

DOI : 10.16285/j.rsm.2016.10.031

岩体强度对牙轮单齿作用下破碎坑的体积及形态影响研究

郭汝坤¹, 冯 春¹, 李战军², 李世海¹

(1. 中国科学院力学研究所 流固耦合系统力学重点实验室, 北京 100190; 2. 广东宏大爆破股份有限公司, 广东 广州 510623)

摘 要:借助连续-非连续单元法(CDEM),对牙轮钻单齿压入破岩的机制进行了探讨,研究了加载过程中破碎体积及破碎坑的演化规律,分析了岩体凝聚力和内摩擦角对单齿破岩体积及破碎坑形态的影响。数值计算结果表明,破碎坑基本上呈半椭圆球体,其宽深比仅受内摩擦角控制,随着内摩擦角的增加,破碎坑的宽深比减小。破碎坑的宽度、深度及单齿破岩体积可用齿压 F 、钻齿半径 r 、凝聚力 c 及内摩擦角 φ 表征,基于数值计算结果给出了破碎坑的宽度、深度及单齿破岩体积定量表述的公式;基于相关理论公式,考虑各个同时与岩石接触的几个齿轮对岩石的损伤是相互影响的,引入单齿破岩体积的修正系数,建立了牙轮钻的工作参数(轴压、转速、进尺速度等)与岩体凝聚力及内摩擦角的函数关系。在鞍千矿南采区进行了牙轮钻随钻测试的现场试验,获得了不同岩性下的单齿破岩体积,并就近取样测试了岩体的凝聚力及内摩擦角。当修正系数取 0.363 时,现场测试结果与基于数值计算得到的单齿破岩体积基本一致,从而证明了数值计算及相关理论推导的正确性。研究成果可以为岩体强度的动态测试提供依据。

关 键 词:单齿破岩体积;破岩机制;连续-非连续单元法(CDEM);钻进速度;岩体强度;破碎坑形态

中图分类号: TU 452

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 7598 (2016) 10 - 2971 - 08

Influence of rock mass strength on volume and shape of fragmental pit generated by a single tooth of roller bit

GUO Ru-kun¹, FENG Chun¹, LI Zhan-jun², LI Shi-hai¹

(1. Key Laboratory for Mechanics in Fluid Solid Coupling Systems, Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China;

2. Guangdong Hongda Blasting Co., Ltd., Guangzhou, Guangdong 510623, China)

Abstract: Based on a continuous-discontinuous element method (CDEM), this paper is to discuss fracture mechanism of rocks under compressive loading applied by a single tooth of roller bit. The CEDM is then applied to investigate the fracture evolution process of rock mass under compressive loading, and to analyze the effect of cohesion, internal friction angle on rock fragmental volume and the patterns of fragmental pit. Numerical results show that the shape of fragmental pit is basically a semi-ellipsoid and the ratio of width to depth of the fragmental pit is only affected by the internal friction angle. With the increase of internal friction angle, the ratio of width to depth decreases gradually. The width and depth of fragmental pit and the volume of fragment can be described by the single tooth pressure F , tooth radius r , cohesion c and internal friction angle φ . By considering the rock damage influenced by several bits which are in contact with rock simultaneously, the correction coefficient of single tooth fragmental volume is introduced. Then the relationship between operating parameters of roller bit (i.e., axial force of drill pipe, rotational speed and drilling speed) and rock mass strength (i.e., cohesion and internal friction angle) is established. Field experiments are conducted at the south mining area of Anqian mine, and the rock fragmental volumes of different rock properties are obtained. The corresponding cohesive strength and internal friction angle of the rock mass are obtained by laboratory tests. When the correction factor is 0.363, the field testing results coincide well with the theoretical results, which demonstrates the validity of numerical analysis and formula derivation. The results will be used for the field test of dynamic strength of rock mass.

收稿日期: 2015-10-21

基金项目: 国家重点基础研究发展计划项目(973 计划)(No. 2015CB250903); 中国科学院战略性先导科技专项(B 类)(No. XDB10030303); 广东宏大爆破股份有限公司“基于数字模拟的露天爆破设计软件”研发项目资助。

This work was supported by the National Key Basic Research Program of China (973 Program) (2015CB250903), the Strategic Priority Research Program (B) of Chinese Academy of Sciences (XDB10030303) and the Research and Development Project of Open Pit Blasting Design Software Based on the Numerical Simulation.

第一作者简介: 郭汝坤, 男, 1988 年生, 博士研究生, 主要从事岩土工程数值模拟及现场原位试验等方面的研究工作。E-mail: guorukun@imech.ac.cn

Keywords: rock fragmental volume under single tooth; rock fracture mechanism; continuous-discontinuous element method (CDEM); drilling speed; strength of rock mass; shape of fragmental pit

1 引 言

牙轮钻是露天矿爆破开采、石油及天然气钻探开发中的主要破岩工具,其工作性能直接影响到钻孔质量、钻进速度以及钻孔成本^[1]。牙轮钻的破岩过程十分复杂,影响因素较多,研究牙轮钻头的破岩机制,揭示钻进过程中各参量之间的内在联系,合理选择破岩参数进行高效破岩,一直是理论界和工程界的关注重点,具有较高的研究价值^[2]。

牙轮钻工作时,钻杆将压力和扭矩传递给牙轮钻头,钻头一方面向孔底挤压;另一方面进行自转及公转,从而引起牙轮表面的破岩刀具碾压破岩,并最终导致岩石在压力作用下的破碎解体。

国内外的专家、学者对单齿破岩机制进行了大量的研究,并取得了丰硕的成果。Lawn^[3]、Lindqvist^[4]基于 Boussinesq 弹性力学解给出了应力场的裂纹产生机制;Ostojic^[5]对钝压头侵入时裂纹的形成过程进行了总结和描述;Hertz^[6]对侵入脆性材料过程中裂纹的产生机制进行了研究,采用球形压头进行侵入试验发现了赫兹裂纹,并解释了其产生机制;刘清友等^[7]建立了盘式单牙轮钻头破岩机制仿真模型,并与试验结果进行了对比;赵伏军等^[8]研究了动、静载荷耦合作用下压头侵入岩石的断裂性质,研究了钻进过程中裂纹长度与载荷、侵入速度之间的关系;Liu 等^[9]基于 RFPa 软件研究了岩屑坑的形成过程,建立了裂纹计算的经验模型;况雨春等^[10]以现场实钻数据为基础,采用黑箱法建立钻头破岩的仿真模型,并对决定钻头钻进性能的齿坑模型和牙齿吃入岩石的力-吃深模型进行了仿真计算;马德坤^[11]对牙轮钻头的几何学、运动学以及钻头与岩石的相互作用做了系统的分析研究。

石祥超等^[12]应用 FLAC^{3D} 模拟了单齿加载速度对侵入破岩的影响;Su 等^[13]采用颗粒流 PFC^{3D} 对岩石的切削破坏进行了模拟,取得了与试验较为一致的结果;祝效华等^[14]研究了钻井过程中钻柱、钻头、岩石相互作用下的牙轮钻头动力学特性;廖志毅等^[15]基于细观损伤有限元方法,模拟分析了刀具在单一动载、动静联合荷载、静态围压条件下动、静联合荷载 3 种情况下岩体破碎的全过程。蔡灿等^[16]研究了牙齿低速冲击下的破岩机制,分析了单齿冲击下岩石破碎坑的形貌,提出了分区建立物理和力学模型的建议。

总体而言,现有的理论和分析对于单齿作用下

裂纹的产生机制、空间形态及牙轮钻头的几何学、运动学有了较为深刻的认识,但关于钻头破岩过程中损伤场及破裂场的演化规律,破岩效果与钻杆轴压、转速及岩石力学性质等因素之间关系的研究却鲜见报道。

本文基于连续-非连续单元法(CDEM)研究了单齿加载过程中破碎体积及破碎坑的演化规律、探讨了岩体凝聚力和内摩擦角对单齿破岩体积及破碎坑形态的影响,建立了牙轮钻进尺速度、钻杆轴压、转速与岩体凝聚力、内摩擦角的对应关系。并根据钻杆旋转一周单齿破岩体积的累积量和宏观破岩体积相等,建立了进尺速度与钻杆轴压、转速、岩石性质之间的定量表达式。最后,通过鞍千矿南采区的现场试验,证明了数值计算所得结论的可靠性和准确性。

2 计算方法及本构模型

2.1 CDEM 计算方法

本文的数值模拟主要采用连续-非连续单元方法(CDEM)进行。CDEM^[17-21]方法是一种将有限元与离散元进行耦合计算,通过块体边界及块体内部的断裂来分析材料渐进破坏过程的数值模拟方法。CDEM 中包含块体及界面两个基本概念,块体由一个或多个有限元单元组成,用于表征材料的连续变形特征;界面由块体边界组成,通过在块体边界上引入可断裂的一维弹簧实现材料中裂纹扩展过程的模拟。

CDEM 方法的控制方程为质点运动方程,并采用基于增量方式的显式欧拉前差法进行动力问题的求解,在每一时步包含有限元的求解及离散元的求解两个步骤,整个计算过程中采用不平衡率表征系统受力的平衡程度。

2.2 拉剪联合的应变软化模型

本文采用拉剪联合的应变软化模型^[22],其中拉伸破坏采用最大拉应力准则,剪切破坏采用摩尔-库仑准则,根据拉伸塑性应变折减抗拉强度实现拉伸软化,根据剪切塑性应变折减抗剪强度实现剪切软化。利用该模型描述单齿压载荷作用下的岩石剪切损伤破坏及拉伸损伤破坏过程。

首先利用增量形式的有限元法计算本时步单元的应力增量,计算公式为

$$\Delta\sigma_{ij} = 2G\Delta\varepsilon_{ij} + \left(K - \frac{2}{3}G\right)\Delta\theta\delta_{ij} \quad (1)$$

式中： $\Delta\sigma_{ij}$ 为当前时步的应力增量； $\Delta\varepsilon_{ij}$ 为当前时步的应变增量； $\Delta\theta$ 为当前时步的体应变增量； K 为体积模量； G 为剪切模量； δ_{ij} 为 Kronecker 符号。

而后计算本时步单元的试探应力，计算公式为

$$\sigma_{ij} = \Delta\sigma_{ij} + \sigma_{ij-old} \quad (1)$$

式中： σ_{ij} 为本时步的试探应力， σ_{ij-old} 为上一时步的应力。

根据试探应力张量 σ_{ij} 计算当前时步的主应力 σ_1 、 σ_2 及 σ_3 ，根据式 (3) 判断该应力状态是否已经达到或超过 Mohr-Coulomb 准则及最大拉应力准则，为

$$\left. \begin{aligned} f^s &= \sigma_1 - \sigma_3 N_\varphi + 2c(t)\sqrt{N_\varphi} \\ f^t &= \sigma_3 - \sigma_1(t) \\ h &= f^t + \alpha^p(\sigma_1 - \sigma^p) \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

式中： f^s 为剪切屈服函数； f^t 为拉伸屈服函数； h 为判别因子； $c(t)$ 、 $\sigma_1(t)$ 为块体当前时步的内聚力及抗拉强度； N_φ 、 α^p 、 σ^p 为常数，计算公式为

$$\left. \begin{aligned} N_\varphi &= (1 + \sin \varphi) / (1 - \sin \varphi) \\ \alpha^p &= \sqrt{1 + N_\varphi^2} + N_\varphi \\ \sigma^p &= \sigma_1(t) N_\varphi - 2c(t)\sqrt{N_\varphi} \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

式中： φ 为块体内摩擦角。

如果 $f^s > 0$ 且 $h < 0$ ，单元发生剪切破坏；如果 $f^t > 0$ 且 $h > 0$ ，则发生拉伸破坏。

当单元发生剪切破坏时，采用下式进行主应力的修正：

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{1-new} &= \sigma_1 - \lambda^s(\alpha_1 - \alpha_2 N_\psi) \\ \sigma_{2-new} &= \sigma_2 - \lambda^s \alpha_2 (1 - N_\psi) \\ \sigma_{3-new} &= \sigma_3 - \lambda^s(-\alpha_1 N_\psi + \alpha_2) \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中： λ^s 、 N_ψ 、 α_1 和 α_2 为常数，其表达式为

$$\left. \begin{aligned} \lambda^s &= f^s / [(\alpha_1 - \alpha_2 N_\psi) - (-\alpha_1 N_\psi + \alpha_2) N_\psi] \\ \alpha_1 &= K + 4G/3 \\ \alpha_2 &= K - 2G/3 \\ N_\psi &= (1 + \sin \psi) / (1 - \sin \psi) \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

式中： ψ 为剪胀角。

当单元发生拉伸破坏时，要进行主应力的修正，其计算公式为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{1-new} &= \sigma_1 - [\sigma_3 - \sigma_1(t)]\alpha_2/\alpha_1 \\ \sigma_{2-new} &= \sigma_2 - [\sigma_3 - \sigma_1(t)]\alpha_2/\alpha_1 \\ \sigma_{3-new} &= \sigma_1(t) \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

将经过 Mohr-Coulomb 准则及最大拉应力准则修正后的主应力转换至整体坐标系，根据有限元法

计算由单元应力贡献出的节点力。

同时，根据当前时步的等效塑性剪应变及塑性体应变，对凝聚力及抗拉强度值进行折减，计算公式为

$$\left. \begin{aligned} c(t + \Delta t) &= -c \times \gamma_p / \gamma_{lim} + c \\ \sigma_t(t + \Delta t) &= -\sigma_t \times \varepsilon_p / \varepsilon_{lim} + \sigma_t \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

式中： $c(t + \Delta t)$ 及 $\sigma_t(t + \Delta t)$ 为下一时步的凝聚力及抗拉强度值； Δt 为计算时步； c 及 σ_t 为初始时刻的凝聚力及抗拉强度值； γ_p 及 ε_p 为当前时刻等效塑性剪应变及塑性体应变； γ_{lim} 及 ε_{lim} 为剪切断裂应变及拉伸断裂应变。

基于拉剪联合的应变软化模型，可以定义三类损伤因子，分别为拉伸损伤因子 α 、剪切损伤因子 β 及联合损伤因子 χ ，计算公式为

$$\left. \begin{aligned} \alpha &= 1 - \sigma_t(t) / \sigma_t \\ \beta &= 1 - c(t) / c \\ \chi &= 1 - (1 - \alpha)(1 - \beta) \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

由于单齿压入的破坏形式主要为剪切破坏，也存在少量的拉伸破坏，下文进行单齿压入岩石损伤破裂的数值分析时，统计指标均采用联合损伤因子 χ ，并把 $c = 0$ 和抗拉强度 $\sigma_t = 0$ 的总区域作为岩石完全破碎的区域，其包含的体积即为单齿破岩体积。

3 单齿破岩模拟与结果分析

3.1 数值计算模型

单齿作用于岩体具有对称性，取其 1/4 进行研究，建立数值计算模型如图 1 所示，其中褐色部分为牙轮钻齿单元，紫色和黄色部分为岩石单元，牙轮钻齿采用 1/4 半圆球，直径为 2 cm，模型尺寸为 20 cm×20 cm×20 cm，为了提高计算效率，距离钻进位置较远的部分采用粗网格，在钻进位置附近进行网格加密，共计剖分四面体网格 48 017 个。

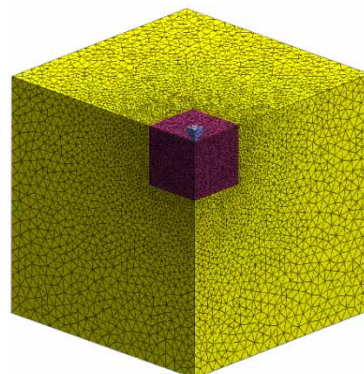


图 1 单齿破岩数值计算模型
Fig.1 Numerical model of rock fracture under a single tooth

计算采用 CDEM 法,计算中牙轮钻头和岩石进行接触计算,牙轮钻头的本构模型采用线弹性模型,岩石的本构模型采用拉剪联合下的应变软化模型。计算中,牙轮钻头的弹性模量为 200 GPa,泊松比为 0.3,密度为 7.8 g/cm³,岩石的弹性模量为 50 GPa,泊松比为 0.25,密度为 2.5 g/cm³,拉伸断裂应变为 0.3%,剪切断裂应变为 0.6%。

3.2 载荷施加及边界条件

在单齿破岩过程中,随着加载的进行,齿尖附近的岩石将逐渐发生挤压破坏,并进一步导致应力的调整及破碎区的演化。影响单齿破岩体积 V_0 的因素主要有凝聚力 c 、内摩擦角 φ 、单齿压力 F 、钻齿半径 r 。破碎坑的宽度 R 和深度 H 及单齿破岩体积 V_0 可表述为

$$\left. \begin{aligned} R &= R(F, c, r, \tan \varphi) \\ H &= H(F, c, r, \tan \varphi) \\ V_0 &= V_0(R, H) \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

为了研究破碎坑的 R 、 H 及单齿破岩体积与岩体强度参数之间的关系,进行凝聚力及内摩擦角的双参数研究,凝聚力取 7 个水平,内摩擦角取 5 个水平,共计 35 组算例。其中,凝聚力 c 分别取 3、5、15、25、35、45、55 MPa,内摩擦角 φ 分别取 20°、25°、30°、35°、40°。由于钻机在钻进过程中是力加载过程,因此,在数值计算中亦采用力加载模式,先给牙轮钻头施加一个线性增加的力,经过 0.02 s 后保持不变,0.08 s 后线性减小,载荷函数为

$$F = \begin{cases} 1\,000\pi t & 0 \text{ s} < t < 0.02 \text{ s} \\ 20\pi & 0.02 \text{ s} < t < 0.08 \text{ s} \\ 1\,000\pi(0.1-t) & 0.08 \text{ s} < t < 0.10 \text{ s} \end{cases} \quad (11)$$

式中: F 为加载力 (kN); t 为加载时间 (s)。

边界条件为前、后、左、右 4 个侧面及底面法向约束,钻头水平方向全约束,在钻头上表面施加法向载荷。将最终强度为 0 的单元作为破碎单元,对这些单元的体积进行统计,作为单齿破岩体积。

矿山牙轮钻钻进深度一般在 15 m,产生的地应力不到 0.5 MPa,与几十兆帕的岩体强度相比,可以忽略,因此,实际计算时不考虑围压的作用。牙轮钻主要靠碾压破岩,冲击效应较弱,计算中可认为每一个时刻为平衡状态,采用准静态算法(虚质量法)进行计算。

3.3 破碎过程分析

当 $c=5$ MPa、 $\varphi=30^\circ$ 时,不同时刻的损伤破裂场如图 2 所示(为了便于清晰观察,取图 1 中紫色

部分进行观察)。由图可得,损伤因子等于 1 的部分为破碎坑(图中蓝色部分),其形状基本为半椭球体,从破碎坑向下,损伤程度逐渐减小。

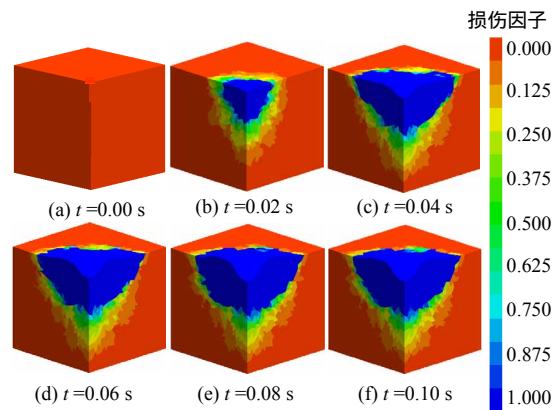


图 2 $c=5$ MPa、 $\varphi=30^\circ$ 单齿破岩损伤破裂场演化过程
Fig.2 Evolution process of damage and fracture of rock under a single tooth when $c=5$ MPa, $\varphi=30^\circ$

由图 2 还可以看出,初始时刻岩体不存在损伤破裂,随着加载的进行,损伤破裂开始发生、发展;从不同时刻的损伤破裂场可看出,时间越长,破碎坑越大;加载到 0.04 s,损伤范围基本形成;继续加载,损伤区逐渐演化为破裂区,但损伤范围几乎不变。

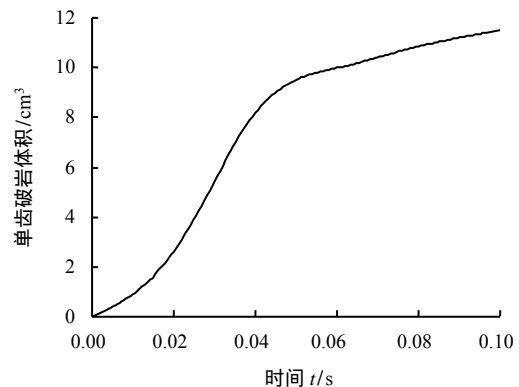


图 3 单齿破岩体积随时间变化曲线
Fig.3 Relationship between rock fracture volume and time under single tooth

单齿破岩体积随加载时间变化曲线如图 3 所示。由图可知,0.02 s 之前,由于载荷线性增加,岩石基本呈加速破碎状态;0.02~0.04 s,载荷达到最大值,且保持不变,岩石破碎速率也保持在一个较高的值;当超过 0.04 s 后,尽管载荷稳定在最高值,但由于钻齿周围岩体破碎的耗能作用,导致岩石的破碎速率逐渐降低。

数值计算得到的破碎坑的宽度 R 和深度 H 如图 4 所示。定义 R 和 H 的比为 m , 则

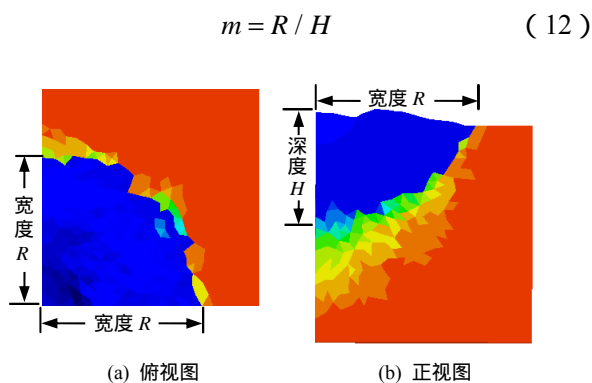


图 4 $c = 5 \text{ MPa}$ 、 $\varphi = 30^\circ$ 单齿破岩破碎坑宽度 R 和深度 H
 Fig.4 Width and depth of fragmental pit when $c = 5 \text{ MPa}$, $\varphi = 30^\circ$

由图可知，破碎坑的水平剖面有着较好的对称性，基本呈圆形；而破碎坑的竖直剖面基本呈抛物线形。定义完全损伤与零损伤之间的区域为损伤过渡带，则上表面处的过渡带宽度最窄，钻齿底部的过渡带宽度最宽。

3.4 c 和 φ 对破碎坑的影响规律

进行双参数研究， c 分别取 3、5、15、25、35、45、55 MPa， φ 分别取 20° 、 25° 、 30° 、 35° 、 40° ，经 CDEM 计算得到破碎坑的宽度、深度及单齿破岩破碎体积随 c 和 φ 变化如图 5~7 所示。

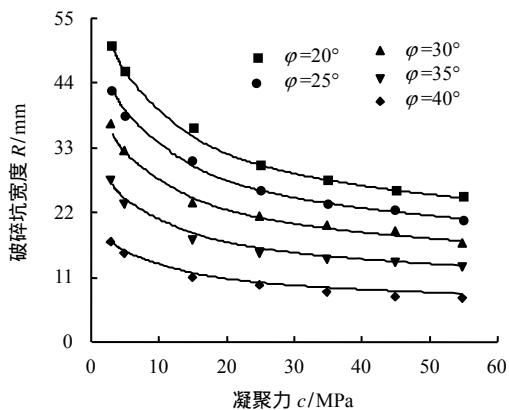


图 5 破碎坑的宽度 R 随强度变化曲线
 Fig.5 Variations of fragmental pit width with strength of rock mass

由图 5 可以看出，随着 c 和 φ 的增大，破碎坑的宽度呈现减小趋势。当 c 不变时，随着 φ 的增大，破碎坑的宽度逐渐减小。当 φ 不变时，随着 c 的增大，破碎坑的宽度也逐渐减小。

从图 6 可以看出，随着 c 和 φ 的增大，破碎坑的深度呈现减小趋势。当 c 不变时，随着 φ 的增大，破碎坑的深度逐渐减小。当 φ 不变时，随着 c 的增大，破碎坑的深度也逐渐减小。

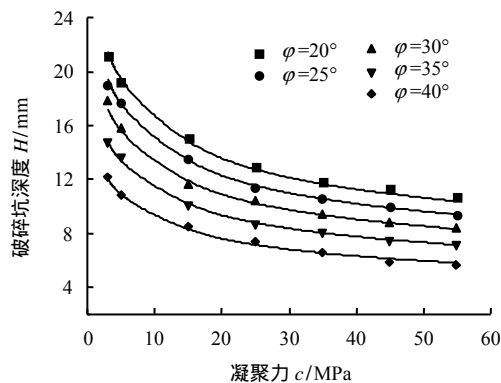


图 6 破碎坑的深度 H 随强度变化曲线
 Fig.6 Variations of fragmental pit depth with strength of rock mass

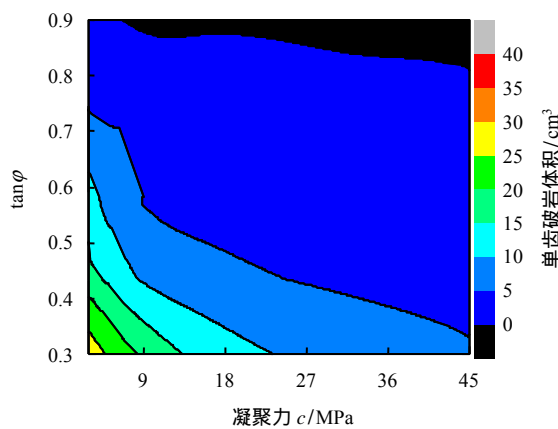


图 7 单齿破岩体积 V_0 云图
 Fig.7 Nephogram of rock fracture volume

从图 7 可以看出，随着 c 和 φ 的增大，单齿破岩体积 V_0 呈现减小趋势。当 c 不变时，随着 φ 的增大， V_0 逐渐减小。当 φ 不变时，随着 c 的增大， V_0 也逐渐减小。在强度较小时， V_0 有较大的梯度。

当岩体强度不同时，产生的破碎坑的形状也不尽相同，可以根据破碎坑的宽深比 m 来进一步研究 c 和 φ 的影响规律。

破碎坑的宽深比 m 的随凝聚力和内摩擦角变化云图如图 8 所示。从图中可看出，当 φ 不变时， m 几乎保持水平条带，说明宽深比随凝聚力的变化不大。当凝聚力不变时，云图竖直方向有梯度变化，说明 m 随 $\tan \varphi$ 的增加而减小。由于 m 随 c 的变化不大，可认为该比值的变化仅受 $\tan \varphi$ 控制，根据式 (10) 结合数值计算结果，可将式 (10) 表述为如下无量纲的形式：

$$\left. \begin{aligned} \frac{R}{r} &= \left(\frac{F}{\pi r^2 c} \right)^A (\alpha_R \tan \varphi + \beta_R) \\ \frac{H}{r} &= \left(\frac{F}{\pi r^2 c} \right)^A (\alpha_H \tan \varphi + \beta_H) \\ V_0 &= \alpha_V R^2 H \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

式中： A 、 α_R 、 α_H 、 α_V 、 β_R 、 β_H 为拟合参数。通过拟合破碎坑宽度和深度的数据得到 $A=0.25$ ， $\alpha_R=-14.5$ ， $\beta_R=15.4$ ， $\alpha_H=-3.95$ ， $\beta_H=5.71$ ；通过对单齿破岩体积的拟合得 $\alpha_V=0.48$ 。由拟合参数及式 (13) 就得到了牙轮钻单齿破岩时破碎坑的形状参数及破碎体积和岩体强度的对应关系。

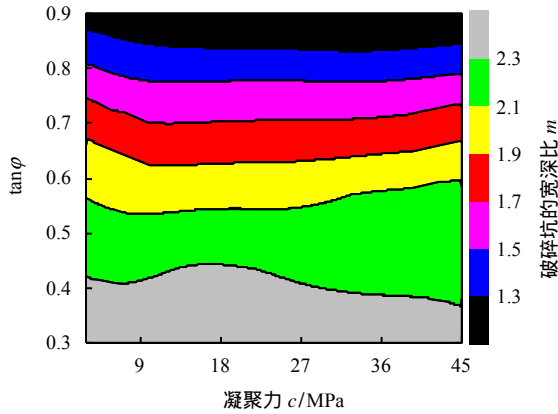


图 8 破碎坑的宽深比 α 云图
Fig.8 Nephogram of the ratio α of depth to width for the fragmental pit

4 现场试验与验证

4.1 试验设备及试验方案

在鞍千矿南采场区选取试验点，场地主要为赤铁矿，钻机型号为中钢集团衡阳重型机械有限公司出产的 YZ-35C 型牙轮钻机。

在牙轮钻钻进过程中对相关数据进行监测。其中，转速 n_T 直接从钻机控制台的转速表上读取，并通过在钻杆上粘贴参考片进行校核。钻杆轴压 N 通过控制台的油压表进行控制，并通过在钻杆上粘贴应变片建立油压表读数与钻杆轴压 N 之间的函数关系。进尺随时间的变化主要依靠固定于回转小车上的激光测距仪获得，并通过求导获得进尺速度 v 。此外，需在钻孔区域取样并进行室内试验，获得赤铁矿的力学强度（主要为 c 、 ϕ ）。

由于钻进过程中监测到的是宏观变量，如钻杆轴压 N 、转速 n_T 、进尺速度 v 等，需要进一步建立起这些宏观变量与 V_0 之间的关系。

4.2 钻进中 N 、 n_T 、 v 和 V_0 的对应关系

若某瞬间钻杆轴压为 N ，3 个牙轮此时刻分别有 k_1 、 k_2 、 k_3 个齿与岩石同时接触，设每一个齿上所受到的力 F 均相等。

$$F = N / (k_1 + k_2 + k_3) \tag{14}$$

设 k 个齿破碎的岩石体积为 ΔV ，其表达式为 $\Delta V = kV_0$ (15)

第 i 个牙轮自转一周能破碎的体积 V_i 可表述为

$$V_i = \sum_{j=1}^{m_i} (\Delta V)_j = \sum_{j=1}^{m_i} (k_i V_0)_j \tag{16}$$

式中： m_i 为第 i 个牙轮上布齿的母线数； j 为第 j 次压入破碎。

3 个牙轮自转一周所能破碎的岩石体积可表述为

$$V = V_1 + V_2 + V_3 \tag{17}$$

设牙轮自转一周的时间内，各齿的破岩体积均相等（为 V_0 ），则式 (17) 可进一步表述为

$$V = \left(\sum_{j=1}^{m_1} (k_1)_j + \sum_{j=1}^{m_2} (k_2)_j + \sum_{j=1}^{m_3} (k_3)_j \right) V_0 \tag{18}$$

式中： m_1 、 m_2 、 m_3 分别为牙轮 1、2、3 上布齿的母线数，令

$$K = \sum_{j=1}^{m_1} (k_1)_j + \sum_{j=1}^{m_2} (k_2)_j + \sum_{j=1}^{m_3} (k_3)_j \tag{19}$$

则式 (18) 可进一步表述为

$$V = KV_0 \tag{20}$$

当牙轮钻机及牙轮钻头型号确定时， K 即为常数。

若牙轮钻头孔底角 $\alpha_0=0^\circ$ ，牙轮主锥角为 $2\phi_0$ ，则牙轮转速 n_L 和钻头转速 n_T 之间的关系为

$$\frac{n_T}{n_L} = \sin \phi_0 \tag{21}$$

钻进过程中，根据钻杆转动一周单齿破岩体积的累积值和通过进尺计算的破岩总体积相等的原则，建立 V_0 与 N 、 v 、 n_T 之间的关系式如下：

$$\frac{\pi R_0^2 v}{n_T} = V \frac{1}{\sin \phi_0} = KV_0 \frac{1}{\sin \phi_0} \tag{22}$$

上式可进一步表述为

$$v = \frac{Kn_T}{\pi R_0^2 \sin \phi_0} V_0 \tag{23}$$

式中： R_0 为钻孔半径。对钻进速度和单齿破岩体积进行理论估算，取 $k_1=k_2=k_3=3$ ， $R_0=0.25$ m， $m_1=m_2=m_3=18$ ， $\phi_0=22.5^\circ$ ，将参数和上述数值计算得到的 V_0 表达式代入式 (23)，粗略估算 v 、 N 、 c 、 ϕ 的定量表达式为

$$v = \frac{423.3n_T}{\pi R_0^2} V_0 \tag{24}$$

由于牙轮的上一母线上的齿会对下一母线上齿的作用位置产生损伤破坏，而数值计算时仅研究了单齿作用，各个同时与岩石接触的几个齿轮对岩石的损伤是相互影响的，故引入单齿破岩体积修正系数 η ，则式 (24) 可修正为

$$v = \frac{423.3n_T}{\pi R_0^2} \eta V_0 \quad (25)$$

4.3 试验结果分析

为了验证岩石的 c 、 ϕ 与 v 之间的规律性，在灰岩、混合岩、赤铁矿 3 种不同岩性的地层中进行随钻监测的试验。钻进时， n_T 保持为 60 r/min， N 保持为 138 kN，根据式 (25) 得单齿破岩体积的表达式为

$$V_0 = \frac{v\pi R_0^2}{423.3n_T\eta} \quad (26)$$

现场随钻监测试验测试结果如表 1 所示。

表 1 不同岩石性质的测试结果
Table 1 Testing results of different rocks

岩性	凝聚力 /MPa	内摩擦角 /($^\circ$)	进尺速度 / (m/s)	试验单齿破岩体积 /m ³
灰岩	28.27	38	6.25×10^{-3}	2.897×10^{-6}
混合岩	34.36	40	4.20×10^{-3}	1.947×10^{-6}
赤铁矿	68.04	41	2.47×10^{-3}	1.145×10^{-6}

根据式 (13) 第 3 式计算得到理论单齿破岩体积分别为 7.72×10^{-6} 、 4.84×10^{-6} 、 2.38×10^{-6} m³。当修正系数取 0.363 时，理论破岩破岩体积和试验单齿破岩体积基本相等，说明了数值计算得到的单齿破岩体积计算公式的合理性。

5 结论与展望

(1) 基于连续-非连续单元法对牙轮钻单齿压入破岩的机制进行了探讨。计算结果表明，破碎坑基本上呈半椭球体，对称性较好。随着加载的进行，岩体的损伤破裂开始发生、发展；时间越长，破碎坑越大；加载到 0.04 s，损伤范围基本形成；继续加载，损伤区逐渐演化为破裂区，但损伤范围几乎不变。

(2) 研究了岩体凝聚力和内摩擦角对单齿作用下破碎坑形态的影响。结果表明，破碎坑的空间形态仅受内摩擦角控制，几乎不受凝聚力控制；随着内摩擦角的增加，破碎坑的宽深比 m 逐渐减小。

(3) 研究了岩体凝聚力和内摩擦角对破碎坑宽度、深度及单齿破岩体积的影响，破碎坑宽度、深

度及单齿破岩体积随着岩体强度的增大而减小。基于数值计算结果及量纲分析给出了破碎坑宽度、深度及单齿破岩体积与凝聚力和内摩擦角定量表达。

(4) 考虑各个同时与岩石接触的几个齿轮对岩石的损伤是相互影响的，引入单齿破岩体积的修正系数，建立了牙轮钻的工作参数（轴压、转速、进尺速度等）与岩体凝聚力及内摩擦角的函数关系。

(5) 在鞍千矿南采区进行了牙轮钻钻进规律的现场试验，获得不同岩性下的试验单齿破岩体积，并就近取样测试了岩体的凝聚力及内摩擦角。当修正系数取 0.363 时，现场测试结果与基于数值计算得到的单齿破岩体积基本一致，证明了数值计算及相关理论推导的正确性。本文的研究成果可以为岩体强度的动态测试提供依据。

(6) 修正系数的选取依赖于多齿之间的相互影响及钻进过程中前端的岩石的损伤，这部分的模拟工作仍需进一步的研究。

参考文献

- [1] 王清峰, 朱才朝, 宋朝省, 等. 牙轮钻头单牙轮的破岩仿真研究[J]. 振动与冲击, 2010, 29(10): 108 - 112.
WANG Qing-feng, ZHU Cai-chao, SONG Chao-sheng, et al. Nonlinear dynamic analysis of a roller cone bit-well rock system with rock-cone bit interaction[J]. *Journal of Vibration and Shock*, 2010, 29(10): 108 - 112.
- [2] 杨岳峰, 梁正召, 唐春安. 冲击作用下的压头破岩机制研究[J]. 岩土力学, 2013, 34(6): 1775 - 1785.
YANG Yue-feng, LIANG Zheng-zhao, TANG Chun-an. Rock fragmentation mechanism induced by a drill bit subjected to dynamic loading[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2013, 34(6): 1775 - 1785.
- [3] LAWN B R. Microfracture beneath point indentations in brittle solids[J]. *Journal of Materials Science*, 1975, 10(1): 113 - 122.
- [4] LINDQVIST P A. Stress fields and subsurface crack propagation of single and multiple rock indentation and disc cutting[J]. *Rock Mechanics & Rock Engineering*, 1984, 17(2): 97 - 112.
- [5] OSTOJIC P, MCPHERSON R. A review of indentation fracture theory: its development, principles and limitations[J]. *International Journal of Fracture*, 1987, 33(4): 297 - 312.
- [6] HERTZ H. On the contact of elastic solids[J]. *Journal für die Reine und Angewandte Mathematic*, 1888, 92: 156 - 228.

- [7] 刘清友, 王国荣, 牛再举. 盘式单牙轮钻头破岩机理仿真研究[J]. 四川大学学报(工程科学版), 2003, 35(5): 12 - 15.
LIU Qing-you, WANG Guo-rong, NIU Zai-ju. Simulation study the rock-breaking mechanism on dies one-cone bit[J]. **Journal of Sichuan University (Engineering Science Edition)**, 2003, 35(5): 12 - 15.
- [8] 赵伏军, 李夕兵, 冯涛, 等. 动静载荷耦合作用下岩石破碎理论分析及试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(8): 1315 - 1320.
ZHAO Fu-jun, LI Xi-bing, FENG Tao, et al. Theoretical analysis and experiments of rock fragmentation under coupling dynamic and static loads[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(8): 1315 - 1320.
- [9] LIU H Y, KOU S Q, LINDQVIST P, et al. Numerical simulation of the rock fragmentation process induced by indenters[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2002, 39(4): 491 - 505.
- [10] 况雨春, 伍开松, 杨迎新, 等. 三牙轮钻头破岩过程计算机仿真模型[J]. 岩土力学, 2009, 30(增刊): 235 - 238.
KUANG Yu-chun, WU Kai-song, YANG Ying-xin, et al. Simulation model of drilling process of three-cone bit[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2009, 30(Supp.): 235 - 238.
- [11] 马德坤. 牙轮钻头工作力学[M]. 北京: 石油工业出版社, 2009.
MA De-kun. Bit working mechanics[M]. Beijing: Petroleum Industry Press, 2009.
- [12] 石祥超, 孟英峰, 李皋, 等. 加载速度对单齿压入破岩过程的影响[J]. 石油钻探技术, 2010, 38(4): 19 - 21.
SHI Xiang-chao, MENG Ying-feng, LI Gao, et al. The effect of loading rate on single-tooth feeding and breaking rock[J]. **Petroleum Drilling Techniques**, 2010, 38(4): 19 - 21.
- [13] SU O, AKCIN N A. Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2011, 48(3): 434 - 442.
- [14] 祝效华, 刘清友, 董华. 牙轮钻头动力学特性仿真研究[J]. 石油学报, 2004, 25(4): 96 - 100.
ZHU Xiao-hua, LIU Qing-you, TONG Hua. Emulation research on dynamics of roller cone bit[J]. **Acta Petrolei Sinica**, 2004, 25(4): 96 - 100.
- [15] 廖志毅, 梁正召, 唐春安, 等. 动静组合作用下刀具破岩机制数值分析[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2682 - 2698.
LIAO Zhi-yi, LIANG Zheng-zhao, TANG Chun-an, et al. Numerical simulation of rock fracture mechanism induced by a drill bit under combined dynamic and static loading[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2013, 34(9): 2682 - 2698.
- [16] 蔡灿, 伍开松, 廉栋, 等. 单齿冲击作用下破岩机制分析[J]. 岩土力学, 2015, 36(6): 1059 - 1675.
CAI Can, WU Kai-song, LIAN Dong, et al. Study of rock-breaking mechanism under single-tooth impact[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2015, 36(6): 1059 - 1675.
- [17] LI S H, WANG J G, LIU B S, et al. Analysis of critical excavation depth for a jointed rock slope using a face-to-face discrete element method[J]. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, 2007, 40(4): 331 - 348.
- [18] FENG C, LI SH, LIU XY, et al. A semi-spring and semi-edge combined contact model in CDEM and its application to analysis of Jiweishan landslide[J]. **Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering**, 2014, 6(1): 26 - 35.
- [19] 李世海, 冯春, 刘晓宇, 等. 用于描述地质体块体颗粒的连续及非连续计算模型——CDEM 最新进展[C]//颗粒材料计算力学研究进展. 大连: 大连理工大学出版社, 2012: 21 - 23.
LI Shi-hai, FENG Chun, LIU Xiao-yu, et al. The latest developments of continue-discontinue element model which describes the geological block particles[C]// National Conference on Computational Mechanics of Granular Materials (CMGM-2012). Dalian: Dalian University of Technology Press, 2012: 21 - 23.
- [20] LI S H, ZHAO M H, WANG Y N, et al. A new numerical method for DEM-block and particle model[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2004, 41(3): 436 - 440.
- [21] LI S H, LIU X Y, LIU T P, et al. Continuum-based discrete element method and its applications[C]// Proceedings of UK-China Summer School/International Symposium on DEM. Beijing: [s. n.], 2008: 147 - 170.
- [22] JING L, STEPHANSSON O. Fundamentals of discrete element methods for rock engineering theory and applications [M]. Amsterdam: Elsevier Press, 2007.