

N-J水电站岩爆区应力释放 孔预裂控制的爆破分析

宁光忠¹, 胡泉光¹, 闫肖¹, 王鲁瑀²

(1. 中国葛洲坝集团第三工程公司, 陕西 西安 710000;

2. 中国科学院武汉岩土力学研究所岩土力学与工程国家重点实验室, 湖北 武汉 430071)

摘要: 为了对 N-J 水电站引水隧洞岩爆区进行卸压分析, 对施工区的 SS-1 砂岩进行岩爆倾向性试验, 采用弹性能量指数作为岩爆倾向判断指标, 试验结果表明施工区具有强烈的岩爆倾向, 说明了进行钻孔卸压的必要性。运用扩展有限元方法对钻孔预裂爆破进行数值模拟, 模拟不同抗拉强度的岩体(4、6、8、10 MPa) 在不同钻孔间距(0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 m) 的孔内预裂爆破情况, 分析了爆破过程的能量耗散率、裂缝贯穿最小冲击力等。数值分析结果表明: 预裂爆破能量耗散率随卸压孔间距的增加而增大, 基本呈指数型增长趋势; 岩爆区的计算冲击应力小于岩石极限动态抗拉强度时, 爆破不会使钻孔壁产生压碎破坏; 在施工现场应对钻孔间距进行合理布局, 以保证良好的卸压效果。

关键词: 岩爆; 预裂爆破; 应力释放; 扩展有限元; N-J 水电站

中图分类号: U455.6 **文献标志码:** A

Analysis of pre-splitting blasting in rock burst area of N-J hydropower station

NING Guangzhong¹, HU Quanguang¹, YAN Xiao¹, WANG Luyu²

(1. No. 3 Engineering Co., Ltd., China Gezhouba Group, Xi'an 710000, Shaanxi, China;

2. State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071, Hubei, China)

Abstract: In order to analyse pressure relief of the rock burst area of N-J hydropower station diversion tunnel in Pakistan, the rock burst proneness test of sandstone SS-1 in construction area was presented, and the elastic energy index was used as judging rock burst proneness. The results showed that the construction area was strong rock burst area. It was necessary to release the stress of drill hole by presplitting blasting. The numerical simulation of presplitting blasting was presented by extended finite element method (XFEM). Considering spacing and tensile strength, the simulation of borehole stress relief included the results that tensile strength was 4, 6, 8, 10 MPa when spacing was 0.5, 1.0, 1.5, 2.0, 2.5 m respectively. The energy dissipating rates and minimum impact forces to drill hole wall were analysed. The results of numerical analysis showed that the energy dissipation rate of presplitting blasting increased with the spacing of drill hole presenting a trend of exponential form. When the calculated impact stress was less than the rock limited dynamic tensile strength, the blasting wouldn't cause the blasting of the blasting wall. In order to ensure the pressure relief effect, spacing of drill hole should be optimal layout.

Key words: rock burst; presplitting blasting; stress relief; XFEM; N-J hydropower station

收稿日期: 2017-01-16; 网络出版时间: 2017-04-06 08:44:21

网络出版地址: <http://www.cnki.net/kcms/detail/37.1391.T.20170406.0844.002.html>

作者简介: 宁光忠(1970—) 男, 安徽颍上人, 工程师, 主要研究方向为水电工程项目管理. E-mail: 605959066@qq.com

0 引言

岩爆的防治是岩石力学与工程亟待解决的问题,对于工程实际和基础研究意义重大,但由于岩爆的复杂性及TBM隧洞施工条件限制等,对岩爆的判据、预测等方面的控制仍存在很大难度^[1-10]。对于施工区的岩爆来说,TBM施工的应力释放没有钻爆法充分,而控制岩爆规模的方法,除布设超前卸压孔、卸压孔预裂爆破外,护盾后方应针对不同的岩爆等级与规模开展抗冲击设计,以确保护盾后方设备和人员的安全。国外在深井硬岩矿山岩爆巷道支护方面起步较早、较系统,已积累了丰富的经验。南非岩爆研究已有数十年的历史,加拿大有矿山岩爆及支护的五年计划专项研究,在岩爆支护研究及应用方面取得较大成就^[11-12]。预裂爆破法卸压是岩爆区卸压的有效方法,由光面爆破演变而来,属于光面爆破的一种。光面、预裂爆破的应用,是隧道及地下、地面岩石工程爆破掘进和开挖史上的一次重大革新,而光面预裂爆破的效果取决于工程中爆破参数选择和爆破控制技术。文献[13-14]分别对钻孔爆破预裂防治岩爆进行研究,分析了爆破技术在地应力地区岩爆的应用效果。文献[15-16]从能量的角度对岩爆进行研究,分析了岩爆中的能量耗散率问题。

从N-J TBM隧洞工程的施工实际来看,要避开高地应力区十分困难,但可以通过优化结构设计、合理施工组织等措施,尽可能避免出现应力过分集中的现状,并及时做好围岩的支护工作。本研究对N-J水电站引水隧洞TBM施工的岩爆区进行爆破分析,对90 mm直径钻孔的预裂爆破、最小冲击力等进行试验分析。

1 地质条件及岩爆倾向性试验研究

N-J水电站施工区所在地层为第三系Murree组,平行的两条引水隧洞采用TBM施工,最大埋深近2 km,隧洞间距25 m,隧洞单条长度约11.5 km,该地段沟脊相间、冲沟发育,地形地质条件较为复杂。主要发育三组裂隙,产状分别为NE30°、NE80°和NW320°,层间挤压破碎带与裂隙形成不利于围岩稳定组合。施工区隧洞开挖揭露的围岩以Ⅲ、Ⅳ类为主,Ⅲ类围岩顶拱(45~60)°范围内发生坍塌和局部塌方,Ⅳ类围岩顶拱(45~90)°范围内发生普遍坍塌和塌方。复杂的地质条件以及大埋深的环

境,为高地应力场的形成提供了条件,在TBM掘进过程中产生岩爆的风险极大。

施工区围岩岩性主要为SS-1青灰色砂岩,呈中厚层—厚层分布,具有“硬、脆、碎”特性。SS-1砂岩段的围岩力学参数如表1所示。

表1 SS-1砂岩段岩体围岩力学参数
Table 1 Mechanical parameters of SS-1 sandstone

密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模量/ GPa	泊松比	粘聚力/ MPa	摩擦角/ ($^{\circ}$)
2 600	8.3	0.25	1.6	40

对SS-1砂岩开展单轴压缩试验,从能量的角度分析SS-1砂岩产生岩爆的岩性条件,判断SS-1砂岩段的岩爆倾向性。试验选取10个SS-1砂岩段的岩样,为了进行岩爆的能量分析,对岩石试样进行轴向加载直至试样破坏,试样破坏的形态如图1所示。



图1 SS-1砂岩单轴压缩试验破坏形态
Fig. 1 The uniaxial compression test failure mode of SS-1 sandstone

岩爆倾向性分析指标采用文献[17]提出的弹性能量指数 W_{ET} 。将岩石试件加载到峰值强度(0.7~0.8) σ_c ,然后再卸载到0.05 σ_c 时,卸载所释放的弹性应变能 ϕ_{sp} 与耗损的弹性应变能 ϕ_{st} 之比 $W_{ET} = \phi_{sp} / \phi_{st}$,其值越大破坏时释放的能量越大。编号为D01~D10岩样的岩爆倾向分析结果如表2所示。

表2 SS-1砂岩岩爆倾向分析
Table 2 Rockburst proneness of SS-1 shanstone

岩样编号	弹性模量/GPa	σ_{max} /MPa	岩爆倾向 W_{ET}
D01	64.3	212.3	5.97
D02	37.0	143.2	7.24
D03	49.9	166.9	4.77
D04	58.6	198.9	4.27
D05	35.5	121.5	9.29
D06	60.1	197.7	4.07
D07	58.8	187.1	4.41
D08	32.3	132.3	9.74
D09	34.8	123.8	8.74
D10	47.7	139.7	6.78

文献[17]的岩爆倾向性分类标准: $W_{ET} \leq 2$ 时,无岩爆; $2 < W_{ET} \leq 5.0$ 中低烈度岩爆; $W_{ET} \geq 5.0$ 严

重岩爆。由表 1 可见, SS-1 砂岩的 W_{ET} 为 4.07 ~ 9.74, 表现出明显的脆性, 具有发生严重岩爆的岩性条件。为了降低岩爆区的岩爆倾向性, 需进行钻孔卸压。

2 钻孔预裂爆破数值模拟

为了降低施工区的岩爆倾向性, 采用钻孔卸压法进行卸压控制, 因此需要研究施工区钻孔卸压的效果, 采用有限元软件 ABAQUS 进行预裂爆破效果数值模拟。根据前期中国科学院地质与地球物理研

究所的试验成果, 砂岩的抗拉强度为 4 ~ 8 MPa, 考虑抗拉强度为 4、6、8、10 MPa 时的孔内爆破情况。数值模拟方案为: 模拟 90 mm 直径的钻孔在间距分别为 0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 m 时, 岩石抗拉强度为 4、6、8、10 MPa 的爆破效果。

2.1 模型材料参数

计算模型中的岩石物理参数选用表 1 中的 SS-1 砂岩参数。为了进行地应力平衡, 地层竖向应力为 30 MPa, 垂直钻孔方向水平应力为 33 MPa, 平行钻孔方向水平应力为 40 MPa。本构模型选用 Drucker-Prager 塑性屈服准则, 参数如表 3 所示。

表 3 应力释放孔卸压数值计算参数取值
Table 3 Calculation parameters of stress release hole

抗拉强/MPa	内摩擦角/(°)	屈服应力/MPa	应力强度因子/(MPa·m ^{1/2})	临界应变能释放率/(N·m ⁻¹)
4	53	4.7	0.37	42.78

2.2 几何模型及边界条件

本研究主要从应力释放孔的能量角度讨论能量耗散问题, 不再分析区域构造、断层节理等方面对岩体爆破产生的影响, 简化了模型的地质构造等因素, 假定局部区域构造等地质情况, 岩体特性均一致。

计算模型几何尺寸为钻孔直径的 100 倍, 采用六面体单元对模型进行网格划分, 在钻孔附近着重进行网格加密, 模型网格划分图如图 2 所示。

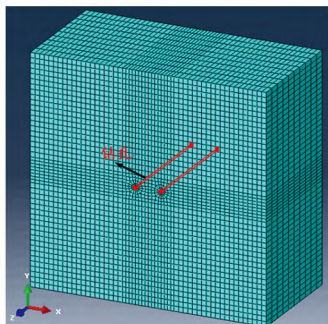


图 2 计算模型网格划分

Fig. 2 Mesh partition of computational model

边界条件设定为: 模型底部边界设定 Y 方向的位移约束, 对模型两侧进行 X 方向的位移约束。为了模拟真实的地应力场条件, 计算前按照前述的地应力参数进行初始地应力施加, 并在计算过程中进行初始地应力场的平衡。

2.3 预裂爆破裂缝贯穿最小冲击力分析

岩石的抗拉强度对产生预裂爆破裂缝所需的冲击应力具有重要影响, 不同抗拉强度的岩石爆破冲击力不同。因此, 模拟钻孔在间距分别为 0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 m 时, 抗拉强度为 4、6、8、10 MPa 的爆破效果。图 3 ~ 7 分别为抗压强度为 4 MPa 时的岩石在 0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 m 卸压孔距下的爆破模

拟结果。

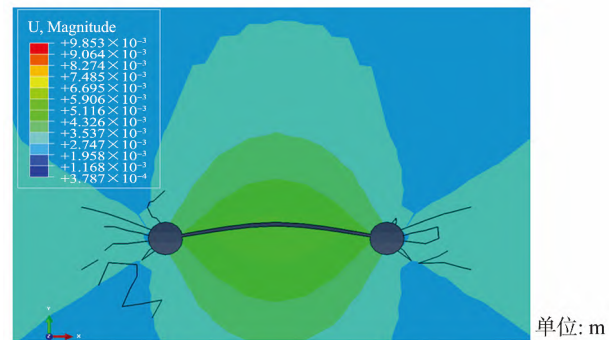


图 3 钻孔间距 0.5 m 岩石抗拉强度为 4 MPa 时裂缝扩展情况

Fig. 3 Crack propagation when drill holespacing was 0.5 m and tensile strength was 4 MPa

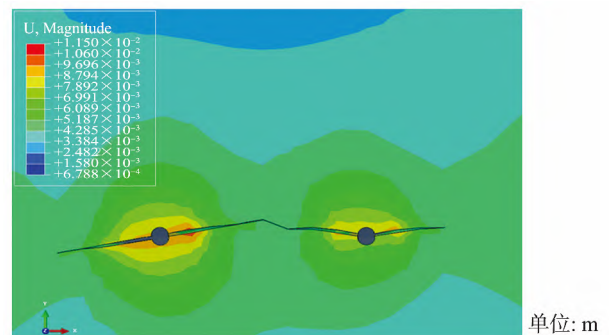


图 4 钻孔间距 1.0 m 岩石抗拉强度为 4 MPa 时裂缝扩展情况

Fig. 4 Crack propagation when drill holespacing was 1.0 m and tensile strength was 4 MPa

计算不同抗拉强度情况下, 相邻钻孔预裂爆破裂缝相互贯穿所需的作用于钻孔壁的最小冲击应力, 计算结果如表 4 和图 8 所示。计算结果表明, 冲击应力小于岩石极限动态抗拉强度时, 爆破不会使炮眼壁产生压碎破坏。

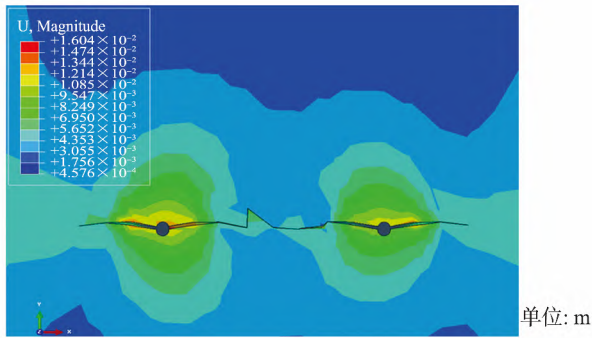


图5 钻孔间距 1.5 m 岩石抗拉强度为 4 MPa 时
裂缝扩展情况

Fig. 5 Crack propagation when drill hole spacing was 1.5 m and tensile strength was 4 MPa

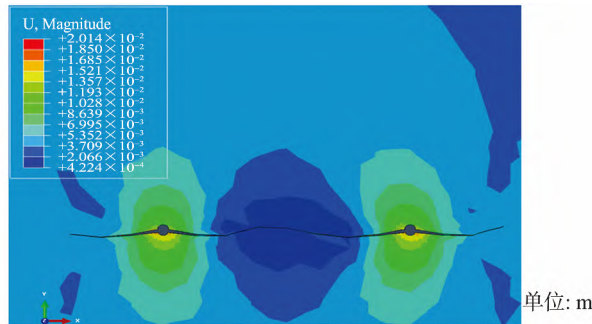


图6 钻孔间距 2.0 m 岩石抗拉强度为 4 MPa 时
裂缝扩展情况

Fig. 6 Crack propagation when drill hole spacing was 2.0 m and tensile strength was 4 MPa

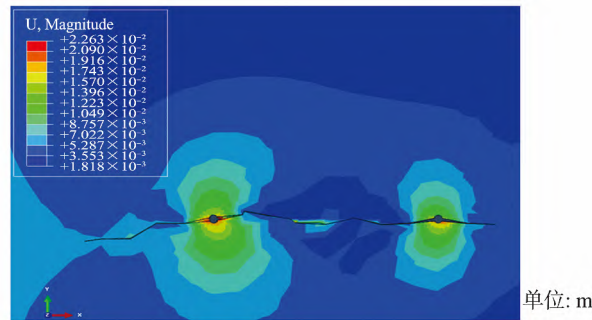


图7 钻孔间距 2.5 m 岩石抗拉强度为 4 MPa 时
裂缝扩展情况

Fig. 7 Crack propagation when drill hole spacing was 2.5 m and tensile strength was 4 MPa

表4 预裂爆破裂缝贯穿作用于钻孔壁的最小冲击力
Table 4 Minimum impact forces to drill hole wall of crack propagation in pre-splitting blasting

岩石抗拉强度	MPa				
	$D_{0.5}$	$D_{1.0}$	$D_{1.5}$	$D_{2.0}$	$D_{2.5}$
4	105.63	150.30	193.50	236.55	279.30
6	109.97	157.14	203.70	247.80	292.50
8	114.59	164.25	212.70	261.45	307.81
10	119.28	170.73	222.60	273.90	321.60

注:表中 $D_{1.0}$ 表示卸压孔间距为 1.0 m。

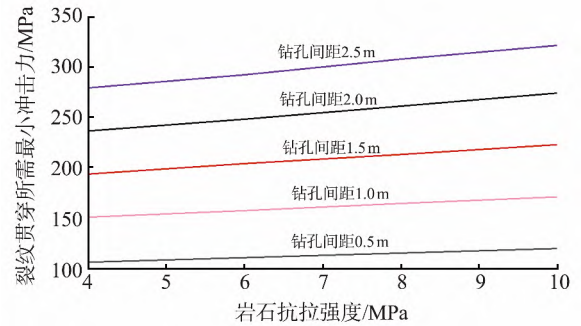


图8 预裂爆破裂缝贯穿所需的作用于钻孔壁的最小冲击力
Fig. 8 Minimum impact forces to drill hole wall of crack propagation in pre-splitting blasting

2.4 预裂爆破能量耗散率分析

岩石的损伤演化本质上是能量耗散和释放的过程。预裂爆破裂纹的萌生扩展会伴随能量的释放,使得钻孔及爆破裂缝附近的能量降低。计算能量耗散率

$$\varphi = \frac{Q_{dis}}{Q_0} \tag{1}$$

式中 Q_{dis} 为卸压孔施工后区域的延米耗散能量; Q_0 为卸压孔施工前相同区域的延米能量。

根据模拟结果得到表 5 和图 9 的曲线和数据,分别给出了钻孔在间距分别为 0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 m 时 岩石抗拉强度为 4、6、8、10 MPa 条件下爆破的延米耗散能和相应的能量耗散率。

表5 预裂爆破的延米耗散能和能量耗散率

Table 5 Dissipated energy meter and energy dissipating rates of pre-splitting blasting

岩石抗拉强度/MPa	$D_{1.0}$		$D_{1.5}$		$D_{2.0}$		$D_{2.5}$	
	延米耗散能/(J·m)	能量耗散率	延米耗散能/(J·m)	能量耗散率	延米耗散能/(J·m)	能量耗散率	延米耗散能/(J·m)	能量耗散率
4	68 555.5	0.154	309 606	0.171	764 317	0.193	1 413 850.0	0.222
6	94 021.9	0.155	416 525	0.173	912 772	0.195	1 456 230.0	0.226
8	118 570.0	0.168	457 274	0.184	1 132 515	0.204	1 601 020.0	0.243
10	150 383.0	0.200	496 425	0.207	1 354 873	0.235	1 743 930.0	0.270

注:表中 $D_{1.0}$ 表示卸压孔间距为 1.0 m。

从表 5 和图 9 可看出,预裂爆破能量耗散率随卸压孔间距的增加而增大,基本呈指数型增长趋势。

不同卸压孔间距的能量耗散率为 0.154~0.270,使得钻孔附近初始围岩能量大为降低,因此钻孔卸压

可以达到大幅卸压的目的。

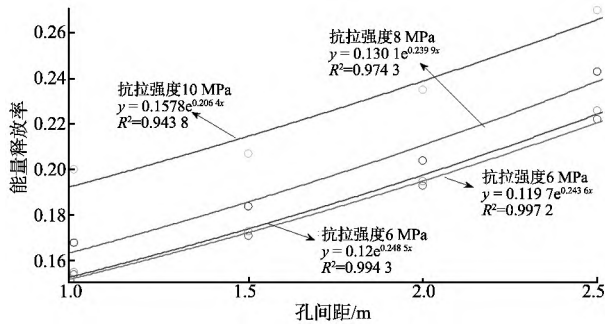


图 9 不同卸压孔间距预裂爆破的能量耗散率

Fig. 9 Energy dissipating rates of presplitting blasting of different spacing drill holes

根据本研究的数值模拟可得出结论,在现场布置预裂爆破时,应该对钻孔间距进行合理化布局,以提高钻孔预裂爆破的能量耗散率。在岩石抗拉强度较大的施工区,钻孔装药量应大于抗拉强度较小的施工区。

3 结论

为了采用钻孔预裂爆破法降低巴基斯坦 N-J 水电站引水隧洞岩爆区的岩爆倾向性,本研究对隧洞施工区进行了钻孔预裂爆破分析,通过试验研究和数值模拟,展现了钻孔预裂爆破的裂纹扩展现象,对预裂爆破裂缝贯穿的最小冲击力、能量耗散进行了分析,主要有以下结论:

(1) SS-1 砂岩的弹性能量指数为 4.07 ~ 9.74,表现出十分明显的脆性,具有发生严重岩爆的岩性条件。为了降低岩爆区的岩爆倾向性,有必要进行钻孔卸压。

(2) 对施工区预裂爆破裂缝贯穿的最小冲击力的分析结果表明,岩爆区的计算冲击应力小于岩石极限动态抗拉强度时,爆破不会使炮眼壁产生压碎破坏。

(3) 施工区的能量耗散率的分析结果表明:预裂爆破能量耗散率随卸压孔间距的增加而增大,基本呈指数型增长趋势。不同卸压孔间距的能量耗散率为 0.154 ~ 0.270,使得钻孔附近围压的能量大幅降低,从而达到了大幅卸压的目的。

(4) 在生产现场的岩爆地区应根据不同的卸压方法布置合理的钻孔间距,以保证达到良好的卸压效果。在岩石抗拉强度较大的施工区钻孔装药量大于抗拉强度较小的施工区,因此可根据岩石抗压强度对装药量进行有效的控制。

参考文献:

- [1] KAISER P K, TANNANT D D, MCCREATH R. Canadian rockburst support handbook [M]. Sudbury: Geomechanics Research Centre, 1996.
- [2] 何满潮, 苗金丽, 李德建, 等. 深部花岗岩试样岩爆过程实验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 865-876.
HE Manchao, MIAO Jinli, LI Dejian, et al. Experimental study on rockburst processes of granite specimen at great depth [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 865-876.
- [3] 张晓君. 高应力硬岩卸荷岩爆模式及损伤演化分析 [J]. 岩土力学, 2012, 33(12): 3554-3560.
ZHANG Xiaojun. Pattern and damage evolution of unloading rockburst for high-stress hard rock [J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(12): 3554-3560.
- [4] 许东俊, 章光, 李廷芥, 等. 岩爆应力状态研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(2): 169-172.
XU Dongjun, ZHANG Guang, LI Tingjie, et al. On the stress in rockburst [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(2): 169-172.
- [5] 张镜剑, 傅冰骏. 岩爆及其判据和防治 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(10): 2034-2042.
ZHANG Jingjian, FU Bingjun. Rockburst and its criteria and control [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(10): 2034-2042.
- [6] 彭祝, 王元汉, 李廷芥. Griffith 理论与岩爆的判别准则 [J]. 岩石力学与工程学报, 1996, 10(S1): 491-495.
PENG Zhu, WANG Yuanhan, LI Tingjie. Griffith theory and the criteria of rockburst [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996, 10(S1): 491-495.
- [7] 张永习. 可拓综合评判在某水工隧洞岩爆等级评价中的应用 [J]. 山东大学学报(工学版), 2012, 42(2): 58-63.
ZHANG Yongxi. Application of extensible comprehensive evaluation for rockburst prediction in a hydro-tunnel [J]. Journal of Shandong University (Engineering Science), 2012, 42(2): 58-63.
- [8] HE B G, ZELIG R, HATZOR Y H, et al. Rockburst generation in discontinuous rock masses [J]. Rock Mechanics & Rock Engineering, 2016, 49: 4103-4124.
- [9] MENG F Z, ZHOU H, WANG Z Q, et al. Experimental study on the prediction of rockburst hazards induced by dynamic structural plane shearing in deeply buried hard rock tunnels [J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2016, 86: 210-223.
- [10] 马天辉, 唐春安, 唐烈先, 等. 基于微震监测技术的岩爆预测机制研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35

- (3): 470-483.
 MA Tianhui, TANG Chun'an, Tang Xianlie, et al. Mechanism of rock burst forecasting based on micro-seismic monitoring technology [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(3): 470-483.
- [11] 于群, 唐春安, 李连崇, 等. 基于微震监测的锦屏二级水电站深埋隧洞岩爆孕育过程分析 [J]. 岩土工程学报, 2007, 36(12): 2315-2322.
 YU Qun, TANG Chun'an, Li Lianchong, et al. Nucleation process of rockbursts based on microseismic monitoring of deep-buried tunnels for Jinping II hydropower Station [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2007, 36(12): 2315-2322.
- [12] 徐则民, 黄润秋. 岩爆与爆破的关系 [J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(3): 414-419.
 XU Zemin, HUANG Runqiu. Relationship between rockburst and blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(3): 414-419.
- [13] 齐庆新, 雷毅, 李宏艳, 等. 深孔断顶爆破防治冲击地压的理论与实践 [J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增1): 3522-3527.
 QI Qingxin, LEI Yi, LI Hongyan, et al. Theory and application of prevention of rock burst by break-tip blast in deep hole [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(Supp1): 3522-3527.
- [14] 刘美山, 吴新霞, 丁秀丽, 等. 弱能量爆破技术在地下隧洞工程岩爆治理中的应用试验 [J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(增2): 3675-3680.
 LIU Meishan, WU Xinxia, DING Xiuli, et al. Application experiment of weak energy blasting technology at underground tunnel rock burst governance [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(Supp 2): 3675-3680.
- [15] 谢和平, 彭瑞东, 鞠杨. 岩石变形破坏过程中的能量耗散分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(21): 3565-3570.
 XIE Heping, PENG Ruidong, JU Yang. Energy dissipation of rock deformation and fracture [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(21): 3565-3570.
- [16] 崔兰, 王树仁. 深部圆巷开挖围岩能量耗散特征数值模拟分析 [J]. 山东大学学报(工学版), 2009, 39(4): 102-106.
 CUI Lan, WANG Shuren. Numerical simulation of the energy dissipation characteristics of an excavated circular tunnel under high stress conditions [J]. Journal of Shandong University (Engineering Science), 2009, 39(4): 102-106.
- [17] KIDYBIŃSKI A. Bursting liability indices of coal [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts, 1981, 18(4): 295-304.
 (编辑: 章乐)
- (上接第40页)
- [6] 吴德平, 范美师, 杨育礼. 莲花田水库输水隧洞竖井滑模施工技术 [J]. 人民长江, 2009, 40(3): 44-48.
 WU Deping, FAN Meishi, YANG Yuli. Slip form construction technology of water diversion tunnel in Lianhua Reservoir [J]. Yangtze River, 2009, 40(3): 44-48.
- [7] 谭华, 唐明西. 溪洛渡水电站左岸引水压力管道深竖井混凝土施工技术 [J]. 水利建设与管理, 2012(10): 16-19.
- [8] 魏存兰. 竖井混凝土衬砌滑模设计及施工技术 [J]. 铁道建筑技术, 2009(8): 54-56.
 WEI Cunlan. Slip form design and construction techniques for shaft concrete lining [J]. Railway Construction Technology, 2009(8): 54-56.
- [9] 罗加贵, 陈勇, 杨松. 特大型竖井混凝土滑模施工 [J]. 云南水力发电, 2011, 27(3): 73-75.
- [10] 刘红旗. 龙潭隧道深大竖井衬砌混凝土滑模施工技术 [J]. 铁道建筑, 2007(12): 51-53.
- [11] 李政, 范继辅. 伊朗塔里干水利枢纽地下厂房工程交通竖井混凝土衬砌的滑模施工 [J]. 水电站设计, 2009, 25(3): 67-70.
- [12] 吴松华, 黄旭兵, 丁一蓉. 带简易缓冲器的溜管在竖井混凝土浇筑中的应用 [J]. 水利科技与经济, 2010, 16(7): 818-819.
- [13] 王延立. My-box 缓降器在竖井混凝土浇筑中的应用 [J]. 水利水电施工, 2012(3): 27-29.
- [14] 杨洪娜. 浅析压力钢管竖井混凝土浇筑垂直运输方案 [J]. 科技创新导报, 2011(31): 33-34.
- [15] 周雪琼, 郑道明. 套接式缓降器在毛尔盖水电站深、大调压井混凝土施工中的应用 [J]. 四川水力发电, 2013, 32(4): 35-37.
- [16] 杨选波, 曹劝绩, 李伟泉, 等. 高落差长溜管在长隧洞混凝土运输中的应用 [J]. 南北水调与水利科技, 2013, 11(4): 211-214.
 YANG Xuanbo, CAO Quanji, LI Wei-quan, et al. Application of long articulated chute with high head for concrete transportation in long tunnel [J]. South-to-North Transfers and Water Science & Technology, 2013, 11(4): 211-214.
- [17] 张宝忠. 斜井(竖井)混凝土运输设计及应用 [J]. 云南水力发电, 2013, 29(3): 41-43.
- [18] 董瑞科, 李春雁, 张继虎. 金奎地隧洞斜井混凝土运输方式选择 [J]. 云南水力发电, 2016, 32(5): 136-138.
 (编辑: 胡春霞)