and influential factors is crucial to preventing and controlling such disasters in tunneling roadways of extra-thick coal seams. [Methods] Focusing on the tunneling roadway of mining face 250107-1 for an extra-thick coal seam within a coal mine in Gansu Province, this study established the discriminant indices for rock burst-induced roadway instability. By simulating the energy distribution patterns of surrounding

收稿日期: 2024-07-31; 接收日期: 2024-10-22

基金项目: 国家自然科学基金项目(52274098); 江苏省研究生科研与实践创新计划项目(KYCX23_2799); 中国矿业大学研究生创新计划项目(2023WLKXJ037); 河北省高等学校科学技术研究项目(QN2023205)

第一作者: 彭雨杰, 1998 年生, 男, 安徽萧县人, 博士研究生。E-mail: TB22020022A41@cumt.edu.cn

*通信作者: 王强, 1981 年生, 男, 四川绵阳人, 博士, 副教授。E-mail: wangqiangcumt@126.com

© Editorial Office of *Coal Geology & Exploration*. OA under CC BY-NC-ND

rocks in the tunneling roadway using the FLAC^{3D} software, this study revealed the zonal energy characteristics of the surrounding rocks and the mechanisms behind rock bursts in the tunneling roadway. Accordingly, this study analyzed the damage degrees of surrounding rocks of the tunneling roadway and the potential rock burst risk under different factors. **[Results and Conclusions]** The results indicate that the surrounding rocks of the tunneling roadway can be classified into areas according to elastic strain energy: energy accumulation, release, and buffer zones. The elastic strain energy accumulation zone serves as the principal source of the rock burst risk in the tunneling roadway, while the plastic dissipation energy accumulation zone is the primary damage zone of the surrounding rocks. The unloading and tunneling-induced disturbance increased both the elastic energy accumulation of deep surrounding rocks and the damage degree of shallow surrounding rocks. Then, a large quantity of the elastic energy accumulated in the deep rock masses was released, leading to the instantaneous displacement of the shallow damaged surrounding rocks. This induced rock bursts. The potential rock burst risk on both sides of the roadway increased with horizontal tectonic stress. In contrast, potential rock burst risk in coals on the top and bottom of the roadway increased and then decreased with an increase in the mining disturbance stress. Dynamic loading disturbance produced significant impacts on the damage degree of the surrounding rocks, and the potential rock burst risk gradually shifted to both sides of the roadway. Based on these results, this study proposed a synergistic rock burst prevention and control philosophy consisting of pressure relief, load reduction, and reinforcement for the tunneling roadways of extra-thick coal seams, effectively reducing the rock burst risk during roadway tunneling. This study provides a reference for the prevention and control of rock bursts in tunneling roadways of extra-thick coal seams.

Keywords: extra-thick coal seam; tunneling roadway; rock burst; energy evolution; influential factor

巷道是地下开采的主要组成部分,随着煤炭资源开采深度增加,复杂地质条件下的掘进巷道易诱发冲击地压,尤其是特厚煤层掘进巷道冲击破坏和防控问题尤为突出^[1-2]。如新疆硫磺沟煤矿煤层巷道掘进期间发生多起冲击地压灾害,造成了巷道顶板大范围垮落^[3-4];陕西某矿中央一号辅运大巷掘进期间发生冲击地压,造成了工作面后方 30 m 范围内最大帮鼓 0.5 m,锚网被撕裂^[5];陕西高家堡煤矿掘进工作面煤炮声大、巷道变形量明显、锚杆索崩断^[6]。掘进巷道为独头巷道,冲击后逃生难度大,事故致死率高。据统计,掘进巷道冲击事故仅占冲击总事故的 35%,但事故致死人数占比达到 50%^[7],巷道掘进期间冲击地压防治已成为矿井安全生产的主要问题之一。

与回采工作面冲击地压不同,掘进巷道顶板覆岩运动空间小,并伴随有明显的加卸载作用,因此掘进巷道冲击地压机理与回采工作面有所差异。国外学者^[8-10]从能量角度分析了巷道围岩能量平衡过程,推导了围岩能量各组成部分的计算方法,揭示了微震和冲击现象与能量释放之间的关系。国内学者基于现场工程实践,从能量的角度揭示了巷道冲击破坏机理,提出了巷道冲击危险判别方法并验证了其准确性^[11];理论表明深部圆形巷道围岩能量发生传递和转化^[12];高压伺服真三轴试验机实现了带有非贯通圆孔的试样冲击试验,轴向应力决定了冲击强度,影响工作面和巷帮冲击区域^[13]。由马念杰及其团队^[14-16]提出的巷道蝶形破坏理论可知,应力、围岩、支护等因素影响蝶形塑性区特性。围岩损伤具有时间效应,基于围岩损伤演化模型可以阐释掘进

巷道冲击地压孕灾过程^[7,17]。高应力条件下,掘进巷道应力路径发生转化,膨胀应力作用和应力波反射拉伸作用致使冲击破坏,可计算出冲击危险系数^[18-19]。深部巷道冲击破坏需具备一定的应力条件和能量条件,现场试验表明,利用卸压、支护与防护协同防冲技术体系,可有效控制巷道围岩稳定^[20]。煤层厚度增加导致煤层存储和释放弹性应变能增大,是特厚煤层冲击地压频发的根本原因^[21-22]。巷道围岩的不稳定蠕变是冲击的主要原因,相较于薄及中厚煤层,特厚煤层更容易发生不稳定蠕变,以区域优化和大直径补强钻孔相结合可有效防治冲击地压^[23-24]。

综上所述,前人从能量角度对掘进巷道冲击机理及防控已经进行了大量研究,但是针对特厚煤层掘进巷道能量分布特征的研究相对较少,冲击机理及影响因素不明晰。笔者以甘肃某矿特厚煤层掘进巷道为研究背景,从能量的角度分析特厚煤层掘进巷道围岩弹性应变能和塑性耗散能分布特征,研究水平构造应力、开采扰动应力及动载对掘进巷道冲击危险的影响,为特厚煤层掘进巷道冲击地压防控提供借鉴。

1 特厚煤层掘进巷道冲击地压显现特征

1.1 工程背景概况

甘肃某冲击地压矿井主采 5 号煤层,5 号煤层为特厚煤层,煤层厚度 21.2~39.2 m,平均 31.5 m,具有强冲击倾向性,采用分层综放采煤工艺。2501 采区为该煤矿主采区,250107-1 工作面是 2501 采区上分层第 7 个工作面,平均分层厚度 12.1 m。250107-1 工作面西侧

为实体煤, 东侧为 250106-1 工作面采空区, 北侧为邻矿 2502 采区大巷, 南侧为 2501 采区大巷, 250107-1 工作面回风巷道距 250106-1 工作面采空区 6 m, 250107-1 工作面运输巷道距 250107-1 工作面回风巷道 200 m。运输巷道宽 5.4 m, 高 3.9 m, 顶煤厚度 8.5 m, 底煤厚度 15.7 m; 回风巷道宽 5.0 m, 高 3.8 m, 顶煤厚度 7.3 m, 底煤厚度 18.8 m。开切眼为矩形巷道, 宽 8.2 m, 高 3.2 m。

1.2 冲击地压显现特征

250107-1 工作面两巷道掘进期间矿压显现剧烈, 冲击地压事故多发。图 1 统计了该工作面掘进期间发生的 7 次冲击地压事故破坏位置及冲击震源位置, 其中临空侧回风巷道发生冲击 6 次, 实体煤侧运输巷道发生冲击 1 次, 历次冲击地压事故概况见表 1。冲击破坏范

围最大的两次冲击地压事故分别发生在 2020 年 1 月 10 日(破坏范围 100 m)和 2020 年 5 月 20 日(破坏范围 120 m), 可以看到 250107-1 工作面掘进巷道冲击破坏特征为底鼓, 底鼓量在 0.2 m 左右, 这也是特厚煤层掘进巷道, 尤其是沿空巷道的显著破坏特征^[25-26]。

250107-1 工作面巷道掘进期间能量大于 0.1×10^4 J 的微震事件分布如图 1 所示, 通过冲击变形能指标^[27-29]对 250107-1 工作面掘进期间冲击危险区域进行空间预测, 根据冲击显现及冲击变形能分布特征, 掘进期间共 3 个冲击危险区域: A 区域主要受采空区和切眼外错影响, B 区域主要受采空区和褶曲影响, C 区域主要受褶曲影响。

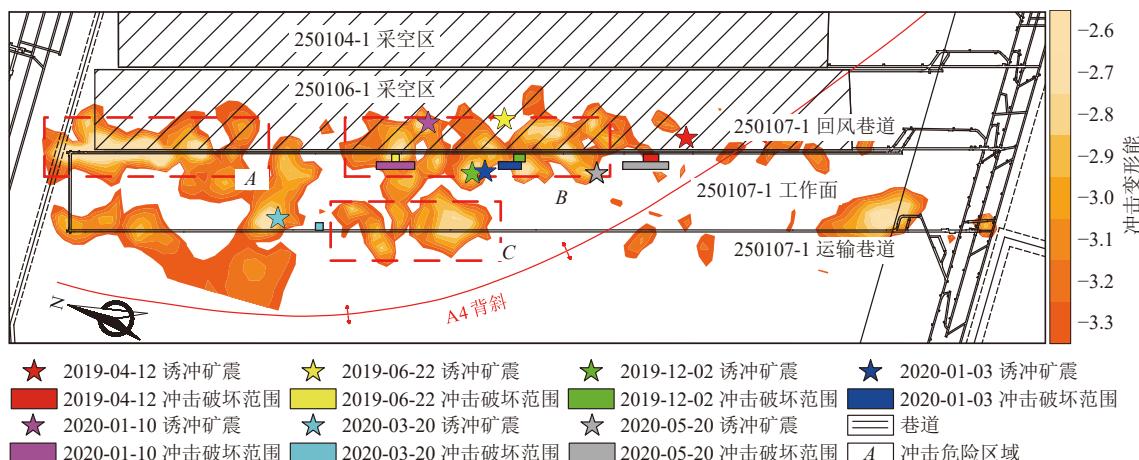


图 1 250107-1 工作面平面布置及冲击变形能分布

Fig.1 Layout plan and impact and deformation energy distribution of mining face 250107-1

表 1 250107-1 工作面冲击地压事故汇总
Table 1 Statistics of rock bursts in mining face 250107-1

冲击时间	冲击震源能量/ 10^4 J	冲击破坏概况
2019-04-12	0.670	回风巷道 640~680 m 范围内底鼓 0.2 m, 轨道和胶带架略有位移
2019-06-22	0.207	回风巷道 1 320~1 340 m 范围内底鼓 0.2 m, H 架略有倾斜
2019-12-02	0.920	回风巷道 990~1 020 m 范围内底鼓 0.2~0.3 m, 顶部掉渣, 轨道略有位移
2020-01-03	2.500	回风巷道 1 000~1 060 m 范围内底鼓 0.2~0.3 m
2020-01-10	2.200	回风巷道 1 280~1 300 m 范围内轨道位移 0.1 m, 1 300~1 380 m 胶带防护网段底鼓 0.2 m
2020-03-20	6.100	运输巷道 1 490~1 510 m 范围内底鼓 0.2 m, 梭车掉道
2020-05-20	0.660	回风巷道 580~700 m 范围内底鼓 0.2 m, 轨道略有位移, 8 根锚杆断裂

3 个危险区域全部微震事件特征如图 2 所示, A 区域微震事件平均能量最大, 单位面积的微震能量也最大, 约为 12.0 J/m^2 ; B 和 C 区域单位面积微震能量基本相同, 分别为 4.7 和 4.5 J/m^2 , 但受采空区侧向悬顶影响, B 区域冲击危险范围更大, 频次更高。可以看到, 受褶曲和采空区影响, 两巷道微震事件较为频繁, 尤其是临空的回风巷道, 受采空区侧向悬顶影响较大, 微震事件频次及能量均较大, 说明特厚煤层掘进巷道冲击危险受

顶板破断动载影响也较大。

综上所述, 褶曲、采空区和顶板破断动载是特厚煤层掘进巷道冲击危险主要影响因素。其中, 褶曲对煤岩体垂直应力影响不明显, 对水平应力影响较大; 采空区会造成附近围岩垂直应力增大和水平应力减小^[19,30]。因此, 可以将特厚煤层掘进巷道冲击危险影响因素分为 3 个方面: 水平构造应力、开采扰动应力和顶板破断动载。

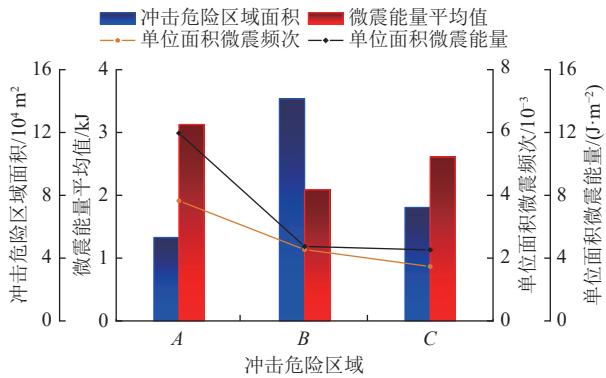


图 2 250107-1 工作面两巷冲击危险区域微震频次及能量分布
Fig.2 Distributions of microseismic frequency and energy in zones with rock burst risks in two roadways of mining face 250107-1

2 特厚煤层掘进巷道冲击失稳机理

冲击地压本质上是采动煤岩体存储的弹性应变能突然释放^[31], 因此, 根据巷道围岩能量释放规律, 提出冲击危险判别能量指标, 用于判断巷道冲击风险。

2.1 基于能量演化的判别指标

巷道成型过程中, 围岩稳定应力状态被破坏, 随煤岩体应力场的重新平衡, 其能量也不断转化。假设煤岩体处于封闭系统, 当其受外力变形时, 输入系统内的能量为 U_i , 该部分能量将全部转化为煤岩体弹性变形所存储的弹性变形能 U_e 和煤岩体塑性变形所消耗的耗散能 U_d (图 3), E_i 为卸载弹性模量^[32-33], 即:

$$U_i = U_e + U_d \quad (1)$$

外力对系统输入的能量 U_i 可由下式计算。

$$U_i = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 d\varepsilon_1 + \int_0^{\varepsilon_2} \sigma_2 d\varepsilon_2 + \int_0^{\varepsilon_3} \sigma_3 d\varepsilon_3 \quad (2)$$

煤岩体开挖变形过程中积聚的弹性变形能可通过其三向应力状态和煤岩体力学属性进行计算:

$$U_e = \frac{[\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)]}{2E} = \frac{1}{2}\sigma_1\varepsilon_1^e + \frac{1}{2}\sigma_2\varepsilon_2^e + \frac{1}{2}\sigma_3\varepsilon_3^e \quad (3)$$

根据式(1)、式(2)和式(3), 煤岩体塑性变形所消耗的耗散能为:

$$U_d = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 d\varepsilon_1 + \int_0^{\varepsilon_2} \sigma_2 d\varepsilon_2 + \int_0^{\varepsilon_3} \sigma_3 d\varepsilon_3 - \frac{[\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)]}{2E} \quad (4)$$

2.1.1 冲击地压发生潜在风险指标

弹性应变能的突然释放是冲击地压发生的根本原因, 巷道掘进过程中, 煤岩体所处的应力环境从三向应力状态逐渐调整为双向受力并最终转变为单向应力状态, 根据煤岩体的破坏准则, 此时煤岩体破坏所需要消耗的能量即为煤岩体动力破坏所需的最小能量。积聚在煤岩体内部可释放的弹性应变能是冲击地压发生的

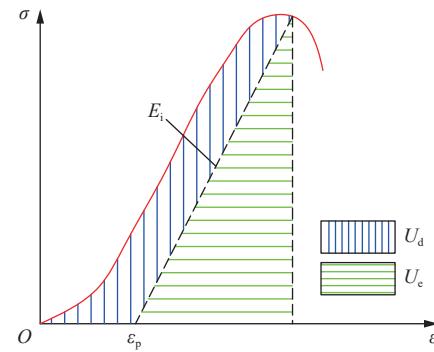


图 3 煤岩体能量转化关系
Fig.3 Energy transformation of coals

重要原因, 因此, 煤岩体积聚的弹性应变能可以作为评估掘进巷道冲击地压发生潜在风险的重要指标。

煤岩体动力破坏所需的最小能量 U_{\min} 可以根据下式进行计算^[34]:

$$U_{\min} = \frac{\sigma_c^2}{2E} \quad (5)$$

则掘进巷道冲击地压发生潜在风险 R 可结合式(3)和式(5)进行计算。

$$R = \frac{U_e}{U_{\min}} \quad (6)$$

2.1.2 巷道围岩损伤指标

能量耗散是煤岩体损伤变形的内在表现, 即煤岩体受外力过程中物理属性的不断劣化, 能量耗散越多, 煤岩体内部裂隙越发育, 当能量耗散到达某一极限值时, 煤岩体自身的黏聚力将完全丧失^[35]。因此, 可以采用耗散能来表征岩体强度的劣化, 定义巷道围岩损伤率为 η , 则:

$$\eta = \frac{U_d}{U_d^m} \quad (7)$$

2.2 失稳演化过程

2.2.1 模型建立与边界条件

以 250107-1 掘进工作面为例, 采用 FLAC^{3D} 软件建立特厚煤层掘进巷道数值模型, 模型长、宽、高均为 80 m, 网格尺寸为 0.5 m。在模型底部和四周施加固定边界, 模型顶部为自由边界。巷道所处煤层埋深约为 500 m, 煤层上方为 25 m 厚的顶板岩层, 模型上边界埋深为 475 m, 岩层容重约为 25 kN/m³, 故在模型顶部施加 11.875 MPa 均布载荷以模拟覆岩自重。根据地应力测试结果, 水平主应力是垂直应力的 1.62 倍, 模型侧压系数设为 1.6。模拟巷道位于 $x: 37.5\sim42.5$ m, $y: 0\sim40$ m, $z: 43\sim47$ m, 即巷道位于模型中央, 留设顶煤 7.5 m, 留设底煤 18.5 m, 巷道开挖 40 m(图 4)。

2.2.2 模拟参数与判别指标

根据 250107-1 工作面煤层及顶底板物理力学参数测试结果, 考虑到巷道掘进扰动范围较小, 同时为降低模型参数对模拟结果的影响, 将顶底板岩层属性设定为

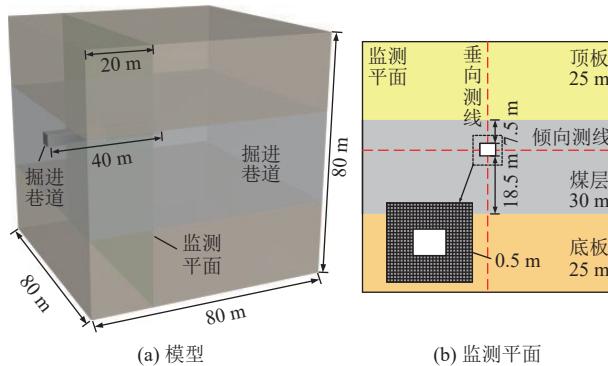


图 4 数值模拟模型
Fig.4 Numerical simulation model

同一种参数。为确保模拟结果的可靠性,通过单轴压缩模拟实验对煤岩层模拟参数进行校核。在煤岩体试样顶底面施加 2.5×10^{-6} m/步的法向位移,模型轴面为自由边界,为了获取更为精准的模拟结果,真实反映煤岩体的峰后软化行为,采用应变软化本构模型,模型运行 1 000 步后停止计算,模拟力学参数见表 2。当煤体试样内部出现大范围的张拉破坏,其单轴抗压强度约为 7.8 MPa;当岩体试样内部出现大范围的剪切破坏,其单轴抗压强度达到 33.6 MPa。模拟结果与实际物理力学测试结果基本吻合,说明校核后的物理力学参数较为合理。煤、岩体应力、能量-应变曲线如图 5 所示。

表 2 模拟力学参数
Table 2 Mechanical parameters of the model

岩石名称	密度/ (kg·m ⁻³)	体积模量/ GPa	剪切模量/ GPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	抗拉强度/ MPa	塑性剪切 应变	软化后内 摩擦角/(°)	软化后 黏聚力/MPa
煤层	1 300	1.50	0.50	2.50	25	0.57	0.05/0.1	23/20	1.25/0.250
岩层	2 700	5.19	3.11	3.98	32	3.34	0.05/0.1	30/27	1.99/0.398

注:当塑性剪切应变为 0.05 时,煤、岩层软化后内摩擦角分别为 23°、30°,软化后黏聚力分别为 1.25、1.99 MPa;当塑性剪切应变为 0.10 时,煤、岩层软化后内摩擦角分别为 20°、27°,软化后黏聚力分别为 0.250、0.398 MPa。

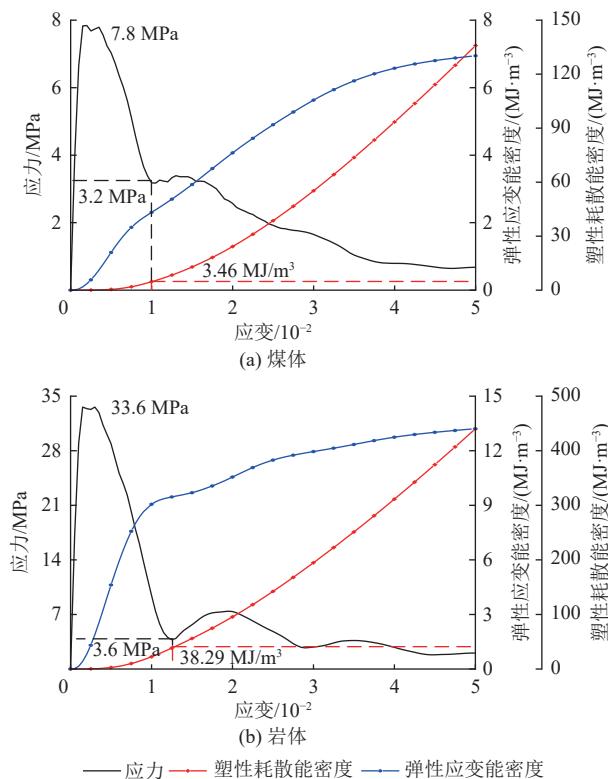


图 5 煤岩体应力、能量-应变曲线
Fig.5 Stress-strain and energy-strain curves of coals

基于前文提出的掘进巷道冲击失稳判别指标,通过 Fish 语言对掘进巷道冲击地压发生潜在风险指标和巷道围岩损伤指标进行计算。其中冲击地压发生潜在风险指标需确定煤、岩体动力破坏所需的最小能量 U_{min} ,根据式(5),煤、岩体动力破坏所需的最小能量

U_{min} 分别为 0.2028×10^{-3} 、 0.109 MJ/m^3 ;巷道围岩损伤指标所需的煤、岩体完全损伤消耗的耗散能 U_d^m 难以通过计算获得,可以根据图 5 模拟结果确定煤、岩体完全损伤消耗的耗散能,分别为 3.46 和 38.29 MJ/m^3 。

2.2.3 失稳过程

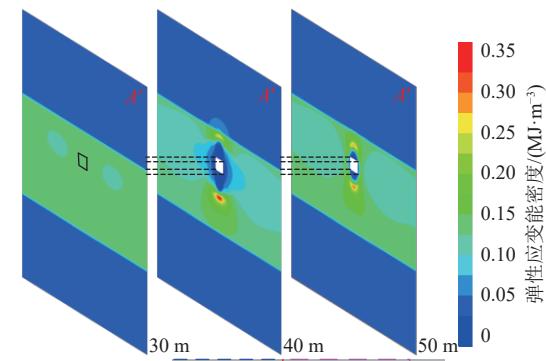
图 6a 显示了巷道掘进 30、40、50 m 时巷道 40 m 位置处围岩能量分布云图,可以看到,巷道开挖过程中,在巷道两帮及顶底板均存在一定范围的能量调整区。在巷道帮部,距巷道中心 4.5~6.5 m 围岩弹性应变能聚集,其余区域均有所减小;在巷道底板,随距巷道中心距离的增大,围岩弹性能从全部释放状态—先聚集再释放—全部聚集(图 6),且在巷帮及底板其弹性应变能变化程度随距巷道中心距离的增大逐渐减小。

巷道开挖过程中,可以根据不同弹性应变能密度将其划分为 3 个区域:能量积聚区,煤、岩体弹性应变能密度积聚超过其动力破坏所需的最小能量 U_{min} 的 10%;能量释放区,煤、岩体弹性应变能密度释放超过其动力破坏所需的最小能量 U_{min} 的 10%;能量缓冲区,围岩其余区域均为能量缓冲区。

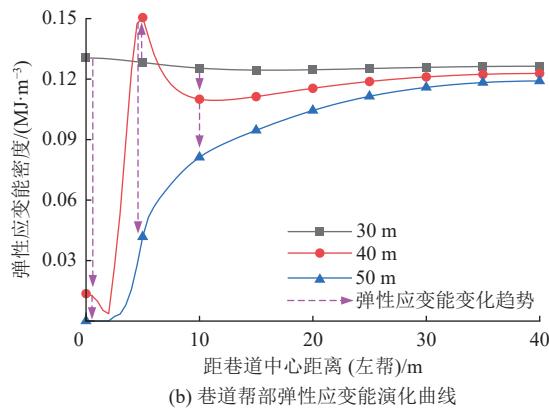
由图 7 可知,能量释放区主要分布在煤层,倾向方向上大范围分布,垂向方向上分布在巷道上下 6~7 m 范围内;能量缓冲区主要分布在岩层,煤层能量释放区向外也存在小范围的能量缓冲区,其厚度在 0.5 m 左右;能量积聚区被能量缓冲区包围,主要分布在巷道上下侧,其厚度在 10 m 左右,距巷道 16~17 m。

如图 8a 所示,围岩塑性耗散能密度在巷道上下两

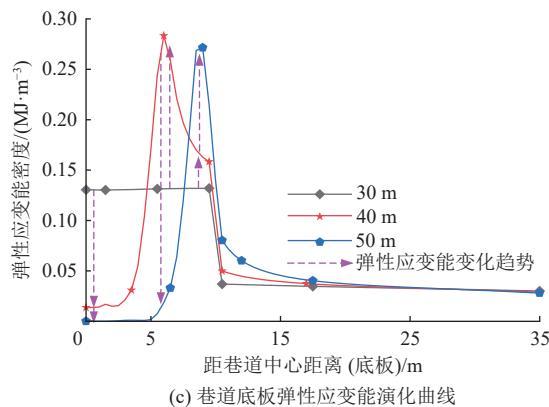
侧较大, 是围岩主要损伤区, 塑性耗散能密度自巷道表面向向外先增大后减小, 塑性耗散能密度较大区域距巷道表面 2.0~7.5 m。



(a) 巷道各阶段弹性应变能密度云图

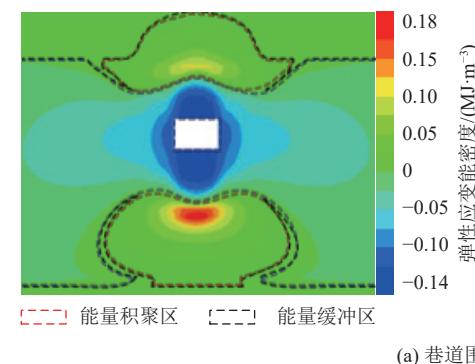


(b) 巷道帮部弹性应变能演化曲线



(c) 巷道底板弹性应变能演化曲线

Fig.6 Energy evolutionary process of the surrounding rocks of the roadway



(a) 巷道围岩能量分布云图

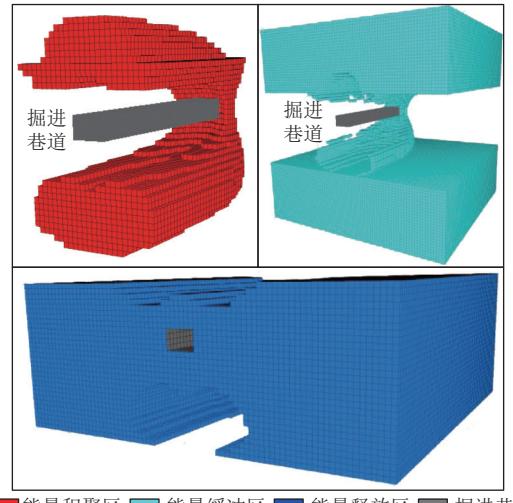


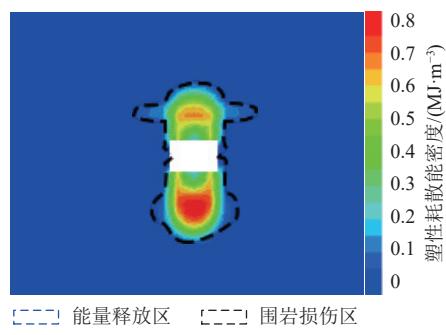
图 7 掘进巷道围岩弹性应变能分区

Fig.7 Elastic strain energy zones in surrounding rocks of the roadway

如图 8b 所示, 以巷道顶板为例, 距巷道顶板约 12 m 位置处弹性应变能密度最大, 冲击地压发生潜在风险约为 2.2, 此时围岩塑性耗散能密度开始迅速增大, 即在围岩逐渐积聚能量的同时, 塑性变形也在同步发生, 距巷道顶板约 7 m 位置处, 塑性变形达到最大, 围岩损伤率约为 0.42。需要注意的是, 顶板塑性变形能密度达到最大值开始下降, 主要是模拟计算过程中不能完全实现巷道开挖后的应力逐渐调整过程, 实际情况是, 距巷道越近的区域, 围岩损伤程度越大。即巷道上方浅部围岩大范围损伤, 其积聚弹性能的能力大幅下降, 冲击地压发生风险基本为零; 深部围岩损伤程度较小, 但积聚弹性能较大, 是掘进巷道冲击危险的主要来源。

2.3 冲击机理

综上所述, 特厚煤层掘进巷道围岩能量分区演化特征如图 9 所示, 巷道掘进前顶底板由浅至深分别为弹性应变能已释放区和弹性应变能已积聚区, 巷帮均为弹性应变能已释放区, 工作面前方为弹性应变能已积聚区; 待掘巷道掘进后, 掘进区域顶底板出现弹性应变能释放调整区和弹性应变能积聚调整区, 巷帮出现弹性应变能



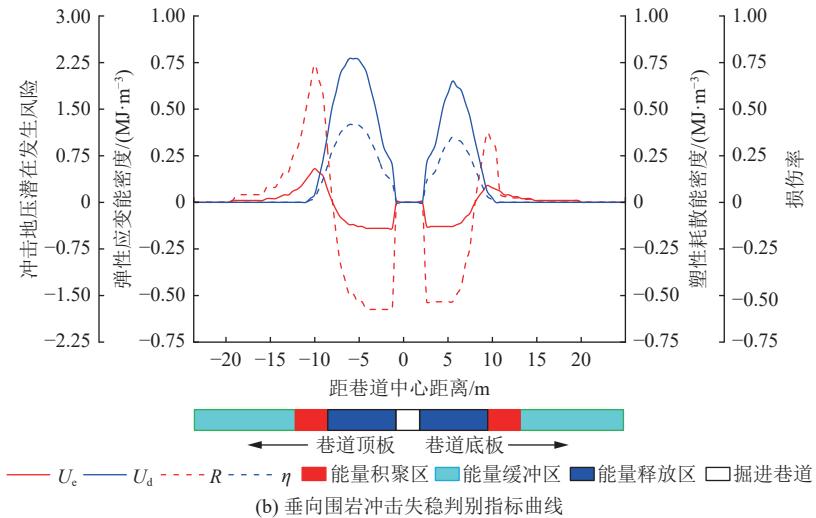


图 8 监测平面能量演化过程

Fig.8 Energy evolutionary process observed on the monitoring plane

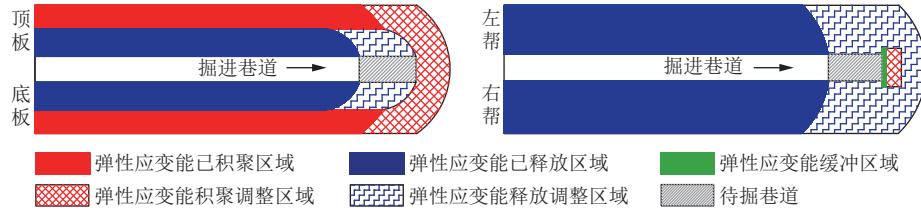


图 9 特厚煤层掘进巷道围岩能量分区演化特征

Fig.9 Energy evolution characteristics of various zones in surrounding rocks of the tunneling roadway for the extra-thick coal seam

释放调整区, 工作面前方出现弹性应变能积聚调整区和弹性应变能缓冲区。

特厚煤层掘进巷道冲击机理为: 巷道掘进过程中, 巷道上下侧及两帮浅部围岩积聚弹性应变能释放, 塑性耗散能增加, 围岩损伤程度增大, 深部围岩损伤程度较小, 积聚大量弹性应变能, 是掘进巷道冲击危险主要来源, 塑性耗散能积聚区域是围岩损伤主要区域, 当围岩积聚的弹性应变能突然释放时, 推动浅部损伤围岩瞬间变形破坏, 诱发冲击地压。

3 特厚煤层掘进巷道冲击影响因素

250107-1 掘进巷道冲击影响因素包括水平构造应力、开采扰动应力和动载扰动 3 个方面, 基于 2.3 节所构建的数值模型, 通过控制变量法, 改变模型的应力边界条件或添加应力波, 分别对 3 个影响因素进行模拟, 确定各因素对巷道掘进冲击地压的影响规律, 模拟方案见表 3。

3.1 水平构造应力

由图 10 可知, 不同水平构造应力影响下的围岩弹性应变能密度及塑性耗散能密度分布特征有所不同, 根据能量分区形态大致可以分为 3 个阶段。第一阶段, 水平应力系数 $m=1.0$ 时, 巷道围岩的能量积聚区、能量缓冲区、能量释放区 3 个区域及围岩主要损伤区整体形

态近似为菱形; 第二阶段, $m=1.2\sim1.4$ 时, 围岩的能量释放区开始向上下两侧发育, 左右两侧的能量积聚区消失, 围岩主要损伤区仅在巷道顶底煤处发育, 塑性耗散能密

表 3 冲击影响因素模拟方案

Table 3 Simulation scheme for factors influencing rock bursts

模拟因素	模拟方案	模拟变量	垂直应力/MPa	水平应力/MPa
水平构造应力	1	$m=1.0$		12.5
	2	$m=1.2$		15.0
	3	$m=1.4$		17.5
	4	$m=1.6$	12.5	20.0
	5	$m=1.8$		22.5
	6	$m=2.0$		25.0
开采扰动应力	1	$n=2.0$	12.5	
	2	$n=2.4$	15.0	
	3	$n=2.8$	17.5	
	4	$n=3.2$	20.0	6.25
	5	$n=3.6$	22.5	
	6	$n=4.0$	25.0	
动载扰动	1	$D=0$ MPa		
	2	$D=5$ MPa		
	3	$D=10$ MPa	12.5	20.0
	4	$D=15$ MPa		
	5	$D=20$ MPa		

注: m 为水平应力系数, 即水平应力/垂直应力^[31]; n 为扰动应力系数, 即垂直应力/水平应力^[18-19]; D 为震动波动载应力强度, 动载扰动模拟方案中在模型顶部施加均布载荷模拟震动波动载荷^[36]。

度随水平应力系数增大逐渐增大;第三阶段, $m=1.6\sim2.0$ 时,顶底板围岩的能量集聚区逐渐由朝向巷道的圆弧形发育为纺锤形,距巷道表面距离逐渐增大,左右两

侧弹性能量释放区域逐渐扩大,近似呈一矩形分布,塑性耗散能区域则在顶底煤发育出多条水平向的细长分支,且随着水平应力系数增大,分支长度逐渐增大。

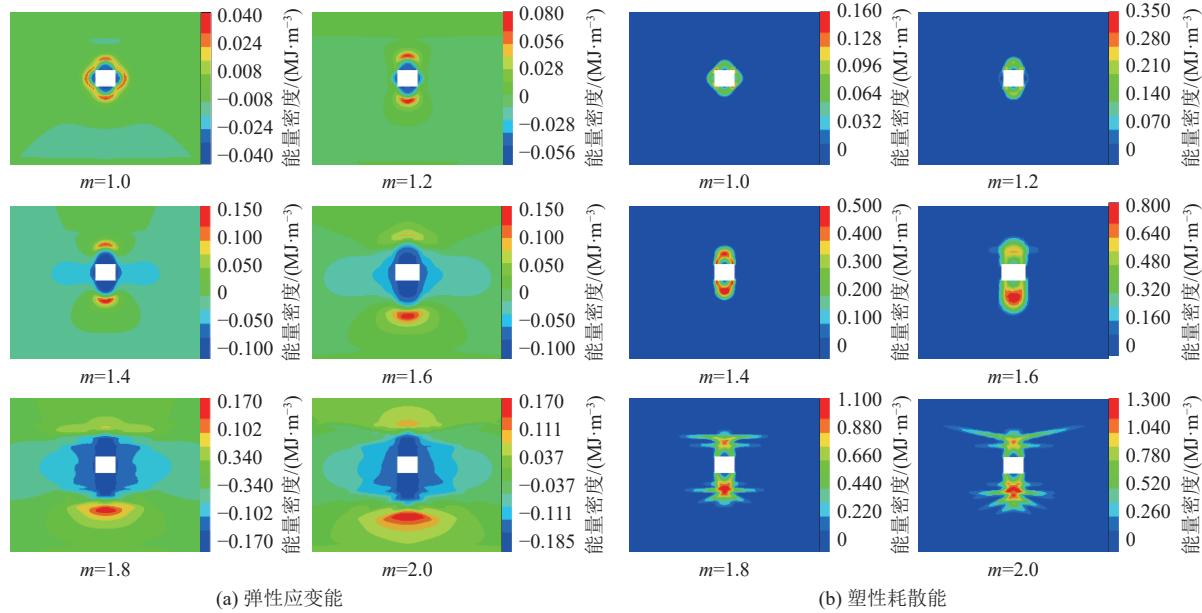


图 10 水平构造应力影响下围岩能量密度云图

Fig.10 Contour maps showing the energy density of surrounding rocks under the influence of horizontal tectonic stresses

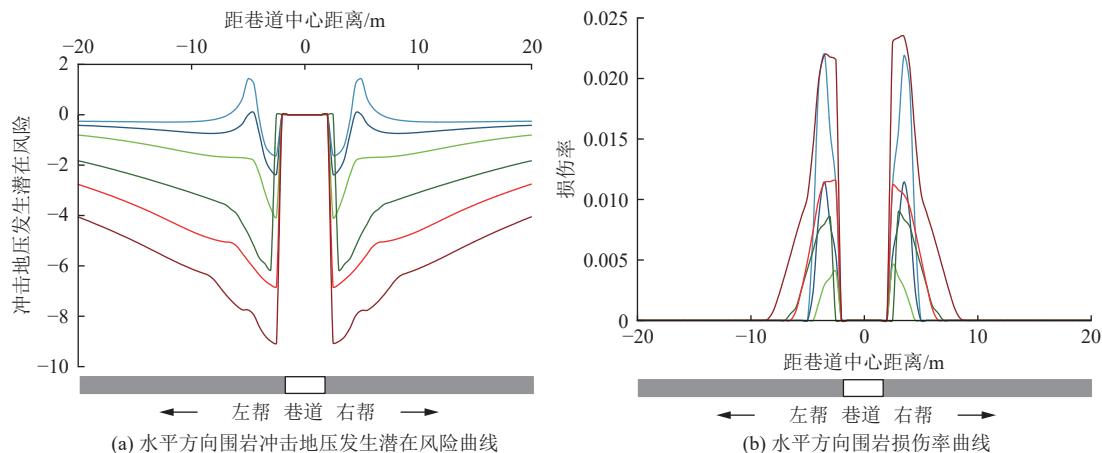
掘进巷道中心点处的水平和垂直方向冲击地压发生潜在风险、损伤率曲线如图 11 所示。在水平方向上,最大冲击地压发生潜在风险随水平应力系数的增大而降低,且仅在 $m<1.2$ 时,巷道左右两侧才存在冲击地压发生潜在风险 $R>0$ 的区域,当 $m=1.0$ 时,最大冲击地压发生潜在风险仅为 1.4;而围岩最大损伤率则随水平应力系数的增大先减小后增大,但是可以看到,在水平方向上,围岩整体损伤率并不大,当 $m=2.0$ 时,损伤率最大仅为 0.023。即巷道掘进后在水平方向上,围岩损伤程度较小,整体冲击地压发生潜在风险不高。

在垂直方向上,最大冲击地压发生潜在风险在顶、底板煤层变化趋势基本相同,随水平应力系数的增大先增大后基本保持不变,其位置也随水平应力系数的增大

向煤体深部转移,但可以看到相较于底板煤层,顶板煤层最大冲击地压发生潜在风险更大,分布范围更广;最大围岩损伤率也随水平应力系数的增大而增大,主要损伤区域分布在巷道附近浅部煤体。以顶板煤层为例,最大冲击地压发生潜在风险随水平应力系数增大,由 1.7 增大至 8.5 左右并基本保持不变,其位置从巷道表面 3 m 转移至巷道表面 11 m;围岩损伤率自 0.03 增大至 0.36,出现围岩损伤范围由距巷道最远 5 m 增大至距巷道最远 13 m。即巷道掘进后在垂直方向上,围岩损伤率及冲击地压发生潜在风险受水平应力系数影响较为明显。

3.2 开采扰动应力

由图 12 可知,不同开采扰动应力影响下,围岩弹性应变能密度及塑性耗散能密度分布特征整体变化不大。



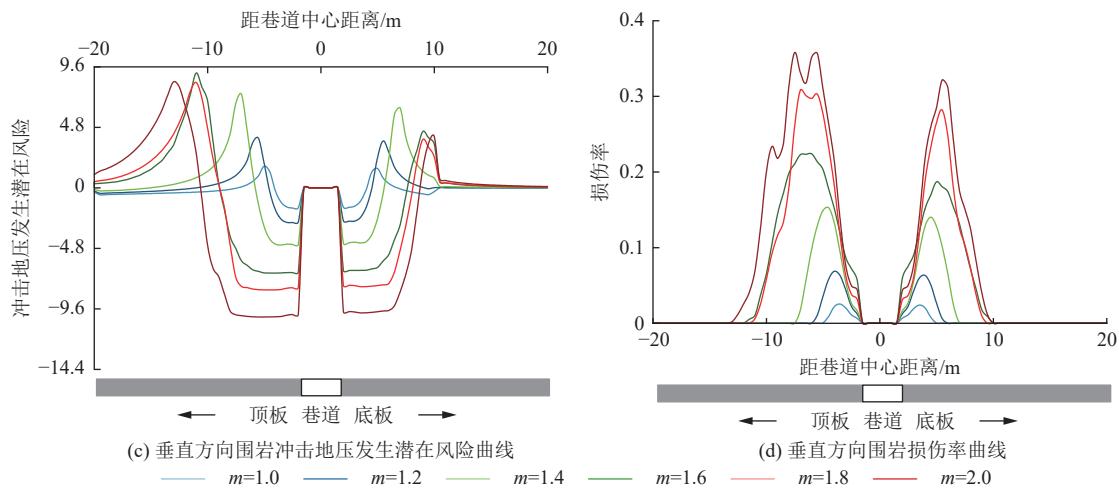


图 11 水平构造应力影响下判别指标曲线

Fig.11 Curves of discriminant indices for rock burst-induced instability under horizontal tectonic stresses

能量集聚区主要分布在巷道左右两侧, 随着开采扰动应力系数的增大, 能量积聚区范围有所增大, 当开采扰动应力系数 $n > 3.2$ 时, 在巷道两侧距离较远的顶煤处也出现了能量积聚区, 并随着开采扰动应力系数的增大, 两者逐渐连通, 形成一范围较大的能量积聚区; 能量释放

区域一般分布在巷道浅部围岩, 随着开采扰动应力系数的增大, 其发育范围有所增大, 但其整体分布形态基本为矩形分布; 能量耗散区则主要分布在巷道两侧, 当 $n > 2.8$ 时, 能量耗散区则发育多条垂向分支, 随着开采扰动应力系数的继续增大, 其范围逐渐增大。

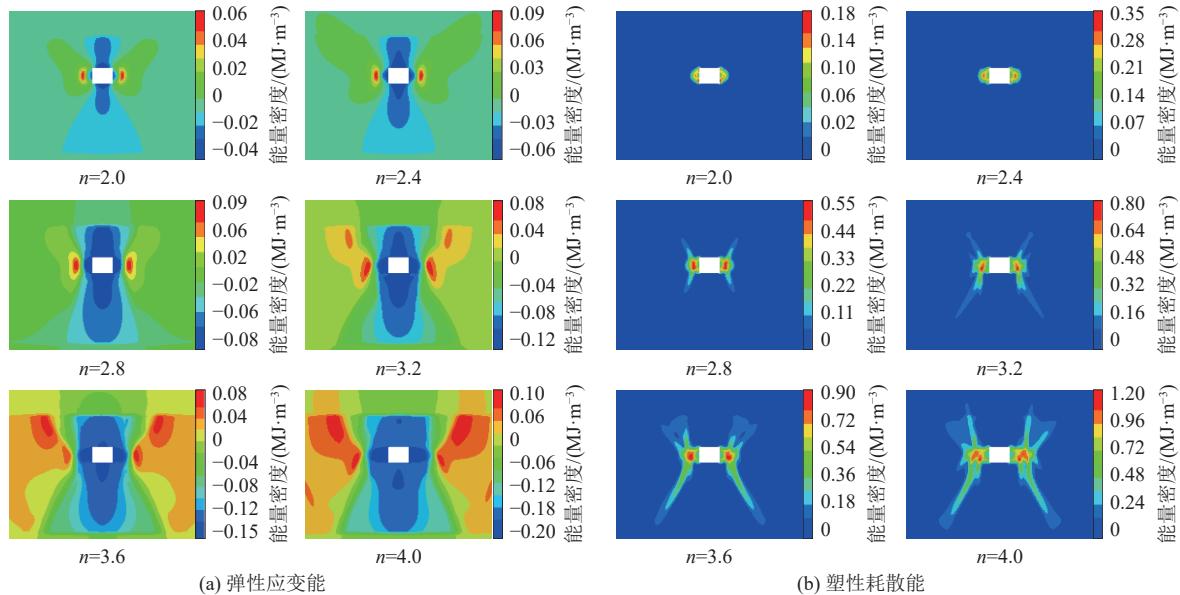


图 12 开采扰动应力影响下围岩能量密度云图

Fig.12 Contour maps showing the energy density of surrounding rocks under mining disturbance stresses

掘进巷道中心点处的水平和垂直方向冲击地压发生潜在风险、损伤率曲线如图 13 所示。在水平方向上, 最大冲击地压发生潜在风险随开采扰动应力系数的增大先增加后降低, 但整体变化幅度不大, 在 2.8~4.6 间波动, 但其位置逐渐向深部煤体转移, 在 $n=2.8$ 时达到最大值 4.6, 距巷道表面 4.5 m; 而围岩最大损伤率则随开采扰动应力系数的增大逐渐增大, 当 $n=4.0$ 时最大损伤率增大至 0.31。即巷道掘进后在水平方向上, 弹、塑性能量的转化较为明显, 整体冲击地压发生潜在风险受

开采扰动应力系数影响较大。

在垂直方向上, 顶、底板煤层冲击地压发生潜在风险 R 始终小于 0, 围岩损伤率整体变化不大。即巷道掘进后在垂直方向上, 弹、塑性能量的转化程度不大, 整体冲击地压发生潜在风险不高。

3.3 动载

由图 14 可知, 随动载强度的增大, 围岩能量积聚及释放的范围均有所增大。当动载强度为 5 MPa 时, 弹性能释放区域面积相较于无动载时约增大 63.6%; 当动

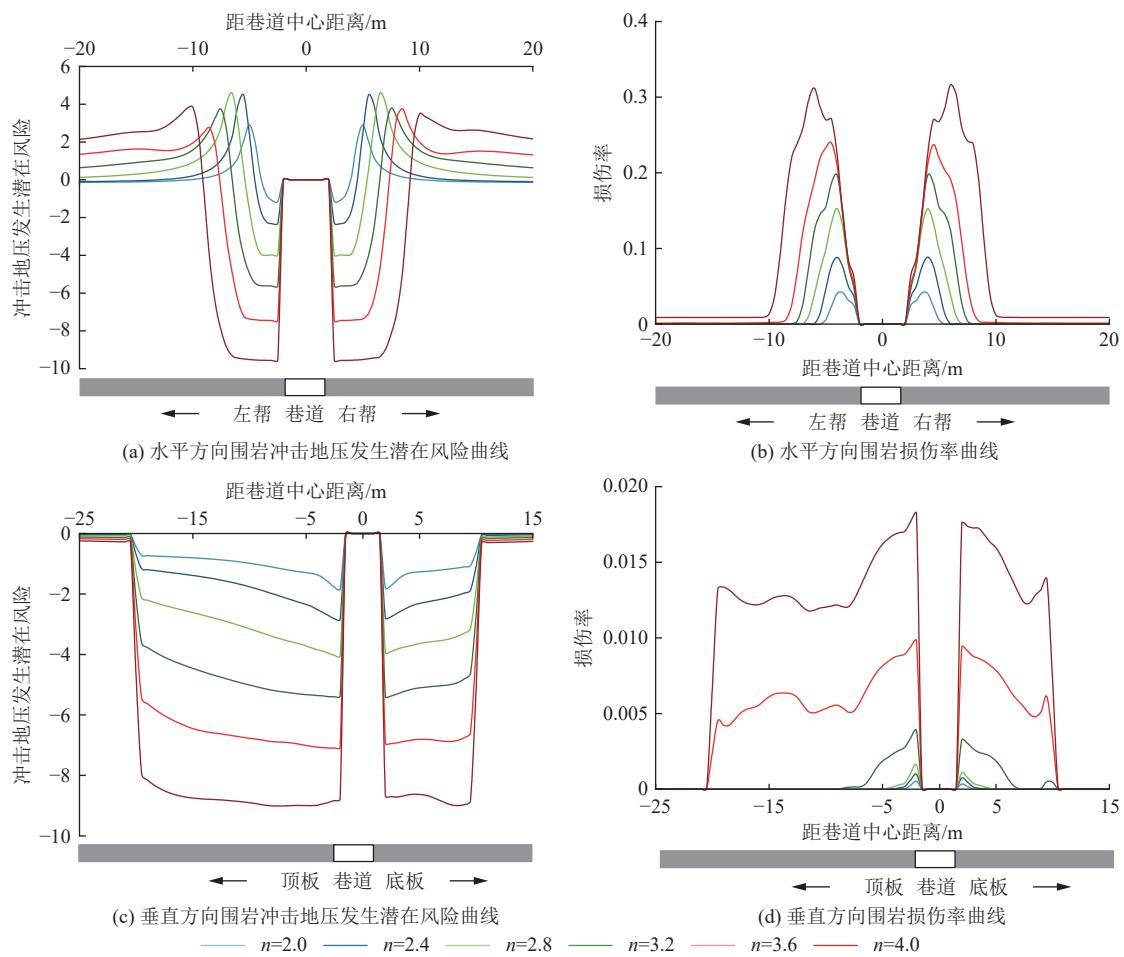


图 13 开采扰动应力影响下判别指标曲线

Fig.13 Curves of discriminant indices for rock burst-induced instability under mining disturbance stresses

载强度为 20 MPa 时, 弹性能释放区域面积相较于动载强度为 5 MPa 时约增大 393.3%, 可以看到掘进巷道围岩能量密度分布范围受动载影响较为敏感。

由图 15 可知, 在水平方向上, 巷道两帮弹性应变能量释放范围受动载影响较大, 但其能量大小变化不大; 塑性耗散能在巷道两帮围岩损伤率大幅增大且损伤围岩范围也大幅增大, 当动载强度为 20 MPa 时, 围岩最大损伤率约增大至 0.16, 其范围基本覆盖巷道两帮 20 m。即在受动载影响的掘进巷道水平方向, 虽然巷道冲击发生潜在风险不高, 但围岩损伤范围及损伤程度较大, 仍然会导致巷道出现较大帮部变形。

在垂直方向上, 受动载影响, 掘进巷道顶底煤冲击地压发生潜在风险随动载强度增大逐渐减小, 冲击地压发生潜在风险区域逐渐向巷道深部转移; 巷道围岩损伤率逐渐增大, 损伤范围逐渐增大, 当动载强度为 20 MPa 时, 巷道上方围岩最大损伤率达到 0.5 左右。其原因主要是动载扰动导致了巷道围岩出现损伤, 随着巷道围岩损伤程度增大, 围岩积聚弹性能量的能力逐渐降低。同时结合图 14 可以看到, 虽然在巷道正上方, 围岩弹性应变能积聚密度减小, 但在巷道两顶角区域受动载影响逐

渐出现弹性应变能积聚区, 因此, 虽然动载导致冲击地压发生潜在风险的减小及其区域向深部转移, 但巷道浅部围岩损伤程度增大导致巷道抵抗冲击的能力降低, 且冲击地压发生潜在风险主要区域逐渐向巷道两侧转移, 使得受动载影响的掘进巷道更容易发生冲击地压。

4 特厚煤层掘进巷道冲击地压防控技术

4.1 防治思路

根据 2.3 节特厚煤层掘进巷道冲击机理, 特厚煤层冲击地压防治关键在于人为控制巷道深部围岩积聚弹性应变能并补强浅部损伤围岩体, 即掘进巷道冲击地压防控主要在于降低集中静载、弱化冲击动载、强化损伤围岩 3 个方面。提出“卸压-降载-补强”协同防控思路, 对特厚煤层掘进巷道冲击地压防治实践具有一定的借鉴意义, 在巷道掘进期间, 主要措施为: (1) 针对煤层采取钻孔卸压、爆破卸压或水力割缝^[37]等措施, 降低巷道围岩集中静载, 释放围岩积聚弹性能量; (2) 针对采空区侧巷道采取顶板深孔预裂爆破或水力切顶措施, 提前切断采空区侧悬顶, 弱化因顶板运动破断所产生的冲击动载强度; (3) 针对围岩破碎区域或支护失效区域采取

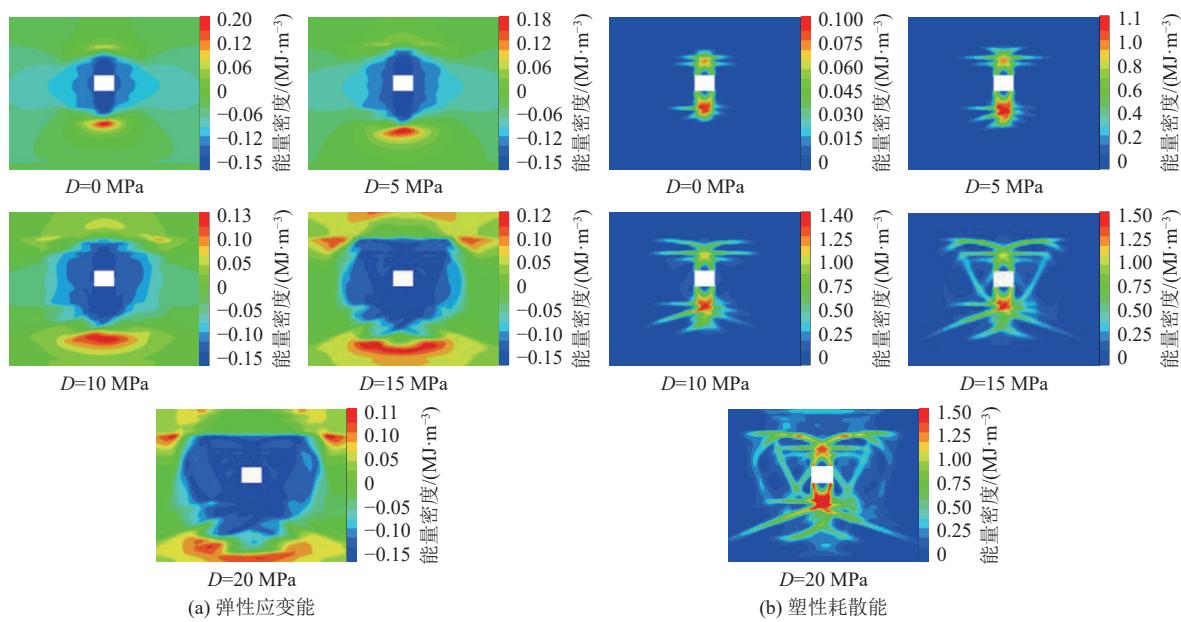


图 14 动载影响下围岩能量密度云图

Fig.14 Contour maps showing the energy density of surrounding rocks under dynamic loads

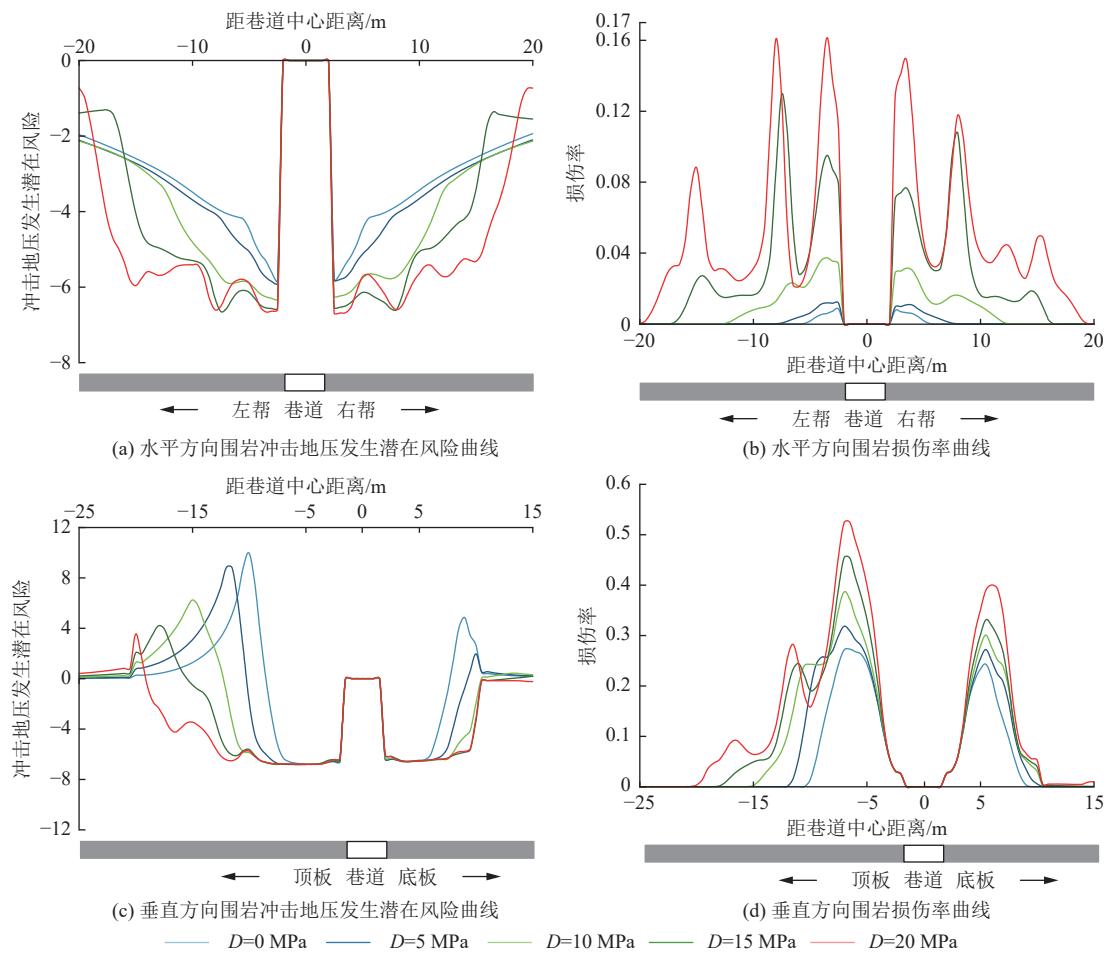


图 15 动载影响下判别指标曲线

Fig.15 Curves of discriminant indices for rock burst-induced instability under dynamic loads

注浆加固或补强支护措施, 提高巷道围岩整体强度。

4.2 防治方案

以“卸压-降载-补强”协同防控思路为主, 结合

250107-1 工作面两巷道掘进过程中冲击破坏多以底鼓为主, 伴随有帮鼓和冒顶的特征, 对 250107-1 工作面切眼掘进期间冲击地压防控措施进行了优化设计(图 16)。

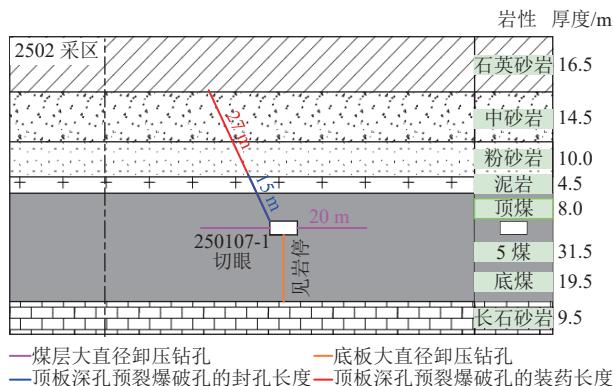


Fig.16 Optimization measures for anti-rock burst during roadway tunneling with open-off cut

1) 卸压措施

采用煤体大直径钻孔对巷道前方、两帮及底板进行卸压^[38], 帮部钻孔直径 150 mm, 钻孔间距 1 m, 孔深 20 m; 巷道前方钻孔直径 150 mm, 巷道中线两侧各布置两孔, 孔深 20 m, 同时在距巷帮 0.5 m 位置处各施工一个向外的钻孔, 孔深 30 m, 钻孔水平间距 1.5 m, 垂直间距 1 m; 底板钻孔直径 150 mm, 钻孔间距 1 m, 孔深以施工至见底板岩层为准。

2) 降载措施

考虑到 250107-1 工作面切眼外侧邻近矿井采区大巷, 为切断其大范围采空后造成的悬顶, 采用顶板深孔预裂爆破对其进行断顶, 爆破孔深 43 m, 倾角 75°, 垂直于巷道走向施工, 孔间距 5 m, 装药量 40 kg, 封孔长度 15 m。

3) 补强措施

针对 250107-1 工作面切眼, 采用 2 m 浅孔进行低压注浆, 填充巷道表面破碎区域, 提高巷道表面的自稳能力; 结合 4 m 深孔进行高压注浆, 封堵浅部围岩内部裂隙, 增强巷道浅部围岩强度。

4.3 卸压防治效果

250107-1 工作面切眼掘进过程中采用优化后预卸压方案, 仅监测微震事件 108 次, 1×10^4 J 以上能量事件仅 4 次, 最大微震能量为 2.76×10^4 J。图 17 为切眼与回风巷道 B 两个区域每米微震能量、每米微震频次及平均微震能量, 可以看到在回风巷道 B 区域掘进过程中, 每米微震能量、频次及平均微震能量均偏高; 卸压方案优化后, 切眼掘进期间每米微震能量约为 0.9 kJ, 平均微震能量约为 1.7 kJ, 每米微震频次约为 0.54 次, 相较于 B 区域分别下降了 18.2%、19.0%、3.6%。

250107-1 工作面切眼采用钻屑法对巷道掘进期间冲击危险进行监测, 以距运输巷道 50 m 位置处的 H7-23 号点前后 30 m 范围巷帮 2~12 m 钻屑量为例, 其钻

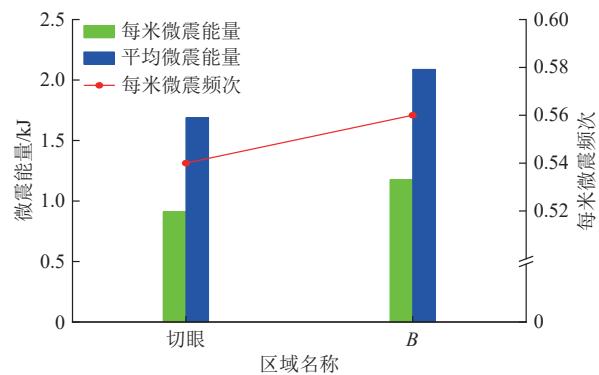


图 17 微震能量、频次对比

Fig.17 Comparison of microseismic energy and frequencies

屑量一般在 1.6~2.5 kg/m, 远小于钻屑临界值 3.12 kg/m, 打钻过程中未出现卡钻、孔内冲击等动力现象(图 18)。

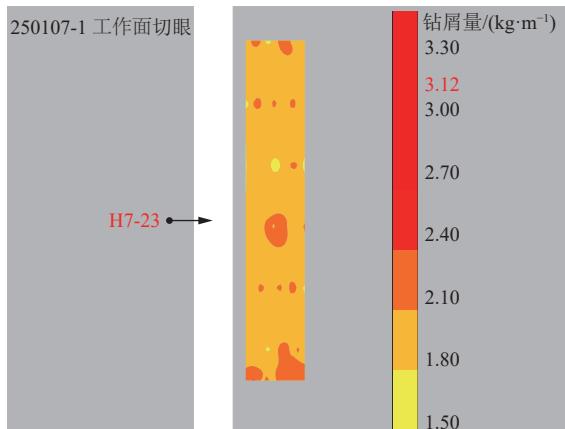


图 18 钻屑监测曲线

Fig.18 Monitoring curve of drill cuttings

综上所述, 优化后切眼预卸压措施的卸压防冲效果较好, 保障了 250107-1 工作面切眼掘进期间安全生产。

5 结论

(1) 基于现场冲击显现特征, 特厚煤层掘进巷道冲击地压主要影响因素为水平构造应力、开采扰动应力和顶板破断载荷。

(2) 基于特厚煤层掘进巷道弹性应变能及塑性耗散能, 提出了巷道冲击地压发生潜在风险指标及巷道围岩损伤指标。揭示了特厚煤层掘进巷道冲击失稳机理, 弹性应变能积聚区域是特厚煤层掘进巷道冲击危险主要来源, 塑性耗散能积聚区域是围岩损伤主要区域, 当围岩积聚的弹性应变能突然释放时, 推动浅部损伤围岩瞬间变形破坏, 诱发特厚煤层掘进巷道冲击地压。

(3) 特厚煤层掘进巷道水平方向上冲击地压发生潜在风险随水平构造应力增大而增大, 垂直方向上随开采扰动应力的增大先增大后减小, 动载扰动对围岩损伤程度影响较大, 冲击地压发生潜在风险区域逐渐向巷道两侧转移。

(4) 提出了“卸压-降载-补强”的特厚煤层掘进巷道冲击地压协同防控思路, 可以有效降低巷道掘进过程中微震能量释放, 保障巷道安全掘进, 对特厚煤层掘进巷道冲击地压防治实践具有一定借鉴意义。

符号注释:

E 为岩体弹性模量, GPa; U_d^m 为岩体完全损伤消耗的耗散能, MJ/m³; U_{min} 为岩体动力破坏所需的最小能量, kJ; ν 为岩体泊松比; σ 为应力, MPa; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ 分别为岩体的最大主应力、中间主应力和最小主应力, MPa; σ_c 为岩体单轴抗压强度, MPa; ϵ 为应变; $\epsilon_1, \epsilon_2, \epsilon_3$ 分别为岩体沿最大主应力、中间主应力和最小主应力方向的总应变; $\epsilon_1^e, \epsilon_2^e, \epsilon_3^e$ 分别为岩体沿最大主应力、中间主应力和最小主应力方向的弹性应变; ϵ_p 为岩体卸载时的塑性应变。

利益冲突声明/Conflict of Interests

所有作者声明不存在利益冲突。

All authors disclose no relevant conflict of interests.

参考文献(References)

- [1] 王虹, 陈明军, 张小峰. 我国煤矿快速掘进 20a 发展与展望[J]. 煤炭学报, 2024, 49(2): 1199–1213.
WANG Hong, CHEN Mingjun, ZHANG Xiaofeng. Twenty years development and prospect of rapid coal mine roadway excavation in China[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(2): 1199–1213.
- [2] 陈梁, 孟庆彬, 戚振豪, 等. 深部厚煤层采动巷道失稳特征及锚网索注梯级支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2024, 41(3): 533–548.
CHEN Liang, MENG Qingbin, QI Zhenhao, et al. Instability features of mining roadway in deep-thick coal seam and progressive bolt-mesh-cable-grouting support technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2024, 41(3): 533–548.
- [3] 朱斯陶, 姜福兴, 刘金海, 等. 复合厚煤层巷道掘进冲击地压机制及监测预警技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1659–1670.
ZHU Sitao, JIANG Fuxing, LIU Jinhai, et al. Mechanism and monitoring and early warning technology of rock burst in the heading face of compound thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1659–1670.
- [4] 白连储. 复杂条件下倾斜煤层巷道围岩差异化控制技术研究与应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.
BAI Lianchu. Research and application of differential control technology for surrounding rocks of inclined coal seam tunnels under complex conditions[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023.
- [5] 张晨阳, 潘俊锋, 夏永学, 等. 底煤厚度对巷道底板冲击地压的影响机制及其应用分析[J]. 煤炭学报, 2020, 45(12): 3984–3994.
ZHANG Chenyang, PAN Junfeng, XIA Yongxue, et al. Influence mechanism and application analysis of bottom coal layer thickness on floor rock burst[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(12): 3984–3994.
- [6] 高孝鹏. 巨厚关键层下冲击地压防控的小盘区大煤柱布局模式研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2022.
GAO Xiaopeng. Research on layout mode of small panel and large coal pillar for rock burst prevention and control under huge thick key stratum[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [7] 王书文. 掘进巷道冲击地压时滞性特征及机理研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2022.
WANG Shuwen. Study on time-lag characteristics and mechanism of rockburst in tunneling roadway[D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing), 2022.
- [8] SALAMON M D G. Energy considerations in rock mechanics: Fundamental results[J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1984, 84(8): 233–246.
- [9] WALSH J B. Energy changes due to mining[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geo-mechanics Abstracts, 1977, 14(1): 25–33.
- [10] COOK N G W. The basic mechanics of rock bursts[J]. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 1963, 64(3): 71–81.
- [11] 吴宇, 郝阳, 浦海, 等. 煤岩体变形破坏的能量演化模型及冲击危险性评价[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(6): 1177–1186.
WU Yu, HAO Yang, PU Hai, et al. Energy evolution model and rock burst risk assessment for deformation and failure of coal-rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(6): 1177–1186.
- [12] 陈昊祥, 王明洋, 戚承志, 等. 深部圆形巷道围岩能量的调整机制及平衡关系[J]. 岩土工程学报, 2020, 42(10): 1849–1857.
CHEN Haoxiang, WANG Mingyang, QI Chengzhi, et al. Mechanism of energy adjustment and balance of rock masses near a deep circular tunnel[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2020, 42(10): 1849–1857.
- [13] SU Guoshao, REN Hongyu, JIANG Jianqing, et al. Experimental study on the characteristics of rockburst occurring at the working face during tunnel excavation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2023, 164: 105347.
- [14] 高旭. 基于蝶形破坏理论的巷道围岩冲击地压能量释放研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2024.
GAO Xu. Study on rock burst energy release of roadway surrounding rock based on butterfly failure theory[D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing), 2024.
- [15] 赵志强, 马念杰, 刘洪涛, 等. 巷道蝶形破坏理论及其应用前景[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(5): 969–978.
ZHAO Zhiqiang, MA Nianjie, LIU Hongtao, et al. A butterfly failure theory of rock mass around roadway and its application prospect[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(5): 969–978.
- [16] 赵志强, 马念杰, 郭晓菲, 等. 大变形回采巷道蝶叶型冒顶机理与控制[J]. 煤炭学报, 2016, 41(12): 2932–2939.
ZHAO Zhiqiang, MA Nianjie, GUO Xiaofei, et al. Falling principle and support design of butterfly-failure roof in large deformation roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(12): 2932–2939.

- tion mining roadways[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(12): 2932–2939.
- [17] 王书文, 鞠文君, 潘俊锋, 等. 构造应力场煤巷掘进冲击地压能量分区演化机制[J]. 煤炭学报, 2019, 44(7): 2000–2010.
- WANG Shuwen, JU Wenjun, PAN Junfeng, et al. Mechanism of energy partition evolution of excavation roadway rockburst in coal seam under tectonic stress field[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(7): 2000–2010.
- [18] 沈威. 煤层巷道掘进围岩应力路径转换及其冲击机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2018.
- SHEN Wei. Study on stress path variation of surrounding rock and mechanism of rockburst in coal roadway excavation[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2018.
- [19] 沈威, 窦林名, 贺虎, 等. 实体煤掘进加卸载路径下的冲击机理及防控研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(4): 768–776.
- SHEN Wei, DOU Linming, HE Hu, et al. Study on mechanism and prevention of rock burst under loading and unloading path in solid coal driving[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(4): 768–776.
- [20] 李兵. 张双楼煤矿冲击地压隐蔽致灾因素分析及治理技术研究[J]. 中国煤炭, 2022, 48(增刊 2): 76–85.
- LI Bing. Analysis of the rock burst hidden disaster-causing factors and study on the control technology in Zhangshuanglou Coal Mine[J]. China Coal, 2022, 48(Sup.2): 76–85.
- [21] 史先锋. 复杂条件下特厚煤层动力灾害防治研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2017.
- SHI Xianfeng. Control of dynamic disaster in extra thick coal seams under complex conditions[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2017.
- [22] 姜良金, 何清波, 卢佳欣, 等. 倾斜厚煤层沿空巷道变形破坏特征及支护控制技术研究[J]. 中国煤炭, 2023, 49(3): 48–54.
- JIANG Liangjin, HE Qingbo, LU Jiaxin, et al. Research on the deformation and failure characteristics and support control technology of gob-side roadway in inclined and thick coal seam[J]. China Coal, 2023, 49(3): 48–54.
- [23] 朱斯陶. 特厚煤层开采冲击地压机理与防治研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2017.
- ZHU Sitao. Mechanism and prevention of rockburst in extra-thick coal seams mining[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2017.
- [24] 黄庆享, 赵灿, 杜君武, 等. 浅埋煤层快速掘进巷帮蠕变效应及滞后支护[J]. 西安科技大学学报, 2023, 43(2): 219–227.
- HUANG Qingxiang, ZHAO Can, DU Junwu, et al. Creep effect and lag support of laneway's side in rapid excavation of shallow seam[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2023, 43(2): 219–227.
- [25] 陈志维, 张彦董. 窄煤柱沿空掘巷围岩稳定协同控制技术研究与应用[J]. 矿业安全与环保, 2023, 50(1): 65–70.
- CHEH Zhiwei, ZHANG Yandong. Research and application of coordinated control technology for surrounding rock stability of gob-side entry driving with narrow coal pillar[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2023, 50(1): 65–70.
- [26] 彭林军, 吴家遥, 何满潮, 等. 深部特厚煤层综放沿空掘巷煤柱优化及巷道支护[J]. 西安科技大学学报, 2024, 44(3): 563–574.
- PENG Linjun, WU Jiayao, HE Manchao, et al. Optimization of coal pillar and tunnel support for fully mechanized caving along gob in deep and extra thick coal seams[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2024, 44(3): 563–574.
- [27] 窦林名, 姜耀东, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载的“应力场–震动波场”监测预警技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(4): 803–811.
- DOU Linming, JIANG Yaodong, CAO Anye, et al. Monitoring and pre-warning of rockburst hazard with technology of stress field and wave field in underground coalmines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(4): 803–811.
- [28] 窦林名, 何江, 曹安业, 等. 动载诱发冲击机理及其控制对策探讨[C]//中国煤炭学会. 中国煤炭学会成立五十周年高层学术论坛论文集. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室矿业工程学院, 2012.
- [29] 蔡武. 断层型冲击矿压的动静载叠加诱发原理及其监测预警研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2015.
- CAI Wu. Fault rockburst induced by static and dynamic loads superposition and its monitoring and warning[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2015.
- [30] 蒋华. 向斜轴区域采场围岩破裂特征及其与微震活动的相关性研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2020.
- JIANG Hua. Research on fracture characteristic of surrounding rock and the relationship with microseismic activity in synclinal axis region[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2020.
- [31] 王学滨, 张智慧, 潘一山, 等. 岩石峰后脆性对圆形巷道围岩破坏及能量释放影响的数值模拟: 兼谈滑移线与分区破裂化现象的差别[J]. 防灾减灾工程学报, 2013, 33(1): 11–17.
- WANG Xuebin, ZHANG Zhihui, PAN Yishan, et al. Numerical simulation of the influence of post-peak brittleness on the failure and energy liberation in the surrounding rock of a circular tunnel: Discussion on the difference between slip lines and zonal disintegration[J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2013, 33(1): 11–17.
- [32] 卢索. 评价高应力岩柱能量存储与释放潜力[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2023, 163: 105324.
- [33] 潘俊锋. 煤矿冲击地压物理分解与分源防控关键技术[R]. 新疆维吾尔自治区: 神华新疆能源有限责任公司, 2020.
- [34] 赵阳升, 冯增朝, 万志军. 岩体动力破坏的最小能量原理[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1781–1783.
- ZHAO Yangsheng, FENG Zengchao, WAN Zhijun. Least energy principle of dynamical failure of rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1781–1783.
- [35] 谢和平, 鞠杨, 黎立云. 基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(17): 3003–3010.
- XIE Heping, JU Yang, LI Liyun. Criteria for strength and structural failure of rocks based on energy dissipation and energy release principles[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(17): 3003–3010.
- [36] 朱小景, 潘一山, 齐庆新, 等. 矿震诱发巷道冲击地压力学机制

- 及判别准则研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2024, 41(3): 493–503.
- ZHU Xiaojing, PAN Yishan, QI Qingxin, et al. Study on mechanical mechanism and criterion of roadway rockburst induced by mine earthquake[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2024, 41(3): 493–503.
- [37] 陈金宇, 王社新, 贾金河, 等. 卸压钻孔对锚索作用的影响及控制方法研究[J]. 矿业安全与环保, 2022, 49(6): 68–72.
- CHEN Jinyu, WANG Shexin, JIA Jinhe, et al. Study on the effect and control of the pressure relief borehole on anchor cable[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2022, 49(6): 68–72.
- [38] 袁艳梅, 乔伟, 欧聪, 等. 上覆坚硬厚顶板煤岩卸压增透数值模拟及应用研究[J]. 矿业安全与环保, 2024, 51(2): 67–73.
- YUAN Yanmei, QIAO Wei, OU Cong, et al. Numerical and application study on pressure relief and antireflection of overlying hard thick roof coal-rock[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2024, 51(2): 67–73.

(责任编辑 范章群)