

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2022.01.008

煤系地层隧道石门揭煤爆破掏槽优化研究*

江俐敏¹, 吴育谦², 刘存福², 周圣国³, 王智德³

(1. 武汉职业技术学院 建筑工程学院, 武汉 430074; 2. 南粤交通怀阳高速公路管理中心, 广州 510100;
3. 武汉理工大学 土木工程与建筑学院, 武汉 430070)

摘要: 针对目前煤系地层隧道石门揭煤爆破掏槽技术最优参数确定复杂的难题,以西藏拉泽公路主嘎拉隧道为研究对象,采用理论分析确定该隧道石门揭煤断面掏槽形式采用中空孔直眼掏槽,并分析了其中空孔的三种空孔力学效应;采用数值模拟试验方法建立了隧道石门揭煤直眼掏槽计算模型,从石门揭煤掏槽效率、揭煤深度和煤层动力响应等方面对不同掏槽参数展开分析。结果表明:随着掏槽关键参数 $a = 24$ cm 增加到 $a = 32$ cm 时,槽腔岩石破碎程度降低,煤体破碎程度相当,炮孔与空孔间未贯通的岩石厚度增加,降低了掏槽效率; $a = 28$ cm 时,局部揭煤深度过大,增大了突出风险; $a = 32$ cm 时,煤体深部出现松动区,使深部煤体应力强度降低,不同 a 对大断面煤系地层隧道石门揭煤层顶板动力作用影响较小。并获得了该煤系地层隧道石门揭煤爆破中空孔直眼掏槽关键参数最优值,其中炮孔与空孔间距建议值为 24 cm、空孔半径建议值为 100 mm;最后完成了现场爆破试验,爆破后岩体破碎程度均匀,掏槽效果好,揭煤深度适宜,其测试结果与理论研究成果较接近,验证了研究成果的可靠性。

关键词: 煤系地层隧道; 大断面; 石门揭煤爆破; 中空孔直眼掏槽; 优化设计

中图分类号: U455 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2022)01-0051-10

Optimization of Blasting Cut of Uncovering Coal at Rock Cross-cut in Coal-bearing Strata Tunnel

JIANG Li-min¹, WU Yu-qian², LIU Cun-fu², ZHOU Sheng-guo³, WANG Zhi-de³

(1. Architecture Engineering of Wuhan Polytechnic, Wuhan 430074, China;
2. Nanyue Transportation Investment & Construction Co., Ltd., Huaiji-Yangjiang Expressway, Guangzhou 510100, China; 3. School of Civil Engineering and Architecture, Wuhan University of Technology, Wuhan 430070, China)

Abstract: In view of the complicated problem of determining the optimal parameters of cross-cut coal blasting cutting technology in coal-measure strata tunnels, taking the Guigala Tunnel of Tibet's Laze Highway as the research object, theoretical analysis is used to determine that the cross-cut coal cutting section of the tunnel adopts hollow holes. Straight-cut, and analyzed the three kinds of hollow mechanical effects of the hollow holes; The numerical simulation test method is used to establish the calculation model of straight hole cut in stone gate tunnel, and different cut parameters were analyzed from the aspects of cut efficiency, cut depth and dynamic response of coal seam. The results show that with the increase of the key parameter of cutting $a = 24$ cm to $a = 32$ cm, the rock fragmentation degree of the trough cavity decreases, the coal body fragmentation degree is equivalent, and the thickness of the rock that is not penetrated between the blast hole and the hollow hole increases, which reduces the efficiency of cutting; When $a = 28$ cm, the local coal uncovering depth is too large, which increases the risk of outburst; when $a = 32$ cm, there is a loose zone in the deep part of the coal body, which reduces the stress intensity of the deep coal body. Different a has little influence on the dynamic action of the roof of the large section coal measure strata tunnel. The optimal value of the key parameters of the hollow-hole straight-hole cutting in the cross-cut coal blasting of the coal-

measure formation tunnel was obtained. The recommended value of the distance between the blast hole and the empty hole is 24 cm, and the recommended value of the hole radius is 100 mm. Finally, the on-site blasting was completed. The test shows that the rock mass is uniformly broken after blasting, the cutting effect is good, and the coal uncovering depth is appropriate. The test results are close to the theoretical research results, which verify the reliability of the research results.

Key words: coal-bearing strata tunnel; big section; cross-cut uncovering coal blasting; central hollow hole cut; optimal design

当隧道穿越煤系地层时,可能产生瓦斯气体泄露、爆炸以及煤层突出、挤出等地质灾害,对人员及设备安全构成潜在的威胁,增大施工事故的风险^[1-3]。这些风险通常体现在煤系地层隧道石门揭煤爆破施工。石门揭煤是煤系地层隧道施工安全十分关键的一环^[4]。所以,加强煤系地层隧道石门揭煤爆破研究具有重要的经济和社会意义。

国内外学者在煤系地层隧道石门揭煤爆破方面取得了系列研究成果。李开言采用深孔电爆破技术^[5],安全揭开石门顺利通过了家竹箐高瓦斯隧道煤系地层段;蔡峰等基于 Taylor 法构建 LS-DYNA 煤体爆破损伤模型^[6],将其应用于深孔预裂爆破煤体裂纹扩展研究,发现深孔预裂爆破孔间距为 5~6 m 时,高瓦斯低透气性煤层瓦斯抽放效率最大,利于石门揭煤防突;陈鹏等剖析了深孔控制爆破防突机制^[7],将其应用于高瓦斯低透气性煤层石门揭煤中,试验发现煤层透气性大幅增加,煤体集中应力得以卸压,降低了揭煤突出危险性;张春华等运用 RF-PA2D-Flow 模拟揭开急倾斜煤层石门演化过程^[8],将深孔预裂控制爆破技术应用于石门揭煤试验,结果表明该爆破技术利于石门揭煤消突;王小毛等将导洞震动炮法应用在王家岭新井石门揭煤中^[9],安全揭开了石门;Singh P K 等获得了邻近露天爆破振动对煤层顶板及矿柱的影响状况^[10-12],得到同等爆破条件下顶板比矿柱对爆破振动的动力响应更大的结果;Baisheng Nie 等进行了模型试验模拟爆破振动作用下的充气煤体动力响应^[13],结果表明振动会增加并扩大煤层裂隙,加剧煤与瓦斯突出的风险。

纵观煤系地层隧道石门揭煤爆破研究,目前主要集中于小断面煤巷生产中,以增加煤层透气性的

深孔爆破技术为主,降低瓦斯压力来达到防突目的。而深孔爆破技术运用于大断面煤系地层隧道时,一定程度上可降低安全事故发生,揭煤深度过大,会诱发煤与瓦斯突出加大煤层垮塌导致围岩严重超挖,严重影响施工工期和经济效益;反之,揭煤深度过小会增加揭煤次数,增大突出发生的可能。所以,大断面煤系地层隧道石门一次揭煤深度不宜过大或过小。爆破掏槽是大断面煤系地层隧道石门揭煤断面爆破关键,掏槽技术参数直接决定石门揭煤爆破效果及揭煤深度,由于石门揭煤断面前方为煤层,所以,最优的爆破掏槽参数是在保证破碎并抛掷槽腔内岩石的前提下,尽可能使揭煤深度控制在理想范围内^[14]。为此,本文以西藏拉泽公路圭嘎拉隧道为研究对象,采用理论分析与数值试验相结合的方法对大断面煤系地层隧道石门揭煤爆破掏槽关键参数进行优化,其研究成果可为该隧道石门揭煤爆破设计与施工提供重要的技术支持,也可为今后类似大断面煤系地层隧道爆破设计提供参考。

1 圭嘎拉隧道石门揭煤掏槽形式分析

1.1 隧道概况

西藏拉泽公路圭嘎拉隧道设计为分离式小净距双洞隧道,两洞相距 25~35 m,隧道最大埋深 1152 m,净高 12.44 m,净宽 9.92 m,建筑限界 10.25 m×5 m。左洞全长 12790 m;右洞全长 12782 m。隧道路面设计高程 4248.449 m(进口)~4106.134 m(出口)。隧道线路最高山峰位于 K21+252 附近,海拔约 5342 m,最低处位于隧道出口,海拔约 4110 m,相对高差 1232 m 左右。隧道围岩主要为板岩和片麻状花岗岩,围岩级别有Ⅲ级、Ⅳ级和Ⅴ级。隧道在 K16+940~K16+960 和 K19+300~K19+325 穿越煤系地层,煤层厚约 2 m,倾角约 70°,属于大断面煤系地层隧道。煤系地层区间段围岩为Ⅳ级和Ⅴ级;隧道含煤地层瓦斯含量较高,经测定瓦斯压力为 0.80~1.43 MPa,为高瓦斯工区,一级瓦斯地段。隧道穿煤时瓦斯压力大,存在煤与瓦斯突出危险。

收稿日期:2021-09-11

作者简介:江俐敏(1983-),女,讲师、硕士,主要从事隧道与地下工程方面的研究,(E-mail)jianglimin0714@126.com。

通讯作者:王智德(1983-),男,副教授、博士,主要从事隧道与地下工程方面的研究,(E-mail)wangzhide-wuhan@whut.edu.cn。

基金项目:国家自然科学基金项目(编号 51779197);武汉市城乡建设委员会科技计划项目(武城建[2017]12号—201740、武城建[2019]68号—201941);武汉职业技术学院 2021 年校级教科研课题(2021YK016)

1.2 隧道石门揭煤掏槽形式

隧道穿煤段石门揭煤采用远距离普通震动爆破, 图1为隧道穿煤段揭煤参数示意图。

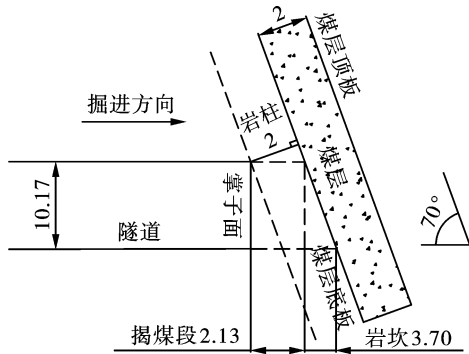


图1 隧道穿煤段石门揭煤参数示意图(单位:m)

Fig. 1 Uncovering coal parameters of cross-cut in tunnel crossing coal section (unit:m)

隧道石门揭煤时, 底板岩坎较厚, 刷斜面揭煤法无法进行, 采用直眼掏槽能创造良好的临空面, 减少岩坎厚度, 促进揭煤顺利进行^[15]。故在揭煤段爆破时, 采用直眼掏槽形式。

直眼掏槽分为有中空孔和无中空孔两种形式^[16]。无中空孔直眼掏槽对钻孔器械要求不高, 但装药结构较复杂, 且对各部分炸药起爆时差要求苛刻^[17], 不适用于雷管段数受限的煤系地层隧道。中空孔直眼掏槽配有不装药的空眼作为爆破初始自由面和岩石的碎胀补偿空间, 为后续辅助孔崩落岩石创造条件。该方法虽对钻孔精度要求较高, 但其装药结构简单且对雷管要求相对较低, 操作便捷。因此, 在隧道揭煤断面采用中空孔直眼掏槽形式。

1.3 中空孔直眼掏槽空孔效应分析

中空孔直眼掏槽中, 空孔会引起其附近岩石中应力场和邻近掏槽孔爆破作用发生一定的变化, 即为直眼掏槽空孔效应。其分为空孔应力集中效应、空孔自由面效应和空孔卸压效应。

(1) 空孔应力集中效应

爆轰应力波传播至空孔孔壁时, 压缩应力波反射形成拉伸应力波, 二者叠加使空孔孔壁附近岩石应力水平高于无空孔时, 此即为空孔的应力集中效应。

(2) 空孔自由面效应

爆轰应力波垂直入射至岩石与空气的分界面时, 入射分界面的压缩应力波反射回岩石后变为拉伸应力波, 作用于岩石介质后使其发生拉伸破坏。当空孔半径增大时, 从孔壁反射回的拉伸应力波越多, 其作用范围越大, 有利于增大岩石破碎程度。

(3) 空孔卸压效应

在中空孔直眼掏槽中, 空孔可改变孔壁附近岩石原岩应力状态, 释放炮孔附近岩石地应力, 使岩石所处力学环境发生变化, 继而岩石更易破碎, 利于提高槽腔岩石破碎程度, 增进直眼掏槽效率。

2 中空孔直眼掏槽关键参数及计算

中空孔直眼掏槽主要参数有炮孔半径 r_0 、空孔半径 r_2 、炮孔间距、炮孔与空孔间距 a 和装药系数, 其中 r_2 和 a 为关键技术参数^[18]。炮孔间的距离依据柱状装药爆破岩石中粉碎区进行计算, a 可依据空孔反射应力波作用区域和 a 进行计算。

(1) 按空孔反射拉伸应力波作用区域计算 a

中空孔直眼掏槽空孔与炮孔间距的设计原则为: 炮孔中炸药爆炸在岩石中生成的粉碎区与空孔孔壁反射的拉伸应力波造成的岩石破碎区域相互贯通。图2为掏槽的 a 计算原理图。

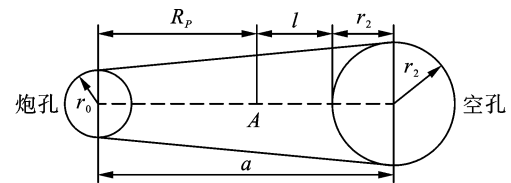


图2 掏槽炮孔与空孔间距计算图

Fig. 2 The calculation diagram of the parameter a

空孔孔壁反射拉伸波致使岩石破碎, 假设图2中点 A 为破碎区域边界岩石质点, 该点反射拉伸应力 $\sigma_{\theta\theta}$ 应等于岩石动态抗拉强度 σ_{td} , 则有

$$\sigma_{\theta\theta} = P \left(\frac{r_0}{r} \right)^\alpha = P \left(\frac{r_0}{(R_c + l) + l} \right)^\alpha = \sigma_{td} \quad (1)$$

式中: P 为透射进煤岩体内初始冲击波压力, MPa; r_0 为炮孔半径, mm; r_1 为药包半径, mm; R_c 为不耦合装药岩石爆破粉碎区半径, m; α 为爆炸冲击波对应的衰减指数, $\alpha = 2 + b$, b 为侧向应力系数, $b = \mu_d / (1 - \mu_d)$, μ_d 为爆炸动载荷加载下煤岩体动态泊松比; l 为反射拉伸应力波破碎的岩石区域, m; σ_{td} 为岩石动态抗拉强度, MPa。

由式(1)得反射拉伸应力波破碎岩石区域 l 为

$$l = \frac{r_0}{2} \sqrt{\frac{P}{\sigma_{td}}} - \frac{R_c}{2} \quad (2)$$

$$R_c = \left(\frac{\rho_0 D^2 n K^{-2\gamma} l_e B}{8 \sqrt{2} \sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_0 \quad (3)$$

$$B = [(1 + b)^2 + (1 + b^2) - 2\mu_d(1 - \mu_d)(1 - b)^2]^{1/2} \quad (4)$$

式中: ρ_0 为炸药密度, kg/m^3 ; D 为炸药爆速,

m/s; n 为膨胀的爆轰产物冲击孔壁时的压力增大系数,通常取 $8 \sim 10$; $K = r_0/r_1$ 为径向不耦合系数; γ 为爆轰产物膨胀绝热系数,通常取值为 3 ; l_e 为轴向装药系数; σ_{cd} 煤岩体的动抗压强度, MPa; 其余物理量意义同前。

不耦合装药岩石爆破裂隙区半径 R_p 计算式为

$$R_p = \left(\frac{\sigma_{cd} B^2}{\sigma_{id}} \right)^{\frac{1}{\beta}} \left(\frac{\rho_0 D^2 n K^{-2\gamma} l_e B}{8 \sqrt{2} \sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_0 \quad (5)$$

式中: β 为爆炸应力波对应的衰减指数, $\beta = 2 - b$; 其余物理量意义同前。

由图 2 可知空孔与炮孔间距为 $a = R_p + l + r_2$, 即

$$a = \left[\left(\frac{\rho_0 D^2 n K^{-2\gamma} l_e B}{8 \sqrt{2} \sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} + \frac{1}{2} \sqrt{\frac{P}{\sigma_{id}}} \right] r_0 - \frac{R_c}{2} + r_2 \quad (6)$$

式中: r_2 为空孔半径, mm; 其余物理量意义同前。

(2) 依据空孔半径计算 a

空孔除作为初始自由面外, 亦可为破碎岩石提供补偿空间。因此, 空孔体积需足够容纳碎胀后体积增大的岩石, 基于此条件, 空孔与炮孔间距应为

$$a = \frac{\pi(r_0^2 + r_2^2) K_s + 1}{4(r_0 + r_2) K_s - 1} \quad (7)$$

式中: K_s 为岩石碎胀系数; 其余物理量意义同前。

3 中空孔直眼掏槽参数优化研究

中空孔直眼掏槽关键技术参数 a , 根据式(6)和式(7)初步确定取值范围, 当掏槽效率最高时取值最理想; r_2 越大, 提高掏槽效率作用越显著, 但空孔越大, 瓦斯积聚量可能越多, 提高爆破效果的同时, 也给爆破作业带来更大的风险, 最理想空孔半径是满足掏槽效率高的同时将风险控制最低。为了获得理想的 r_2 和 a 等关键参数, 采用数值模拟试验研究中空孔直眼掏槽参数优化取值。

3.1 计算模型建立及计算参数

(1) 中空孔直眼掏槽布孔形式及参数

圭嘎拉隧道石门揭煤爆破中空孔掏槽正方形布孔形式见图 3, 其中黑色圆点为装药槽孔, 白色圆点为不装药空孔, r_2 为空孔半径, a 为炮孔与空孔间距, b 为二阶炮孔与一阶炮孔边界距离。 a 值依据式(6)、(7)计算, b 值依据式(5)计算, 结果均取整。

中心空孔半径分别为 50 mm 、 75 mm 、 100 mm , 对应的中空孔直眼掏槽参数见表 1。

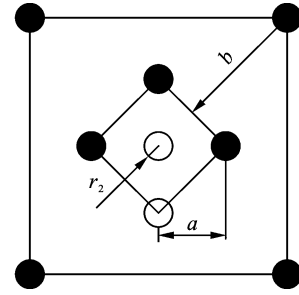


图 3 石门揭煤中空孔直眼掏槽布孔形式及参数

Fig. 3 Hole form and parameters for central hollow hole cut of uncovering coal at the rock cross-cut

表 1 不同空孔半径对应的直眼掏槽参数

Table 1 Parameters for parallel cut with different hole radius

空孔半径 r_2 / mm	炮孔与空孔间距 a /mm	孔边界距离 b / mm	炮孔半径 r_0 / mm	装药半径 r_1 / mm	装药系数
50	200	400	40	32	0.67
75	220	400	40	32	0.67
100	240	400	40	32	0.67

确定直眼掏槽参数后, 结合现场实际的孔网参数及装药结构^[19], 采用规范建议的揭煤深度和煤层参数, 确定石门揭煤断面进尺为 3 m , 炮孔深度为 3.2 m , 直眼掏槽炮孔为 3.4 m (超深 0.2 m)。石门揭煤断面上台阶掏槽爆破参数如图 4 所示。

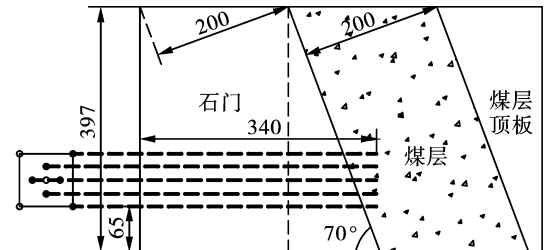


图 4 石门揭煤断面上台阶掏槽爆破参数示意图(单位:mm)

Fig. 4 Schematic diagram of parameters for cut blasting in section steps of uncovering coal at the rock cross-cut(unit:mm)

(2) 石门揭煤直眼掏槽爆破三维模型建立

根据图 4, 考虑到模型具有对称性, 建立三维分析模型, 如图 5 所示。

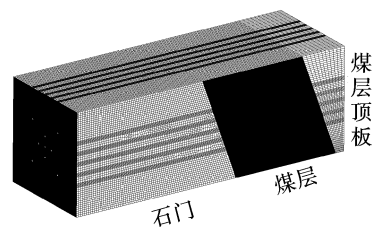


图 5 石门揭煤中空孔直眼掏槽三维模型

Fig. 5 3D model of hollow-hole straight cut in crosscut coal uncovering

模型采用粘滞边界, 包括模型水平方向左右两侧、竖直方向底部以及模型前后两侧边界。煤层与石门、煤层顶板采用共节点接触; 假设煤层煤质连续且均匀, 煤层厚度处处相等, 且其与顶底板岩层紧密接触。模型尺寸 25 m × 25 m × 50 m, 预留岩柱厚度为 2 m, 煤层厚度为 2 m, 倾角为 70°。直眼掏槽各孔孔深 3.4 m, 中空孔半径分别为 50 mm、75 mm 和 100 mm, 不装药。其余槽孔装药系数为 0.67, 装药半径 32 mm, 剩余部分全部堵塞, 在药卷与粘土炮泥间加填一节水炮泥, 一阶掏槽孔与二阶掏槽孔分别采用一段、二段煤矿许用电雷管起爆。

(3) 煤岩材料模型与计算参数

炸药爆炸时, 在爆炸动载作用下近区煤岩体极度破碎, 炮孔周围煤岩所受加载应变率较大, 存在应变率效应。本文煤岩材料模型采用考虑应变率效应的弹塑性本构模型 (MAT_PLASTIC_KINEMATIC), 该材料模型的 Mises 屈服条件为

$$\phi = \frac{1}{2}\xi^2 - \frac{\sigma_y^2}{3} = 0 \quad (8)$$

式中: $\xi = \sqrt{s_{ij}s_{ij}}, s_{ij} = \sigma_{ij} - \frac{1}{3}\sigma_{kk}, s_{ij}$ 为偏应力张量; σ_y 为屈服应力, 其定义为

$$\sigma_y = \left[1 + \left(\frac{\dot{\epsilon}}{C} \right)^{\frac{1}{P}} \right] (\sigma_0 + \beta E_p \epsilon_p^{eff}) \quad (9)$$

$$E_p = \frac{E_t E}{E - E_t} \quad (10)$$

式中: σ_y 为屈服应力, GPa; $\dot{\epsilon}$ 为应变率, $\mu\epsilon$; C 、 P 为应变率参数, σ_0 为初始屈服应力, MPa; E_p 为塑性硬化模量, GPa; E_t 为切线模量, GPa; ϵ_p^{eff} 为有效塑性应变, $\mu\epsilon$; β 为硬化参数, 不同取值对应不同硬化模型, $\beta = 0$ 为随动硬化, 屈服面沿塑性应变方向移动, 大小不变; $\beta = 1$ 为各向同性硬化, 屈服面位置不变, 大小随应变而变化。在本文数值模拟中, 取 $\beta = 1$ 。

根据该隧道地质勘探与设计资料^[20,21], 隧道穿越煤系地层段隧道围岩 (板岩) 与煤体的模型物理力学参数分别见表 2 和表 3。

表 2 隧道石门揭煤围岩模型材料参数

Table 2 Material parameters of the model of uncovering coal and surrounding rock in tunnel cross-cut

密度 ρ / ($g \cdot cm^{-3}$)	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ	切线模量 E_{tan}/GPa	屈服强度 σ_0/MPa	动抗拉强度 σ_t/MPa	动抗压强度 σ_c/MPa	Cowper-Symonds 参数	
							C	P
2.6	51.8	0.33	4	75	15	120	2.5	4.0

表 3 隧道煤体模型材料参数

Table 3 Material parameters of coal model of tunnel

密度 ρ / ($g \cdot cm^{-3}$)	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ	切线模量 E_{tan}/GPa	屈服强度 σ_0/MPa	动抗拉强度 σ_t/MPa	动抗压强度 σ_c/MPa	Cowper-Symonds 参数	
							C	P
1.4	2.061	0.294	1.5	15.7	1	30.2	1.5	3.0

3.2 不同 r_2 对掏槽效果和揭煤深度的影响

(1) r_2 对掏槽效果和揭煤深度的分析

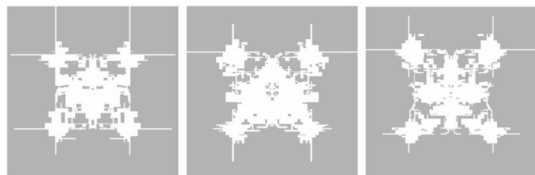
图 6 为不同 r_2 直眼掏槽爆破在石门岩体和煤层中形成的槽腔及煤体破碎区 (灰色区域为石门及顶板岩体, 黑色区域为煤层)。

由图 6(a) 知, 石门揭煤直眼掏槽爆破对石门岩体掏槽效果和煤层破碎情况受 r_2 影响较大, $r_2 = 50$ mm 时, 由于其提供的补偿空间较小且相对为一个弱自由面, 故形成的石门槽腔相对较小且外围炮孔对周围岩石破碎程度不足, 致使掏槽效果不佳。而 $r_2 = 75$ mm、100 mm 时, 槽腔体积均得到一定程度增大, 腔体内岩石破碎更为均匀充分, 利于爆除石门岩体, 便于揭开煤层; 由图 6(b) 可知, $r_2 = 50$ mm 时, 直眼掏槽爆破在煤层揭露段激发的爆生裂隙密集程度与 $r_2 = 75$ mm、100 mm 相比更为稀疏, $r_2 =$

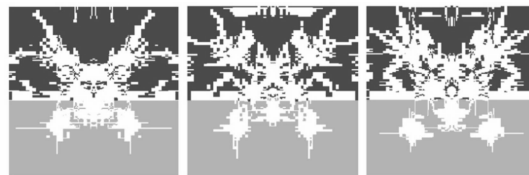
75 mm、100 mm 时, 煤体破碎程度相当。由图 6(c)、(d) 可以发现, 不同 r_2 均可使煤层整体从煤层底板脱落, 而煤层顶板附近小范围内煤体出现了剥离现象。 $r_2 = 50$ mm 时, 煤层在槽腔两侧出现垮落且凸起的“煤包”体积较大, 煤体揭露段鼓包现象严重, 不利于在煤层中的掘进作业, 同时局部掘入煤层的深度达到了 1.74 m, 超过规范允许的最大揭煤深度 (1 ~ 1.3 m) 33.8%, 可能会使深部煤体应力强度急剧下降, 增加煤与瓦斯突出风险。 $r_2 = 75$ mm 时, 煤体鼓包相对较小, 槽腔两侧煤体垮落面积大, 揭煤深度为 1.32 m, 且煤体整体揭露范围较为均匀, 揭露的煤层断面相对平整, 利于下一循环揭煤。 $r_2 = 100$ mm 时, 槽腔两侧煤体未发生大面积垮落, 揭煤深度为 0.91 m, 揭露程度同样较为均匀, 因此依据石门岩体掏槽效果和煤层揭露情况, $r_2 = 50$ mm 参

数方案不应采用, $r_2 = 75\text{ mm}$ 、 100 mm 时揭煤深度均较适宜, 但前者造成煤层垮落区域大于后者。从能量的角度分析, r_2 越小, 提供的自由面和补偿空间越小, 导致石门岩体掏槽效果越差, 用于破碎石门岩体

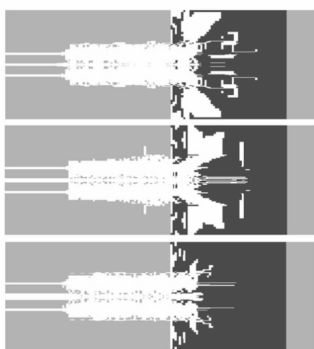
的爆炸能量更少, 更多的炸药能量作用于煤体和产生爆破振动效应上, 致使出现局部揭煤深度过大和煤层顶板振动的现象。



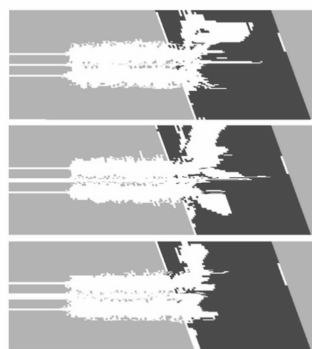
(a) 石门岩体段Z轴方向中垂截面
(a) Z-axis vertical section of rock mass section



(b) 石门岩体与煤层分界面中垂截面
(b) The sagging section at the boundary between rock mass and coal seam



(c) 炮孔与空孔连线水平面
(c) Horizontal plane connecting the blast hole and the hollow hole



(d) 炮孔与空孔连线竖直面
(d) Vertical plane connecting blast hole and empty hole

(a)、(b)从左至右, (c)、(d)从上至下空孔半径依次为 50 mm 、 75 mm 、 100 mm

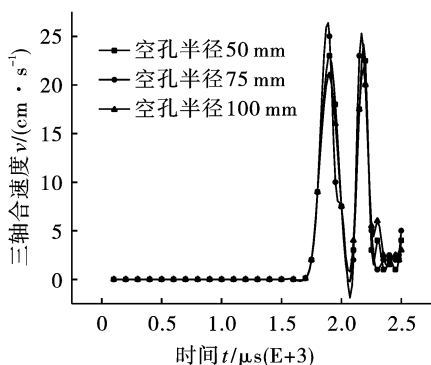
图6 不同 r_2 直眼掏槽爆破槽腔破碎与煤层揭露情况

Fig. 6 Broken cavities at the rock cross-cut and uncovered coal seams of cut blasting with r_2

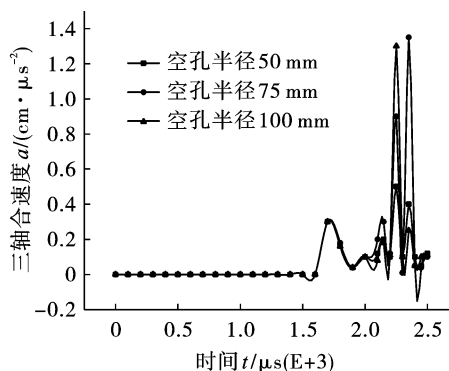
(2) 不同 r_2 对石门揭煤煤层的影响分析

除了考虑石门岩体爆破效果和煤层揭露深度外, 还需考虑爆破振动效应对煤层顶板的影响。过大的

爆破振动可能引起煤层从顶板剥离, 致使其在自重和瓦斯压力等多场应力耦合作用下发生大量垮落。因此, 取煤层顶板测点, 绘制动力时程曲线如图7所示。



(a) 煤层顶板三轴合速度时程曲线
(a) Time history curve of three-axis combined velocity of coal roof



(b) 煤层顶板三轴合加速度时程曲线
(b) Time history curve of three-axis combined acceleration of coal roof

图7 石门揭煤爆破煤层顶板动力时程曲线

Fig. 7 Dynamic time-history curve for blasting coal seam roof of uncovering coal at the rock cross-cut

由图7可知, 爆炸开始后, 地震波在 $1650\ \mu\text{s}$ 左右到达煤层顶板, 使其发生第一次振动, 出现第一个峰值。随后后续达到的地震波与煤岩分界面反射回

的地震波相互叠加后又作用于顶板岩体, 在 $2080\ \mu\text{s}$ 左右出现第二个振速峰值, 且其值小于第一次峰值。随着直眼掏槽空孔半径增大, 振速峰值依次为 24.6 、

29.1 和 21.6 cm/s, 三轴合加速度峰值依次为 5.65×10^{-7} 、 1.30×10^{-6} 和 $1.32 \times 10^{-6} \text{ cm}/\mu\text{s}^2$ 。由于 $r_2 = 50 \text{ mm}$ 时, 揭煤风险较大, 故不予以进行分析。 $r_2 = 75 \text{ mm}$ 和 $r_2 = 100 \text{ mm}$ 时, 同等装药量下爆破造成的顶板测点加速度峰值大致相同。而 $r_2 = 75 \text{ mm}$ 时, 振速峰值较 100 mm 大 34.7%, 结合图 6 的分析可知, 在揭煤深度均比较适宜的情况下, 应采用煤体垮落区较小、煤层顶板振速较小的方案。

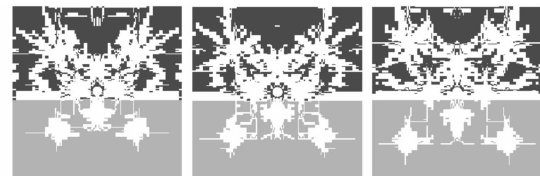
综上所述, 考虑掏槽效果、揭煤深度和煤层动力响应三方面情况, 圭嘎拉隧道石门揭煤中空直眼掏槽理想的空孔半径 $r_2 = 100 \text{ mm}$ 。

3.3 a 对掏槽效果和揭煤深度的影响

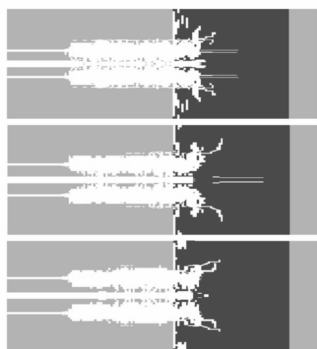
(1) 不同 a 对掏槽效果和揭煤深度的分析



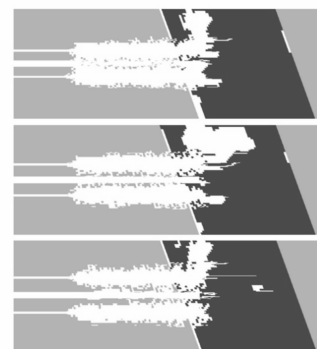
(a) 石门岩体段 Z 轴方向中垂截面 (XY 平面)
(a) Vertical section of rock mass in Z-axis direction (XY plane)



(b) 石门岩体与煤层分界处中垂截面 (XY 平面)
(b) The sagging section at the boundary between rock mass and coal seam (XY plane)



(c) 炮孔与空孔连线水平截面
(c) Horizontal section of the connecting line between the blast hole and the empty hole



(d) 炮孔与空孔连线竖直截面
(d) Vertical section of the connecting line between the blast hole and the empty hole

(a)、(b) 从左至右, (c)、(d) 从上至下孔间距依次为 24 mm、28 mm、32 mm

图 8 不同 a 时槽腔破碎与煤层揭露情况

Fig. 8 Broken cavities and uncovered coal seams with a

由图 8(a)、(b) 可知, 随着 a 增加, 槽腔岩石破碎程度相应降低, 而煤体破碎程度相当; 观察图 8(c)、(d) 可以发现, 随着炮 a 增加, 炮孔与空孔间未贯通的岩石厚度增加, 降低了掏槽效率; a = 28 cm 时, 局部揭煤深度过大, 增大了突出风险; a = 32 cm 时, 煤体深部出现松动区, 使深部煤体应力强度降低, 在下一循环揭煤作业时, 煤体可能出现突然垮落, 施工风险较大。由此可知, a = 24 cm 时掏槽效果和揭煤深度最佳。

(2) 不同 a 对石门揭煤煤层影响分析

依据式(5)和(6)及上述分析, 取石门揭煤中空直眼掏槽空孔 $r_2 = 100 \text{ mm}$, 则 a 及其余参数见表 4。

表 4 不同 a 中空孔直眼掏槽参数

Table 4 Parameters for parallel cut of hollow holes with a

炮孔与空孔间距 a/cm	空孔半径 r_2 /mm	孔边界距离 b/mm	炮孔半径 r_0 /mm	装药半径 r_1 /mm	装药系数
24	100	400	40	32	0.67
28	100	400	40	32	0.67
32	100	400	40	32	0.67

不同 a 时, 石门揭煤直眼掏槽爆破槽腔岩石破碎程度和煤体破碎区如图 8 所示。

不同 a 时, 石门揭煤爆破煤层顶板动力时程曲线见图 9 所示。

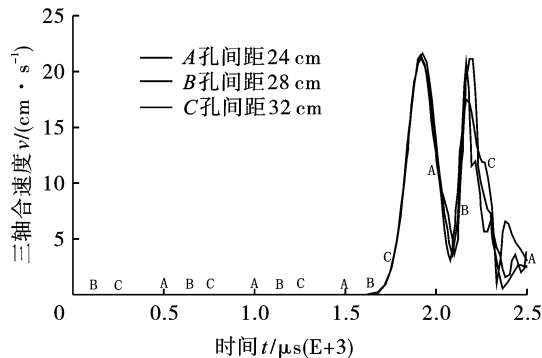
由图 9 知, 不同 a 时, 煤层顶板测点振速及加速度峰值相近, 即孔间距 a 对顶板动力作用影响较小。

3.4 爆破试验与分析

根据上述研究成果, 开展了现场爆破试验与测试, 首先进行了中空孔直眼掏槽 $r_2 = 50 \text{ mm}$ 、 75 mm 和 $r_2 = 100 \text{ mm}$ 三种情况爆破试验, 对煤层顶板振速峰值、加速度峰值和揭煤深度进行测试, 并对掏槽效果进行现场分析, 其结果见表 5。然后以掏槽 $r_2 =$

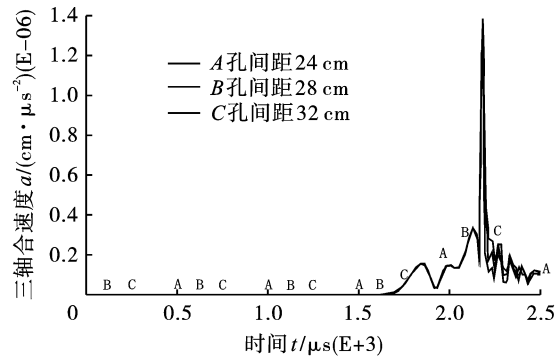
100 mm 为基础,进行了炮孔与空孔间距分别为 $a = 24$ cm、28 cm 和 32 cm 三种爆破试验,对煤层顶板振速

峰值、加速度峰值和揭煤深度进行了测试,并对槽腔岩石破碎程度进行了现场观察分析,其结果见表6。



(a) 煤层顶板三轴合速度时程曲线

(a) Time history curve of three-axis combined velocity of coal roof



(b) 煤层顶板三轴合加速度时程曲线

(b) Time history curve of three-axis combined acceleration of coal roof

图9 石门揭煤爆破煤层顶板动力时程曲线

Fig. 9 Dynamic time-history curve for blasting coal seam roof of uncovering coal at the rock cross-cut

表5 不同 r_2 爆破试验测试结果

Table 5 Blasting test results of hollow holes with r_2

r_2 /mm		50	75	100
振速峰值/ ($\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$)	试验	21.60	26.20	19.50
	计算	24.60	29.10	21.60
	误差/%	12.20	10.00	9.70
加速度峰值/ $10^{-6}(\text{cm} \cdot \mu\text{s}^{-2})$	试验	0.52	1.15	1.18
	计算	0.57	1.30	1.32
	误差/%	8.80	3.80	10.60
揭煤 深度/m	试验	1.62	1.16	0.82
	计算	1.74	1.32	0.91
	误差/%	6.90	12.10	9.90
掏槽效果	试验	较差	较好	好
	计算	较差	较好	好

表6 不同 a 爆破试验测试结果

Table 6 Blasting test results with different a

a /cm		24	28	32
振速峰值/ ($\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$)	试验	20.60	19.80	19.20
	计算	22.60	21.90	21.50
	误差/%	8.80	9.60	10.70
加速度峰值/ $10^{-6}(\text{cm} \cdot \mu\text{s}^{-2})$	试验	1.22	1.16	1.12
	计算	1.34	1.30	1.22
	误差/%	9.00	10.80	8.20
揭煤 深度/m	试验	0.86	1.05	1.12
	计算	0.95	1.15	1.25
	误差/%	9.50	8.70	10.40
槽腔岩石 破碎程度	试验	好	一般	较差
	计算	好	一般	较差

由表5可知,中空孔直眼掏槽 $r_2 = 50$ mm、75 mm 和100 mm 三种情况的爆破试验,其煤层顶板

振速峰值、加速度峰值和揭煤深度试验测试值与计算值的相对误差分别为 9.7% ~ 12.2%、8.8% ~ 10.6% 和 6.9% ~ 12.1%,试验值与计算值较接近,表明前面研究结论可靠。由表6可知,当掏槽 $r_2 = 100$ mm 时, $a = 24$ cm、28 cm 和 32 cm 三种情况的爆破试验,其煤层顶板振速峰值、加速度峰值和揭煤深度试验测试值与计算值的相对误差分别为 8.8% ~ 10.7%、8.2% ~ 10.8% 和 8.7% ~ 10.4%,试验值与计算值较接近,表明前面研究结论可靠。

上述现场爆破试验结果表明,综合考虑掏槽效果、岩石破碎程度、揭煤深度和煤层动力响应等因素,掏槽 $r_2 = 100$ mm 以及 $a = 24$ cm 为圭嘎拉隧道石门揭煤爆破中空孔直眼掏槽掏最佳关键参数,该试验结果与理论研究结论一致。

4 结论

本文以西藏拉泽公路圭嘎拉隧道为研究对象,采用理论分析与数值模拟方法对大断面煤系地层隧道石门揭煤断面爆破掏槽技术进行了研究,主要研究结论为:

(1) 结合圭嘎拉隧道特点,通过理论分析确定该隧道石门揭煤断面掏槽为中空孔直眼掏槽形式。

(2) 综合考虑煤系地层隧道石门揭煤断面爆破掏槽效果、揭煤深度和煤层动力响应等三方面情况,获得了该隧道石门揭煤中空孔直眼掏槽理想的空孔半径 $r_2 = 100$ mm。

(3) 随着掏槽关键参数 $a = 24$ cm 增加到 $a = 32$ cm 时,槽腔岩石破碎程度相应降低,而煤体破碎程度相当,炮孔与空孔间未贯通的岩石厚度增加,降低了掏槽效率; $a = 28$ cm 时,局部揭煤深度过大,增

大了突出风险; $a=32$ cm时,煤体深部出现松动区,使深部煤体应力强度降低,在下一循环揭煤作业时,煤体可能出现突然垮落,施工风险增大。由此得到 $a=24$ cm时掏槽效果和揭煤深度最佳。

(4)中空孔直眼掏槽爆破,不同 a 对大断面煤系地层隧道石门揭煤层顶板动力作用影响较小。

(5)在满足岩体破碎程度均匀、掏槽效果好、揭煤深度适宜和煤层扰动小等条件下,石门揭煤断面爆破中空孔直眼掏槽掏最优关键参数为: $a=24$ cm、 $r_2=100$ mm。

上述研究成果为圭嘎拉隧道石门揭煤断面爆破设计与施工提供了重要依据,也可为今后类似煤系地层隧道爆破设计与施工提供参考。

参考文献 (References)

- [1] 李远知,程坦. 土城矿石门揭煤跨区段精准消突技术研究及应用[J]. 煤炭技术,2021,40(4):88-92.
- [1] LI Yuan-zhi, CHENG Tan. Research and application on cross regional outburst prevention technology for cross-cut coal uncovering in Tucheng mine [J]. Coal Technology, 2021, 40(4):88-92. (in Chinese)
- [2] 韩亮,曲效成,刘聚友,等. 大倾角煤层无人工作面深孔爆破落煤参数设计[J]. 爆破,2020,37(2):30-34.
- [2] HAN Liang, QU Xiao-cheng, LIU Ju-you, et al. Parameter design of coal falling by deep hole blasting in unmanned working face in steep seam [J]. Blasting, 2020, 37(2):30-34. (in Chinese)
- [3] 田卫东. 天坪隧道横洞工区正洞及平导揭煤防突技术[J]. 矿业安全与环保,2019,46(4):82-86.
- [3] TIAN Wei-dong. Technology of uncovering coal and outburst prevention in Hengdong work area of Tianping tunnel [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2019, 46(4):82-86. (in Chinese)
- [4] 杨仁树. 我国煤矿岩巷安全高效掘进技术现状与展望[J]. 煤炭科学技术,2013,41(9):18-23.
- [4] YANG Shu-ren. Present status and outlook on safety and high efficient heading technology of mine rock roadway in china [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(9):18-23. (in Chinese)
- [5] 李开言. 家竹箐高瓦斯隧道煤层深孔爆破技术[J]. 铁道工程学报,2002(2):38-41.
- [5] LI Kai-yan. Deep hole blasting technology in coal bed of Jiazhuqing high gas tunnel [J]. Journal of Railway Engineering Society, 2002(2):38-41. (in Chinese)
- [6] 蔡峰,刘泽功,张朝举,等. 高瓦斯低透气性煤层深孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 煤炭学报,2007,32(5):499-503.
- [6] CAI Feng, LIU Ze-gong, ZHANG Chao-ju, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole pre-splitting explosion in loose-soft and low permeability coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(5):499-503. (in Chinese)
- [7] 陈鹏,郭金栋,李忠辉,等. 高瓦斯低透气性煤层石门揭煤卸压爆破试验[J]. 煤炭科学技术,2009,37(6):49-52.
- [7] CHEN Peng, GUO Jin-dong, LI Zong-hui, et al. Test on pressure released blasting applied to seam opening of cross-cut in high gassy and low permeability seam [J]. Coal Science and Technology, 2009, 37(6):49-52. (in Chinese)
- [8] 张春华,刘泽功,徐涛,等. 石门对掘揭开急倾斜煤层突出与爆破增透消突技术[J]. 煤炭学报,2010,35(1):85-88.
- [8] ZHANG Chun-hua, LIU Ze-gong, XU Tao, et al. Coal and gas outburst in steep inclined coal seam uncovered by two reverse drifts and technology of outburst elimination by increasing permeability with blasting [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(1):85-88. (in Chinese)
- [9] 王小毛,陈商强,张道峰,等. 突出矿井石门导洞震动炮揭煤的工程实践[J]. 煤炭技术,2011,30(9):81-82.
- [9] WANG Xiao-mao, CHEN Shang-qiang, ZHANG Dao-feng, et al. Application of pilot tunnel vibration shot to uncover coal in cross-cut of outburst mine [J]. Coal Technology, 2011, 30(9):81-82. (in Chinese)
- [10] SINGH P K, ROY M, P S. Responses of roof and pillars of underground coal mines to vibration induced by adjacent open-pit blasting [J]. Environmental Geology, 2005, 47(2):205-214.
- [11] SINGH P K. Blast vibration damage to underground coal mines from adjacent open-pit blasting [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2002, 39(8):959-973.
- [12] SINGH P K, ROY S K, SINHA A. A new blast damage index for the safety of underground coal mine openings [J]. Mining Technology, 2003, 112(2):97-104.
- [13] NIE B, LI X. Mechanism research on coal and gas outburst during vibration blasting [J]. Safety Science, 2012, 50(4):741-744.
- [14] 中华人民共和国铁道部. TB10120—2019 铁路瓦斯隧道技术规范[S].
- [15] 姚振武. 高瓦斯隧道施工指南:以家竹箐隧道为例[M]. 北京:人民交通出版社,2008.
- [16] 张奇,杨永琦,金乾坤,等. 直眼掏槽爆破机理若干基本问题的研究[J]. 煤炭学报,1997,22(3):62-65.
- [16] ZHANG Qi, YANG Yong-qi, JIN Qian-kun, et al. Study of some aspects of mechanism in straight cut blasting [J]. Journal of China Coal Society, 1997, 22(3):62-65. (in Chinese)
- [17] 林大能. 平巷掏槽爆破空孔尺寸效应及围岩频繁震动损伤累积特性研究[D]. 长沙:中南大学,2006.

- [17] LIN Da-neng. Research on size effect of empty hole in horizontal roadway cut blasting & accumulating characteristic of surrounding rock damage caused by frequently blasting vibration [D]. Changsha: Central South University, 2006. (in Chinese)
- [18] 杨玉银, 张艳如, 杨仕杰, 等. 隧洞开挖典型掏槽设计方法 [J]. 工程爆破, 2021, 27(3): 63-69.
- [18] YANG Yu-yin, ZHANG Yan-ru, YANG Shi-jie, et al. Typical cutting design methods in tunnel excavation [J]. Engineering Blasting, 2021, 27(3): 63-69. (in Chinese)
- [19] 谢全敏, 晏理想, 周圣国, 等. 圭嘎拉隧道石门揭煤岩柱安全厚度及动力特性 [J]. 中国安全科学学报, 2021, 31(7): 56-62.
- [19] XIE Quan-min, YAN Li-xiang, ZHOU Sheng-guo, et al. Safety thickness and dynamic characteristics of rock pillar of uncovering coal at rock cross-cut in Guigala tunnel [J]. China Safety Science Journal, 2021, 31(7): 56-62. (in Chinese)
- [20] ZHAO J, ZHANG Y, RANJITH P G. Numerical simulation of blasting-induced fracture expansion in coal masses [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2017, 100: 28-39.
- [21] SORROUSH K, MEHDI Y, ARASH E. Trend analysis and comparison of basic parameters for tunnel blast design models [J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2015, 25(4): 595-599.

英文编辑: 黄刚

(上接第28页)

- [5] 孟庆山, 范超, 曾卫星, 等. 南沙群岛珊瑚礁灰岩的动态力学性能试验 [J]. 岩土力学, 2019, 40(1): 183-190.
- [5] MENG Qing-shan, FAN Chao, ZENG Wei-xing et al. Tests on dynamic properties of coral-reef limestone in South China Sea [J]. Rock and Soil Mechanics, 2019, 40(1): 183-190. (in Chinese)
- [6] WANG Xing, SHAN Hua-gang, WANG Xin-zhi, et al. Strength characteristics of reef limestone for different cementation types [J]. Geological Engineering, 2020, 38(1): 79-89.
- [7] ZHANG Lin, BA Jing, FU Li-yun, et al. Estimation of pore microstructure by using the static and dynamic moduli [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019, 113(1): 24-30.
- [8] LI Ye-xue, WANG Jing. Effects of porosity of dry and saturated sandstone on the energy dissipation of stress wave [J]. Advances in Civil Engineering, 2019(12): 1-10.
- [9] TENG-FONG Wong, PATRICK Baud. The brittle-ductile transition in porous rock: A review [J]. Journal of Structural Geology, 2012, 44: 25-53.
- [10] J B Regnet, C David, P Robion, et al. Microstructures and physical properties in carbonate rocks: A comprehensive review [J]. Marine and Petroleum Geology, 2019, 103: 366-376.
- [11] A Bubeck, R J Walker, D Healy, et al. Pore geometry as a control on rock strength [J]. Earth and Planetary Science Letters, 2017, 457: 38-48.
- [12] LUKE Griffiths, MICHAEL J Heap, TAO Xu, et al. The influence of pore geometry and orientation on the strength and stiffness of porous rock [J]. Journal of Structural Geology, 2017, 96: 149-160.
- [13] 黎崇金, 李夕兵, 李地元. 含孔洞大理岩破坏特性的颗粒流分析 [J]. 工程科学学报, 2017, 39(12): 1791-1801.
- [13] LI Chong-jin, LI Xi-bing, LI Di-yuan. Particle flow analysis of fracture characteristics of marble with a single hole [J]. Chinese Journal of Engineering, 2017, 39(12): 1791-1801. (in Chinese)
- [14] 李克钢, 秦庆词, 杨宝威, 等. 考虑初始宏观缺陷的裂隙岩体损伤本构模型研究 [J]. 中国安全生产科学技术, 2018, 14(12): 90-96.
- [14] LI Ke-gang, QIN Qing-ci, YANG Bao-wei, et al. Study on constitutive model of fractured rock mass damage considering initial macroscopic and microscopic defects [J]. Journal of Safety Science and Technology, 2018, 14(12): 90-96. (in Chinese)
- [15] SILLING S A, ASKARI E. A meshfree method based on the peridynamic model of solid mechanics [J]. Computers & Structures, 2005, 83(17): 1526-1535.
- [16] OTTER J R H, CASSELL A C, HOBBS R E. Dynamic relaxation [J]. Proceedings of the Institution of Civil Engineers, 1966, 35(4): 633-656.
- [17] KILIC B, MADENCI E. An adaptive dynamic relaxation method for quasi-static simulations using the peridynamic theory [J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2010, 53(3): 194-204.
- [18] 刘智光, 陈健云, 白卫峰. 基于随机损伤模型的混凝土轴拉破坏过程研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(10): 2048-2058.
- [18] LIU Zhi-guang, CHEN Jian-yun, BAI Wei-feng. Research on concrete failure process under uniaxial tension based on stochastic damage model [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(10): 2048-2058. (in Chinese)

英文编辑: 陈东方