

doi:10.11835/j.issn.1674-4764.2017.06.005



# 地下洞室连续围岩岩爆定量预测模型

丁浩<sup>1</sup>, 李科<sup>1</sup>, 李金鑫<sup>2</sup>, 毕靖<sup>2</sup>

(1. 国家山区公路工程技术研究中心, 重庆 400060;

2. 重庆大学土木工程学院; 山地城镇建设与新技术教育部重点实验室, 重庆 400045)

**摘要:** 根据能量平衡理论, 推导了岩爆能量公式, 定量分析了地下洞室连续围岩岩爆区位置、面积及碎块弹射速度的影响因素。研究表明, 围岩水平应力与竖向应力比值小于 1, 岩爆区面积和碎块平均弹射速度随侧压力系数增大而减小, 否则反之。岩爆区面积随岩体峰值荷载前后模量比率系数、岩石颗粒直径、裂隙密度和岩石断裂韧度增大而减小, 随泊松比增大而增大。碎块平均弹射速度随颗粒直径、泊松比和岩体峰值荷载前后模量比率系数的增大而减小, 随岩石断裂韧度的增大而增大, 随裂纹密度的增加先增加后减小最终趋于稳定值。

**关键词:** 地下洞室; 连续围岩; 岩爆; 碎块弹射速度; 能量平衡

**中图分类号:** TU94 **文献标志码:** A **文章编号:** 1674-4764(2017)06-0037-09

## Quantitative forecast model on the rockburst in continuous surrounding rock masses around a tunnel

Ding Hao<sup>1</sup>, Li Ke<sup>1</sup>, Li Jinxin<sup>2</sup>, Bi Jing<sup>2</sup>

(1. National Engineering and Research Center for Mountainous Highways, Chongqing 400060, P. R. China;

2. School of Civil Engineering; Key Laboratory of New Technology for Construction of Cities in Mountain Area (Chongqing University), Ministry of Education, Chongqing University, Chongqing 400045, P. R. China)

**Abstract:** The expression for the energy of rockburst is derived based on the Energy Balance Theory. The influencing factors, which accounts for the location, area and the averaged ejection velocity of rock fragments of rockburst zones of underground rockmass are determined quantitatively. It was found that the area of rockburst zones and the averaged ejection velocity of rock fragments decreasing as the increase of lateral pressure coefficient when the ratio of the horizontal stress and vertical stress of surrounding rock is less than 1, otherwise on the contrary. The area of rockburst zones decreases as the increasing diameter of grain of rock, and the ratio of modulus before and after peak loads and density of cracks, fracture toughness of rock, but those increase with the increasing Poisson's ratio. The averaged ejection velocity of

**收稿日期:** 2016-12-24

**基金项目:** 国家山区公路工程技术研究中心开放基金 (GSGZJ-2015-04); 重庆市基础科学与前沿技术研究项目 (cstc2017jcyjAX0273); 国家重点研发计划 (2017YFC0806010/03); 国家自然科学基金 (41601574); 重庆市基础与前沿研究计划 (cstc2015jcyjBX0118)

**作者简介:** 丁浩 (1978-), 男, 研究员, 博士, 主要从事隧道工程研究, (E-mail) dinghao@cmhk.com.  
毕靖 (通信作者), 男, 博士, (E-mail) demonjjun@outlook.com.

**Received:** 2016-12-24

**Foundation item:** National Mountain Highway Engineering Technology Research Center Open Fund (No. GSGZJ-2015-04); Natural Science Foundation Project of CQ CSTC (No. cstc2017jcyjA1250); National Key Research and Development Program (No. 2017YFC0806010/03), National Natural Science Foundation of China (No. 41601574), Chongqing Basic and Frontier Research Project (No. cstc2015jcyjBX0118)

**Author brief:** Ding Hao (1978-), Researcher, PhD, main research interest: tunnel engineering, (E-mail) dinghao@cmhk.com.  
Bi Jing (corresponding author), PhD, (E-mail) demonjjun@outlook.com.

rock fragments decreases with the increase of diameter of grain of rock, Poisson's ratio, the ratio of modulus before and after peak loads, but increase with fracture toughness of rock, and increase firstly but then decrease, and towards a fixed value with increasing density of cracks. The proposed approach provides a new idea for the quantitative analysis of rockburst.

**Keywords:** underground tunnel; continuous surrounding rock masses; rock burst; ejection velocity of rock fragments; energy balance

脆性岩石处于高应力状态下,由于弹性变形能突然释放并产生弹射、岩石碎化、发声甚至地震动等破坏现象,这种现象被称为岩爆。岩爆对工程项目及人身安全带来极大损害,岩爆预测是岩爆防控的基础,是指导工程施工的依据,也是学者研究的一个重要课题,因此,一些学者针对岩爆这种特殊工程响应问题进行了深入探讨。目前,已有许多比较成熟的岩爆理论,主要有能量理论、强度理论、刚度理论、冲击倾向理论和失稳理论等。材料随着变形会发生渐变损伤,潘一山等<sup>[1]</sup>基于此理论探讨了圆形地下洞室发生岩爆的可能性。王桂尧等<sup>[2]</sup>利用断裂力学理论分析了岩体在高应力状态下裂隙扩展的特点,探讨了岩爆发生的机理,并在前人研究的基础上提出了隧道围岩应力强度因子等值线的概念。Wang等<sup>[3]</sup>基于岩石中的应变能,分析了岩爆的发生机理。Mansurov等<sup>[4]</sup>对诱发性地震的数据进行详细研究,分析了岩爆发生的可能性。Jiang等<sup>[5]</sup>对深埋巷道模型进行数值模拟分析,探讨了其岩爆特征。Zuo等<sup>[6]</sup>基于岩爆过程中能量的传递机制分析了岩爆的特征。徐林生等<sup>[7]</sup>分析了岩爆形成机制,研究了岩爆发生的判别条件。蔡美峰等<sup>[8]</sup>基于地应力实测与岩石力学室内试验结果,采用多准则判据对矿区深部发生岩爆的倾向性做出定性分析与评价。另外,结合非线性科学、专家系统和人工智能技术等方法,不同学者提出了多种岩爆预测新方法,如模糊学理论<sup>[9]</sup>,人工神经网络<sup>[10]</sup>,功效系数法<sup>[11]</sup>等。但是,目前对于地下洞室围岩岩爆的分析大多以定性分析为主,缺乏对地下洞室围岩岩爆区范围、位置和弹射速度的定量分析和计算方法。

笔者将岩体视为不含初始原生裂隙、仅含微缺陷(裂纹)的颗粒体。地下洞室开挖后,颗粒之间的微裂纹扩展形成次生裂纹,次生裂纹失稳扩展形成破裂区及岩爆区的宏观裂纹。考虑地下洞室围岩岩爆过程的能量传递机理,定量分析了围岩岩爆区范围、位置及碎块弹射速度与地应力状态、岩石颗粒直径、岩体峰值荷载前后模量比率系数、微裂纹密度、岩石断裂韧度和泊松比之间的关系。

## 1 围岩破裂区及岩爆特征分析

### 1.1 非静水压力条件下围岩应力场

以圆形巷道为例,假定圆形巷道水平方向和竖直方向的地应力分别为 $\sigma_h$ 和 $\sigma_v$ ,并假定微裂纹在岩体中均匀分布,微裂纹的初始长度为 $2c_0$ ,微裂纹的间距为 $2w$ ,岩体中的颗粒直径为 $d$ 。岩体开挖卸荷后,根据叠加原理,非静水压力条件下圆形洞室连续围岩弹性应力场可以表示为<sup>[12]</sup>

$$\sigma_r = \frac{\sigma_v + \sigma_h}{2} \left(1 - \frac{r_0^2}{r^2}\right) + \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 - 4 \frac{r_0^2}{r^2} + 3 \frac{r_0^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \quad (1)$$

$$\sigma_\theta = \frac{\sigma_v + \sigma_h}{2} \left(1 + \frac{r_0^2}{r^2}\right) - \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 + 3 \frac{r_0^4}{r^4}\right) \cos 2\theta \quad (2)$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{\sigma_v - \sigma_h}{2} \left(1 + 2 \frac{r_0^2}{r^2} - 3 \frac{r_0^4}{r^4}\right) \sin 2\theta \quad (3)$$

式中: $r_0$ 为圆形洞室半径; $r$ 和 $\theta$ 为围岩上任意一点的极坐标。

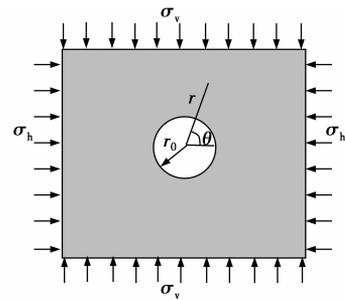


图 1 圆形洞室计算模型

Fig. 1 Calculation model of circular tunnel

### 1.2 裂隙尖端应力强度因子

实验和理论结果表明<sup>[13-14]</sup>:微裂纹沿最大主应力方向即周向应力方向扩展。此时,连续围岩的主应力可以精确表示为

$$\begin{cases} \sigma'_1 = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta}{2} + \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + 4\tau_{r\theta}^2} \\ \sigma'_2 = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta}{2} - \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + 4\tau_{r\theta}^2} \end{cases} \quad (4)$$

根据文献[10-14],地下洞室开挖后,微裂纹扩展形成次生裂纹,次生裂纹表面上的拉应力可以表示为<sup>[13-16]</sup>

$$\sigma'_1 = \sigma'_2 + f(l)S'_2 \quad (5)$$

$$S'_2 = \sigma'_2 - \frac{(\sigma'_1 + \sigma'_2)}{2} \quad (6)$$

式中:  $f(l) = \frac{d}{l}$ ,  $l$  为次生裂纹扩展长度,  $d$  为岩石颗粒直径。

微裂纹尖端的 I 型应力强度因子可以表示为<sup>[15]</sup>

$$K_1 = (\sigma'_2 + f(l)S'_2) \sqrt{\pi l} \quad (7)$$

当微裂纹尖端的应力强度因子  $K_1$  等于实验确定的岩石断裂韧度  $K_{IC}$  时,微裂纹将发生弯折扩展,次生裂纹的扩展长度  $l$  可以根据式(8)确定。

$$K_1 = K_{IC} \quad (8)$$

根据式(7)和式(8)可以确定次生裂纹扩展长度  $l$ 。

次生裂纹汇合形成宏观裂隙出现的条件为

$$l = w - c_0 \quad (9)$$

### 1.3 基于能量分析的岩爆判据

次生裂纹扩展所耗散的能量可以表示为能量释放率  $G$  在次生裂纹长度  $l$  上的积分,即

$$\begin{aligned} \gamma(l) &= 2 \int_0^l \frac{(\kappa+1)(1+\nu)}{4E} K_1^2 dl = \\ & \frac{(\kappa+1)(1+\nu)}{2E} \int_0^l \{ \sqrt{\pi l} [\sigma'_2 + f(l)S'_2] \}^2 dl \end{aligned} \quad (10)$$

岩体储存的弹性应变能密度为

$$U_e = \frac{1}{2} \sigma_{ij} \epsilon_{ij} \quad (11)$$

将胡克定律代入式(11)可得岩体储存的弹性应变能密度为

$$\begin{aligned} U_e &= \frac{1-\nu^2}{2E} (\sigma_r^2 + \sigma_\varphi^2) - \frac{\nu(1+\nu)}{E} \sigma_r \sigma_\varphi + \\ & \frac{1+\nu}{E} \tau_{r\theta}^2 \end{aligned} \quad (12)$$

如果岩体峰值荷载前的弹性模量和峰值荷载后的模量之比为

$$E_1 = \frac{1}{m} E \quad (13)$$

式中:  $m$  为反映岩体峰值荷载前后模量比率的系数;  $E_1$  为岩体峰值荷载后的模量;  $E$  为岩体峰值荷载前的弹性模量。

忽略次生裂纹扩展过程所消耗的热量密度,根据式(10)可求出次生裂纹扩展所消耗的能量密度,总耗散能等于次生裂纹扩展所消耗的能量<sup>[17-18]</sup>

$$U_1 = N\gamma(l) =$$

$$\begin{aligned} & \frac{N(1+\kappa)\sqrt{\pi}(1+\nu)}{16mE_1} \{ [d(\sigma'_1 - \sigma'_2) - 2\sigma'_2 l] \times \\ & [3d(\sigma'_1 - \sigma'_2) - 2\sigma'_2 l] + 2d^2(\sigma'_1 - \sigma'_2)^2 \ln(2\sigma'_2 l) \} \end{aligned} \quad (14)$$

式中:  $N$  代表微裂纹的密度。

当次生裂纹扩展所需的耗散能密度最小时,剩余能量最大,最容易发生岩爆,为此,对式(14)取的一阶偏导式(15)。将式(15)确定的  $\theta$  值 ( $\theta = \theta_0$ ),代入式(14)关于  $\theta$  的二阶偏导表达式,如果其值大于或等于零,即可确定该处次生裂纹扩展所需的耗散能密度最小,从而可确定该处为最大岩爆烈度位置。令

$$\begin{aligned} \frac{\partial U_1}{\partial \theta} &= \frac{N(1+\kappa)\pi(1+\nu)\sin 2\theta}{8E} \left\{ \frac{n_8}{n_9 - n_6} + \right. \\ & \frac{n_{10}[n_{11} + n_{12} - n_{13}(d+l)] + n_2 l n_6 - n_4 l n_6}{n_6} + \\ & \frac{n_{14}[n_{11} + n_{12} - n_{13}(3d+l)] + n_2 l n_6 - n_4 l n_6}{n_6} + \\ & \left. n_{15} n_{16} \right\} = 0 \end{aligned} \quad (15)$$

$$\left. \frac{\partial^2 U_1}{\partial \theta^2} \right|_{\theta=\theta_0} \geq 0 \quad (16)$$

式中:  $n_1 = \frac{\sigma_v + \sigma_h}{2} \left(1 - \frac{r_0^2}{r^2}\right)$ ;  $n_2 = \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 - 4\frac{r_0^2}{r^2} + 3\frac{r_0^4}{r^4}\right)$ ;  $n_3 = \frac{\sigma_v + \sigma_h}{2} \left(1 + \frac{r_0^2}{r^2}\right)$ ;  $n_4 = \frac{\sigma_h - \sigma_v}{2} \left(1 + 3\frac{r_0^4}{r^4}\right)$ ;  $n_5 = \frac{\sigma_v - \sigma_h}{2} \left(1 + 2\frac{r_0^2}{r^2} - 3\frac{r_0^4}{r^4}\right)$ ;  $n_6 = \sqrt{[n_1 - n_3 + (n_2 + n_4) \cos 2\theta]^2 + 4n_5^2 \sin^2 2\theta}$ ;  $n_7 = (n_1 - n_3)(n_2 + n_4) + (n_2^2 + 2n_2 n_4 + n_4^2 - 4n_5^2) \cos 2\theta$ ;  $n_8 = 2d^2 \sin 2\theta n_6^2 (n_4 - n_2 + \frac{n_7}{n_6})$ ;  $n_9 = n_1 + n_3 + n_2 \cos 2\theta - n_4 \cos 2\theta$ ;  $n_{10} = \sin 2\theta (-n_1 l - n_3 l - n_2 l \cos 2\theta + n_4 l \cos 2\theta + 3dn_6 + ln_6)$ ;  $n_{11} = -dn_1 n_2 + dn_2 n_3 - dn_1 n_4 + dn_3 n_4$ ;  $n_{12} = -n_1 n_2 l + n_2 n_3 l - n_1 n_4 l + n_3 n_4 l$ ;  $n_{13} = (n_2^2 + 2n_2 n_4 + n_4^2 - 4n_5^2) \cos 2\theta$ ;  $n_{14} = \sin 2\theta (-n_1 l - n_3 l - n_2 l \cos 2\theta + n_4 l \cos 2\theta + dn_6 + ln_6)$ ;  $n_{15} = d^2 \ln[-l(-n_9 + n_6)]$ ;  $n_{16} = -4(n_2 + n_4)[n_1 - n_3 + (n_2 + n_4) \cos 2\theta] \sin 2\theta + 8n_5^2 \sin 4\theta$ 。

计算模型适用于岩体中不含初始原生裂隙,岩石颗粒之间的微裂纹导致次生裂纹失稳扩展而产生的岩爆。根据能量守恒定律,岩爆产生的动能为

$$W = U_e - U_1 = U_e - \gamma(l) \geq 0 \quad (17)$$

另外,岩爆发生应该同时满足两个条件:一个是

次生裂纹完全汇合才形成宏观裂隙,另一个是岩石中总耗散能密度要小于弹性应变能密度,即

$$\begin{cases} l = \omega - c_0 \\ U_1 < U_e \end{cases} \quad (18)$$

根据式(18)可以确定发生岩爆的岩体面积  $A$ 。

根据发生岩爆的岩体面积可以确定发生岩爆的岩体质量  $M$  为

$$M = \rho A \quad (19)$$

式中:  $\rho$  为岩石的密度。

岩爆发生时岩石的弹射速度为

$$V = \sqrt{\frac{2W}{\rho}} \quad (20)$$

## 2 算例与分析

以算例的形式分析圆形地下洞室连续围岩破裂区及岩爆特征。具体计算参数为:岩石弹性模量  $E=25$  GPa, 密度  $\rho=2\ 200$  kg/m<sup>3</sup>, 洞室半径为  $r_0=7$  m。

图 2 表示不同应力状态下围岩破裂区及岩爆区分布规律,计算参数为  $d=5$  mm、 $\nu=0.3$ 、 $m=0.5$ 、

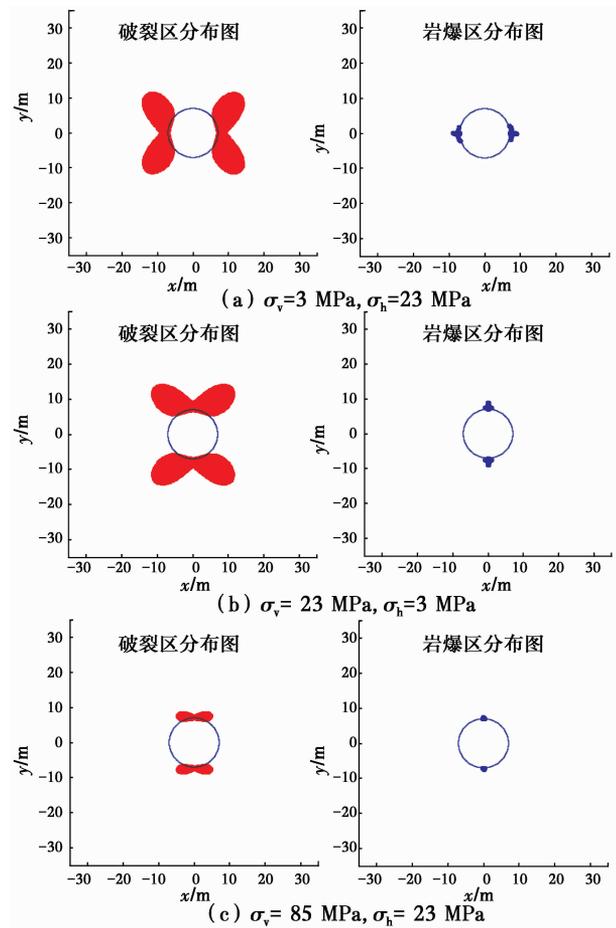


图 2 不同应力状态下围岩破裂区及岩爆区分布

Fig. 2 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different stress state

$N=500$ 、 $c_0=0.4$  mm、 $\omega=8$  mm、 $K_{IC}=0.1$  MPa·m<sup>1/2</sup>。从图 2 可以看出,围岩破裂区和岩爆区分布范围与水平方向应力和竖直方向应力差值有很大关系,岩爆区呈倒 V 字形。

在分析围岩岩爆区面积与围岩的应力的关系时,采用围岩应力的侧压力系数。图 3 所示为围岩岩爆区面积随侧压力系数的变化规律。从图 3 可知:当侧压力系数大于 1 时,岩爆区面积随侧压力系数的增大而增大,并且侧压力系数小于 6 时,曲线比较陡,说明围岩岩爆面积随侧压力系数增大比较快,而侧压力系数大于 6 时,曲线比较缓,说明围岩岩爆面积增长明显变慢并趋向某一定值;当侧压力系数小于 1 时,岩爆区面积随侧压力系数的增大而减小,侧压力系数在小于 0.29 时,围岩岩爆面积减小比较快,当侧压力系数大于 0.29 时,围岩岩爆面积减小变慢。

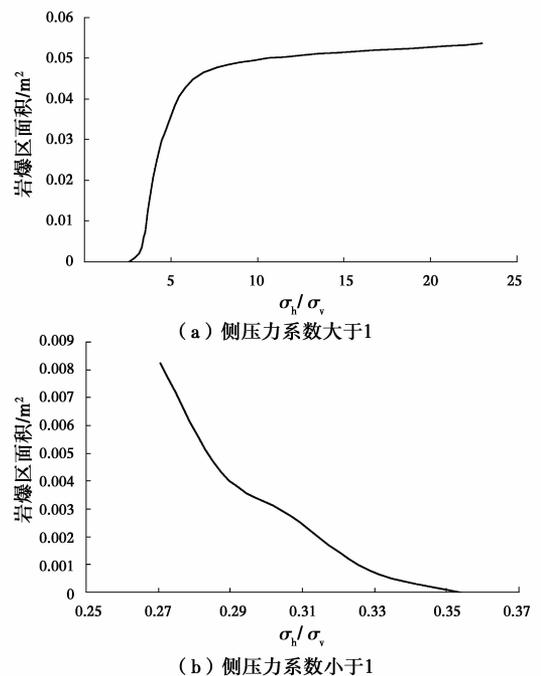


图 3 不同应力状态下围岩岩爆区面积变化规律

Fig. 3 Area of rockburst zone under different stress state

图 4 所示为碎块平均弹射速度随侧压力系数的变化规律。从图 3 和图 4 可以看出,围岩岩爆区面积和碎块平均弹射速度与侧压力系数的变化规律基本一致。从图 4 可知:当侧压力系数小于 1 时,碎块平均弹射速度随侧压力系数的增大而减小,最后趋于零;当侧压力系数大于 1 时,碎块平均弹射速度随侧压力系数的增大而增大,当侧压力系数大于 6 时,碎块平均弹射速度与侧压力系数基本上呈正比例关系,且增长较慢,侧压力系数小于 6 时,曲线比较陡,

碎块弹射速度增长较快。

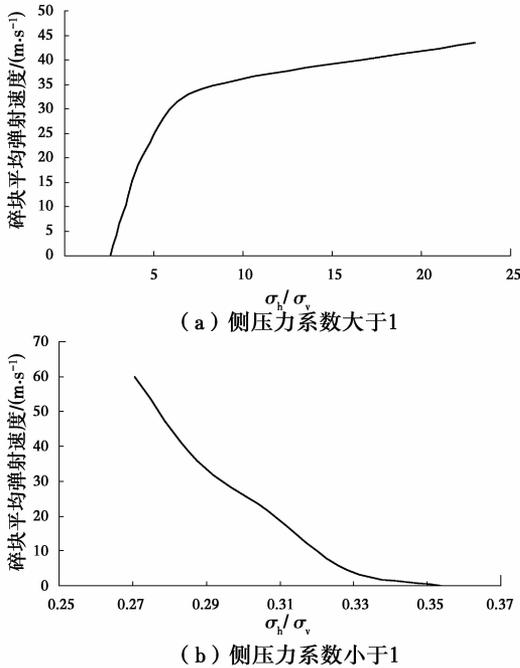


图 4 不同应力状态下碎块平均弹射速度  
Fig. 4 The averaged ejection velocity of rock fragments under different stress state

图 5 所示为不同岩石颗粒直径条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律,计算参数为: $\sigma_v=3\text{ MPa}$ 、 $\sigma_h=23\text{ MPa}$ 、 $m=0.5$ 、 $N=500$ 、 $\nu=0.3$ 、 $K_{IC}=0.1\text{ MPa}\cdot\text{m}^{1/2}$ 。从图 5 可以看出,围岩破裂区和岩爆区分布范围随颗粒直径的增大而减小。

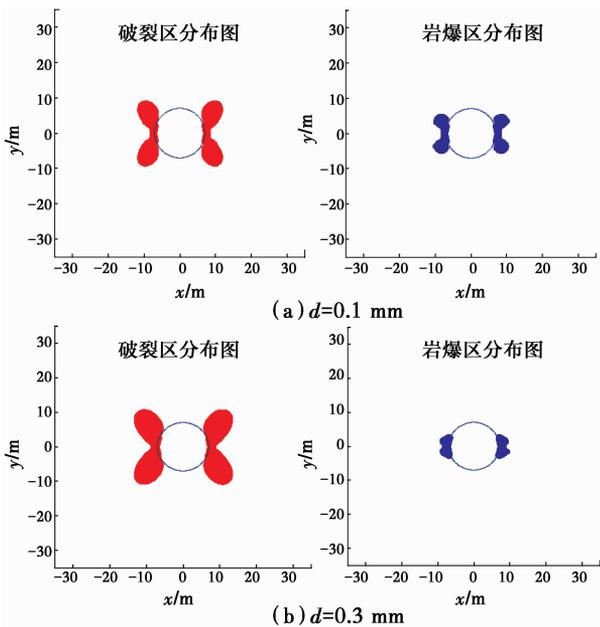


图 5 不同岩石颗粒直径条件下围岩破裂区及岩爆区分布  
Fig. 5 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different diameter of rock grain

图 6 所示为围岩岩爆区面积随岩石颗粒直径变化规律。从整体上看围岩岩爆区面积随颗粒直径的增大而减小。当岩石颗粒直径小于 0.2 时,岩爆区面积减小比较快,当岩石颗粒直径大于 0.2 时,岩爆区面积减小变缓。

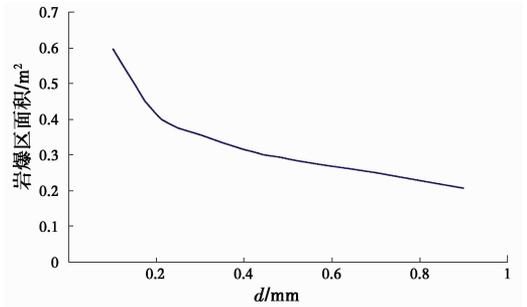


图 6 不同岩石颗粒直径下围岩岩爆区面积变化规律  
Fig. 6 Area of rockburst zone under different diameter of rock grain

图 7 所示为碎块平均弹射速度随岩石颗粒直径变化规律。从总体上可以看出,碎块平均弹射速度随颗粒直径的增大而减小,并最终趋于稳定值。在岩石颗粒直径小于 0.2 时,曲线比较陡,碎块平均弹射速度下降比较快,但当直径大于 0.2 时,曲线基本平缓,并趋于稳定值。

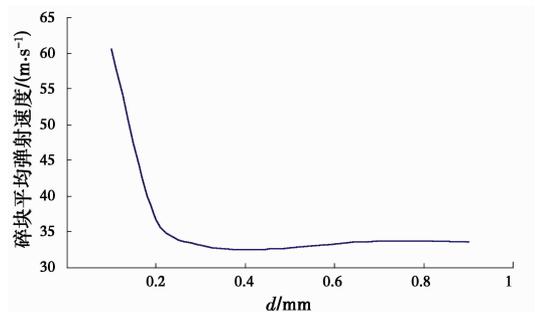


图 7 不同岩石颗粒直径下碎块平均弹射速度  
Fig. 7 The averaged ejection velocity of rock fragments under different diameter of rock grain

图 8 所示为岩体峰值荷载前和后的模量比率系数对围岩破裂区及岩爆区分布规律的影响,计算参数为: $\sigma_v=3\text{ MPa}$ 、 $\sigma_h=23\text{ MPa}$ 、 $\nu=0.3$ 、 $d=5\text{ mm}$ 、 $N=500$ 、 $K_{IC}=0.1\text{ MPa}\cdot\text{m}^{1/2}$ 。计算结果表明:围岩破裂区和岩爆区分布范围不随岩体峰值荷载前后模量比率系数变化而变化。

图 9 所示为岩体峰值荷载前和后的模量比率系数对碎块平均弹射速度变化规律的影响。从图 9 可以看出,碎块平均弹射速度随岩体峰值荷载前和后的模量比率系数的增大而减小,并在 0.8 处碎块平

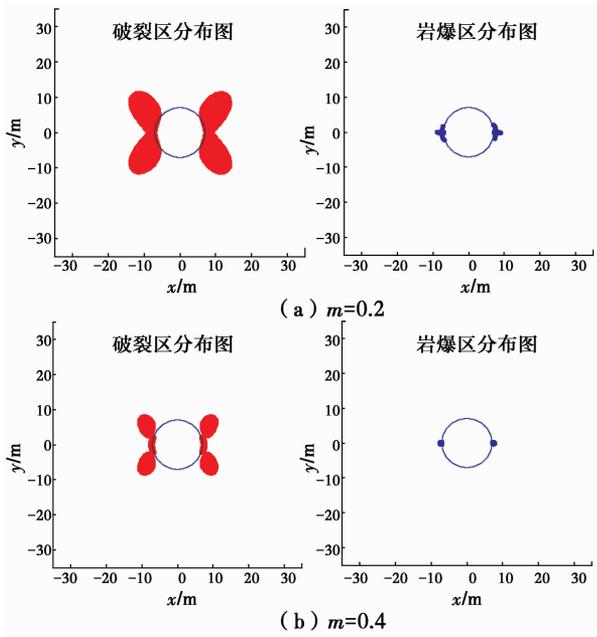


图 8 岩体峰值荷载前和后的模量比率系数对围岩破裂区及岩爆的影响  
 Fig. 8 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different  $m$

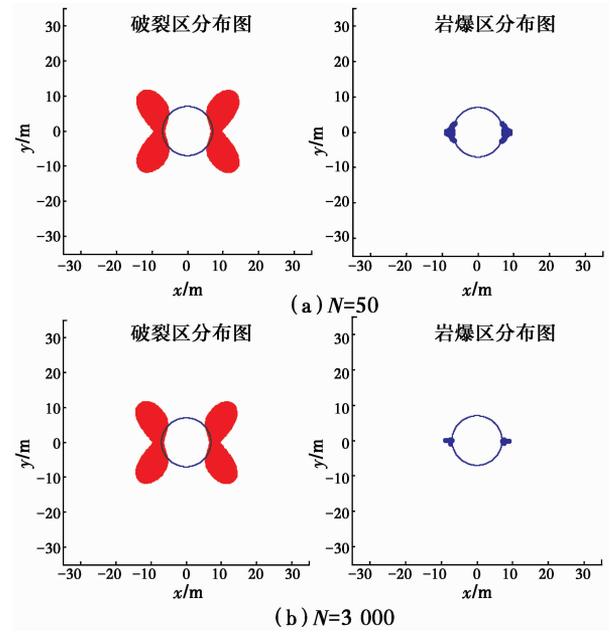


图 10 不同裂纹密度条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律  
 Fig. 10 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different  $N$

均弹射速度减小变快,并最终在 1 处变为 0。

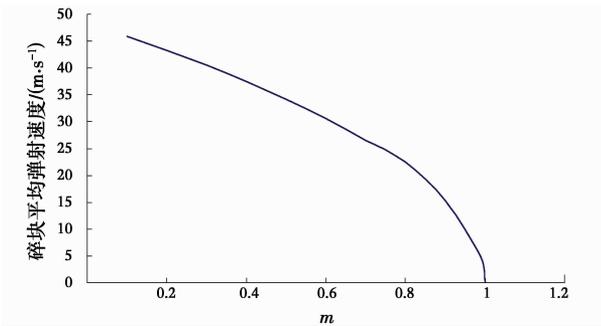


图 9 岩体峰值荷载前和后的模量比率系数对碎块平均弹射速度的影响  
 Fig. 9 The averaged ejection velocity of rock fragments under different  $m$

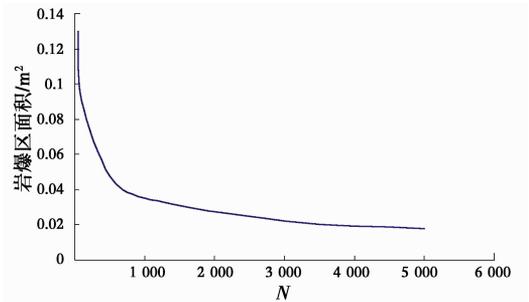


图 11 不同裂纹密度条件下围岩岩爆区面积变化规律  
 Fig. 11 Area of rockburst zone under different  $N$

图 10 所示为不同微裂纹密度条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律,计算参数为:  $\sigma_v = 3 \text{ MPa}$ 、 $\sigma_h = 23 \text{ MPa}$ 、 $d = 5 \text{ mm}$ 、 $\nu = 0.3$ 、 $N = 500$ 、 $K_{IC} = 0.1 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{1/2}$ 。计算结果表明:围岩破裂区和岩爆区分布范围随微裂纹密度的增大而减小。

图 11 所示为不同裂纹密度条件下岩爆区面积随裂纹密度变化规律。从整体上可以看出,岩爆区面积随裂纹密度的增大而减小,变化趋势呈先快后变缓,最终趋于稳定值。

图 12 所示为碎块平均弹射速度随裂纹密度变

化规律。从图 12 可以看出,当裂纹密度  $N$  小于 600 时,碎块平均弹射速度随裂纹密度的增大而增大;当裂纹密度  $N$  大于 600 时,碎块平均弹射速度随裂纹密度的增大而减小,并且在 900 处减小趋势变缓,最终趋于稳定值。

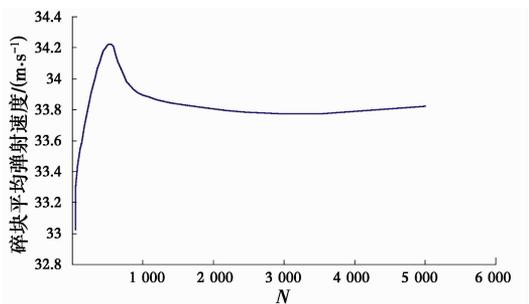


图 12 不同裂纹密度条件下碎块平均弹射速度  
 Fig. 12 The averaged ejection velocity of rock fragments under different  $N$

图 13 所示为不同岩石断裂韧度条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律,计算参数为:  $\sigma_v = 3 \text{ MPa}$ 、 $\sigma_h = 23 \text{ MPa}$ 、 $d=5 \text{ mm}$ 、 $m=0.5$ 、 $\nu=0.3$ 、 $N=500$ 。从图 13 可以看出,围岩破裂区和岩爆区分布范围随断裂韧度的增大而减小。

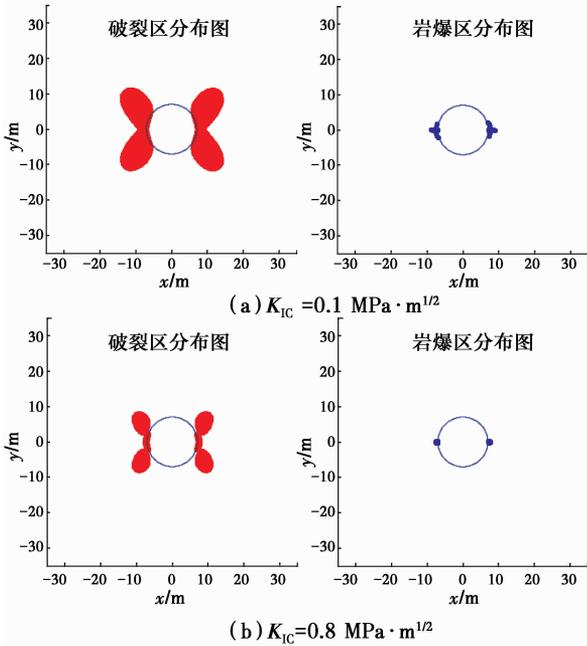


图 13 不同岩石断裂韧度条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律  
Fig. 13 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different  $K_{IC}$

图 14 所示为围岩岩爆区面积随岩石断裂韧度变化规律。从图 14 可以看出,岩爆区面积随岩石断裂韧度的增大而减小,且曲线斜率基本为定值,说明围岩岩爆区面积与岩石断裂韧度呈正比例关系。

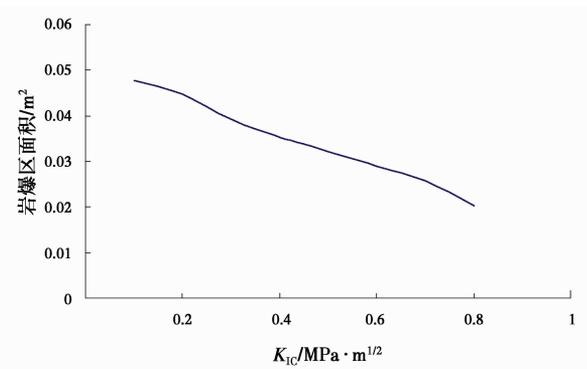


图 14 不同岩石断裂韧度条件下围岩岩爆区面积变化规律  
Fig. 14 Area of rockburst zone under different  $K_{IC}$

图 15 所示为不同岩石断裂韧度条件下碎块平均弹射速度变化规律。从图 15 可以看出,碎块平均弹射速度随岩石断裂韧度的增大而增大,且增长趋

势基本一致。

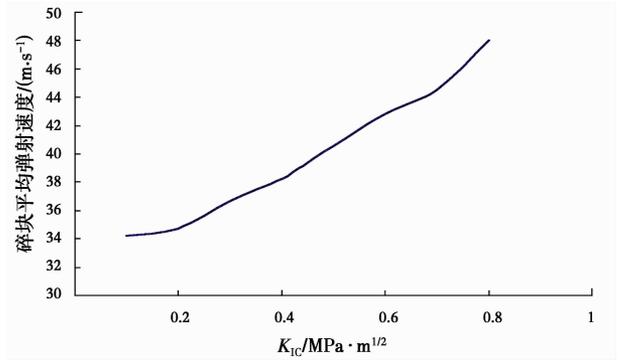


图 15 不同岩石断裂韧度条件下碎块平均弹射速度  
Fig. 15 The averaged ejection velocity of rock fragments under different  $K_{IC}$

图 16 所示为不同泊松比条件下围岩破裂区及岩爆区分布规律,计算参数为:  $\sigma_v = 3 \text{ MPa}$ 、 $\sigma_h = 23 \text{ MPa}$ 、 $d=5 \text{ mm}$ 、 $m=0.5$ 、 $N=500$ 、 $K_{IC}=0.1 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{1/2}$ 。从图 16 可以看出,围岩破裂区和岩爆区分布范围随泊松比的增大而略有增大。

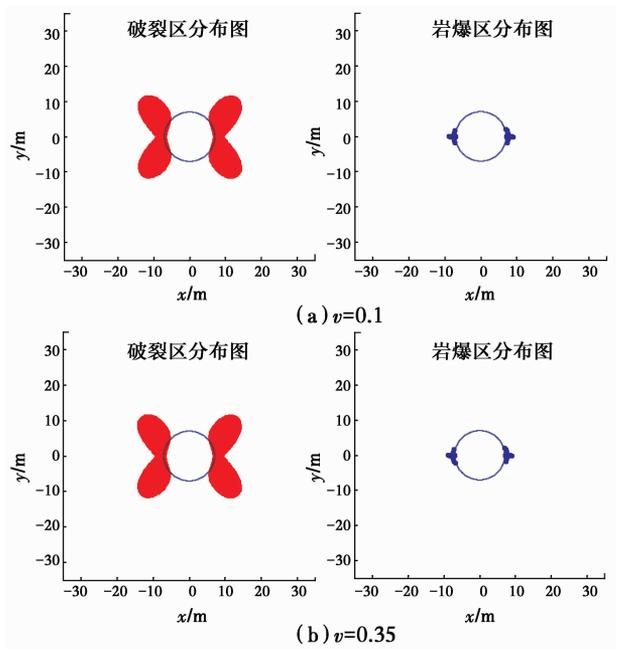


图 16 不同泊松比条件下围岩破裂区及岩爆区分布  
Fig. 16 Distribution of fractured zones and rockburst zone under different  $\nu$

图 17 所示为不同泊松比条件下围岩岩爆区面积变化规律。从图 17 可以看出,围岩岩爆区面积随泊松比的增大而增大,当  $0.1 < \nu < 0.2$  时,岩爆区面积增长较慢;当  $0.2 < \nu < 0.3$ ,岩爆区面积增长加快;当  $0.3 < \nu$  时,围岩岩爆区面积为定值,不随泊松比而变化。

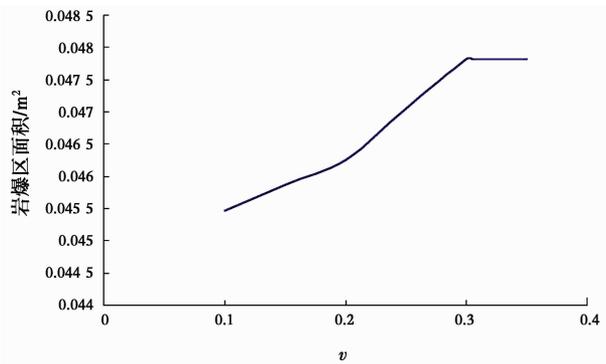


图 17 不同泊松比条件下围岩岩爆区面积变化规律

Fig. 17 Area of rockburst zone under different  $\nu$

图 18 所示为不同泊松比条件下碎块平均弹射速度变化规律。从整体上可以看出,碎块平均弹射速度随泊松比的增大而减小,当  $\nu < 0.2$  时,碎块平均弹射速度减小比较慢,当  $\nu > 0.2$  时,则减小加快。

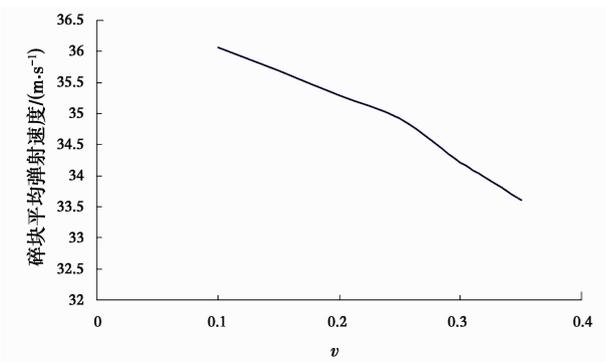


图 18 不同泊松比条件下碎块平均弹射速度

Fig. 18 The averaged ejection velocity of rock fragments under different  $\nu$

### 3 结论

根据能量守恒定律,定量研究了非静水压力条件下圆形洞室连续围岩岩爆区位置、面积及岩爆后岩石碎块弹射速度与应力状态及各种岩体参数之间的关系。地下洞室连续围岩的水平应力和竖向应力差值不同,对围岩的破裂区和岩爆位置及面积大小影响程度不同,差值越大,越容易产生岩爆。当侧压力系数(水平应力与竖向应力比值)大于 1 时,岩爆区面积和碎块平均弹射速度随之侧压力系数增加,先快速增加,当达到 6 时,增长变缓,并趋于稳定值;当侧压力系数小于 1 时,岩爆区面积和碎块弹射速度随侧压力系数增加而减小,当达到某一值后变为 0。岩石颗粒直径越大,岩爆区面积和碎块平均弹射速度越小,岩石颗粒直径小于 0.2 时影响比较大。岩爆区面积随裂纹密度增大而减小,最后趋于稳定

值,而碎块平均弹射速度随裂纹密度增大先增大后减小,并也趋于稳定值。岩石断裂韧度越大,岩爆区面积越小,而碎块平均弹射速度随岩石断裂韧度增大而增大,可见岩石断裂韧度对岩爆区面积和碎块平均弹射速度的影响相反。泊松比越大,岩爆区面积越大,当泊松比大于 0.3 时,岩爆区面积为定值,碎块平均弹射速度随泊松比增大而减小。

### 参考文献:

- [1] 潘一山,徐秉业. 考虑损伤的圆形洞室岩爆分析[J]. 岩石力学与工程学报,1999,18(2): 152-156.  
PAN Y S, XU B Y. The rockburst analysis of circular chamber under consideration of rock damage [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1999, 18(2): 152-156. (in Chinese)
- [2] 王桂尧,孙宗颀,卿笃干. 隧洞岩爆机理与岩爆预测的断裂力学分析[J]. 中国有色金属学报,1999,9(4): 841-845.  
WANG G Y, SUN Z Q, QING D G. Fracture mechanics analysis of rock burst mechanism and prediction [J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 1999, 9(4):841-845. (in Chinese)
- [3] WANG J A, PARK H D. Comprehensive prediction of rockburst based on analysis of strain energy in rocks [J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2001, 16(1): 49-57.
- [4] MANSUROV V A. Prediction of rockbursts by analysis of induced seismicity data [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2001, 38(6): 893-901.
- [5] JIANG Q, FENG X T, XIANG T B, et al. Rockburst characteristics and numerical simulation based on a new energy index: a case study of a tunnel at 2,500 m depth [J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2010, 69(3): 381-388.
- [6] ZUO Y J, LI X B, ZHOU Z L. Determination of ejection velocity of rock fragments during rock burst in consideration of damage [J]. Journal of Central South University of Technology, 2005, 12(5): 618-622.
- [7] 徐林生,王兰生,李永林. 岩爆形成机制与判据研究[J]. 岩土力学,2002,23(3): 300-303.  
XU L S, WANG L S, LI Y L. Study on mechanism and judgment of rockbursts [J]. Rock and Soil Mechanics, 2002, 23(3): 300-303. (in Chinese)
- [8] 蔡美峰,冀东,郭奇峰. 基于地应力现场实测与开采扰动能量积聚理论的岩爆预测研究[J]. 岩石力学与工程学报,2013, 32(10): 1973-1980.

- CAI M F, JI D, GUO Q F. Study of rockburst prediction based on in-situ stress measurement and theory of energy accumulation caused by mining disturbance [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32 (10): 1973-1980. (in Chinese)
- [9] 王元汉,李卧东,李启光,等. 岩爆预测的模糊数学综合评判方法[J]. 岩石力学与工程学报, 1998, 17(5): 493-501.
- WANG Y H, LI W D, LI Q G. Method of fuzzy comprehensive evaluations for rockburst prediction [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1998, 17(5): 493-501. (in Chinese)
- [10] 陈海军, 酆能惠, 聂德新, 等. 岩爆预测的人工神经网络模型[J]. 岩土工程学报, 2002, 24(2): 229-232.
- CHEN H J, LI N H, NIE D X, et al. A model for prediction of rockburst by artificial neural network [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2002, 24 (2): 229-232. (in Chinese)
- [11] 王迎超, 尚岳全, 孙红月, 等. 基于功效系数法的岩爆烈度分级预测研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(2): 529-533.
- WANG Y C, SHANG Y Q, SUN H Y, et al. Study of prediction of rockburst intensity based on efficacy coefficient method [J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(2): 529-533. (in Chinese)
- [12] 蔡美峰. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社, 2002.
- CAI M F. Rock mechanics and engineering [M]. Beijing: Science Press, 2002. (in Chinese)
- [13] ZHOU X P. Analysis of the localization of deformation and the complete stress-strain relation for mesoscopic heterogeneous brittle rock under dynamic uniaxial tensile loading [J]. International Journal of Solids and Structures, 2004, 41(5/6): 1725-1738.
- [14] ZHOU X P. Triaxial compressive behavior of rock with mesoscopic heterogenous behavior: Strain energy density factor approach [J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2006, 45(1): 46-63.
- [15] GOLSHANI A, OKUI Y, ODA M, et al. A micromechanical model for brittle failure of rock and its relation to crack growth observed in triaxial compression tests of granite [J]. Mechanics of Materials, 2006, 38: 287-303.
- [16] ZHOU X P, QIAN Q H, YANG H Q. Rock burst of deep circular tunnels surrounded by weakened rock mass with cracks [J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2011, 56(2): 79-88.
- [17] ZHOU X P, YANG H Q. Micromechanical modeling of dynamic compressive responses of mesoscopic heterogenous brittle rock [J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2007, 48(1): 1-20
- [18] 钱七虎. 地下洞室连续围岩岩爆的定量分析及其与分区破裂化之间的关系[C]//第一届中俄矿山深部开采岩石动力学高层论坛论文集, 2011.
- QIAN Q H. Quantitative analysis of rock burst in continuous surrounding rock of underground caverns and its relationship with partition rupture [C]// Proceedings of the first symposium on rock dynamics in deep mining in China and Russia, 2011. (in Chinese)

(编辑 胡英奎)