



## 强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征及控制技术

吴拥政 付玉凯 何思锋 李军臣 焦建康

### 引用本文:

吴拥政, 付玉凯, 何思锋, 等. 强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(9): 76–87.  
WU Yongzheng, FU Yukai, HE Sifeng. Characteristics of deformation and failure of surrounding rock in roadway under strong impact load and control technology[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(9): 76–87.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0776>

### 您可能感兴趣的其他文章

#### Articles you may be interested in

#### 动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制技术

Multi-layer control technologies for surrounding rock stability of dynamic-loading rock burst roadway  
煤炭科学技术. 2019(12) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/7dca6b01-e2e4-423c-91dc-8f4043575449>

#### 高冲击韧性锚杆吸能减冲原理及应用研究

Study on principle application of energy absorption and bump reduction of high impact toughness rock bolt  
煤炭科学技术. 2019(11) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/4d9f9400-f59b-4fad-b21f-d3822db291b9>

#### 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>

#### 冲击地压巷道“卸-支”协同防控理念与实现路径

Idea and implementation of “stress relief-support reinforcement” cooperative control in rockburst roadway  
煤炭科学技术. 2021, 49(4): 90–94 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021.04.011>

#### 基于能量计算的冲击地压巷道三级吸能支护参数确定

Determination of three-level energy absorbing support parameters in rockburst roadway based on energy calculation  
煤炭科学技术. 2021, 49(6): 72–81 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/70954a33-dfbf-4be0-9cdc-52841bf37470>

#### 冲击地压载荷下O型棚支架动力响应规律研究

Study on dynamic response law of O-shaped support under rockburst loading  
煤炭科学技术. 2022, 50(4): 49–57 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/6c0b9d25-5c44-47e5-93c8-2b4492a6ff80>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

吴拥政, 付玉凯, 何思锋, 等. 强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(9): 76–87.

WU Yongzheng, FU Yukai, HE Sifeng, *et al.* Characteristics of deformation and failure of surrounding rock in roadway under strong impact load and control technology[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(9): 76–87.



件, 制修订国家及行业标准 14 项。

吴拥政, 男, 河南修武人, 博士, 研究员, 博士生导师。中国煤炭科工集团首席科学家, 中煤科工开采研究院有限公司副总经理, 矿山岩层控制煤炭行业研究中心主任。国家“万人计划”科技创新领军人才, 国家百千万人才工程“有突出贡献中青年专家”, 享受国务院政府特殊津贴。研究方向: 煤矿巷道围岩控制。主要成果: 主持和参与国家自然科学基金、863 计划、国家重点研发计划、国家科技支撑计划、国家油气重大专项、国际科技合作及煤炭企业内的项目 40 余项, 研究成果获国家技术发明二等奖 1 项, 国家科技进步二等奖 1 项, 省部级/行业科技进步一等奖 10 项, 发表论文 90 余篇(SCI/EI 收录 50 余篇), 授权发明专利 40 余

## 强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征及控制技术

吴拥政<sup>1,2,3</sup>, 付玉凯<sup>1,2,3</sup>, 何思锋<sup>1,2,3</sup>, 李军臣<sup>1,2,3</sup>, 焦建康<sup>1,2,3</sup>

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

3. 煤炭科学研究总院 开采研究分院, 北京 100013)

**摘 要:** 针对冲击地压巷道围岩及支护结构变形破坏难题, 采用数值计算、现场实测、现场试验等研究方法, 分析了强冲击载荷下巷道围岩及支护结构变形破坏特征, 研究了冲击载荷、采动应力等对巷道围岩和支护结构动态力学响应的影响, 开发了抗冲击支护材料, 提出了支护—卸压联合控制技术, 并选择典型冲击地压矿井进行了应用。研究表明: 巷道顶板发生冲击时, 巷道顶板、两帮和底板质点最大振速分别为 1.41、0.63、0.25 m/s, 迎波侧巷表围岩受冲击影响最大, 侧向次之, 背波侧最小。在采动应力与冲击载荷叠加作用下巷道破坏范围更大, 塑性区面积达到原岩应力时的 2.1 倍。随着冲击能量的增加, 巷道变形量和质点振动速度峰值均急剧增大, 且锚杆(索)受力也出现明显波动。爆破卸压对巷帮锚杆锚固力影响不大, 而对锚索锚固力有明显影响, 锚索锚固力平均降低 26.7%。高冲击韧性锚杆屈服强度 800 MPa, 断后伸长率 20%, 冲击吸收功 150 J; 高延伸率锚索最大力延伸率 8%, 抗拉强度 1 770 MPa。联合控制技术在宽沟煤矿进行了现场应用, 巷帮锚杆受力 53~84 kN, 顶板锚索受力 122~219 kN, 锚杆(索)受力均处于安全允许范围之内, 顶板浅部和深部未发生离层, 在大能量微震事件作用下, 支护系统也能保持稳定。

**关键词:** 巷道支护; 冲击地压; 冲击载荷; 吸能支护; 区域卸压

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2024)09-0076-12

### Characteristics of deformation and failure of surrounding rock in roadway under strong impact load and control technology

WU Yongzheng<sup>1,2,3</sup>, FU Yukai<sup>1,2,3</sup>, HE Sifeng<sup>1,2,3</sup>, LI Junchen<sup>1,2,3</sup>, JIAO Jiankang<sup>1,2,3</sup>

(1. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China; 2. Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 3. Coal Mining and Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

收稿日期: 2024-05-15 责任编辑: 朱恩光 DOI: 10.12438/cst.2024-0776

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52174080); 天地科技股份有限公司科技创新创业基金重点项目(2022-2-TD ZD016); 中煤科工开采研究院有限公司科技创新基金资助项目(KCYJY-2023-QN-01)

作者简介: 吴拥政(1978—), 男, 河南修武人, 研究员, 博士生导师, 博士。E-mail: tiandiwyz@163.com

**Abstract:** In response to the challenging problem of deformation and failure of surrounding rock and support structures in roadways under rock burst, a comprehensive research approach involving numerical calculations, field measurements, and laboratory experiments was employed. The study analyzed the characteristics of deformation and failure of surrounding rock and support structures in roadways under strong impact load, investigated the influence of impact load and mining-induced stress on the dynamic mechanical response of surrounding rock and support structures, developed impact-resistant support materials, and proposed a support-unloading coordination control technology, and selected typical rockburst mines for application. The research findings indicate that when the roadway roof is impacted, the maximum particle velocities of the roof, sidewalls, and floor are 1.41 m/s, 0.63 m/s, and 0.25 m/s, respectively. The surrounding rock on the advancing side of the roadway is most affected by the impact, followed by the lateral side, with the retreating side being the least affected. The combined effect of mining-induced stress and impact load results in a larger range of roadway damage, with the plastic zone area reaching 2.1 times the original rock stress. With increasing impact energy, the deformation and peak particle vibration velocities of the roadway increase sharply, and there is noticeable fluctuation in the force on the bolts (cables). Blast destressing has little effect on the anchoring force of the roadway sidewall bolts but significantly affects the anchoring force of the anchor cables, with an average reduction of 26.7% in anchoring force of the anchor cables. The yield strength of high impact toughness anchor rod is 800 MPa, the elongation at break is 20%, and the impact absorption energy is 150 J; The maximum force extension rate of the high elongation anchor cable is 8%, and the tensile strength is 1 770 MPa. The coordination control technology was field-tested in a Kuangou coal mine, where the forces on the sidewall bolts ranged from 53 to 84 kN, and the forces on the roof anchor cables ranged from 122 to 219 kN, all within the safe allowable range. The shallow and deep separation layers of the roof have not occurred, and even in the event of a large energy microseismic event, the support system remained stable.

**Key words:** roadway support; rock burst; impact load; energy absorption support; regional pressure relief

## 0 引言

冲击地压是一种突发性的煤岩体破坏,对地下采矿工程的生产和安全构成严重威胁<sup>[1-3]</sup>。冲击地压矿井在巷道掘进和工作面回采过程中通常会产生大能量冲击震动,大能量冲击之前往往会发生频繁的低能量冲击震动<sup>[4-5]</sup>。随着冲击地压矿井微震、地音等监测系统的广泛使用,研究人员逐步认识到冲击应力波是引起冲击地压灾害发生的主要原因之一<sup>[6-8]</sup>。但并非所有的冲击应力波都会导致巷道发生冲击地压事故,有些冲击应力波只会引起巷道明显的震动。巷道冲击地压的发生与冲击应力波能量和巷道支护结构的抗冲击能力密切相关<sup>[9-10]</sup>。

在冲击地压矿井中,90%以上的冲击地压显现都位于巷道中,巷道支护系统的抗冲击性能直接关系着巷道的破坏程度。KAISER<sup>[11]</sup>研究发现,采用合理的支护措施可有效控制巷道冲击地压的破坏,巷道破坏的程度主要与岩石破坏范围、冲击释放能量和支护阻力有关;吴拥政、付玉凯<sup>[12-15]</sup>从区域卸压、高冲击韧性锚杆(索)及防护支架角度出发,提出了巷道“卸压-支护-防护”协同防冲原理及技术,实现了深部冲击地压巷道的有效控制;潘一山<sup>[16-17]</sup>开发了系列防冲支架,如门式防冲支架、垛式防冲支架及单体防冲支架等,通过安装在支架上的吸能构件来实现防冲支架的吸能防冲作用;焦建康<sup>[18]</sup>针对冲击地压巷道,提出了“深部卸压-浅部强支-巷表防护”

的多层次控制技术,并在义马矿区进行了应用,效果良好;高明仕等<sup>[19]</sup>研究了特厚煤层冲击地压巷道变形破坏机理,并提出了全锚索层次支护技术,有效控制了特厚煤层冲击地压巷道围岩的稳定。除研究冲击地压巷道相关支护技术外,国内外学者还开发了系列抗冲击支护材料,如高冲击韧性锚杆、横阻大变形锚杆、Durabar 锚杆、Garford 锚杆、Yielding Secura 锚杆和 Roofex 锚杆等新型支护材料<sup>[20-26]</sup>,有效解决了冲击地压巷道支护材料的破断问题。

综上所述,目前研究强冲击载荷和卸压对巷道围岩损伤机理较少,有必要系统分析强冲击载荷、卸压措施对巷道围岩和支护系统的影响,揭示强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征,并开发抗冲击支护材料,测试抗冲击支护材料的静动载力学性能,提出冲击地压巷道支护-卸压联合控制技术,从而为冲击巷道围岩控制提供技术支撑。

## 1 强冲击载荷下巷道围岩和支护系统变形破坏特征

### 1.1 强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征

某矿运输巷南侧为五条大巷,西侧为保护煤柱,北侧为井田边界。所采煤层为4号煤层,赋存稳定,厚度6~28 m,平均厚度20 m。巷道掘进期间多次发生大能量冲击事件,巷道顶板和帮部矿压显现明显,两帮大面积煤体片帮,片帮深度达1 m以上。如运输巷某一次的大能量冲击事件,冲击能量 $8 \times 10^4$  J,

冲击事件发生后, 运输巷 490 m 位置出现了强烈的冲击显现, 巷道顶板出现瞬间下沉, 巷道局部出现了漏顶, 漏顶长度 5 m, 高度 2.2 m, 大量锚索破断, 破断

位置基本位于 0.8 ~ 2.2 m, 微震系统定位到的冲击能量位置及巷道冒顶区域的位置如图 1 所示, 巷道变形破坏和锚索破断情况如图 2 和图 3 所示。

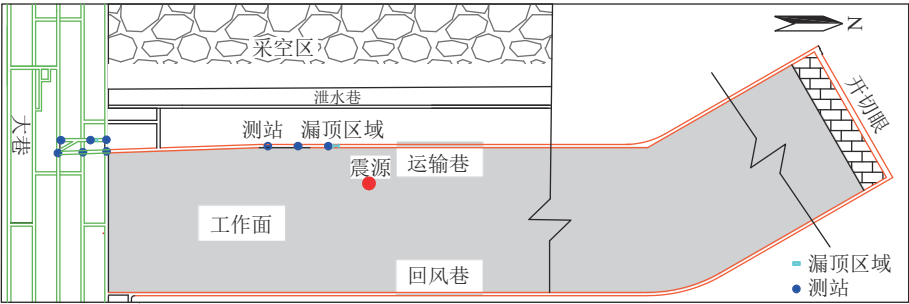


图 1 冲击震源及冒顶区域位置  
Fig.1 Location of impact source and roof collapse area



图 2 巷道冲击显现区域顶板变形破坏情况  
Fig.2 Deformation and failure situation of roof in impact-prone area of roadway

为控制巷道变形和冲击破坏, 运输巷掘进期间使用了 21.8 mm 和 28.6 mm 两种锚索, 但在强冲击载荷下, 两种型号的锚索均出现了大量破断, 锚索断口径缩不明显, 锚索的长度并未发生变化, 这说明在强冲击载荷下锚索延伸吸能发挥有限, 锚索在冲击载荷下出现了明显的脆性破断特征。

冒顶区域附近顶板离层监测曲线如图 4 所示, 在强冲击发生前, 巷道顶板 2.4 m (0 ~ 2.4 m 范围)、



(a) 锚索破断照片



(b) 断口无明显颈缩照片

图 3 锚索破断情况  
Fig.3 Breaking situation of cable

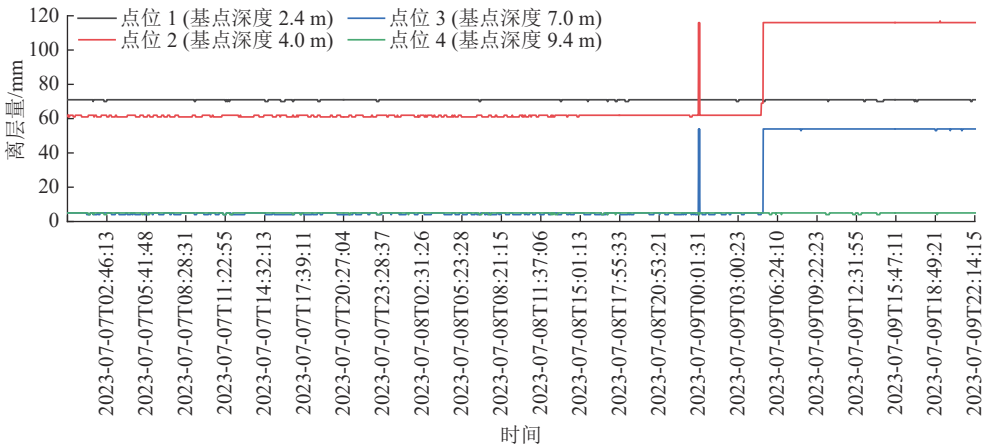


图 4 冒顶区域附近顶板离层监测曲线  
Fig.4 Monitoring curve of roof separation near the roof fall area



4 m(2.40 ~ 4.0 m 范围)、7 m(4 ~ 7 m 范围)和 9.4 m(7.0 ~ 9.4 m 范围)处的离层分别为 72、61、5、5 mm,在受到强冲击后,顶板离层出现了突然增加,但很快又恢复至初值。滞后一段时间后,顶板离层又突然增加,顶板 2.4、4、7 和 9.4 m 处的离层增加值分别为 0、60、45 和 0 mm,这说明在强冲击载荷作用下,顶板 4 m 和 7 m 范围内的离层增加较大,而浅部 2 m 和深部 9 m 范围内的离层基本没有增加,并且在受到强冲击载荷后,巷道顶板离层变化具有一定的滞后性。

### 1.2 强冲击载荷下巷道锚杆支护系统失效原因

从现场巷道变形破坏情况来看,冲击地压巷道锚杆支护系统失效原因主要有以下 3 个方面:

1)锚杆支护系统无法控制巷道围岩稳定。巷道掘进初期支护系统刚度低、预紧力低,无法有效控制巷道围岩稳定,即使不发生冲击,巷道也会出现持续变形。再加上受强冲击载荷的影响,巷道易出现强烈变形,甚至冒顶<sup>[27]</sup>。

2)冲击地压巷道锚杆和锚索支护材料及护表构件抗冲击性能差。冲击地压巷道所采用的锚杆和锚索在冲击下易出现破断失效,吸能效果差,无法抵御中等以上能量的冲击地压;采用菱形网和钢筋网进行护表时,菱形网虽然柔性和吸能效果好,但其刚度低,无法有效控制巷道变形,而钢筋网在冲击载荷下焊接点易开裂,吸能效果差。

3)卸压措施对巷道围岩和支护系统的损伤。冲击地压巷道爆破卸压措施设计时通常不考虑对巷道围岩和支护系统的影响,导致爆破卸压破坏了围岩完整性和锚固结构,影响了巷道锚杆支护效果<sup>[28]</sup>。

## 2 强冲击载荷下巷道围岩及支护系统响应规律

### 2.1 数值模型的建立

模拟以宽沟煤矿实际地质条件进行建模,地层简化为水平。模型为平面应变模型,采用莫尔-库伦模型,长×高=60 m×60 m,巷道断面为矩形,巷宽 5.6 m,巷高 4.0 m,按照原支护设计,巷道采用锚(索)杆支护,端部锚固。巷道附近建模网格加密,x、y、z 方向 3 个网格/m,巷道周围 6 格/m,模型共划分为 186 540 个单元,237 832 个节点。模型中各岩层按照现场巷道实际地质条件实验室实测的力学参数进行赋值,模型和岩层物理力学参数如图 5 和表 1 所示。

模拟分为 3 个阶段:①施加静力边界;②开挖巷道,计算围岩应力重分布平衡;③在巷道顶板正上方 15 m 处施加应力波,边界设置为动力边界,动力计算

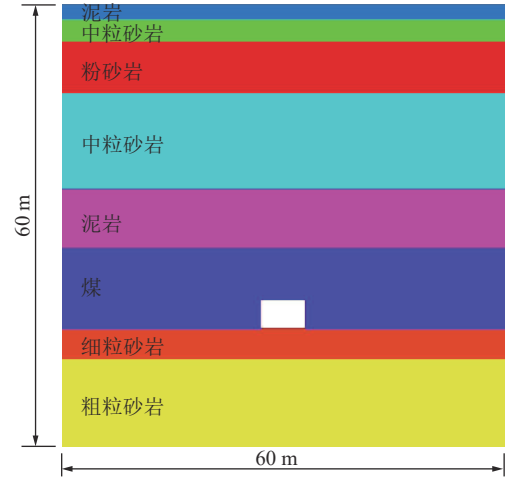


图 5 数值模型

Fig.5 Model of numerical simulation

表 1 各岩层物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rock strata

岩性	模型厚度/m	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
泥岩	2.0	3.62	0.50	0.50	0.5	27.0
中粒砂岩	3.0	1.56	1.78	1.37	2.1	35.0
粉砂岩	7.0	1.24	0.92	0.75	1.2	32.0
中粒砂岩	13.0	1.56	1.78	1.37	2.1	35.0
泥岩	8.0	3.62	0.50	0.50	0.5	27.0
B2煤	11.0	0.60	0.19	0.40	1.0	23.0
细粒砂岩	4.0	2.78	2.09	1.00	1.5	35.0
粗粒砂岩	12.0	3.80	3.20	1.55	1.4	29.0

时间为 0.30 s。冲击荷载采用余弦波,震动频率 50 Hz,震动周期为 0.02 s,震动时间设置为 3 个周期,即冲击荷载作用时间为 0.06 s<sup>[18]</sup>。通过调整震源峰值振动速度 $v_{\max}$ 实现不同的冲击强度,其中震源峰值振动速度与震源物理参数的计算关系见式(1)和(2)。本次模拟的冲击荷载分别为 60 MPa( $10^6$  J)和 100 MPa( $10^7$  J),对应的震源峰值振动速度分别为 9.57 m/s 和 15.94 m/s。

$$\sigma_n = -2\rho C_p v_n \quad (1)$$

式中, $\sigma_n$ 为法向应力,MPa; $\rho$ 为岩石密度 $\text{kg/m}^3$ ; $C_p$ 为波速,m/s; $v_n$ 为质点法向速度,m/s。

$$C_p = \sqrt{\frac{K + \frac{4}{3}G}{\rho}} \quad (2)$$

式中: $K$ 为震源材料体积模量,MPa; $G$ 为震源材料剪切模量,MPa。

模拟方案:围岩静力边界条件分为原岩应力(I)(垂直施加 13.9 MPa,水平施加 8.1 MPa)和采动应力

(II)(垂直应力采用 2 倍原岩应力),施加冲击荷载大小分为 60 MPa 和 100 MPa,在巷道周边布置相应测点,监测巷道受强冲击荷载作用过程中围岩变形情况和支护系统响应特征,包括顶板位移、帮部位移、塑性区面积扩展、质点振速及锚杆(索)受力特征。

## 2.2 强冲击荷载下巷道围岩震动及塑性区变化规律

1)冲击震动场变化规律。冲击应力波传播变化规律可由质点振速随时间动态分布得到,不同条件巷道受冲击荷载破坏过程基本类似。以原岩应力条件下冲击荷载 100 MPa 为例,如图 6 所示。0.04 s 后,应力波传至巷道周边,并不断包围巷道,0.08 s 时形成类“双耳”状,造成巷道顶板及两侧形成高应力集中区,尤其与采动应力条件下巷帮支承压力集中区

域叠加。从深部至巷道围岩浅部,应力传播速度呈现高-低-高分布规律,且巷道围岩浅部振速峰值略大于深部。冲击应力波传播到巷道围岩的位置依次为顶板→两帮→底板,由于传播衰减、干涉和抑制作用,顶板、两帮和底板的质点最大振速大小分别为 1.41、0.63、0.25 m/s,从大到小依次为顶板、两帮、底板,说明迎波侧巷表围岩受冲击影响最大,侧向次之,背波侧最小。

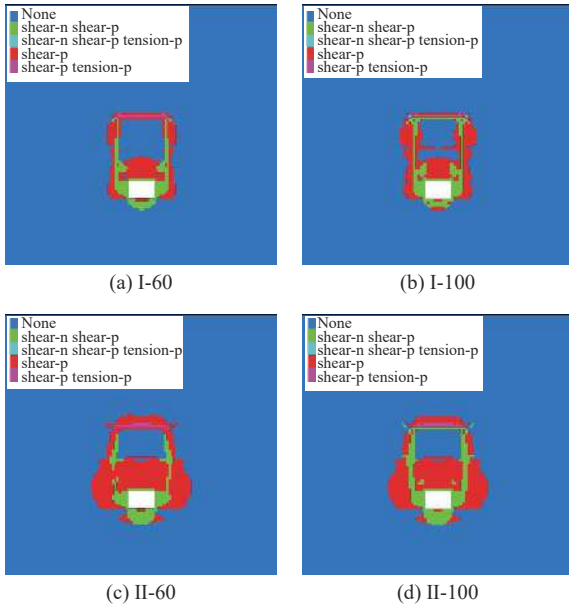
2)塑性区变化。图 7 为巷道在原岩应力(I)和采动应力(II)条件下,受 60 MPa 和 100 MPa 强度冲击荷载后塑性区分布。

巷道开挖后围岩应力重新分布,在一定范围内发生塑性屈服破坏,形成塑性区,称此为静态塑性区,



图 6 围岩质点振速传播过程

Fig.6 Propagation process of particle vibration velocity in surrounding rock



I—原岩应力；II—采动应力；60—冲击荷载 60 MPa；  
100—冲击荷载 100 MPa

图 7 围岩塑性区分布

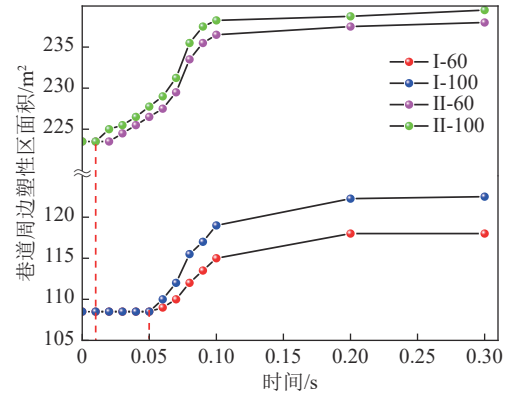
Fig.7 Plastic zone distribution of the surrounding rock

同时巷道受到冲击应力波作用，塑性区范围不同程度扩展，称为动态塑性区。与原岩应力相比，采动应力主要增大静态塑性区，尤其是巷道顶板和两帮塑性区。随着冲击荷载的增加，巷道围岩动态塑性区明显增大，巷道围岩产生冲击式的破坏。冲击荷载发生后，巷道顶板、两帮的塑性区范围远大于巷道底板，这主要由于震源位置位于巷道顶板。

不同条件下巷道受冲击荷载作用后动态塑性区变化规律如图 8 所示。

从图 8 可以看出，动态塑性区随冲击荷载的增加而增大，这表明高冲击荷载对围岩变形破坏影响

远高于低冲击荷载。采动应力条件下的巷道初始静态塑性区面积约为原岩应力的 2.1 倍，且冲击荷载作用后，采动巷道静态塑性区维持时间(0 ~ 0.01 s)比原岩应力巷道静态塑性区维持时间(0 ~ 0.05 s)短，而动态塑性区范围更大，这表明采动应力和强冲击荷载叠加作用下，巷道围岩变形破坏更强烈。



I—原岩应力；II—采动应力；60—冲击荷载 60 MPa；  
100—冲击荷载 100 MPa

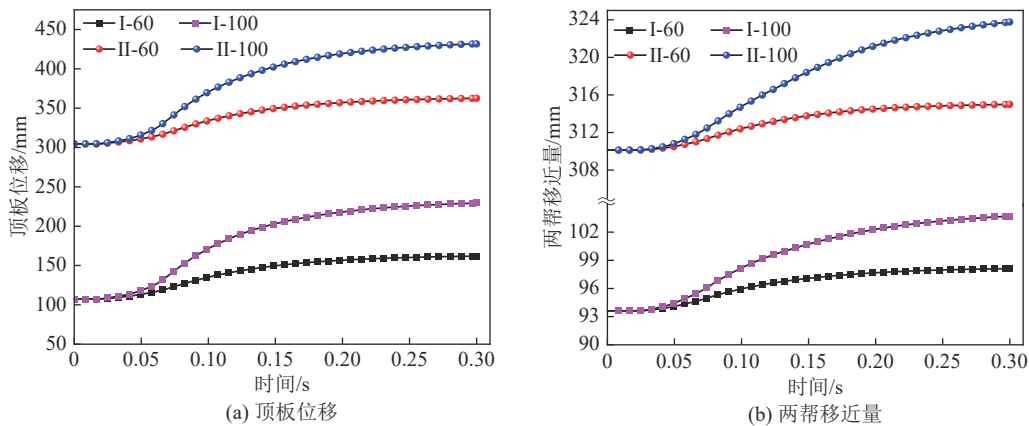
图 8 不同条件冲击巷道围岩动态塑性区发展趋势

Fig.8 Development trend of dynamic plastic zone of surrounding rock of impacting roadway with different conditions

### 2.3 冲击载荷下巷道围岩及支护系统响应特征

1) 巷道围岩变形。不同条件巷道受冲击荷载围岩随时间变化情况如图 9 所示，不同条件下巷道受冲击荷载围岩变形量见表 2。

从图 9 和表 2 可以看出，采动应力条件下静载位移量是原岩应力下的 3 倍，当冲击应力波到达围岩附近时，巷道变形量急剧增加。冲击载荷下巷道顶板位移高于帮部，高冲击荷载下的顶板和两帮移近量是低冲击荷载的 2.2 ~ 2.8 倍。同时，在同一冲



I—原岩应力；II—采动应力；60—冲击荷载 60 MPa；  
100—冲击荷载 100 MPa

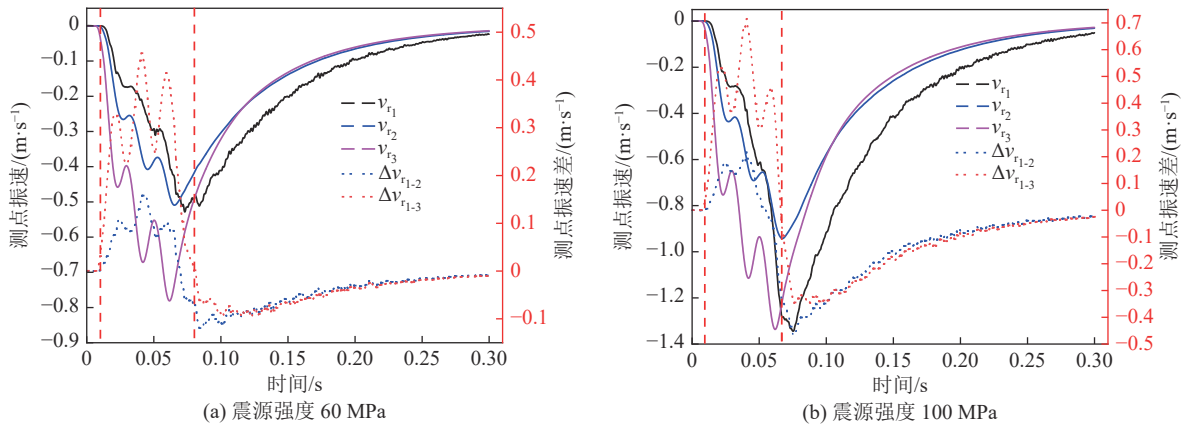
图 9 不同条件巷道受冲击荷载围岩随时间变化曲线

Fig.9 Time-varying curve of surrounding rock of roadway under impact load with different conditions

表 2 不同条件下巷道受冲击荷载围岩变形量  
Table 2 Deformation of surrounding rock in roadway under impact load under different conditions

围岩部位	静载应力条件	冲击荷载/MPa	冲击位移/mm
顶板	原岩应力(Ⅰ)	60	54.7
		100	122.1
	采动应力(Ⅱ)	60	58.0
		100	127.2
帮部	原岩应力(Ⅰ)	60	4.5
		100	10.1
	采动应力(Ⅱ)	60	4.9
		100	13.6

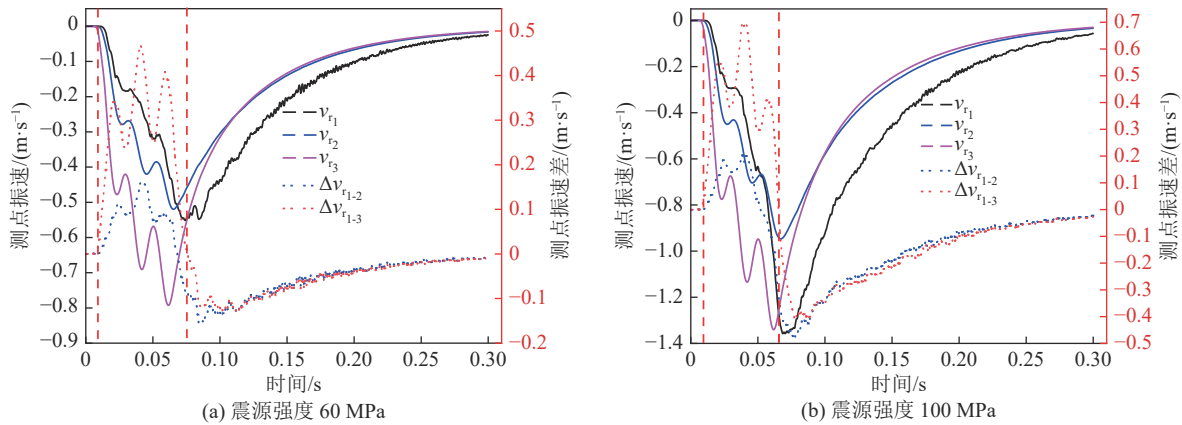
击荷载条件下,采动应力下的顶板和两帮移近量是原岩应力下的 1.04 ~ 1.34 倍,采动应力和高冲击荷载叠加作用对巷道围岩变形影响更大。



$v_{r_1}$ 、 $v_{r_2}$ 、 $v_{r_3}$ —测点  $r_1$ 、 $r_2$ 、 $r_3$  振速;  $\Delta v_{r_1-r_2}$ 、 $\Delta v_{r_2-r_3}$ —测点  $r_1-r_2$  和  $r_2-r_3$  振速差

图 10 原岩应力条件下巷道受不同冲击荷载顶板质点振速变化曲线

Fig.10 Vibrational velocity curve of top plate mass point of the roadway under different impact loads under condition of original rock stress



$v_{r_1}$ 、 $v_{r_2}$ 、 $v_{r_3}$ —测点  $r_1$ 、 $r_2$ 、 $r_3$  振速;  $\Delta v_{r_1-r_2}$ 、 $\Delta v_{r_2-r_3}$ —测点  $r_1-r_2$  和  $r_2-r_3$  振速差

图 11 采动应力条件下巷道受不同冲击荷载顶板质点振速变化曲线

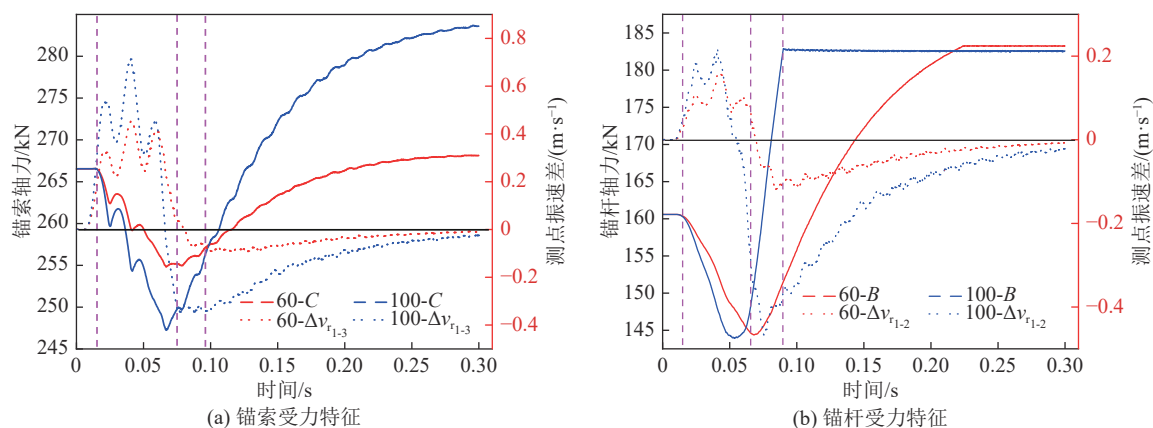
Fig.11 Vibrational velocity curve of the top plate mass point of the roadway under different impact loads under the condition of mining stress

2)锚杆(索)轴力响应特征。在锚固承载结构下表面(巷道表面)、承载结构上表面(锚杆锚固内端)和深部围岩(锚索锚固内端)分别依次布置振速测点  $r_1$ 、 $r_2$  和  $r_3$ ,监测冲击荷载作用下深部围岩和锚固承载结构变形特征,规定测试值以背巷道向上为正,以面巷道向下为负。图 10 为原岩应力条件下不同冲击荷载作用巷道顶板质点振速变化,图 11 为采动应力条件下不同冲击荷载作用巷道顶板质点振速变化。

从图 10 和 11 中可以看出,同等静载应力作用下高冲击荷载各点位振速峰值是低冲击荷载的 1.7 ~ 2.5 倍,并在峰值附近,巷道顶板振速由深至浅出现高-低-高状态。不同静载应力条件影响相对较小,同等冲击荷载冲击条件下采动巷道顶板振速峰值略高于原岩应力巷道。

顶板不同点位振速差  $\Delta v_{r_1-r_3} = |v_{r_3}| - |v_{r_1}|$  和  $\Delta v_{r_1-r_2} = |v_{r_2}| - |v_{r_1}|$  与锚杆(索)受力动态变化如图 12 所示。





C—锚索受力；B—锚杆受力；60、100—冲击载荷 60、100 MPa

图 12 原岩应力条件下巷道锚杆(索)受力与顶板深浅振速差动态曲线

Fig.12 Dynamic curve of velocity difference between deep and shallow vibrations of roof and anchor (cable) in roadway under original rock stress conditions

从图 12 可以看出,当冲击时间为 0.015~0.075 s 时,锚杆(索)处于冲击压缩阶段,深部振速大于浅部振速,顶板锚固体高应力得到释放,锚杆(索)轴力降低;冲击时间为 0.075~0.09 s 时,锚杆(索)处于冲击拉伸阶段,深部振速小于浅部振速,顶板锚固体受上下岩层拉伸变形,锚杆(索)轴力突变增大。最后,冲击荷载应力波结束,巷道顶板围岩深浅变形趋于稳定,巷道顶板支护锚固体受力降低,锚杆(索)受力趋于稳定。

### 3 冲击地压巷道卸压对支护的影响及控制技术

卸压是控制巷道冲击地压的关键技术手段之一,以往卸压基本不考虑对巷道支护结构的影响,不合理的卸压方式会降低巷道围岩的完整性和支护结构的锚固性能,无法有效发挥支护系统的抗冲击

性能。

#### 3.1 卸压措施对巷道锚固结构的损伤效应

现场采用 CT 扫描仪、锚杆拉拔仪等设备测试了巷道煤层爆破卸压前后围岩完整性和锚固性能。爆破孔直径 42 mm,距底板 2 m,垂直巷帮打设,孔深 10 m,装药量 4 kg,装药长度 4.4 m,封孔长度 5.6 m。采用  $\phi 32 \text{ mm} \times 220 \text{ mm} \times 0.2 \text{ kg}$  煤矿用三级乳化炸药。试验段内共布置 3 个爆破孔,分别编号 B2、B3、B4。同一水平布置 3 个电磁波 CT 扫描钻孔,钻孔直径 153 mm,深度 10 m,分别编号 ZK1、ZK2、ZK3。分别在距爆破孔 0.5 m 位置布置锚杆和锚索,锚杆布置在爆破孔左侧,锚索布置在爆破孔右侧,锚杆直径 22 mm,长度 2.4 m,锚固长度 1 200 mm。锚索直径 21.8 mm,长度 3.5 m,锚固长度 1 800 mm。爆破前后对锚杆、锚索开展锚固性能测试。爆破前后围岩损伤 CT 扫描结果如图 13 所示。

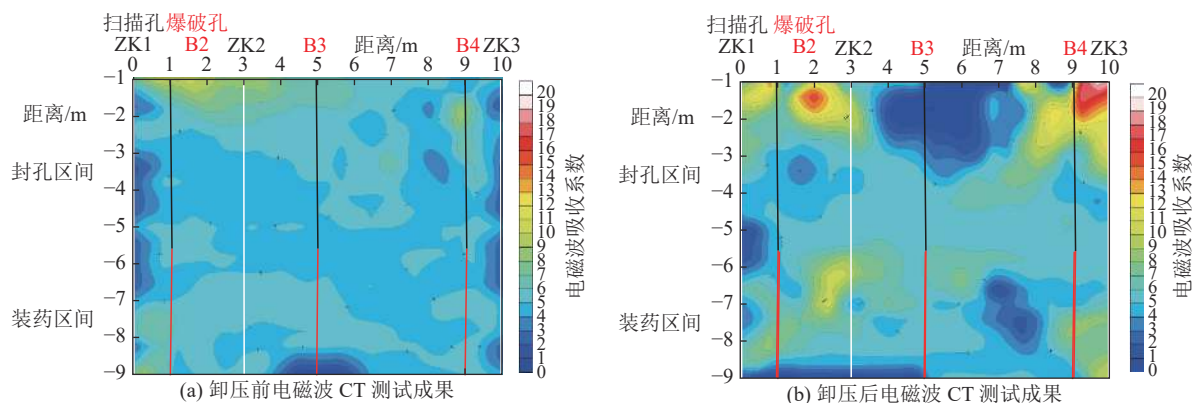


图 13 爆破卸压前后围岩损伤扫描结果

Fig.13 Scanning results of rock damage before and after blasting pressure relief

图中暖(红)色调为高电磁波吸收系数值,吸收系数越小,介质性状越好;反之,吸收系数越大,介质

性状越差。从图 13 可以看出,卸压后整个剖面煤层视吸收系数有明显增大趋势,煤层视吸收系数大于

7 dB/m 的区域增加,说明卸压后测试区域内煤体受卸压松弛效应影响,测试区域内煤体视吸收系数增大,煤体结构较差。爆破前后测试的 3 根锚杆锚固力均达到了 190 kN,说明爆破卸压对锚杆锚固力影响不大。爆破前 3 根锚索锚固力平均为 232 kN,爆破后锚固力平均为 170 kN,锚固力降低 26.7%,爆破卸压对巷帮锚索锚固力影响较明显。

### 3.2 冲击地压巷道支护-卸压联合控制技术

支护与卸压是控制冲击地压巷道破坏的主要技术措施,二者相辅相成,相互影响。而在现场应用过程中,通常将两种技术手段割裂开来单独应用。卸压是控制巷道发生冲击地压的关键,对于具有冲击危险的巷道,要采用合理的卸压方式对其进行卸压,尽可能选用对巷道围岩损伤较小的卸压方式,尽可能避免对巷道围岩和支护结构的影响<sup>[28]</sup>。研究发现,巷道周围近场高静载应力是引起冲击地压发生的力源,通常采用爆破、大直径钻孔等手段进行卸压<sup>[29]</sup>。与传统的大直径钻孔、爆破卸压相比,区域压裂、深孔爆破等卸压手段对巷道浅部围岩和支护系统影响更小,在保证卸压效果的同时,要尽可能选用该类卸压手段。

对于冲击地压巷道来说,要实现精准卸压,减小卸压措施对巷道围岩的支护系统的影响,对于强冲击危险区域,单一的卸压、支护手段无法有效保证巷道围岩的稳定,必须要配合围岩卸压、支护以及其它防冲措施,从而实现支护与卸压两种防冲手段的联合控制作用。由此,提出了深部围岩卸压,巷表采用抗冲击支护,即“支护-卸压”联合控制技术,联合控制技术如图 14 所示。

## 4 工程应用

### 4.1 工程概况

新疆宽沟煤矿是典型的冲击地压矿井,埋深 400 ~ 580 m。受大能量冲击事件的影响后,巷道变形严重。如“3·8”冲击能量  $9.7 \times 10^6$  J,导致下巷里程 1 200 ~ 1 250 m 段底板瞬间鼓起 200 mm,顶板瞬间下沉 300 mm;“5·7”冲击能量为  $9.1 \times 10^5$  J,下巷 1 285 ~ 1 185 m 范围顶板发生瞬间下沉,下沉量达到 400 mm,锚索破断 4 根。部分大能量冲击事件导致的巷道变形如图 15 所示。

本次试验巷道为 I010101 下巷,巷道位于一采区东翼 B<sub>1</sub> 煤层中,巷道沿 B<sub>1</sub> 煤层底板掘进,煤层平均厚度 6.67 m,结构简单,倾角平均 14°。试验区域最大水平主应力 13.90 MPa,最小水平主应力 3.19 MPa,

垂直主应力 10.29 MPa。B<sub>1</sub> 煤层直接顶为泥岩、碳质泥岩,厚度 0.33 ~ 2.35 m,基本顶为粉砂岩,厚度 5.65 ~ 24.98 m。直接底为泥岩,厚度 0.62 ~ 22.21 m。B<sub>1</sub> 煤层单轴抗压强度 14.26 ~ 25.18 MPa,直接顶泥岩单轴抗压强度 28.45 MPa,基本顶粉砂岩单轴抗压强度 93.17 MPa。

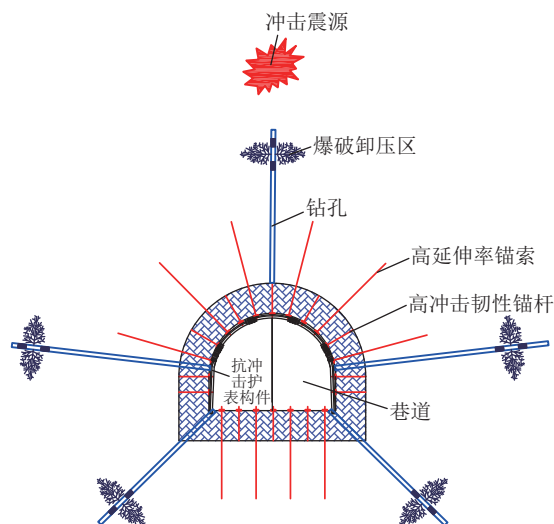


图 14 冲击地压巷道支护-卸压联合控制示意

Fig.14 Schematic diagram of coordinated control of support and pressure relief in roadway with rockburst



图 15 强冲击载荷引起巷道变形破坏照片

Fig.15 Photos of deformation and damage of roadway caused by strong impact load

### 4.2 冲击地压巷道抗冲击支护材料

开发了高冲击韧性锚杆,锚杆屈服强度 800 MPa 以上,断后伸长率大于 20%,冲击吸收功 150 J 以上;针对传统锚索延伸率低,在冲击下易破断失效问题,开发了高延伸率锚索,高延伸率锚索峰值载荷为 548 kN。其断后位移为 85.10 mm,断后伸长率 4.48%,单位长度吸能 15.24 kJ,分别是普通锚索的 1.82 倍、1.82 倍和 2.54 倍;针对受冲击载荷作用下

锁具易出现滑脱的问题,开发了抗冲击防松锚具;开发了波纹编织钢筋网,钢筋网由直径 6.5 mm 的钢筋编织而成,钢筋交叉点进行焊接,并且钢筋具有波纹特征。波纹编织钢筋网最大抗冲击能量为 5 000 J,最大变形量 265 mm,最大冲击力峰值 58 kN,分别是普通钢筋网的 1.43 倍、1.14 倍和 1.32 倍。开发的抗冲击支护材料为冲击地压巷道的围岩控制提供了材料基础。

### 4.3 支护-卸压联合控制方案

为了有效控制 I010101 下巷巷道变形破坏,提出了“支护-卸压”联合控制技术,巷道断面尺寸为 5.6 m×4.0 m,沿煤层底板掘进,联合控制方案如下:

1) 巷道掘进和回采期间卸压方案:巷道掘进期间在巷帮打设大直径钻孔,钻孔直径 150 mm,两帮均打设,钻孔距底板 1.2 m,孔深 20 m,排距 5 m,钻孔仰角与煤层倾角平行。为避免钻孔对锚杆支护范围内围岩有损伤,钻孔距孔口 0~8 m 进行水泥砂浆封堵;采用区域水力压裂替代爆破卸压。区域压裂钻孔布置在工作面正上方,与煤层距离 15 m,共布置 3 个钻孔,其中 1 个布置在工作面中部,另外 2 个布置在距上下巷 15 m 处(位于工作面内侧),主要用于处理顶板坚硬岩层粉砂岩。根据现场钻孔保水情况,压裂段间距为 25~40 m。

2) 巷道支护方案:参考能量校核法和工程类比法设计支护参数,顶板采用高冲击韧性锚杆,直径 22 mm,长度 2.4 m,锚杆间距 1 000 mm,排距 1 000 mm,扭矩 300 N·m。顶板锚索采用高延伸率锚索,配套抗冲击锚具,直径 21.8 mm,长度 5.3 m 锚索每排布置 2 根,间距 1 200 mm,排距 1 000 mm,每两排锚杆(索)中部布置长锚索,长度 7.3 m,3-0-0-3 布置,间距 1 500 mm,排距 3 000 mm,张拉力不低于 250 kN;巷帮采用高冲击韧性锚杆,直径 22 mm,长度 2.4 m,每排布置 5 根,距顶底 300 mm,排距 1 000 mm,扭矩 300 N·m;顶板和巷帮均采用波纹编织钢筋网,钢筋网由 $\phi 6.5$  mm 钢筋编织而成,网孔规格 80 mm×80 mm。

### 4.4 矿压监测及支护效果评估

由于本研究重点分析巷道支护效果,对于卸压防冲效果在此不进行过多赘述。现场监测了试验巷道的锚杆(索)受力、围岩变形等数据,综合评价了巷道支护效果。

1) 锚杆(索)受力监测。从图 16 中可以看出,巷道顶板锚杆初始预紧力 20~50 kN,随着巷道的掘进,锚杆受力逐步增加,最大受力达到 155 kN;顶板锚索初始预紧力 60~125 kN,最大受力 219 kN,锚索初

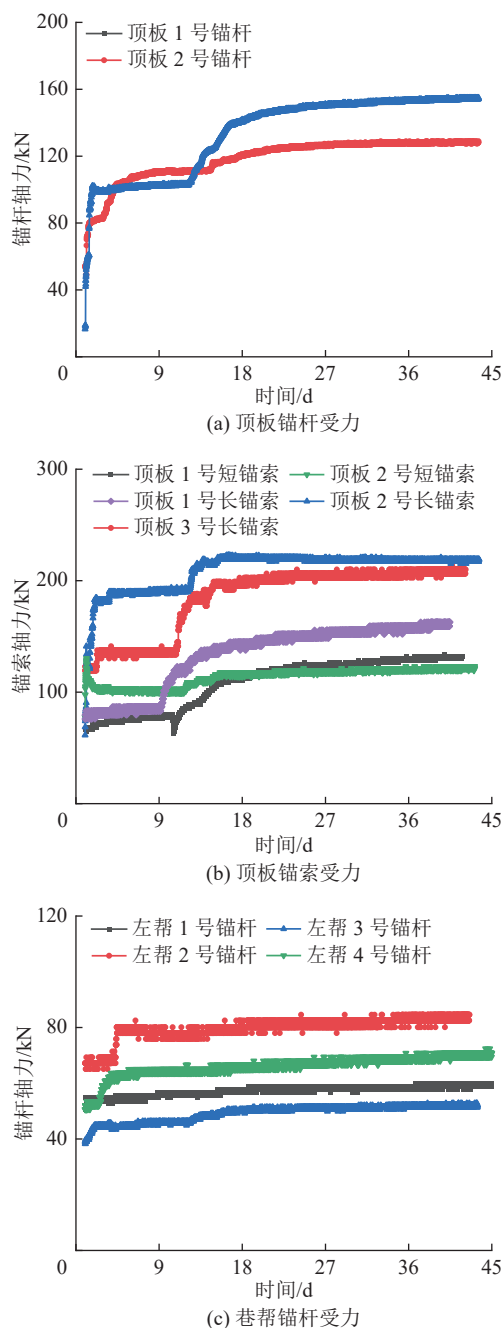


图 16 锚杆和锚索受力监测结果

Fig. 16 Stress monitoring results of the bolt and cable

始预紧力较低,受力中等;巷帮锚杆初始预紧力 38~67 kN,锚杆最大受力 84 kN,巷帮锚杆初始预紧力较高,而锚杆受力不大。整体来看,巷道顶板锚杆初始预紧力较高,后期受力较大,顶锚索受力中等,且顶板锚杆和锚索在掘出 12 d 时均出现受力明显增加,这主要是由于掘进迎头受到冲击载荷后,巷道顶板围岩变形通常会滞后一定时间,所以顶板锚杆和锚索受力在 12 d 左右又出现了明显增加。巷帮围岩变形较小,且受顶板冲击载荷影响不大,巷帮锚杆受力不大。



2)巷道变形和微震监测。现场监测了巷道围岩变形,巷道顶板浅部和深部离层均为0,顶板下沉量不明显,正常地段顶板下沉量均在20 mm以内,顶板成形较差区域顶板下沉量也控制在50 mm以内。现场微震系统基本监测不到大能量微震事件,微震能量主要在 $10^3$  J以下,个别有 $10^4$  J冲击能量事件,微震能量对掘进头空顶区煤体有一定影响,而对抗冲击支护系统影响不明显。采用抗冲击支护技术后,巷帮片帮得到明显改善,巷道80%的区域未出现片帮。

3)巷道现场支护效果。从图17中可以看出,采用抗冲击支护方案后,巷道无论从成形还是变形控制均得到明显改善,巷道基本看不出明显变形,巷帮和顶板平整,巷道围岩完整性得到明显提升,围岩控制效果得到根本性改善。



图17 巷道整体支护效果

Fig.17 Overall support effect of roadway

## 5 结 论

1)强冲击载荷作用下巷道围岩易发生坍塌、漏顶,锚索表现出明显的脆性破断特征,顶板浅部和深部离层增加明显,且顶板离层增加滞后于大能量冲击事件。

2)冲击载荷作用下巷道迎波侧巷表围岩受冲击影响最大,侧向次之,背波侧最小。冲击载荷与高应力叠加作用下巷道塑性区范围更大,巷道更易出现冲击失稳破坏,冲击载荷使巷道围岩不同位置振动速度存在差异,造成锚杆(索)受力出现波动。

3)爆破卸压后,巷帮锚索锚固力降低26.7%,爆破卸压对巷帮锚索锚固力劣化有明显影响。采用区域卸压方式可避免卸压对巷道围岩损伤的影响,同时,高冲击韧性锚杆(索)抗冲击能力更强。

4)联合支护方案中的锚杆和锚索受力均处于安全允许范围之内,顶板浅部和深部未产生明显离层,即使出现大能量微震事件,支护系统也能保持稳定,巷道围岩完整性得到明显提升,围岩控制效果得到根本性改善。

## 参考文献(References):

- [1] 潘一山,肖永惠,李忠华,等.冲击地压矿井巷道支护理论及应用[J].煤炭学报,2014,39(2):222-228.  
PAN Yishan, XIAO Yonghui, LI Zhonghua, *et al.* Study of tunnel support theory of rockburst in coal mine and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 222-228.
- [2] 齐庆新,李一哲,赵善坤,等.我国煤矿冲击地压发展70年:理论与技术体系的建立与思考[J].煤炭科学技术,2019,47(9):1-40.  
QI Qingxin, LI Yizhe, ZHAO Shankun, *et al.* Seventy years development of coal mine rockburst in China: establishment and consideration of theory and technology system[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(9): 1-40.
- [3] 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 Hongpu, WU Yongzheng, 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.
- [4] 姜耀东,赵毅鑫.我国煤矿冲击地压的研究现状:机制、预警与控制[J].岩石力学与工程学报,2015,34(11):2188-2204.  
JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. State of the art: investigation on mechanism, forecast and control of coal bumps in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2188-2204.
- [5] 袁亮.煤矿典型动力灾害风险判别及监控预警技术研究进展[J].煤炭学报,2020,45(5):1557-1566.  
YUAN Liang. Research progress on risk identification, assessment, monitoring and early warning technologies of typical dynamic hazards in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1557-1566.
- [6] ZHANG C G, CANBULAT I, HEBBLEWHITE B, *et al.* Assessing coal burst phenomena in mining and insights into directions for future research[J]. International Journal of Coal Geology, 2017, 179: 28-44.
- [7] WANG G F, GONG S Y, DOU L M, *et al.* Rockburst characteristics in syncline regions and microseismic precursors based on energy density clouds[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 81: 83-93.
- [8] CAI W, DOU L M, ZHANG M, *et al.* A fuzzy comprehensive evaluation methodology for rock burst forecasting using microseismic monitoring[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 80: 232-245.
- [9] 朱建波,毕硕,孙家鑫,等.动荷载作用下不同应力波透射性结构面围岩层裂特性[J].采矿与岩层控制工程学报,2024,6(1):013035.  
ZHU Jianbo, BI Shuo, SUN Jiaxin, *et al.* Spallation characteristics of surrounding rock with structural planes with different stress wave transmittance under dynamic load[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2024, 6(1): 013035.
- [10] 齐庆新,李一哲,赵善坤,等.矿井群冲击地压发生机理与控制技术探讨[J].煤炭学报,2019,44(1):141-150.  
QI Qingxin, LI Yizhe, ZHAO Shankun, *et al.* Discussion on the



- mechanism and control of coal bump among mine group[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 141–150.
- [11] KAISER P K, CAI M. Design of rock support system under rock-burst condition[J]. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2012, 4(3): 215–227.
- [12] 吴拥政, 付玉凯, 何杰, 等. 深部冲击地压巷道“卸压-支护-防护”协同防控原理与技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(1): 132–144. WU Yongzheng, FU Yukai, HE Jie, *et al.* Principle and technology of “pressure relief-support-protection” collaborative prevention and control in deep rock burst roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 132–144.
- [13] 吴拥政, 何杰, 王洋. 特大断面冲击地压巷道破坏机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(1): 61–67. WU Yongzheng, HE Jie, WANG Yang. Study on failure mechanism and control technology of large cross section rockburst roadway[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(1): 61–67.
- [14] 付玉凯, 鞠文君, 吴拥政, 等. 高冲击韧性锚杆吸能减冲原理及应用研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(11): 68–75. FU Yukai, JU Wenjun, WU Yongzheng, *et al.* Study on principle application of energy absorption and bump reduction of high impact toughness rock bolt[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(11): 68–75.
- [15] 付玉凯, 鞠文君, 吴拥政, 等. 深部回采巷道锚杆(索)防冲吸能机理与实践[J]. 煤炭学报, 2020, 45(S2): 609–617. FU Yukai, JU Wenjun, WU Yongzheng, *et al.* Mechanism and practice of energy absorption and anti-impact of bolt (cable) in deep mining roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S2): 609–617.
- [16] 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 Yishan, XIAO Yonghui, LI Guozhen. Roadway hydraulic support for rockburst prevention in coal mine and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(1): 90–99.
- [17] 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 Yishan, QI Qingxin, WANG Aiwen, *et al.* Theory and technology of three levels support in bump-prone roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1585–1594.
- [18] 焦建康, 鞠文君, 吴拥政, 等. 动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(12): 10–17. JIAO Jiankang, JU Wenjun, WU Yongzheng, *et al.* Multi-layer control technologies for surrounding rock stability of dynamic-loading rock burst roadway[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(12): 10–17.
- [19] 高明仕, 徐东, 王海川, 等. 特厚煤层巷道冲击破坏机理及全锚索支护技术[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1943–1956. GAO Mingshi, XU Dong, WANG Haichuan, *et al.* Shock failure mechanism of roadway in extra thick coal seam and full anchor cable support technology[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1943–1956.
- [20] 吴拥政, 康红普, 丁吉, 等. 超高强热处理锚杆开发与实践[J]. 煤炭学报, 2015, 40(2): 308–313. WU Yongzheng, KANG Hongpu, DING Ji, *et al.* Development and application of ultrahigh-heat processed rock bolts[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(2): 308–313.
- [21] 江贝, 王琦, 魏华勇, 等. 地下工程吸能锚杆研究现状与展望[J]. 矿业科学学报, 2021, 6(5): 569–580. JIANG Bei, WANG Qi, WEI Huayong, *et al.* Recent development and prospects of energy-absorbing bolt in underground engineering[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2021, 6(5): 569–580.
- [22] CAI M, KAISER P K. Rockburst support reference book volume I: rockburst phenomenon and support characteristics[M]. Sudbury: Laurentian University, 2018: 284–285.
- [23] 赵兴东, 朱乾坤, 牛佳安, 等. 一种新型J释能锚杆力学作用机制及其动力冲击实验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2020, 39(1): 13–21. ZHAO Xingdong, ZHU Qiankun, NIU Jia'an, *et al.* Mechanical mechanism analyses and dynamic impact experimental tests of a kind of novel J energy-releasing bolts[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(1): 13–21.
- [24] HYETT A J, BAWDEN W F, HEDRICK N, *et al.* A laboratory evaluation of the 25 mm garford bulb anchor for cable bolt reinforcement[J]. Cim Bulletin, 1995, 88(992): 54–59.
- [25] OZBAY U, NEUGEBAUER E. In-situ pull testing of a yieldable rock bolt, ROOFEX[J]. Controlling Seismic Hazard and Sustainable Development of Deep Mines, 2009, 2: 1081–1090.
- [26] 王爱文, 潘一山, 赵宝友, 等. 防冲锚杆索的吸能原理研究[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(4): 739–747. WANG Aiwen, PAN Yishan, ZHAO Baoyou, *et al.* Study of energy absorption principle of anti-bump bolt-cable[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(4): 739–747.
- [27] 汪昕, 蔡明. 地震动在地下采场开挖边界的耦合数值分析[J]. 岩土力学, 2017, 38(11): 3347–3354, 3370. WANG Xin, CAI Ming. Coupled numerical analysis of ground motion near excavation boundaries in underground mines[J]. Rock and Soil Mechanics, 2017, 38(11): 3347–3354, 3370.
- [28] WU Y Z, GAO F Q, CHEN J Y, *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.
- [29] 潘俊锋, 宁宇, 杜涛涛, 等. 区域大范围防范冲击地压的理论与体系[J]. 煤炭学报, 2012, 37(11): 1803–1809. PAN Junfeng, NING Yu, DU Taotao, *et al.* The theory and system for preventing rock burst in large-scale areas[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(11): 1803–1809.