

基于冲击控制的释能吸能支护系统研究

孙希奎^{1,2}, 吕卫东¹, 赵庆民¹, 孙越¹

(1. 山东能源淄博矿业集团有限责任公司, 山东 淄博 255000; 2. 山东省充填开采工程技术研究中心, 山东 淄博 255000)

摘要: 为了有效控制冲击地压灾害, 以高强度释能吸能支护系统为研究方向, 选取彬长矿区高家堡煤矿深井冲击倾向性煤层的采掘活动为试验对象, 分析了围岩应力-应变关系, 研究了围岩支护特性曲线, 结合冲击地压能量传播特性, 提出了冲击地压条件下的支护系统“工况点漂移假说”和“漂移功”的概念。提出了基于安装载荷、支护强度、锚杆长度、围岩表面位移和冲击功的支护系统五维工况设计, 开发了释能吸能抗冲支护五维工况点图解法, 确定了合理的支护工况参数。高家堡煤矿 203 回风巷进行工业性试验, 工作面采掘期间未发生强动力现象, 矿压参数观测结果与设计一致, 验证了释能吸能支护系统设计对冲击地压控制的可行性。

关键词: 冲击地压; 释能吸能支护系统; 漂移功; 五维工况点; 矿压观测

中图分类号: TD324

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2018)08-0051-06

Research on energy-releasing and energy-absorbing support system based on rock burst

SUN Xikui^{1,2}, LYU Weidong¹, ZHAO Qingmin¹, SUN Yue¹

(1. Shandong Energy Zibo Mining Group Co., Ltd., Zibo 255120, China;

2. Shandong Provincial Research Center of Backfill Mining Engineering and Technology, Zibo 255000, China)

Abstract: In order to effective control rock burst disasters, this paper takes the high strength energy-releasing and energy-absorbing support system as the research direction, selects the excavation activity of the coal mine in the deep well of the high fort in Binchang Mining Area as the test object. This paper analyzes the relationship between stress and strain of surrounding rock, studies the supporting characteristic curve of surrounding rock, and combined with the characteristics of energy propagation of rockburst, puts forward the concept of “working point drift hypothesis” and “drift work” under the condition of impact ground pressure. The five-D working condition design of support system based on installation load, support strength, bolt length, surrounding rock surface displacement and impact work is defined, and the five-D working condition point diagram method of energy-absorbing and punching support is developed, and the reasonable support and nurse condition parameters are determined. The industrial test of the No.203 roadway in Gaojiapu Coal Mine, the strong dynamic phenomenon did not occur during the mining, and the observation results of the mine pressure parameters are consistent with the design, which verifies the feasibility of the design of the energy-absorbing support system for the impact pressure control.

Key words: rock burst; energy-releasing and energy-absorbing support system; drift work; five-D working condition point; mine pressure observation

0 引 言

1738 年英国南史塔福煤田发生世界上第一次冲击地压^[1], 1933 年抚顺胜利矿发生我国最早有记录的冲击地压^[2]。随着煤矿开采重心逐渐向深部

转移, 冲击地压等煤岩动力灾害发生的频度和强度明显增加, 冲击地压矿井的数量明显增多^[3-5]。据不完全统计, 截至 2017 年, 我国煤矿冲击地压矿井的数量已超过 160 对^[6]。

很多学者针对煤、岩体冲击地压及岩爆机理开

收稿日期: 2018-01-12; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2018.08.008

作者简介: 孙希奎(1965—), 男, 山东淄博人, 研究员, 博士, 现任山东能源淄博矿业集团有限责任公司总工程师。E-mail: sunxikui@sina.com

引用格式: 孙希奎, 吕卫东, 赵庆民, 等. 基于冲击控制的释能吸能支护系统研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(8): 51-56.

SUN Xikui, LYU Weidong, ZHAO Qingmin, et al. Research on energy-releasing and energy-absorbing support system based on rock burst[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(8): 51-56.

展了多角度研究,国内外提出了多种理论^[7-11]。国内外对冲击地压控制的理念大致相同:一是合理设计工作面 and 煤柱尺寸或其他爆破手段,有效控制巷道围岩应力集中;二是通过围岩支护系统强化巷道承力能力。但各理论基本处于定性假说阶段,均未通过系统设计,尚未达到对冲击地压灾害有效控制的目的。

目前,受到锚杆材质等的限制,针对围岩支护系统强化的研究较少。国内外对于冲击地压治理技术的研究主要集中在监测预警技术和预警装备的开发^[12],通过监测预警与局部卸压措施相结合实现控制控制。主动措施主要有:煤层卸压爆破、超前深孔断顶预裂、断底爆破、钻孔卸压、水力致裂,均为冲击控制理念中的围岩应力集中控制。但其普遍存在成本投入高、作业流程复杂、人员占用量大、安全风险大等缺点。西北地区随着浅部煤炭资源的开发利用,逐步向深部开采,施工过程中冲击动力现象频繁发生,单纯依靠监测预警和局部卸压对生产造成严重制约。基于此,笔者以彬长矿区高家堡煤矿深井冲击倾向性煤层 203 工作面的采掘活动为试验对象,开展基于围岩支护系统强化的释能吸能抗冲击技术研究。

1 工程概况

高家堡煤矿位于陕西省长武县彬长矿区,矿井开采深度 934~1 033 m,开采煤层为延安组 4 煤层。203 工作面面长 150 m,可采长度 1 138.2 m,203 回风巷东北部为 202 工作面采空区,煤柱宽度 6 m。203 工作面煤厚 2.0~14.5 m,平均煤厚为 9.3 m,煤层倾角 2°~9°,平均倾角 5°;煤层直接顶为泥岩,平均厚度 6.88 m;基本顶为粗粒砂岩,平均厚度 14.4 m;直接底为铝质泥岩,平均厚度 2.4 m。4 煤层属 III 类,为具有强冲击倾向性的煤层;4 煤的顶底板岩层均属于属 II 类,为弱冲击倾向性的顶底板岩层。

2 围岩支护的弹塑性强度准则及设计

支护系统对围岩作用的基本要求是保证围岩的整体稳定性不被破坏,弹性支护及弹塑性支护均能实现该要求。但弹性支护设计多用于压力较小的棚架支护,而且一般深部开采无法达到弹性支护^[13-15],故笔者采用弹塑性支护的设计准则进行支护设计。

2.1 围岩应力(支护阻力)和围岩变形特性

巷道开挖后围岩将产生松散区、塑性变形区和

弹性区^[16]。支护系统经受围岩的变形过程并承载。为了寻求合理的支护阻力和允许围岩变形,根据弹塑性理论^[17],围岩变形和应力关系如下:

$$p_a = -C \cot \varphi + (1 - \sin \varphi) (C \cot \varphi + \sigma_z) \times \left[\frac{(1 + \mu) \sin \varphi}{E} (C \cot \varphi + \sigma_z) \frac{r_0}{U} \right]^{\frac{\sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} \quad (1)$$

式中: p_a 为围岩应力(支护阻力); U 为围岩表面位移; r_0 为巷道等效区半径; C 为岩石黏聚力; φ 为岩石内摩擦角; E 为岩石弹性模量; μ 为泊松比; σ_z 为垂直应力。

根据矿井煤层物理力学特征和采矿条件,在上述公式的基础上绘制不同埋深 h 条件下的围岩表面位移和支护阻力特性曲线,如图 1 所示。

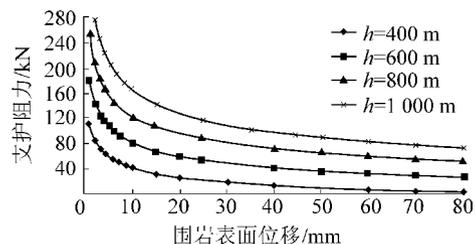


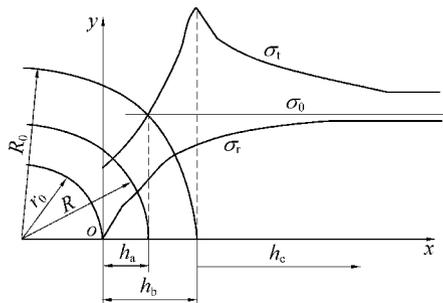
图 1 围岩表面位移和支护阻力特性曲线

Fig.1 Surface displacement and support resistance characteristic curve of surrounding rock

由图 1 可知,在大埋深的条件下,必须允许围岩有一定变形,并采用适当的耦合让压手段,使支护系统变形和支护阻力与围岩变形耦合。

2.2 锚杆(索)长度和支护强度的关系曲线

定性分析松散区、塑性变形区和弹性区的影响因素有利于建立合理的支护理念,定量的近似计算是确定锚杆(索)长度的基础^[18]。



r_0 —巷道等效区半径; R —松散区半径; R_0 —塑性区半径;
 σ_0 —原岩应力; σ_r —岩石径向应力; σ_θ —岩石切向应力;
 h_a —松散区; h_b —塑性区; h_c —弹性区

图 2 围岩破坏变形后的分区示意

Fig.2 Partition diagram of surrounding rock after deformation
松散区:松散区边界上的切向应力和原岩应力

相等,松散区内部的应力小于原岩应力。锚杆的有效长度必须大于松散区半径。松散区半径为

$$R = R_0 \left(\frac{1}{1 + \sin \varphi} \right)^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (2)$$

塑性区:围岩发生塑性变形的区域,塑性区包含松散区。塑性区半径为

$$R_0 = r_0 \left[(1 - \sin \varphi) \frac{c \cot \varphi + \sigma_z}{c \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (3)$$

弹性区:塑性区以外的区域,围岩只发生弹性变形。

松散区的大小就是锚杆有效支护长度。可以看出,锚杆有效支护长度影响因素包括:岩石黏聚力 c , 内摩擦角 φ 和支护强度。总结上述分析结果,绘制出锚杆耦合让均压工况点设计曲线,如图3所示。图3右侧为围岩表面位移和支护强度的关系,左侧为松散区范围(锚杆有效支护长度)和支护强度的关系。

→ $h=400$ m → $h=600$ m → $h=800$ m → $h=1\ 000$ m

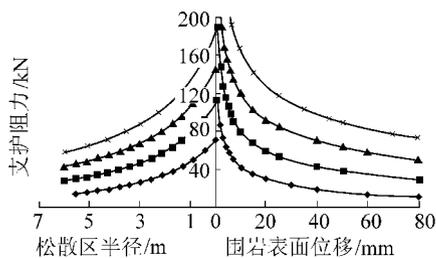


图3 锚杆耦合让均压工况点设计曲线

Fig. 3 Design curves of anchor coupling pressure equalizing working point

在高家堡煤矿沿空掘巷的条件下,根据受采动影响的次数,确定回风巷所受的支承压力系数,计算深度应该等于埋藏深度乘以支承压力系数。203工作面沿空掘进期间,受工作面侧向支承压力的影响,支护的耦合工况点往往变化不大,仅靠锚杆支护就可以,锚索可以滞后打设,这样可以工序平行穿插,提高效率。因此,侧向支承压力的考虑方式是在式(1)中把垂直应力增加1.2倍,在巷道宽度5 200 mm情况下,支护耦合设计曲线如图4a所示,掘进期间支护工况点为:安装荷载40~60 kN;支护强度(锚杆)1 200 kN/m;围岩表面位移(耦合距离)38 mm;松散区半径范围2 200 mm。

沿空掘巷不仅受上一个工作面侧向支承压力影响,还受本工作面超前支承压力影响。二次影响时,支承压力系数取2.0,在巷道宽度5 200 mm情况下,

支护耦合设计曲线如图4b所示,回采期间支护工况点为:安装荷载40~60 kN;支护强度(锚杆+锚索)2 000 kN/m;围岩表面位移60 mm;松散区半径2 200 mm。

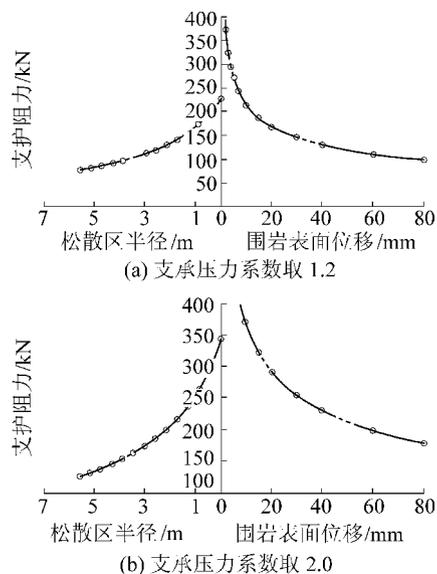


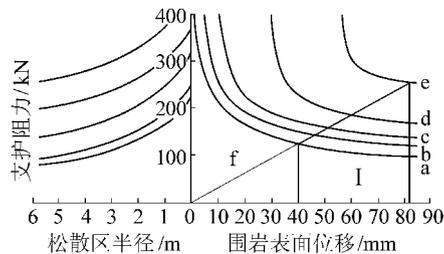
图4 辅助支护耦合让均压工况点设计曲线

Fig. 4 Design curve of auxiliary support coupling for equalizing working point

3 围岩支护特性曲线漂移和支护系统的关系

煤岩体在初始冲击点发生冲击后,所产生的强烈冲击波会通过煤岩体介质向巷道围岩高速传播^[19-21]。冲击过程对支护系统产生能量转移,当支护体足以抵抗冲击能量时,巷道围岩变形不明显;当支护体不足以抵抗冲击能量时,支护体发生瞬间破坏,围岩变形严重。

为了定性找出冲击波对围岩支护的影响规律,首先分析在冲击波作用下围岩支护发生的几种变化,围岩支护特性曲线和支护工况点漂移如图5所示。



a—静态下围岩支护特性曲线;b—释能吸能合理工况曲线;c、d均为漂移过程曲线;e—支护体能承受的最大漂移曲线;f—锚杆弹性受力变形曲线

图5 围岩支护特性曲线和支护工况点漂移

Fig. 5 Characteristic curve of surrounding rock support and drift of support working point

在瞬时冲击波的作用下,巷道围岩支护特性曲线将发生瞬间漂移。可以看出围岩支护特性曲线在冲击波作用下的漂移过程。最大漂移线取决于冲击强度和冲击初始点的距离。目前还无定量计算方法。随着曲线的漂移,支护工况点也在漂移。静态工况点为:支护强度 1 200 kN/m;锚杆长度 2 200 mm;围岩表面位移 38 mm;冲击功 0。到达最大漂移点时,最大漂移工况点为:支护强度 2 700 kN/m;锚杆长度 5 800 mm;围岩表面位移 78 mm。

用功的概念表示,图5中区域 I 的面积就是冲击波冲击对围岩支护系统所施加的最大漂移冲击功。很明显,为了保证支护系统的稳定性,锚杆支护系统在破坏前必须具有一定的吸收功,吸收掉所受到的冲击功,一般称为支护系统的吸收功。支护系统的吸收功大于冲击功时,冲击事件发生后,围岩支护特性曲线将基本回到静态位置;当小于冲击功时,围岩和支护系统将发生一定程度的破坏甚至冒顶。由安装荷载、支护强度、锚杆长度、围岩表面位移及冲击功共同构成该支护系统的五维工况参数,其保证支护系统完整的参数临界值为抗冲击支护系统的五维工况点。

4 冲击地压条件下的释能吸能支护

提高支护材料和支护系统的吸收功是防治冲击地压的方向之一。鉴于高强度材料吸收功的极限值可能满足不了抗冲的要求,笔者研究并应用的综合防冲系统主要包括 2 部分:释能支护和吸能支护。

1) 释能支护:释能支护原理是通过锚杆系统的综合让均压性能释放掉一部分冲击波带来的冲击功。在应用让压释能时必须注意,释能后围岩支护特性曲线只返回到释能让压的位置,而回不到原始设计位置,让压释能过大会造成锚杆支护系统的工况点发生变化,可能造成原支护系统失效。图 6 所示为 2 个释能位置,释能位置 A 让压释能距离为 20 mm,释放能量面积如图 6 所示 I 区域面积。释能后其工况点变化为:支护强度 1 400 kN/m;锚杆长度 2 400 mm;围岩表面位移 60 mm。

如果静态锚杆长度大于 2 400 mm,工程中是可以接受的,也符合松散区的支护范围要求。释能位置 B 让压释能距离为 30 mm,释放能量面积如图 6 所示 II 区域面积。释能后其工况点变化为:支护强度 1 500 kN/m;锚杆长度 4 500 mm;围岩表面位移 68 mm。这要求锚杆的长度大于 4 500 mm,实际

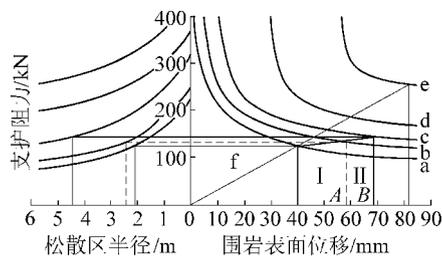


图 6 释能原理示意

Fig. 6 Energy release principle diagram

工程应用中是不可能的,支护系统必然失稳。所以让压释能方法的应用是有限度的,不可能用释能让压的方式让掉所有的冲击功。设计原则应该是在保证支护系统稳定的前提下,尽量利用释能让压释放尽可能多的冲击功。

2) 吸能:吸能抗冲支护原理是通过锚杆系统的吸收功性能,在冲击功作用时吸收部分的功。冲击波过后,围岩支护特性曲线基本恢复到原位。支护系统吸收冲击功的能力由支护材料性能决定。

3) 综合抗冲系统:综合抗冲系统是结合释能和吸能 2 种方式,最大可能的利用 2 种方式的优点,达到支护系统抗冲的目的,其原理如图 7 所示, I 为释能区, II 为吸能区。

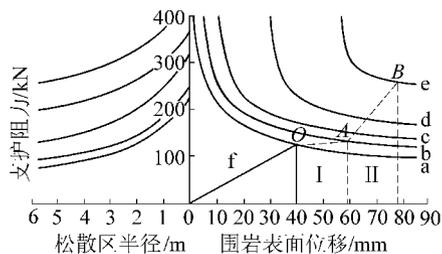


图 7 综合抗冲击原理

Fig. 7 Comprehensive impact resistance schematic diagram

5 工程应用

5.1 围岩变形观测结果

203 回风巷支护系统,锚杆为 $\phi 22$ mm \times 2 800 mm 高强锚杆;帮部锚索 $\phi 21.8$ mm \times 4 200 mm,顶板锚索 $\phi 21.8$ mm \times 7 300 mm。顶板锚杆间排距:950 mm \times 1 000 mm;帮部锚杆间排距 1 050 mm \times 1 000 mm;顶板锚索间排距 1 500 mm \times 1 000 mm;帮部锚索间排距 1 200 mm \times 1 000 mm,支护系统如图 8 所示。

通过对 203 回风巷进行现场工业性试验,其支护系统抗冲击效果良好,现场未发生 10^4 以上能量事件,且围岩整体稳定性较好。通过各测站围岩变形观测显示,顶板平均下沉量 31 mm,围岩移近率

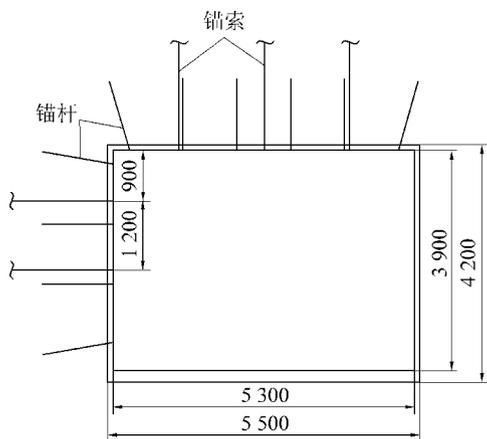


图8 203回风巷支护断面

Fig. 8 Support map of No.203 roadway

0.8%,两帮平均移近量 67.3 mm,围岩移近率 1.3%。

5.2 锚杆(索)受力观测

203回风巷锚杆(索)受力规律呈现以下特点:锚杆最小安装载荷 42 kN,最大工作阻力 176 kN,平均工作阻力 137 kN,达到屈服强度 72.1%;锚索最小安装载荷 125 kN,最大工作阻力 200 kN,平均工作阻力 190 kN,达到屈服强度 38%。

5.3 支护效果评价

203回风巷围岩控制效果较好,如图9所示。



(a) 顶板



(b) 锚索

(c) 锚杆

图9 现场支护效果

Fig. 9 Field support effect diagram

由矿压观测结果,203回风巷围岩表面位移与设计较吻合。支护系统中锚杆(索)受力增幅均匀,锚杆、锚索耦合性较好,支护设计富裕系数较大,应对冲击的能力较强。

6 结 语

笔者以煤矿冲击地压灾害防治为研究方向,选取彬长矿区高家堡煤矿203回风巷为工程试验场

地,以弹塑性力学为基础系统分析了围岩表面位移、支护阻力及锚杆耦合工况支护设计。首次从能量传递的角度提出了“漂移功”的概念,提出了基于安装荷载、支护强度、锚杆长度、围岩表面位移及冲击功的支护系统多维工况设计,并以此为基础确定了释能吸能抗冲击支护系统。现场工业性试验,从围岩表面位移、锚杆受力与设计对标,验证了该支护系统对于深井强冲击煤层冲击控制效果明显。

参考文献 (References):

- [1] 布霍依诺.矿山压力和冲击地压[M].北京:煤炭工业出版社,1985:5-90.
- [2] 赵本钧.冲击地压及其防治[M].北京:煤炭工业出版社,1995:10-80.
- [3] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等.我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J].煤炭科学技术,2013,41(6):21-25.
PAN Junfeng, MAO Debing, LAN Hang, *et al.* Study status and prospects of mine pressure bumping control technology in China [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 21-25.
- [4] 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 Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, *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.
- [5] 张科学,何满潮,姜耀东.断层滑移活化诱发巷道冲击地压机理研究[J].煤炭科学技术,2017,45(2):12-20.
ZHANG Kexue, HE Manchao, JIANG Yaodong. Mechanism research of roadway pressure bump induced by fault slip and activation [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(2): 12-20.
- [6] 齐庆新,李宏艳,邓志刚,等.我国冲击地压理论、技术与标准体系研究[J].煤矿开采,2017,22(1):1-5.
QI Qingxin, LI Hongyan, DENG Zhigang, *et al.* Studying of standard system and theory and technology of rock burst in domestic [J]. Coal mining Technology, 2017, 22(1): 1-5.
- [7] 窦林名,何学秋.冲击矿压防治理论与技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2001:5-100.
- [8] 李新华,张向东.浅埋煤层坚硬直接顶破断诱发冲击地压机理及防治[J].煤炭学报,2017,42(2):510-517.
LI Xinhua, ZHANG Xiangdong. Mechanism and prevention of rock-burst Induced by immediate roof breakage in shallow-buried coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 510-517.
- [9] 向鹏,纪洪广,孔灵锐,等.基于两体系统动态加卸载效应的冲击地压机理[J].煤炭学报,2016,41(11):2698-2705.
XIANG Peng, JI Hongguang, KONG Lingrui, *et al.* Rockburst mechanism analysis based on dynamic loading and unloading effect of two-body systems [J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(11): 2698-2705.
- [10] 王刚,黄滚.冲击地压机理研究综述[J].中国矿业,2012(21):400-405.

- WANG Gang, HUANG Gun. A review on rockburst theories [J]. China Mining Magazine, 2012 (21): 400-405.
- [11] 顾士坦, 黄瑞峰, 谭云亮, 等. 背斜构造成因机制及冲击地压灾变机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(1): 59-64.
GU Shitan, HUANG Ruifeng, TAN Yunliang, *et al.* Formation mechanism of anticline structure and its disastrous mechanism of rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(1): 59-64.
- [12] 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.
- [13] 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.
- [14] 潘一山, 吕祥锋, 李忠华, 等. 高速冲击载荷作用下巷道动态破坏过程试验研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(5): 1281-1286.
PAN Yishan, LYU Xiangfeng, LI Zhonghua, *et al.* Experimental study of dynamic failure process of roadway under high velocity impact loading[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(5): 1281-1286.
- [15] 姚精明, 窦林名, 王成胜. 巷道冲击矿压的锚杆支护机理及实践[J]. 煤炭科学技术, 2004, 32(4): 10-13.
YAO Jingming, DOU Linming, WANG Chengsheng. Bolt support mechanism and practices in mine roadway with rock bump[J]. Coal Science and Technology, 2004, 32(4): 10-13.
- [16] 杨强, 薛利军, 王仁坤. 岩体变形加固理论及非平衡态弹性力学[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(20): 3704-3712.
YANG Qiang, XUE Lijun, WANG Renkun. Reinforcement theory considering deformation mechanism of rock mass and non-equilibrium elasto-plastic mechanics[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(20): 3704-3712.
- [17] 殷有泉. 固体力学非线性有限元引论[M]. 北京: 北京大学出版社, 1987: 10-100.
- [18] 卓家寿, 章青. 不连续介质力学问题的界面元法[M]. 北京: 科学出版社, 2000: 7-103.
- [19] 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 Mingshi, DOU Linming, ZHANG Nong, *et al.* Experimental study on earthquake tremor for transmitting law of rockburst in Geomaterials[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(7): 1365-1371.
- [20] 李庶林, 尹贤刚, 郑文达, 等. 凡口铅锌矿多通道微震监测系统及其应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(12): 2048-2053.
LI Shulin, YIN Xiangan, ZHENG Wenda, *et al.* Research of multi-channel microseismic monitoring system and its application to Fankou LEAD-ZINC Mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(12): 2048-2053.
- [21] 杨湖, 王成. 弹性波在锚杆锚固体系中传播规律的研究[J]. 测试技术学报, 2003, 17(2): 145-149.
YANG Hu, WANG Cheng. Study on propagation law of elastic wave in bolt anchoring system [J]. Journal of Test and Measurement Technology, 2003, 17(2): 145-149.