

DOI: 10.16285/j.rsm.2022.1834

基于冲能吸能平衡效应的冲击地压巷道 分级支护研究

高明仕^{1,2,3}, 俞鑫^{1,2,3}, 徐东^{1,2,3,4}, 贺永亮^{3,5}, 赵世帆^{1,2,3}

(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 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;
3. 中国矿业大学 冲击岩爆巷道支护研究中心, 江苏 徐州 221116; 4. 东京大学 地震研究所, 日本 东京;
5. 太原科技大学 安全与应急管理工程学院, 山西 太原 030024)

摘 要: 冲击地压是煤炭开采过程中发生的一种动力灾害, 主要是由积聚在煤岩中的弹性变形能突然急剧释放造成的, 约 90% 发生在巷道中。巷道冲击破坏不仅与冲击能量直接相关, 还与冲击距离远近紧密相关, 提出能距比的概念, 即冲击震源释放能量与其至巷道距离的比值。根据冲击地压动静载叠加机制和冲能吸能平衡理论, 综合考虑冲击震源能距比量级、巷道破坏程度、支护构件吸能、弱结构吸能等特性, 建立了巷道围岩冲击矿震稳定性控制模型, 分析了冲能、吸能的构成和计算过程, 搭建了冲击地压能级与巷道支护强度之间的对应关系, 确定了“四高锚网+”为主导技术的煤矿巷道防冲抗震支护体系。根据能距比量级大小, 将冲击地压巷道支护安全可靠性分为 P1~P4 级别, 分级对应采取不同支护强度的“四高锚网+”组合支护技术。“四高”锚网支护可对应能距比为 10^2 量级的无冲击巷道, “四高锚网+1” (O 型钢棚、吸能防冲单元架、围岩弱结构) 对应能距比为 10^3 量级的冲击地压, “四高锚网+2”对应能距比为 10^4 量级的冲击地压, “四高锚网+3”对应能距比为 10^5 量级的冲击地压, 10^6 及以上量级的冲击危险必须停产、撤人远场处理。结合工程实例进行了巷道防冲支护方案和参数设计, 初步验证了理论研究成果的可行性和实用性。研究成果可为我国煤矿冲击地压巷道支护理论研究和工程实践提供一定的参考指导。

关 键 词: 冲击地压; 巷道围岩控制; 冲能吸能平衡; 能距比; 分级支护

中图分类号: TD353

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598(2024)01-0038-11

Graded support of rock burst roadway based on balance theory of impact energy and absorbed energy

GAO Ming-shi^{1,2,3}, YU Xin^{1,2,3}, XU Dong^{1,2,3,4}, HE Yong-liang^{3,5}, ZHAO Shi-fan^{1,2,3}

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resource and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 3. Rock Burst Roadway Support Research Center, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 4. The University of Tokyo, Earthquake Research Institute, Tokyo, Japan; 5. School of Engineering for Safety and Emergency Management, Taiyuan University of Science and Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China)

Abstract: Rock burst is a dynamic disaster that occurs during coal mining, characterized by the sudden and violent release of elastic deformation energy accumulated in coal and rock. The majority of rock bursts, approximately 90%, happens in roadways. Roadway impact failure is not only influenced by impact energy, but also by the distance from the impact source. To address this, the concept of energy distance ratio is introduced, which represents the ratio of energy released by the impact source to the distance to the roadway. By considering the static load superposition mechanism of rock bursts and the balance theory of impulse energy absorption, various factors are taken into account, including the characteristics of the impact source energy distance ratio, roadway failure degree, energy absorption of supporting components, and energy absorption of weak structures. Based on these considerations, a corresponding relationship between the energy level of rock bursts and roadway support strength is established. The roadway support technology based on “four high anchor mesh +” is determined, which includes the use of high-strength anchor mesh combined with other support elements. The safety and reliability of roadway support technology under rock bursts are classified into P1-P4 levels according to the energy distance ratio of the impact source. Each level corresponds to the “four high anchor mesh +” combined support technology

收稿日期: 2022-11-24

录用日期: 2023-01-17

基金项目: 国家自然科学基金 (No.51564044); 华能集团总部科技项目 (No.HNKJ20-H87); 江苏省研究生科研与实践创新计划项目 (No.KYCX21_2364)。

This work was supported by the National Natural Science Foundation of China (51564044), Huaneng Group Headquarters Science and Technology Project (HNKJ20-H87) and the Jiangsu Graduate Research and Practice Innovation Program (KYCX21_2364).

第一作者简介: 高明仕, 男, 1970 年生, 博士, 教授, 博士生导师, 从事巷道支护、冲击地压岩爆灾害防治方面的研究。E-mail: cumt_gms@163.com
通讯作者: 俞鑫, 男, 1998 年生, 博士研究生, 从事巷道围岩控制、深部巷道冲击地压灾害防治方向研究工作。E-mail: yuxincumt@cumt.edu.cn

with different support strength. The research findings suggest that “four high” anchor mesh support is suitable for non-impact roadways with energy distance ratios in the magnitude of 10^2 rock bursts. “Four high anchor mesh +1” combined support, which includes O-shaped steel sheds, energy absorption and anti-impact unit frames, and weak surrounding rock structures, can prevent 10^3 magnitude rock bursts. “Four high anchor mesh +2” combined support is effective against 10^4 magnitude rock bursts, while “four high anchor mesh +3” combined support can prevent 10^5 magnitude rock bursts. Rock bursts with magnitudes of 10^6 and above require remote treatment and removal from production. Engineering examples are provided to demonstrate the anti-impact support scheme and parameter design of roadways. These examples help verify the feasibility and practicality of the theoretical research results. The research outcomes have valuable implications for the theoretical research and engineering practice of rock burst roadway support in coal mines in China.

Keywords: rock burst; roadway surrounding rock control; impact absorption energy balance; ratio of energy to distance; graded support

1 引言

冲击地压（冲击矿压）对煤矿安全生产造成了极大危害，约90%发生在巷道中，通常会瞬间巷道冒落垮塌甚至闭台堵塞^[1-4]。巷道发生冲击地压破坏，主要是巷道围岩动静载叠加应力强度超过巷道支护强度造成的，其中静载能量为主体能量，动载能量为诱冲主导因素，因此研究巷道支护强度与冲击动静载叠加强度之间的对应关系已成为巷道防冲抗震的核心关键问题，实质也就是现行巷道支护体系究竟能抵抗多大能级的冲击地压。

黄庆亨等^[5]建立了煤层巷道冲击地压损伤断裂力学模型，分析并推导了巷道发生冲击地压的能量判据；张晓春等^[6]研究了巷道煤壁层裂板结构屈曲形成致使冲击发生的片帮效应，分析了巷道煤壁失稳结构的形成及破坏规律；潘一山等^[7-8]建立了冲击地压巷道支护动载模型，并指出加强巷道支护强度和吸能让位是冲击地压巷道支护设计的主要思路，设计了防冲吸能液压支架，进行了实验室和现场试验；鞠文君^[9-10]通过锚杆支护原理，得到了冲击地压巷道支护材料的吸能指数，提出了冲击地压巷道支护能量校核设计法；康红普等^[11]研究了冲击地压巷道锚杆支护作用机制，得到了高预应力强力锚杆综合应力场支护原理，现场试验结果表明，高预应力强力锚杆能够有效控制冲击地压巷道变形；高明仕等^[12-13]研究了震源扰动型冲击地压巷道破坏机制，建立了冲击地压巷道围岩结构控制强弱强模型，明确了巷道冲击破坏的应力判据和能量准则；何满潮等^[14]针对冲击瞬间围岩大变形特征开发了恒阻大变形锚索，通过实验室试验及现场应用发现，恒阻大变形锚索在冲击作用下可以维持恒定阻力，以更好地吸收冲击能；王凯兴等^[15]从顶板-支护系统准共振角度解释了煤矿冲击破坏的动力学机制，给出顶板支护系统冲击破坏的判别依据；刘玉春等^[16]通过研究不同断层倾角黏滑失稳特征，得出了加载

速率与断层倾角对断层矿震失稳影响规律；王炆等^[17]研究了扰动荷载与椭圆形洞室长轴的相对位置关系对冲击岩爆特征的影响，研究表明扰动方向与椭圆长轴平行的试样能明显提升洞室结构的承载力；姜耀东等^[18]研究了冲击巷道变形破坏失稳过程及能量耗散情况，从能量角度分析了巷道冲击地压的发生过程；王书文等^[19]将强冲击倾向煤视作理想弹脆性材料，分析煤巷围岩的应力和变形能密度分布特征，建立煤巷冲击地压预测模型；吴振华等^[20]通过分析冲击地压前后微震能量、频次的演化特征，得到了地堑构造区域冲击地压微震前兆信息时序规律。以上文献对冲击地压巷道进行了研究，但没有针对冲击地压巷道支护强度和冲击能级之间对应关系进行研究。

本文根据冲击地压动静载叠加发生机制和巷道围岩稳定性控制原理，构建了巷道围岩防冲支护冲能吸能比较模型，分析了冲能、吸能的构成和计算，建立了冲击地压震源能级与巷道支护强度之间的对应关系。巷道冲击地压破坏程度不仅与冲击震源能量大小有关，也与距离震源远近密切相关，提出了能距比的概念，即冲击震源释放能量与其至巷道距离之比。根据巷道围岩总的冲能吸能平衡效应，基于能距比量级大小将冲击地压巷道支护防冲安全可靠分为P1~P4级别，对应采取不同的“四高锚网+”组合支护技术防冲。结合工程实例，初步验证了理论研究成果的可行性和实用性，为巷道支护防冲实践提供一定的理论参考。

2 冲击地压巷道稳定模型

2.1 冲击地压发生的动静载叠加机制

冲击地压巷道在常规支护条件下巷帮围岩处于高静载应力极限状态，受巷道掘进和工作开采等采矿活动影响，顶板破断产生瞬时强动载应力场，动静载叠加应力强度超过巷道支护极限承载强度，将导致巷道周围煤岩体在瞬间破坏，进而发生冲击

地压, 动静载叠加冲击发生机制如图 1 所示^[21]。

$$\sigma_j + \sigma_d \geq \sigma_{bmin} \quad (1)$$

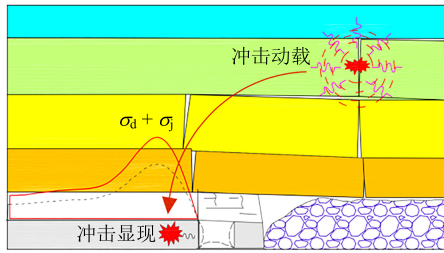


图 1 巷道冲击地压动静载叠加发生机制

Fig.1 Superposition principle of dynamic and static loads of rock burst in roadway

巷道围岩动静载状态下发生冲击地压破坏的机制, 可用下式表示:

式中: σ_j 为静载荷 (MPa); σ_d 为动载荷 (MPa); σ_{bmin} 为巷道围岩极限承载强度 (MPa)。

2.2 基于冲能吸能平衡效应的冲击巷道稳定模型

考虑巷道周边围岩自身高静载积聚的能量、外界动载荷的参与、巷道围岩的岩层结构因素及支护系统的抗冲吸能特性、卸压断顶等弱结构的吸能特性、岩层物性客观因素、支护系统及人为主观防冲能力。当巷道围岩总冲击能量 (冲能) 大于巷道周围各种结构的总吸收能量 (吸能) 时, 巷道围岩将发生冲击破坏, 反之则巷道围岩保持稳定, 这就是冲击巷道围岩稳定的冲能吸能平衡效应。冲击地压巷道围岩冲能吸能平衡效应模型如图 2 所示。

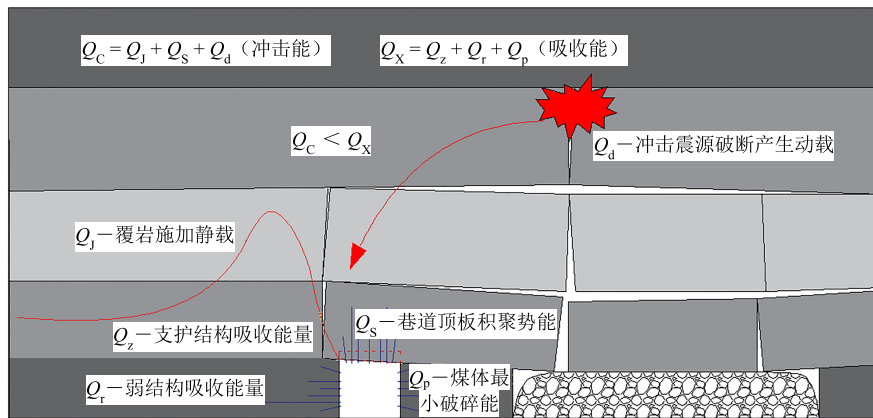


图 2 基于冲能吸能平衡效应的冲击地压巷道稳定模型

Fig.2 Stability model of rock burst roadway of impact absorption energy balance theory

巷道围岩的总冲击能量包括: 冲击震源传递到巷道周边的动载能量、巷道开挖周围自身煤岩体体积聚的静载能量、冲击发生时顶板煤岩体瞬时下滑而释放的势能之和, 即

$$Q_c = Q_j + Q_d + Q_s \quad (2)$$

式中: Q_c 为巷道围岩的总冲击能量 (J); Q_j 为巷道开挖周围自身煤岩体体积聚的静载能量 (J); Q_d 为冲击震源传递到巷道周边的动载能量 (J); Q_s 为冲击发生时顶板煤岩体瞬时下滑而释放的势能 (J)。

巷道支护系统吸收总能量为煤岩体破坏消耗能量、卸压钻孔等弱结构消耗能量、支护体吸收能量之和, 计算公式为

$$Q_x = Q_p + Q_r + Q_z \quad (3)$$

式中: Q_x 为巷道支护系统吸收总能量 (J); Q_p 为

煤岩体破坏消耗能量 (J); Q_r 为卸压钻孔等弱结构消耗能量 (J); Q_z 为支护体吸收消耗能量 (J)。

冲击地压巷道围岩保持稳定性的能量判据: 巷道围岩总冲击能 (冲能) 小于支护系统总吸收能 (吸能), 即

$$Q_c < Q_x \quad (4)$$

3 冲能的构成和计算

3.1 冲击震源传递到巷道周边的动载能量

厚硬顶板覆岩破断形成冲击震源, 冲击震源能量以应力波的形式向外围空间传递。阿维尔申给出了厚硬顶板初次破断释放的弯曲应变能^[22]:

$$E_0 = \frac{q^2 L^5}{48 E b h^3} \quad (5)$$

式中: E_0 为顶板垮落期间释放能量 (J); q 为单位

长度上覆岩层载荷 (N/m); L 为顶板来压步距 (m), 即顶板走向垮距 (悬顶); E 为弹性模量 (GPa); b 为岩层的宽度 (m); h 为岩层的厚度 (m)。

当震源与接收点的距离远大于震源破裂尺寸, 该震源区可被考虑为一个点。相对于冲击震源传播距离, 巷道尺寸是个相对很小的量, 因此可以将冲击震动波到巷道的传播看成一个点源震动波的传递。顶板岩层破断动载产生的能量到达巷道时, 能量随距离按照乘幂关系衰减^[23], 冲击震源传递到巷道周边的动载能量为

$$Q_d = E_0 L_1^{-\eta k} \quad (6)$$

式中: L_1 为冲击震源距巷道的距离 (m); η 为能量的衰减系数, 它与震源类型和应力波传递路径的岩性有关, 通过实际现场 SOS 系统微震监测数据, 对衰减系数修正, η 取 1.14; k 为穿层系数, 一般为 1.1~1.6。

因此, 可以通过降低震源释放的能量、增大震源距采掘空间的距离、增大能量衰减系数等来降低动载对采掘空间的冲击威胁。

3.2 巷道开挖周围自身煤岩体积聚的静载能量

巷道开挖后, 两帮围岩内形成支承压力区。由广义胡克定理, 巷道开挖周围自身煤岩体积聚的静载能量计算公式如下^[21]:

$$Q_j = \frac{(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2) - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)}{2E} \quad (7)$$

式中: μ 为泊松比; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ 为三向主应力 (MPa)。

3.3 冲击发生时顶板煤岩体瞬时下滑而释放的势能

若以巷道顶板煤体为准, 还必须考虑顶板煤体冲击过程中由于锚杆受拉延伸位移下滑而释放的势能, 冲击发生时顶板煤岩体瞬时下滑而释放的势能:

$$Q_s = \gamma g \cdot \Delta h \quad (8)$$

式中: γ 为单位体积煤体质量 (kg/m^3); g 为重力加速度 (m/s^2); Δh 为锚杆拉伸变形的极限位移 (m)。

4 吸能的构成和计算

4.1 巷道周围煤岩体破坏消耗能量

岩体处于三向应力作用下, 可以集聚大量的弹性能, 在三轴应力下遵循三维应力的破坏准则; 当破坏一旦启动后, 岩体应力调整, 应力状态迅速转变为二向, 最终转变为单向应力状态。由于在三维应力与一维应力状态, 其破坏耗损的能量有很大差异, 实际上就是应力状态转换时产生的能量跃迁。

在分析大量岩石动力破坏事件的能量转换时, 发现这种能量就是岩体动力破坏的动能。无论岩体初始以何种应力状态存在, 一旦失稳, 破坏启动, 其破坏真正需要消耗的能量总是单向应力状态的破坏能量, 而这种能量就是岩体破坏的最小能量, 这就是岩体动力破坏的最小能量原理^[24], 即

$$Q_p = \sigma_c^2 / (2E) \quad (9)$$

式中: σ_c 为煤体的单轴抗压强度 (MPa)。

4.2 巷道围岩弱结构消耗能量

由于开挖卸荷效应, 巷道围岩周边容易积聚大量弹性能, 因此需要通过弱结构吸能, 即巷道周围所施工的卸压孔、卸压巷、爆破、注水弱化等造成的松散破碎区域消耗的能量, 来消耗巷道围岩弹性能。

$$Q_r = Q_k + Q_h + Q_T \quad (10)$$

式中: Q_k 为卸压孔消耗的能量 (J); Q_h 为卸压巷消耗的能量 (J); Q_T 为其他卸压措施消耗能量 (J)。

4.3 巷道支护体吸收消耗能量

支护体消耗能量主要包括: 锚杆锚索吸收能量、U/O 型钢棚吸收能量、防冲单元架吸收能量。

(1) 巷道围岩受冲击载荷作用时, 锚杆索支护系统吸收能量^[25]计算公式为

$$Q_m = (m_d E_s + n_d E_g) / (l_k \tau l_p) \quad (11)$$

式中: Q_m 为锚杆索支护系统吸收能量 (J); m_d 为锚索数量 (根); E_s 为单根锚索支护系统的吸收能量 (J/根); n_d 为锚杆数量 (根); E_g 为单根锚杆支护系统的吸收能量 (J/根); l_k 为巷道宽度 (m); τ 为最大支护范围 (m); l_p 为锚杆 (索) 支护排距 (m)。

(2) U/O 型钢棚抗冲吸能

U/O 型钢棚吸收的能量 Q_U 公式为

$$Q_U = (n E_u) / (l_k \times l_h \times d) \quad (12)$$

式中: E_u 为单个 U/O 型钢棚滑移内缩吸收能量 (J); l_h 为巷道高度 (m); n 为 U/O 型钢棚的数量 (架); d 为 O 型钢棚排距 (m)。

(3) 防冲单元架吸收能量

防冲单元架吸收的能量计算公式为

$$Q_f = (m E_f) / (l_k \times h \times l) \quad (13)$$

式中: Q_f 为防冲单元架吸收能量 (J); E_f 为单个防冲单元架吸收能量 (J); m 为防冲单元架数量 (架); l 为防冲单元架长度 (m)。

通过各种支护技术措施，巷道围岩支护体消耗吸收能量计算公式为

$$Q_z = Q_m + Q_U + Q_f \quad (14)$$

依次将上述各参量代入式(2)、(3)计算出巷道围岩的冲能、吸能，再根据式(4)进行比较，即可得出巷道支护能否满足防冲抗震要求。

5 巷道防冲抗震分级 P4 分类支护

5.1 支护构件吸能抗冲性能

支护构件吸能，是指巷道支护所采用的支护材料，如锚杆、锚索(图3)、钢棚、防冲支架等构件，在外界对其作用过程中自身收缩变形所能接受的能量。

5.1.1 锚网支护吸能抗冲

研究表明^[26]，巷道锚网支护耗散能约为 5 kJ/m²，锚索在产生极限变形破断前的能量消耗约为 10 kJ/m²，让压锚杆(柔性锚杆)的能量耗散为 10~15 kJ/m²。表 1 为螺纹钢锚杆杆体力学性能参数^[27]。

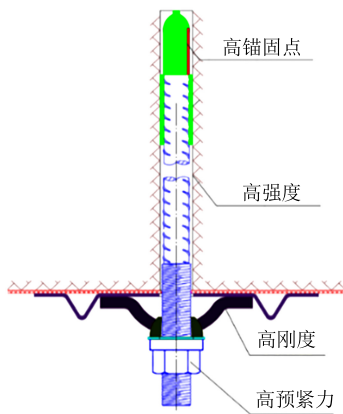


图 3 新型“四高”锚杆索
Fig.3 New type four-high anchor bolt-cable

表 1 螺纹钢锚杆杆体力学性能参数^[27]

锚杆材料编号	屈服强度 /MPa	抗拉强度 /MPa	断后伸长率/%	最大力总延伸率/%	冲击吸收功 /J
MG335	335	455	20	12.0	—
MG400	400	540	20	12.0	40
MG500	500	630	20	10.0	40
MG600	600	750	18	8.0	24
CRMG600	600	750	18	8.0	120
CRMG700	700	850	17	7.5	90

5.1.2 U/O 型钢棚吸能抗冲特性

全断面 O 型棚通过卡揽将 U 型钢拼接，在搭接处增加阻力装置，避免冲击地压发生时 U 型钢连接处发生滑移。在巷道走向方向按照合理的间距搭设

全断面吸能 O 型棚达到巷道护表面积支护整体性较好的目的。冲击地压发生时，冲击能转化为环向收缩，保护巷道整体结构稳定性。

图 4 为利用弧形 U 型钢相互搭接组成的吸能 O 型棚^[28]，吸能 O 型棚最大轴向承载力可达 120~200 kN，环向收缩量为 1.2 m，如图 5 所示。

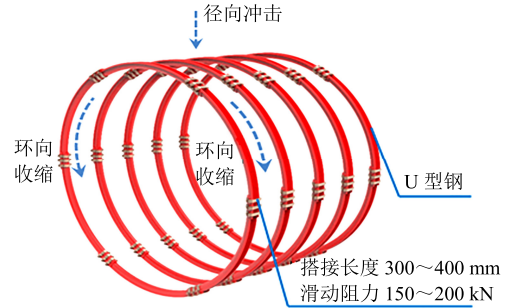


图 4 全断面 O 型棚
Fig.4 Full-section O-shaped shed

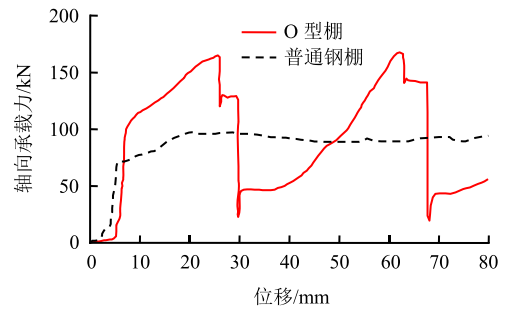


图 5 吸能 O 型棚轴向承载力与位移关系曲线^[28]
Fig.5 Axial bearing capacity-displacement curves of energy absorbing O-shaped shed^[28]

5.1.3 防冲单元架吸能抗冲特性

图 6 所示为两柱门式吸能支架，吸能液压支架通过吸能装置安全阀实现了静载收缩吸能，通过动载吸能装置薄壁预折纹方筒实现了冲击作用下的快速吸能变形让位。图 7 为两柱单导杆式液压抬棚吸能防冲单元架。



图 6 两柱门式吸能支架
Fig.6 Two-column door type energy-absorbing support

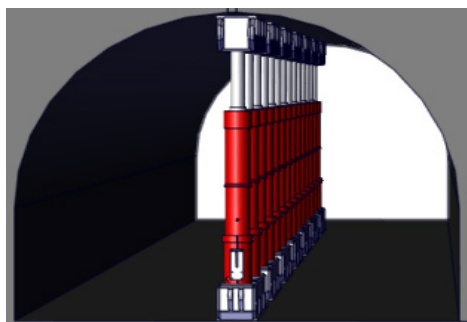


图 7 两柱单导杆式液压抬棚单元架支护
Fig.7 Two-column single guide rod hydraulic shed lifting support

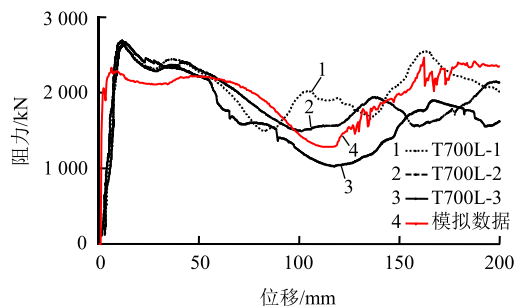


图 8 吸能构件的阻力与位移关系曲线^[29]
Fig.8 Resistance-displacement curves of energy absorption components support^[29]

图 8 为液压支架吸能构件阻力与位移关系曲线图^[29]，单根立柱吸能阻力可超过 2 000 kN，吸能量为 400 kJ；三立柱吸能支架支护阻力可超过 6 000 kN，最大让压位移为 200 mm，最大吸能量为 10⁶ J。

5.2 巷道冲击地压破坏能距比关系

巷道冲击灾害显现程度不仅与冲击震源能量有关，更与距离震源远近位置紧密相关。统计现场发生的数十起典型冲击地压事件如表 2 所示。

表 2 典型冲击地压事故统计分析表
Table 2 Statistical analysis of typical impact accidents

序号	冲击事件	冲击时间/年-月-日	监测能量/J	冲击震源层	距离煤层高度/m	能距比	冲击显现及灾害程度	冲击等级
1	义马千秋	2011-11-03	3.5×10 ⁸	380 m 巨厚砾岩	500.00~1 000.00	3.5×10 ⁵	75 人被困，10 人遇难	强冲击
2	吉林龙家堡	2019-06-09	第 1 次：1.80×10 ⁸ 第 2 次：1.17×10 ⁷	放顶煤诱发 F13 断层 (H=2 m) 活化	第一次：178.00 第二次：231.00	1.0×10 ⁶ 5.1×10 ⁴	9 人遇难，10 人受伤，巷道破坏长度为 220 m	强冲击
3	新巨龙	2020-02-22	4.20×10 ⁷	278 m 砂质黏土、18~40 m 砂岩复合顶板	160.00	2.6×10 ⁵	4 人被困，后遇难；420 m 巷道变形、破坏	强冲击
4	龙郓煤矿	2018-10-20	2.20×10 ⁵	顶板 11.6 m 厚细砂岩	5.00	4.4×10 ⁴	破坏巷道长度为 370 m；21 人死亡、1 人受伤	强冲击
5	彬长孟村	2020-05-24	2.37×10 ⁵	25.0 m 厚中粒砂岩	10.00	2.4×10 ⁴	破坏巷道长度为 160 m；3 人重伤、3 人轻伤	强冲击
6	开滦唐山	2019-08-02	6.30×10 ⁷	联络巷煤柱	—	—	7 人死亡、5 人受伤	强冲击
7	彬长胡家河	2015-07-06	1.00×10 ³	28.0 m 厚粗砂岩	32.00	3.1×10 ¹	中央胶带大巷冒顶	无冲击
8	彬长胡家河	2013-12-27	1.60×10 ⁷	23.7 m 厚粉砂岩	5.95	2.7×10 ⁶	401102 回顺 100 m，皮带散架；401102 泄水巷 90 m 底脚，10 m 皮带架掀翻	强冲击
9	新汶华丰	1996-04-27	1.00×10 ⁷	500 m 巨厚砾岩	500.00~600.00	1.7×10 ⁴	10 人重伤、1 人轻伤，损坏巷道长 100 余 m	强冲击
10	抚顺老虎台	2009-12-11	1.78×10 ⁸	断层	—	—	1 人死亡	强冲击
11	抚顺老虎台	2001-01-06	7.08×10 ⁸	25.81~362.35 m 厚油母页岩层	—	—	5 人死亡，运输平巷 200 m 巷道损坏	强冲击
12	徐州三河尖	2000-04-17	2.00×10 ⁹	3 m 厚粉砂岩+14 m 厚中粒砂岩	1.00	—	工作面超前两条材料道破坏长度为 90 m	中等冲击
13	中煤门克庆	2018-04-08	3.30×10 ⁷	80 m 厚砂岩层	60.00	5.5×10 ⁵	回风巷超前工作面 90 m 单体支柱受损、木垛推垮、支护破坏、煤体抛出、巷道堵塞	强冲击
14	中煤葫芦素	2017-11-18	未配备监测系统	区段煤柱过大	—	—	21103 回风巷超前 60 m 破坏，45 根锚杆、锚索折断，机尾出口被堵	中等冲击
15	神新乌东	2013-02-27	8.43×10 ⁷	100 m 厚粉砂岩	100.00	8.4×10 ⁵	工作面支架安全阀开启，两条顺槽严重损坏，串车掉道，皮带机掀翻，地面出现明显裂缝	强冲击
16	神新乌东	2015-03-13	5.00×10 ⁶	100 m 厚粉砂岩	100.00	5.0×10 ⁴	工作面面向东 75 m B3 巷道出现大变形损毁	强冲击
17	兖矿金鸡滩	2020-12-15	5.01×10 ⁸	19.55 m 厚细砂岩	2.91	—	地表出现裂缝，房屋有损坏	中等冲击 (矿震)
18	山东济宁星村	2020-12-23	2.4 级 (1.9×10 ⁶)	3302 采空区上覆岩层垮落	—	—	井下现场安全，人员及设备均无影响，地面无塌陷，无地面建 (构) 筑物和人员财产损失	弱冲击

从表 2 可发现：能距比（冲击震源能量与距离巷道之比）大小与巷道冲击破坏灾害程度密切相关，能距比为 10^2 量级时不会发生冲击地压，能距比为 10^3 量级时发生微弱冲击，能距比为 10^4 量级时造成巷道显著破坏，能距比为 10^5 量级时发生强冲击造成巷道严重破坏，能距比为 10^6 量级时将造成大灾害。冲击震源能距比量级与巷道冲击破坏程度相关性如图 9 所示。

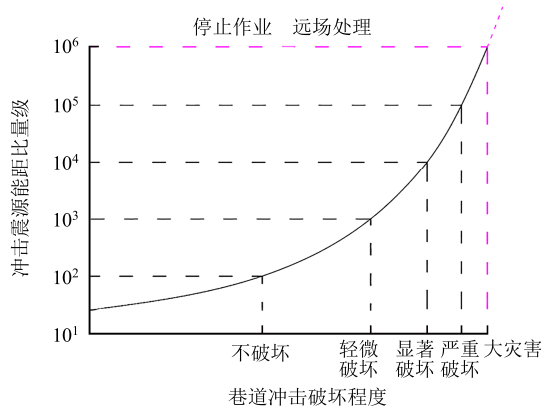


图 9 冲击震源能距比与巷道冲击破坏程度关系

Fig.9 Relationship between energy distance ratio of shock source and damage degree of roadway impact

5.3 冲击地压巷道防冲分级 P4 支护

根据冲击地压震动波的传递特征、衰减规律、能距比效应及现场防冲支护实践^[30-32]，结合巷道锚网索支护、O 型棚支护、吸能防冲单元架等支护形式的强力抗冲性能以及弱结构的吸能效应，基于能距比量级区间和冲能吸能平衡效应，将冲击地压巷道防冲支护安全可靠分为 P1~P4 级别，对应不同能距比量级采用针对性支护技术：①“四高”锚网支护体系对应能距比为 10^2 量级无冲击巷道；②“四高锚网+1”（O 型钢棚、吸能防冲单元架、围岩弱结构）组合支护对应 10^3 量级能距比的冲击地压；③“四高锚网+2”（O 型钢棚、吸能防冲单元架、围岩弱结构）组合支护对应 10^4 量级能距比的冲击地压；④“四高锚网+3”（O 型钢棚、吸能防冲单元架、围岩弱结构）组合支护对应 10^5 量级能距比的冲击地压；⑤对于 10^6 及以上量级的冲击危险必须停止作业，进行远程处理。基于能距比量级区间和冲能吸能平衡效应的冲击地压巷道防冲安全可靠分类分级 P4 支护技术体系，具体如表 3 所示。

表 3 冲击地压巷道防冲安全可靠分级 P4 支护体系

Table 3 Safety reliability P4 classification of rock burst roadway and its supporting countermeasures

序号	危险级别	震级范围	震源能量/J	能距比 (量级)	巷道破坏烈度	巷道围岩破坏特征	支护对策	防冲支护安全可靠级别
1	无冲击	0~0.5	0~ 1×10^3	10^2	无破坏	静载、渐变、无动载效应、无动力显现	“四高”锚网	P1
2	弱冲击	0.5~1.0	$1 \times 10^3 \sim 5 \times 10^3$	10^3	轻微破坏	煤岩弹射、微震、有动载效应、轻微动力显现	“四高”锚网+1（O 型钢棚、吸能单元架、弱结构）	P2
3	中等冲击	1.0~1.5	$5 \times 10^3 \sim 5 \times 10^4$	10^4	显著破坏	局部冒落、鼓出变形、有少量锚杆锚索冲断	“四高”锚网+2（O 型钢棚、吸能单元架、弱结构）	P3
4	强冲击	1.5~2.5	$5 \times 10^4 \sim 3 \times 10^6$	10^5	严重冲击	矿压显现强烈、大变形、大面积冒落、大量锚杆锚索冲断、底鼓突出、巷道闭塞	“四高”锚网+3（O 型钢棚、吸能单元架、弱结构）	P4
5	极强冲击	≥ 2.5	$3 \times 10^6 \sim$ 以上	10^6 及以上	大灾害	整巷、整矿（甚至矿区）有震、巷道大范围垮冒堵塞闭合	停止作业、远场处理	—

6 工程算例

某矿 21170 巷道埋深为 700~750 m，煤层厚度平均为 6.0 m，倾角为 $8^\circ \sim 13^\circ$ ，受上覆岩层中巨厚砾岩层的存在和受 F16 断层的影响，地应力、采动应力以及构造应力的叠加造成局部应力高度集中，煤体中聚集的高弹性能在释放过程中经常发生煤炮或冲击破坏。

根据矿井微震监测历史记录，微震监测最大能量为 2×10^6 J，震源位置在煤层顶板上方 56.7 m，能距比为 10^4 量级，考虑巷道重新扩修等压力降低转

移等因素，巷道按照 P3 级别进行支护：采用“四高锚网索”+2（吸能防冲单元架、围岩弱结构），“四高锚网索”强力支护基础上沿巷道轴向在巷道中间位置架设 1 排吸能防冲单元架加强支护，并通过反复钻孔掏裂法在巷道帮部深部围岩构建弱结构。巷道矩形断面尺寸为：长×宽 = 5.8 m×3.5 m。

6.1 巷道支护方案和参数

锚杆支护：巷道采用 16 根直径为 22 mm、长度为 2 500 mm 高强锚杆加 M4 钢带、钢筋网，锚杆顶板间排距为 900 mm×800 mm，帮部间排距为 850 mm×800 mm。

锚索支护：顶板沿巷道走向设置直径为 18.9 mm、长度为 5 300 mm 让压锚索 3 根，锚索间排距为 1.5 m×1.6 m；直径为 18.9 mm、长度为 8 000 mm 让压锚索 2 根，锚索间排距为 2.5 m×1.6 m；在两帮沿帮部底板和巷道中心位置走向施工 3.2 m 槽钢梁，锚索长度为 5.3 m，两孔间距为 1.6 m。

吸能防冲单元架：锚网主动支护完成后，在巷道中心打 1 排吸能防冲单元架加强支护。巷道具体支护示意图 10。

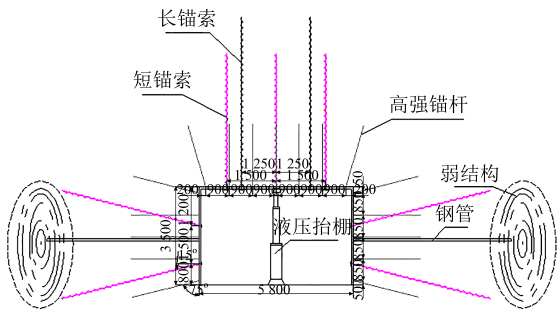


图 10 巷道具体支护参数
Fig.10 Roadway support parameters

设置弱结构：采用反复钻孔掏裂法，钻机在巷道左右两帮适宜时机指定位置打直径为 110 mm、深度为 15 m 的钻孔，在钻孔内套入由短钢管公母螺丝对接联结、直径正好满孔的 10 m 钢管，在钢管 10 m 外，利用钻机反复致裂形成弱结构。10.00~15.00 m 段弱结构内部煤体裂隙发育破碎，不仅起到了吸能防冲抗震作用，同时保护了巷道支护结构不会在钻孔作用下松动失效，如图 11 所示。

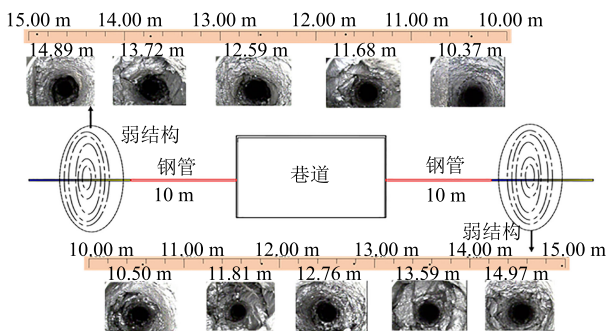


图 11 巷道帮部弱结构示意图
Fig.11 Soft structure construction diagram of roadway sides

6.2 冲能吸能计算

6.2.1 冲能计算

根据矿井提供的钻孔柱状图与煤岩物理力学参数等地质资料，顶板重量与上覆岩层附加载荷的

单位长度折算载荷 $q = 0.22 \times 10^6$ N/m，顶板走向垮落步距（悬顶） $L = 90.12$ m，顶板岩层弹性模量 $E = 24.16 \times 10^9$ Pa，取岩层宽度 $b = 1$ m，岩层的厚度 $h = 24.6$ m，则由式（5）可得顶板垮落期间释放能量为

$$E_0 = \frac{(0.22 \times 10^6)^2 \times 90.12^5}{48 \times 24.16 \times 10^9 \times 1 \times 24.6} = 1.67 \times 10^4 \text{ J}$$

根据煤岩冲击倾向性鉴定，冲击震源层距巷道距离 L_1 为 35.2 m，能量的衰减系数 η 取 1.14，穿层系数 k 取值 1.3，由式（6）计算作用于巷道围岩的动载能量 Q_{d1} 为

$$Q_{d1} = 1.67 \times 10^4 \times 35.2^{-1.14 \times 1.3} = 0.085 \times 10^3 \text{ J}$$

根据历史监测能量最大值为 2×10^6 J，计算其传至巷道的能量：监测能量距巷道距离为 56.7 m，能量的衰减系数 η 取 1.14，穿层系数 k 取值 1.3，经计算作用于巷道围岩的动载能量 Q_{d2} 为

$$Q_{d2} = 2.0 \times 10^6 \times 56.7^{-1.14 \times 1.3} = 5.0 \times 10^3 \text{ J}$$

比较冲击震源层破断能量作用于巷道围岩的动载能量 Q_{d1} 与历史监测能量传递至巷道能量 Q_{d2} 大小，取大值，则动载能量为

$$Q_d = Q_{d2} = 5.0 \times 10^3 \text{ J}$$

根据地应力测试，煤层的三向主应力 σ_1 、 σ_2 和 σ_3 分别为 23.12、19.42、10.05 MPa，煤层弹性模量为 22.15 GPa，泊松比为 0.22，则巷道开挖周围自身煤岩体积聚的静载能量由式（7）可计算得到为

$$Q_s = \frac{(23.12^2 + 19.42^2 + 10.05^2)}{2 \times 22.15} - \frac{2 \times 0.22(23.12 \times 19.42 + 23.12 \times 10.05 + 19.42 \times 10.05)}{2 \times 22.15} = 1.42 \times 10^4 \text{ J}$$

巷道顶板支护采用高强螺纹钢锚杆支护，锚杆延伸率按 20% 计算，2.5 m 的锚杆极限位移超过 200 mm，煤层密度为 1.36×10^3 kg/m³，则由式（8）可得巷道顶板煤岩体瞬时下滑而释放的势能为

$$Q_s = 1.36 \times 9.8 \times 0.2 = 2.67 \times 10^3 \text{ J}$$

因此，由式（2）可得巷道围岩受到的总冲能为

$$Q_c = 5.0 \times 10^3 + 1.42 \times 10^4 + 2.67 \times 10^3 = 2.187 \times 10^4 \text{ J}$$

6.2.2 吸能计算

根据煤岩力学性质测定，煤体的单轴抗压强度为 10.25 MPa，弹性模量为 22.15 GPa，则通过式（9）计算煤岩体破坏需要消耗能量 Q_p 为

$$Q_p = \frac{10.25^2}{2 \times 22.15} \times 10^3 = 2.37 \times 10^3 \text{ J}$$

巷道采用锚网进行支护, 锚杆间排距为 900 mm×800 mm, 锚索间排距为 1 500 mm×1 600 mm, 单根锚杆支护系统吸收能量约为 5 kJ, 单根锚索支护系统吸收能量约为 10 kJ, 则由式(11)可得巷道锚杆索支护系统吸收能量 Q_m 为

$$Q_m = (6 \times 2 \times 5 + 5 \times 10) / (5.8 \times 1.6 \times 8.0) \times 10^3 + (5 \times 5 + 2 \times 10) / (3.5 \times 0.8 \times 5.3) \times 10^3 = 4.51 \times 10^3 \text{ J}$$

沿巷道中心打设 1 道吸能防冲单元架加强支护, 单架单元架吸收能量为 $4 \times 10^5 \text{ J}$, 由式(13)每个单元架长度为 2.4 m, 则防冲单元架吸收能量 Q_f 为

$$Q_f = 4 \times 10^5 / (5.8 \times 3.5 \times 2.4) = 8.21 \times 10^3 \text{ J}$$

该工作面通过采用反复掏裂法, 利用钻机在巷道左右两帮构建弱结构, 钻孔直径为 110 mm, 钻孔深度为 15 m。根据钻孔卸压的经验公式, 冲能传递至卸压孔能量衰减系数为 30%~40%, 取衰减系数为 35%, 则弱结构消耗能量为

$$Q_r = 0.35 \times Q_c = 7.66 \times 10^3 \text{ J}$$

因此, 巷道支护系统吸收总能量按式(3)计算:

$$Q_x = 2.37 \times 10^3 + 4.51 \times 10^3 + 8.21 \times 10^3 + 7.66 \times 10^3 = 2.275 \times 10^4 \text{ J}$$

巷道支护总吸能 $2.275 \times 10^4 \text{ J}$ 大于总冲能 $2.187 \times 10^4 \text{ J}$, 因此巷道围岩稳定, 满足防冲要求。

6.3 支护效果

6.3.1 巷道围岩变形控制效果

在巷道支护期间, 对巷道的两帮位移、顶板离层及弱结构致裂前后微震能量进行了监测分析。巷道两帮位移在施工 60 d 后逐渐稳定, 最大位移量为 611 mm; 顶板下沉量为 52 mm, 巷道支护效果较好。弱结构致裂后, 巷道两帮及顶板没有发生明显位移。巷道支护效果显著, 图 12 为巷道总体支护效果。



图 12 巷道总体支护效果
Fig.12 Overall support effect of roadway

6.3.2 微震监测能量变化情况

图 13 为巷道微震能量监测, 从发生的一次大能量事件监测结果来看, 微震能量降低了 50%, 巷道支护系统有效防范了 $4.5 \times 10^4 \sim 2.0 \times 10^5 \text{ J}$ 能量的冲击地压, 保障了工作面安全顺利开采。

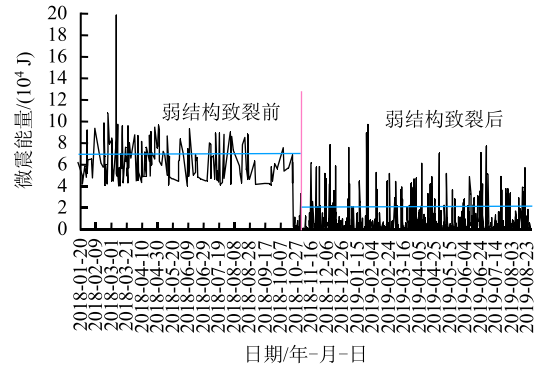


图 13 巷道围岩微震能量监测
Fig.13 Micro-seismic energy monitoring

7 结论

(1) 冲击地压约 90% 发生在巷道, 根据冲击地压动静载叠加发生机制和巷道围岩稳定性控制原理, 构建了巷道围岩防冲支护冲能吸能比较模型, 分析了冲能、吸能的构成和计算。

(2) 综合考虑冲击地压能量传递效应和巷道围岩破坏特征以及弱结构设置、防冲支护构件吸能等特性, 初步建立了冲击地压能级与巷道支护强度之间的对应关系, 确定了“四高锚网+”为核心基础的巷道防冲抗震支护技术。

(3) 巷道冲击破坏不仅与冲击能量直接有关, 也与冲击距离紧密相关, 据此提出能距比的概念, 根据冲击震源的能距比, 将冲击地压巷道支护安全可靠分为 P1~P4 级别, 对应不同的“四高锚网+”组合分级支护技术。

(4) 结合工程实例, 根据冲击震源位置和能量计算了冲能吸能大小, 按能距比量级对应级别进行了巷道支护方案和参数设计, 初步验证了理论研究成果的可行性和实用性。研究成果可为我国煤矿冲击地压巷道支护理论和现场实践提供一定的参考指导。

参考文献

- [1] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205-213.
JIANG Yao-dong, PAN Yi-shan, JIANG Fu-xing, et al.

- State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, 39(2): 205-213.
- [2] PATYNSKA R. The consequences of the rock burst hazard in the Silesian companies in Poland[J]. **Acta Geodynamica et Geomaterialia**, 2013, 10(2): 227-235.
- [3] WU Y Z, GAO F Q, CHEN J, et al. Experimental study on the performance of rock bolts in coal burst-prone mines[J]. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, 2019, 52(10): 3959-3970.
- [4] GAO M S, ZHAO H C, ZHAO Y C, et al. Investigation on the vibration effect of shock wave in rock burst by in situ microseismic monitoring[J]. **Shock and Vibration**, 2018(6): 34-43.
- [5] 黄庆享, 高召宁. 巷道冲击地压的损伤断裂力学模型[J]. 煤炭学报, 2001, 26(2): 156-159.
HUANG Qing-xiang, GAO Zhao-ning. Model of fracture and damage of coal bump in the entry[J]. **Journal of China Coal Society**, 2001, 26(2): 156-159.
- [6] 张晓春, 缪协兴, 杨挺青. 冲击矿压的层裂板模型及实验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1999, 18(5): 507-511.
ZHANG Xiao-chun, MIAO Xie-xing, YANG Ting-qing. The layer crack plate model and testing study of the rock burst in mines[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 1999, 18(5): 507-511.
- [7] 潘一山, 肖永惠, 李忠华, 等. 冲击地压矿井巷道支护理论研究及应用[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 222-228.
PAN Yi-shan, XIAO Yong-hui, LI Zhong-hua, et al. Study of tunnel support theory of rock burst in coal mine and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, 39(2): 222-228.
- [8] 潘一山, 肖永惠, 李国臻. 巷道防冲液压支架研究及应用[J]. 煤炭学报, 2020, 45(1): 90-99.
PAN Yi-shan, XIAO Yong-hui, LI Guo-zhen. Roadway hydraulic support for rock burst prevention in coal mine and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(1): 90-99.
- [9] 鞠文君. 冲击矿压巷道锚杆支护原理分析[J]. 煤矿开采, 2009, 14(3): 59-61.
JU Wen-jun. Analysis of supporting principles of anchored-bolt in roadway with burst danger[J]. **Coal Mining Technology**, 2009, 14(3): 59-61.
- [10] 鞠文君. 冲击矿压巷道支护能量校核设计法[J]. 煤矿开采, 2011, 16(3): 81-83.
JU Wen-jun. Energy checking design method of roadway with rock-burst danger[J]. **Coal Mining Technology**, 2011, 16(3): 81-83.
- [11] 康红普, 吴拥政, 何杰, 等. 深部冲击地压巷道锚杆支护作用研究与实践[J]. 煤炭学报, 2015, 40(10): 2225-2233.
KANG Hong-pu, WU Yong-zheng, HE Jie, et al. Rock bolting performance and field practice in deep roadway with rock burst[J]. **Journal of China Coal Society**, 2015, 40(10): 2225-2233.
- [12] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359-364.
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2008, 29(2): 359-364.
- [13] 高明仕, 赵一超, 程志超, 等. 震源扰动型巷道冲击矿压破坏力能准则及实践[J]. 煤炭学报, 2016, 41(4): 808-814.
GAO Ming-shi, ZHAO Yi-chao, CHENG Zhi-chao, et al. Stress and energy criterion of the roadway destruction subjected to disturbance type rock burst and its practice[J]. **Journal of China Coal Society**, 2016, 41(4): 808-814.
- [14] 何满潮, 王炯, 孙晓明, 等. 负泊松比效应锚索的力学特性及其在冲击地压防治中的应用研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 214-221.
HE Man-chao, WANG Jiong, SUN Xiao-ming, et al. Mechanics characteristics and applications of prevention and control rock bursts of the negative Poisson's ratio effect anchor[J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, 39(2): 214-221.
- [15] 王凯兴, 薛佳琪, 潘一山, 等. 顶板-支护系统准共振诱发冲击地压机制研究[J]. 岩土力学, 2023, 44(3): 717-727.
WANG Kai-xing, XUE Jia-qi, PAN Yi-shan, et al. Study on the mechanism of coal bursts induced by quasi-resonance of roof-support system[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2023, 44(3): 717-727.
- [16] 刘玉春, 荆刚, 赵扬锋, 等. 加载速率与断层倾角对断层矿震失稳影响的试验研究[J]. 岩土力学, 2022, 43(增刊1): 35-45.
LIU Yu-chun, JING Gang, ZHAO Yang-feng, et al. Experimental study on fault rock burst instability by loading rate and fault dip[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2022, 43(Suppl.1): 35-45.
- [17] 王炆, 刘冬桥, 任富强, 等. 动载与长轴位置关系对椭圆形洞室围岩冲击岩爆影响试验研究[J]. 岩土力学, 2022, 43(9): 2347-2359.
WANG Yang, LIU Dong-qiao, REN Fu-qiang, et al. Experimental study on influence of positional relationship between dynamic load and long axis on impact rockburst in an elliptical cavern[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2022,

- 43(9): 2347-2359.
- [18] 姜耀东, 赵毅鑫, 宋彦琦, 等. 放炮震动诱发煤矿巷道动力失稳机理分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(17): 3131-3136.
JIANG Yao-dong, ZHAO Yi-xin, SONG Yan-qi, et al. Analysis of blasting tremor impact on roadway stability in coal mining[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(17): 3131-3136.
- [19] 王书文, 鞠文君, 张春会, 等. 弹脆性圆形煤巷应力跃升及冲击地压预测模型[J]. 岩土力学, 2023, 44(3): 873-883.
WANG Shu-wen, JU Wen-jun, ZHANG Chun-hui, et al. Stress jumping of elastic-brittle circular coal roadway and prediction model of rock burst[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2023, 44(3): 873-883.
- [20] 吴振华, 潘鹏志, 潘俊锋, 等. 地堑构造区冲击地压发生机制及矿震活动规律[J]. 岩土力学, 2021, 42(8): 2225-2238.
WU Zhen-hua, PAN Peng-zhi, PAN Jun-feng, et al. Analysis of mechanism of rock burst and law of mining induced events in graben structural area[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2021, 42(8): 2225-2238.
- [21] 窦林名, 何江, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1469-1476.
DOU Lin-ming, HE Jiang, CAO An-ye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. **Journal of China Coal Society**, 2015, 40(7): 1469-1476.
- [22] 阿维尔申 C Г. 冲击地压[M]. 朱敏, 汪伯煜, 韩金祥, 等译. 北京:煤炭工业出版社, 1959.
ABIL C Г. Rock burst[M]. Toanslated by ZHU Min, WANG Bai-yu, HAN Jin-xiang, et al. Beijing: China Coal Industry Press, 1959.
- [23] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 岩土介质中冲击震动波传播规律的微震试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(7): 1365-1371.
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Experimental study on earthquake tremor for transmitting law of rock burst in geomaterials[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(7): 1365-1371.
- [24] 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 Yang-sheng, FENG Zeng-chao, WAN Zhi-jun. Least energy principle of dynamical failure of rock mass[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2003, 22(11): 1781-1783.
- [25] 高明仕, 窦林名, 韩昌良, 等. 冲击煤层巷道锚网支护防冲机理及抗冲震级初算[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(4): 4-8.
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, HAN Chang-liang, et al. Prevention mechanism of roadway supported by bolt-mesh subjected to rock burst and degree calculation[J]. **Journal of Mining and Safety Engineering**, 2009, 26(4): 4-8.
- [26] 郭然, 潘长良, 于润沧. 有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论与技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2003.
GUO Ran, PAN Chang-liang, YU Run-cang. Mining theory and technology in hard rock deposit with rock burst tendency[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2003.
- [27] 吴拥政, 康红普, 丁吉, 等. 超高强热处理锚杆开发与与实践[J]. 煤炭学报, 2015, 40(2): 308-313.
WU Yong-zheng, KANG Hong-pu, DING Ji, et al. Development and application of ultrahigh-heat processed rock bolts[J]. **Journal of China Coal Society**, 2015, 40(2): 308-313.
- [28] 潘一山, 齐庆新, 王爱文, 等. 煤矿冲击地压巷道三级支护理论与技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1585-1594.
PAN Yi-shan, QI Qing-xin, WANG Ai-wen, et al. Theory and technology of three levels support in bump-prone roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(5): 1585-1594.
- [29] 马箫, 潘一山, 张建卓, 等. 防冲支架的核心吸能构件设计与吸能性能研究[J]. 煤炭学报, 2018, 43(4): 1171-1178.
MA Xiao, PAN Yi-shan, ZHANG Jian-zhuo, et al. The design and performance research on the core energy absorption component of anti-impact support[J]. **Journal of China Coal Society**, 2018, 43(4): 1171-1178.
- [30] 王恩元, 冯俊军, 张奇明, 等. 冲击地压应力波作用机理[J]. 煤炭学报, 2020, 45(1): 100-110.
WANG En-yuan, FENG Jun-jun, ZHANG Qi-ming, et al. Mechanism of rock burst under stress wave in mining space[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(1): 100-110.
- [31] 高明仕, 贺永亮, 陆菜平, 等. 巷道内强主动支护与弱结构卸压防冲协调机制[J]. 煤炭学报, 2020, 45(8): 2749-2759.
GAO Ming-shi, HE Yong-liang, LU Cai-ping, et al. Coordination mechanism of internal strong active support, soft structure pressure relief and anti-punching of roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(8): 2749-2759.
- [32] 潘俊锋, 刘少虹, 高家明, 等. 深部巷道冲击地压动静载分源防治理论与技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1607-1613.
PAN Jun-feng, LIU Shao-hong, GAO Jia-ming, et al. Prevention theory and technology of rock burst with distinguish dynamic and static load sources in deep mine roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(5): 1607-1613.