



深部硬岩截割特性及可截割性改善方法

王少锋¹, 李夕兵¹, 王善勇², 姚金蕊³

(1. 中南大学 资源与安全工程学院, 长沙 410083;

2. 澳大利亚纽卡斯尔大学 土木工程系, 澳大利亚 纽卡斯尔 NSW 2308;

3. 贵州磷化(集团)有限责任公司, 贵阳 550081)

摘要: 深部硬岩的截割特性受到岩石特性、截割参数、应力环境等众多因素影响。利用TRW-3000型岩石真三轴电液伺服诱变(扰动)试验系统研究了受限应力条件、截齿加载方式、岩石力学特性、人为诱导缺陷等对硬岩截割特性的影响。研究发现: 在单轴受限应力下, 随受限应力增大岩石截割由易变难再变易, 高单轴受限应力反倒有利于截齿破岩, 但当单轴受限应力过高时, 截齿破岩扰动易引发岩爆; 动静组合破岩时, 截齿预静载越大破岩能力越强; 随着岩石脆性指数的增大, 岩石可截割性先降低后升高; 诱导加卸荷损伤、临空面切槽、临空面钻孔等人为诱导缺陷可提高硬岩的可截割性。同时, 获得了深部硬岩可截割性改善方法, 提出了深部硬岩矿体非爆机械化开采模式。采矿试验证明, 开挖诱导巷道致裂矿体形成松动区后利用掘进机破岩和在矿柱底部开挖预切槽后利用高频破碎锤破岩, 可将非爆机械化采矿效率从32.6 t/h分别提高到107.7 t/h和158.2 t/h。

关键词: 硬岩截割; 动静组合破岩; 人为诱导缺陷; 可截割性改善; 非爆机械化开采

文章编号: 1004-0609(2022)-03-0895-13

中图分类号: TD80

文献标志码: A

引文格式: 王少锋, 李夕兵, 王善勇, 等. 深部硬岩截割特性及可截割性改善方法[J]. 中国有色金属学报, 2022, 32(3): 895–907. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-42356

WANG Shao-feng, LI Xi-bing, WANG Shan-yong, et al. Fragmentation characteristics of deep hard rock and improvement for rock cuttability[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2022, 32(3): 895–907. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-42356

目前, 钻爆法破岩依然是硬岩矿山巷道开挖和采矿的主导方法。相比于钻爆法破岩, 非爆机械化刀具破岩因具有作业连续、围岩损害小、开挖扰动轻、安全性高等优点, 被广泛应用于煤系地层等软岩体内的掘进及采矿^[1–2]。然而, 非煤硬岩具有高强度、高硬度、高磨蚀性、完整性好等特点, 机械破岩时刀具极易磨损, 磨损后的钝齿与岩石摩擦会产生大量矿尘, 致使非爆机械化刀具破岩在硬岩矿山和煤矿硬岩巷道掘进中的应用一直受到限制^[3–4]。

在非煤硬岩中, 提高机械化刀具破岩效率的途径主要有如下两种: 一方面可以从改善破岩机械、破岩刀具性能入手, 提高破岩刀具在高接触应力、高温、强扰动载荷条件下的耐磨蚀性能, 提高破岩机械的破岩功率; 另一方面可以从改善岩体可截割性入手, 通过诱导致裂措施使岩体发生预先破裂, 将坚硬完整的岩体诱变为破裂的松动岩体, 从而使岩体变得易于机械化开采。近年来, 随着浅部矿产资源的开采殆尽, 深部开采正逐渐成为新常态^[5–7]。

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51904333, 52174099); 湖南省自然科学基金资助项目(2021JJ30842)

收稿日期: 2021-09-18; **修订日期:** 2021-11-03

通信作者: 王少锋, 教授, 博士; 电话: 18073369486; E-mail: sf.wang@csu.edu.cn

王少锋等^[8-10]和李夕兵等^[11]在贵州开阳磷矿进行的高地应力硬岩矿山诱导致裂非爆连续开采初探表明,利用岩层的较高地应力,通过开挖诱导工程调控岩体储能用于预先致裂深部硬岩,可提高其机械截割可行性。深部高地应力可被平稳诱导用于有序致裂岩体而不再引发岩爆等灾害的属性转变,为深部硬岩中非爆机械化刀具破岩提供了有利条件。

基于盘型滚刀破岩的TBM硬岩隧道掘进机和基于镐型截齿旋转切削破岩的悬臂式掘进机是目前用于较坚硬岩体内隧道和巷道掘进的主要机械^[12]。以往研究认为悬臂式掘进机对较软及中硬岩体具有较好的适用性,但是急剧增加的截齿消耗以及较差的切割稳定性导致其对硬岩的切割能力受限^[13-14]。然而,近年来在深部采掘实践中发现,高地应力诱发的岩体预破裂能够改善硬岩体的可截割性^[15]。岩体的可截割性是一个反映机械刀具与暴露岩体相互作用难易程度的综合指标,受到岩体特性和地质条件等因素的影响^[16]。尤其是作为深部岩体常见的高地应力条件,其对硬岩可截割性的影响已受到许多学者关注。GEHRING^[17]研究发现,埋深大于800 m的隧道机械开挖中刀具消耗量要明显高于浅部。INNAURATO等^[18]研究发现,围压为10 MPa的岩体其可截割性降低30%。然而,KAISER^[19]研究发现:如果地应力足够高以至于可以使待开采岩体出现初始损伤裂纹,高地应力则有利于刀具破岩。有学者进一步研究发现,随着地应力升高,TBM盘刀的破岩能力存在转折,在较低的地应力和较高的地应力下刀具破岩能力都优于转折点处的刀具破岩能力,即地应力对盘刀破岩具有双重影响^[15-16, 20]。上述研究主要关注的是地应力对TBM盘刀破岩能力的影响,而有关地应力对镐型截齿破岩能力的研究较为少见,并且其他因素,诸如岩石特性、截齿作用参数等对镐型截齿破岩特性的影响也未得到较多关注。

本文作者利用中南大学研发的TRW-3000型岩石真三轴电液伺服诱变(扰动)试验系统对镐型截齿破岩特性进行研究,探讨了截齿加载方式、岩石人为诱导缺陷、应力环境等因素对镐型截齿破岩特性的影响。

1 单轴受限应力下载齿破岩试验

地下岩体在未受到采动影响时处于三维原岩应力状态。然而随着岩体开挖,临近自由面的围岩应力进行重分布后转变为双轴(独头掘进)或者单轴应力(采场矿柱)。针对采场内开挖形成的半岛型或者孤岛型矿柱上的岩石,因水平方向上自由面的存在,靠近临空面待开采的矿岩大体上仅受到竖向单轴应力作用。为了研究单轴受限应力下载齿破岩特性,本试验选择在图1所示的TRW-3000型岩石真三轴电液伺服诱变(扰动)系统平台上进行。该试验平台整体采用电液伺服控制,每个轴向上的两端分别成对设置静压加载缸和扰动加载缸,具有三轴六方向动静组合加载能力,可实现Z轴0~3000 kN静压、X和Y轴0~2000 kN静压以及三轴0~500 kN、0~70 Hz扰动加载。该试验的加载机构和加载路径如图2(a)所示。截齿破岩时,先在水平方向上通过Y向加载机构向尺寸为100 mm×100 mm×100 mm的立方块岩样的侧面施加单轴静应力到设定值,然后通过Z向加载机构以0.3 mm/min的加载速度向镐型截齿施加破岩载荷,使截齿从岩样的上端面垂直凿入破岩。试验过程中,通过实时记录镐型截齿作用载荷 F 随截齿凿入深度 D 的变化曲线(见图2(b))来获得岩样破坏时的破岩峰值载荷 F_c 和峰值凿入深度 D_c 。试验后,收集截齿破落的岩石碎块,测量岩石碎块的体积 V_c 。最后,根据式(1)计算截齿破岩的截割比能 E_c 。试验结果如表1所示。



图1 岩石真三轴电液伺服诱变(扰动)系统平台

Fig. 1 True triaxial apparatus of induction and disturbance for rock based on electro-hydraulic servo control system

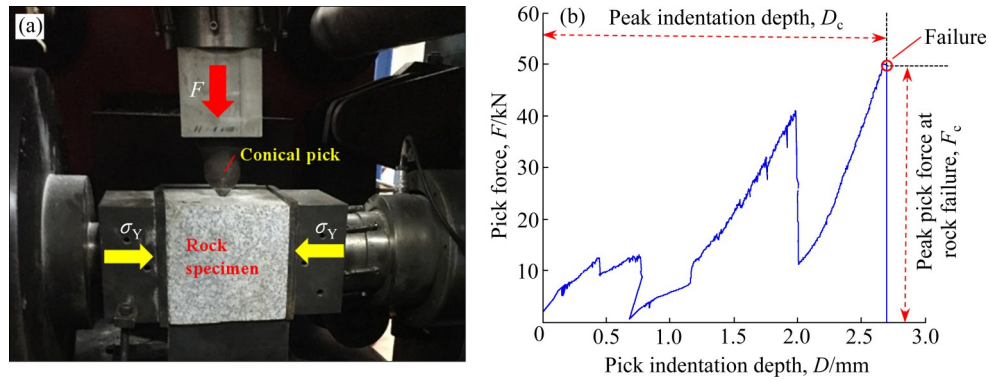


图2 镐型截齿破岩加载图

Fig. 2 Loading graph of conical pick for rock breakage: (a) Loading form; (b) Loading curve

表1 单轴受限应力下镐型截齿破岩试验结果

Table 1 Rock breakage experiments results of conical pick under uniaxial confining stress

Lithology	Uniaxial compressive strength, σ_c/MPa	Tensile strength, σ_t/MPa	Brittleness index, σ_c/σ_t	Uniaxial confining stress, σ_y/MPa	Peak pick force, F_c/kN	Specific energy, $E_c/(10^{-3} \text{ J} \cdot \text{cm}^{-3})$
Granite	126.24	7.56	16.698	120	114.27	213.68
				100	140.14	377.68
				80	148.95	5421.76
				60	162.33	7915.20
				40	206.28	5062.12
				20	203.44	3433.08
				10	76.45	510.30
				5	63.77	240.61
				0	50.03	134.58
Marble	129.22	6.18	20.909	120	100.07	258.68
				100	138.34	556.13
				80	160.83	7771.28
				60	188.90	9694.32
				40	217.90	4972.56
				20	183.26	3317.94
				10	62.89	474.03
				5	43.42	267.94
				0	34.84	179.42
Red sandstone	97.79	5.31	18.416	90	25.13	40.71
				80	58.71	188.17
				60	78.93	2311.04
				40	112.15	2649.55
				20	103.62	1342.93
				10	42.33	273.55
				5	31.55	143.33
				0	16.24	49.36
Phosphate rock	106.21	5.24	20.269	100	23.15	41.79
				90	45.21	95.17
				80	68.74	1800.96
				60	100.92	3487.76
				40	142.17	2794.02
				20	113.62	1586.72
				10	32.33	166.50
				5	16.51	58.65
				0	5.26	15.84

$$E_c = \frac{F_c D_c}{2V_c} \quad (1)$$

式中： F_c 为破岩峰值载荷； D_c 为峰值凿入深度； V_c 为岩石碎块的体积； E_c 为截齿破岩的截割比能。

截齿破岩试验中，通过破岩峰值载荷和截割比能来反映岩石的可截割性，破岩峰值载荷和截割比能越大说明岩石越难被截割，岩石的可截割性越低。

各种岩性的岩样破坏时截齿破岩峰值载荷和截割比能随单轴受限应力参数的变化曲线如图3所示。单轴受限应力小于岩石单轴抗压强度的20%~40%时，截齿破岩峰值载荷随着单轴受限应力与岩石单轴抗压强度比值的增大而增大。单轴受限应力超过岩石单轴抗压强度的20%~40%时，随着单轴受限应力与岩石单轴抗压强度比值增大，截齿破岩峰值则逐渐降低。在较低的单轴受限应力下，岩样受到的侧压限制较小，截齿破岩时会沿着单轴受限应力作用方向将岩样完整劈裂，劈裂碎块向垂直于受限应力加载方向的自由面分离；随着单轴受限应力增大，侧压限制作用相应增大，阻碍了岩样在受限应力作用方向上的变形，并且随受限应力增大而增强的端部效应相当于在临空面方向施加一定的限制应力，从而阻碍岩块从临空面截落，因此岩样的截割难度会随着单轴受限应力的增大而增大。然而在较高的单轴受限应力下，岩样内部会预先萌生裂纹，且裂纹会随着受限应力的增大而增多，当截齿从岩样端面不断凿入时，较高的单轴受限应力会加

剧截齿作用区域岩石内的应力集中，从而致使岩样在截齿作用端面发生部分劈裂，产生从岩样临空侧面截落的楔形岩块，此时侧压反倒有利于截齿破岩。当单轴受限应力继续增大，接近或超过岩石材料单轴抗压强度的80%时，岩样在截齿截割前存在较高的弹性储能，当截齿从岩样端面凿入时，破坏了岩样的完整性而降低其抗压能力，因为试验选用的硬岩具有极为明显的弹脆性，当岩样失去对高单轴受限应力的支撑能力后，岩样会在此高单轴压力下产生剧烈破坏，岩块会从围压作用端快速弹射，从而产生实验室岩爆现象。

类似地，截割比能也随着单轴受限应力与岩石单轴抗压强度比值的增大而先增大后减小。单轴受限应力小于岩石单轴抗压强度的50%~60%时，截割比能随着单轴受限应力与岩石单轴抗压强度比值的增大而增大。单轴受限应力超过岩石单轴抗压强度的50%~60%时，随着单轴受限应力与岩石单轴抗压强度比值增大，截割比能则逐渐降低。

为了综合分析单轴受限应力条件和岩石脆性指数对镐型截齿破岩特性的影响，首先构建单轴受限应力条件、岩石脆性指数、破岩峰值载荷和截割比能无量纲量，分别如式(2)~(5)所示，然后根据式(6)将上述无量纲量进行归一化处理，最后通过拟合得到破岩峰值载荷变化曲面和截割比能变化曲面，其表达式分别如式(7)和式(8)所示，曲面图形分别如图4和5所示，拟合曲面表达式的确定性系数 R^2 分别为0.9332和0.8163。

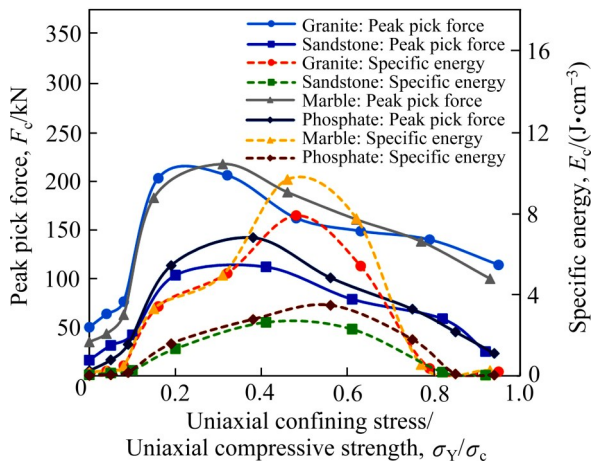


图3 破岩峰值载荷和截割比能随单轴受限应力变化曲线

Fig. 3 Change curves of rock breakage peak force and specific energy with uniaxial confining stress

$$\sigma_N = \frac{\sigma_y}{\sigma_c} \quad (2)$$

$$B = \frac{\sigma_c}{\sigma_t} \quad (3)$$

$$F_N = \frac{F_c}{F_{co}} \quad (4)$$

$$E_N = \frac{E_c}{E_{co}} \quad (5)$$

$$x_n = \frac{x - x_{\min}}{x_{\max} - x_{\min}} \quad (6)$$

$$F_N = 0.09857[-1506(B-1)B^4\sigma_N^2e^{-4.652\sigma_N^{1.5}} + \sigma_N^{0.5}] \quad (7)$$

$$E_N = 0.07111[-2177(B-1)B^4\sigma_N^2e^{-4.94\sigma_N^{0.5}} + \sigma_N^{0.5}] \quad (8)$$

式中： σ_y 为单轴受限应力； σ_c 为岩石材料单轴抗压强度； σ_t 为岩石材料抗拉强度； σ_N 为单轴受限应力无量纲量； B 为岩石材料脆性指数； F_{co} 为单轴受限

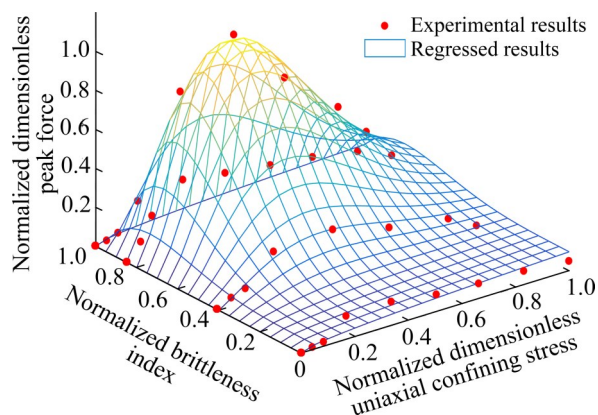


图4 破岩峰值载荷拟合曲面

Fig. 4 Regressed surface of rock breakage peak force

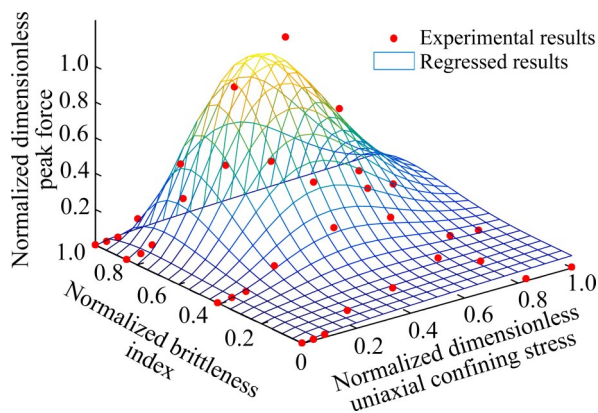


图5 截割比能拟合曲面

Fig. 5 Regressed surface of specific energy

应力为0 MPa时的破岩峰值载荷; F_N 为破岩峰值载荷无量纲量; E_{co} 为单轴受限应力为0 MPa时的截割比能; E_N 为截割比能无量纲量; x 为待归一化的变量; x_{max} 为待归一化变量的最大值; x_{min} 为待归一化变量的最小值; x_n 为归一化后的变量。

分析拟合结果可知,截齿破岩的峰值载荷和截割比能随着脆性指数增大先增大后降低,也表现出非单调的变化趋势。这是由于在镐型截齿和岩石作用的接触区域,岩石的破坏是劈裂和压剪破坏混合模式,受到岩石材料抗拉强度和抗压强度的联合影响。

综上所述,岩石的可截割性受到受限应力条件和岩石特性的影响。因此,可以从受限应力调控和岩石强度弱化两个方面改善岩石的可截割性。试验结果显示在较低单轴受限应力条件下,硬岩可被安全高效截割;纵然高单轴应力能够提高截割效率,但因为易引发岩爆导致破岩危险升高。因此,在机

械截割深部硬岩矿体时,需要开挖诱导工程,增加待截割矿岩体的临空面数量,并通过有效的支护和能量调控措施使临空面矿岩体在单轴应力下发生应力释放效应产生受限应力较低(受限应力调整)和裂纹发育(岩石强度弱化)的松动区,从而提高硬岩矿体的可截割性。当通过上述诱导工程在矿岩内未形成松动区,矿岩依然较为完整坚硬时,则可以在矿岩内施工人为诱导缺陷,降低矿岩的完整性,解除矿岩的局部受限应力,具体见下一章节。

2 镐型截齿截割缺陷岩样试验

硬岩矿体的可截割性普遍较低,为了改善其可截割性,可以通过一些人为诱导的措施增加硬岩内的裂隙、降低硬岩完整性、增加硬岩破岩自由面等。通过镐型截齿截割缺陷岩样试验,考察了预切槽、加卸荷损伤和预钻孔三种人为诱导缺陷对截齿破岩特性的影响。该项试验使用单个镐型截齿对100 mm×100 mm×100 mm的花岗岩立方块岩样进行静态截割。试验所用花岗岩为另一种更为坚硬的花岗岩,其密度为2.765 g/cm³,单轴抗压强度为210.24 MPa,抗拉强度为12.16 MPa。破岩试验加载过程与完整岩样静态破岩试验的加载过程相同。实验结果如表2和图6~8所示。

为了解除矿柱临空面上的受限应力,在矿岩壁上施工临空面预切槽,将单轴受限应力环境改变为无受限应力环境,这对应于岩样在无受限应力条件下的破岩试验。在无受限应力条件下,伴随截齿的不断凿入,岩样出现数次破裂后发生最终破坏(完全劈裂);该条件下,截齿破岩载荷达到102.88 kN就可将立方块岩样快速完全劈裂成尺寸几乎相同的两块,截割比能为417.8×10⁻³ J/cm³。相比于同等条件下的50 MPa单轴受限应力环境,其破岩峰值载荷和截割比能分别降低40.6%和87.4%,并且岩样发生最终破坏前的局部破裂次数明显减少,同时致使岩样最终破坏的截齿作用耗时大幅降低,这说明临空面预切槽创造的临空面岩体内的充分应力解除可大幅提高硬岩的可截割性和截割效率。

经历真三轴加卸荷损伤的岩样,P波在其内的传播速度由完整岩样内的5351 m/s下降到2163 m/s,说明损伤岩样内部有大量预裂纹。无受限应力条件下,截齿破岩载荷达到50.98 kN(相比同等条

表2 不同人为诱导缺陷条件下截齿静态破岩实验结果

Table 2 Experimental results of breakage using conical pick on the defective rocks

Specimen	Confining stress, σ_v /MPa	Peak pick force, F_c /kN	Specific energy, $E_c/(10^{-3} \text{ J} \cdot \text{cm}^{-3})$	Failure mode
Intact specimen (P-wave velocity 5351 m/s)	50	173.15	3327.94	Partial splitting
Intact specimen	0	102.88	417.8	Complete splitting
Damaged specimen (P-wave velocity 2163 m/s)	0	50.98	80.75	Splitting along pre-fracture
<i>d</i> 5	0	108.53	399.39	Complete splitting cross hole direction
<i>d</i> 10	0	100.59	320.88	Complete splitting along hole direction
<i>d</i> 20	0	88.72	385.49	Complete splitting along hole direction
Including hole	<i>d</i> 30	63.37	246.95	Complete splitting along hole direction
with different	<i>d</i> 50	43.05	91.74	Complete splitting along hole direction
diameter/mm	<i>d</i> 10	50	167.74	Partial splitting cross hole direction
	<i>d</i> 20	50	166.22	Partial splitting cross hole direction
	<i>d</i> 30	50	143.90	Partial splitting cross hole direction
	<i>d</i> 50	35*	68.02	Partial splitting cross hole direction

* For specimen with 50 mm-diameter-hole, only 35 MPa confining stress was applied to specimen due to specimen could not withstand 50 MPa stress.

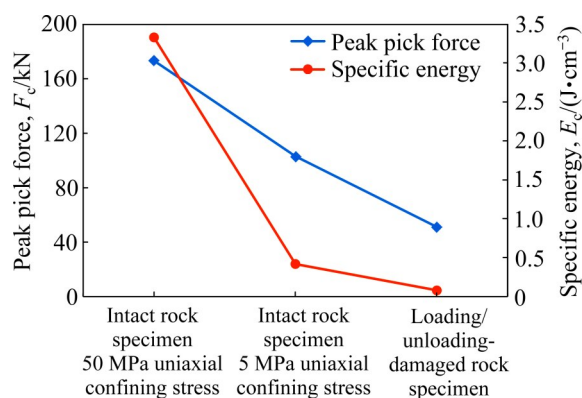


图6 完整岩样和加卸荷损伤岩样的破岩峰值载荷和截割比能变化曲线

Fig. 6 Change curves of peak force and specific energy of breakage for intact and fractured rock specimens

件下的完整岩样, 破岩峰值载荷下降了 50.4%) 时岩样就会发生完全劈裂, 劈裂面由宏观预裂纹相互贯通形成, 截割比能为 $80.75 \times 10^{-3} \text{ J/cm}^3$ (相比同等条件下的完整岩样, 截割比能下降了 80.7%), 并且岩样发生最终破坏前几乎没有出现局部破裂现象, 相比同等条件下的完整岩样截齿破岩耗时显著降低。这说明如果诱导工程能使围岩内形成预裂纹发育的松动区, 则可有效提高硬岩的可截割性和截割

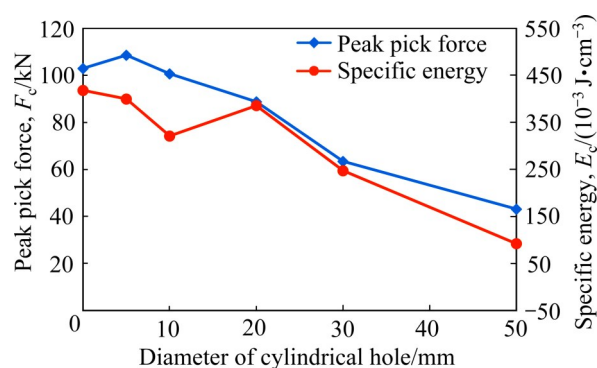


图7 无围压条件下含孔洞岩样的破岩峰值载荷和截割比能变化曲线

Fig. 7 Change curves of peak force and specific energy of breakage for pre-hole rock specimens under no confining stress condition

效率。

对于预钻孔岩样, 截齿破岩峰值载荷和截割比能随着孔径的增大而降低, 并且同样孔径尺寸下单轴受限应力条件下的破岩峰值载荷和截割比能普遍大于无受限应力条件下的, 这是因为岩样的最终破坏是涉及岩样整体的破裂, 破裂面能够贯穿岩样整体, 从而其破坏不仅受到受限应力条件的影响, 而且还受到预钻孔的影响且影响程度随钻孔尺寸的增

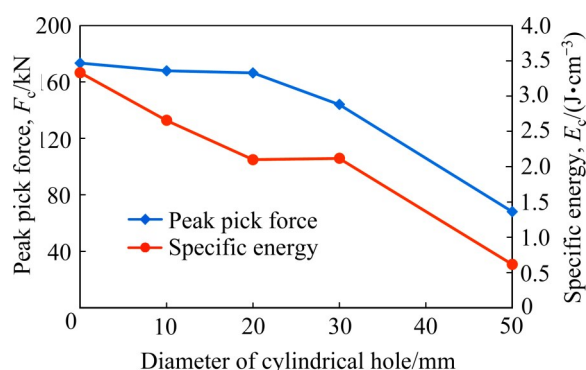


图8 单轴围压条件下含孔洞岩样的破岩峰值载荷和截割比能变化曲线

Fig. 8 Change curves of peak force and specific energy of breakage for pre-hole rock specimens under uniaxial confining stress condition

大而增强。在 50 MPa 单轴受限应力条件下, 当岩样内的圆柱孔孔径由 10 mm 增大至 20 mm 再增大至 30 mm 时, 对应的破岩峰值载荷逐渐降低, 相应地由 167.74 kN 降至 166.22 kN 再降至 143.90 kN, 截割比能纵然出现小幅度波动上升但总体也是降低趋势, 且岩样均发生横切孔方向的部分劈裂破坏, 破落岩块从无受限应力的自由面劈落或劈开, 从而形成的劈裂面偏向于沿施加受限应力的方向。对于含有 50 mm 孔径圆柱孔的岩样, 由于岩样承受不住 50 MPa 的单轴受限应力, 因此只施加 35 MPa 的应力, 此时镐型截齿破岩载荷达到 68.02 kN 就可将岩样破坏, 即使如此岩样的劈裂分开方向依然向着无受限应力的自由面, 相比于同等条件下圆柱孔孔径较小的岩样, 其破碎程度更高。上述结果进一步表明, 由于临空自由面是完全解除受限应力, 而钻孔

只是提供局部自由面只能降低钻孔附近部分岩石的受限应力, 所以临空自由面对岩样可截割性的提高作用要大于预钻孔的。

由上述分析可知, 预切槽、加卸荷损伤和预钻孔能够不同程度地改善硬岩的可截割性。然而, 当通过人为诱导缺陷依然未能有效改善硬岩的可截割性时, 则可以通过改变施加在矿岩上的外部载荷的作用方式来提高破岩效率, 具体见下一章节。

3 动静组合破岩试验

以往单纯依靠增加机械刀具的静态破岩载荷来提高机械破岩对硬岩矿体的适用性, 会造成机械重量大、灵活性差。与上述镐型截齿静态破岩试验进行对比, 开展了动静组合破岩试验。动静组合破岩试验时, 首先通过 Y 向加载机构以 0.3 mm/min 的加载速率对截齿施加不同的预静载, 然后通过 Y 向扰动杆施加频率 5 Hz 具有不同幅值的正弦波扰动载荷对方块岩样进行破岩, 记录岩样破坏时扰动载荷的扰动持时。动静组合破岩试验的加载形式和扰动载荷变化曲线如图 9 所示。实验结果如表 3 和图 10 所示。在相同的受限应力条件下, 镐型截齿静态破岩和动静组合破岩时岩样具有相同的破坏模式: 高单轴受限应力下发生伴随板裂岩块快速弹射的岩爆现象, 并最终发生剪切破坏; 无受限应力条件下岩样被镐型截齿从中心完全劈裂。图 10 中, 横坐标上的 80(~57%)±60 表示一组动静组合截齿作用载荷: 预静载为 80 kN, 是同等条件下静态破岩时截齿破岩峰值载荷的 57%; 正弦波扰动载荷的幅值为

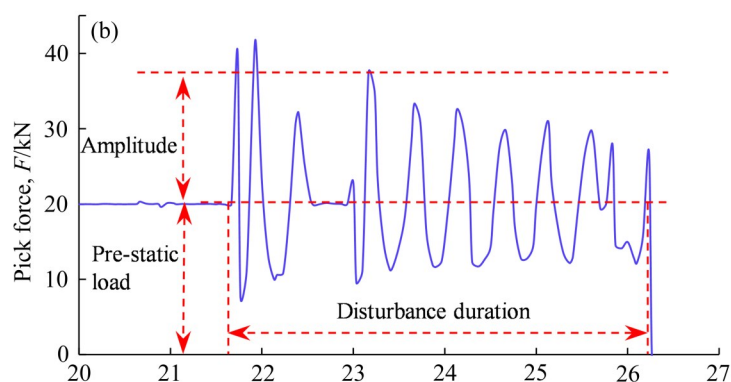
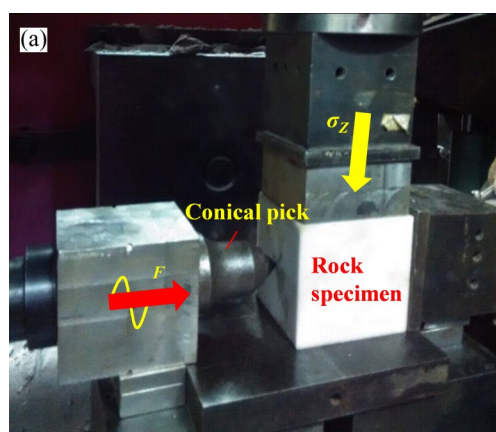


图9 镐型截齿动静组合破岩加载图

Fig. 9 Coupled static and dynamic breakage of conical pick for rock: (a) Loading form; (b) Loading curve

表3 镐型截齿动静组合破岩实验结果

Table 3 Experimental results of rock breakage using conical pick under coupled static-dynamic loads

Lithology	Confining stress, σ_z /MPa	Pick force at rock failure			
		Pre-static load/kN	Disturbance load (sine wave)		
			Amplitude/kN	Frequency/Hz	Disturbance duration/s
Granite	100	80 (~57% ¹⁾)	60	5	7.44
		60 (~43%)	80	5	20.45
	0	30 (~60%)	30	5	2.16
		30 (~60%)	20	5	7.39
		20 (~40%)	30	5	16.14
		10 (~20%)	40	5	51.50
Marble	100	80 (~58%)	60	5	5.13
		60 (~43%)	80	5	14.70
	0	20 (~57%)	20	5	1.02
		20 (~57%)	15	5	4.57
		15 (~43%)	20	5	10.34
		10 (~29%)	25	5	37.17

1) Percentage value in parentheses represents ratio of pre-static force during coupled static and dynamic fragmentation to pick peak force during static fragmentation under same stress condition

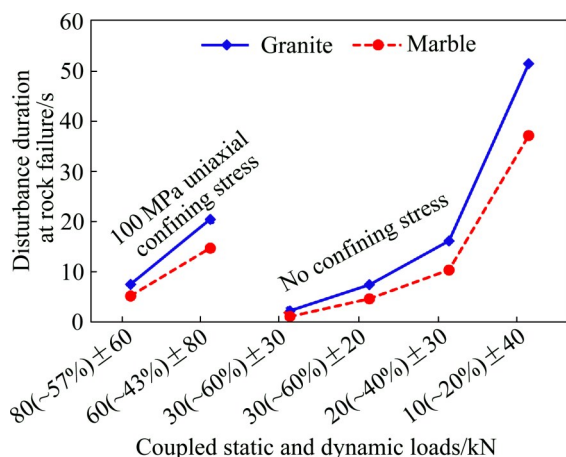


图10 动静组合破岩所需动载扰动持时变化曲线 ($f=5$ Hz)

Fig. 10 Change curve of disturbance duration for rock breakage under coupled static and dynamic loading ($f=5$ Hz)

60 kN, 频率为 5 Hz。

单轴受限应力和无受限应力条件下, 在预静载和扰动幅值之和等于静态破岩所需载荷时, 动静组合破岩扰动持时随着预静载水平的增加而降低, 这说明预静载越大, 截齿越容易破岩; 此外, 在预静载不变的条件下, 增大扰动载荷幅值也能降低截齿破岩扰动持时, 这说明扰动幅值越大, 截齿越容易破岩。因此在实际动静组合破岩过程中, 通过增大

破岩机械原有静载截割能力, 或者通过液压激励装置对截割机构施加一定的振动载荷以及增大其扰动幅值, 可提高机械破岩效率。

4 非爆机械化采矿应用

根据前文的研究结果可知, 深部硬岩矿体可截割性的改善方法主要有诱导深部高应力致裂矿体形成松动区、预先开挖诱导缺陷解除矿体上的受限应力、采用动静组合的破岩载荷。通过开挖诱导工程, 增加岩体临空面数量, 使岩体处于单轴受限应力环境, 并通过有效的卸压及支护措施引导应力释放效应产生受限应力较低和裂纹发育的松动区, 或者通过人为诱导缺陷解除临空面岩体内的受限应力, 抑或者在原有机械切割载荷上施加一定的高频振动载荷, 可提高深部高应力硬岩的非爆机械化开采适应性。以矿岩可截割性为关键参数, 构建了图11所示的深部硬岩矿体非爆机械化开采模式。首先, 根据凿岩钻孔和孔内破岩触探数据对矿岩可截割性进行原位监测感知, 评价矿岩的可截割性和机械化开采适用性, 并予以反馈; 其次, 根据矿岩可截割性的评价结果, 识别出难采矿岩的分布位置和定量其难采程度, 用于指导基于高应力诱导致裂和

预制缺陷的硬岩矿体可截割性改善方法的实施, 从而实现硬岩矿体可截割性的精准改善; 然后, 根据矿岩可截割性的量化结果及分布情况, 实时智能调控采矿机械的破岩方式及破岩参数; 最后, 根据采矿机械的实际破岩表现, 验证并改进矿岩可截割性监测与评价方法。如此循环进行, 并通过基于物联网技术的数字信息共享决策平台进行综合管控, 从而实现深部硬岩的非爆机械化智能开采。

为了验证上述矿岩可截割性改善方法的有效性和开采模式的合理性, 在开磷深部坚硬磷矿体中开

展非爆机械化采矿试验。首先, 在磷矿体中沿走向开挖采准巷道, 针对巷壁上的矿体采用悬臂式掘进机进行采矿, 采矿试验情况如图 12 所示。由于采准巷道矿壁上的矿体受到双向受限应力作用且未形成松动区, 矿体完整, 采矿时截齿难以高效破碎矿体而长时间与矿体摩擦, 粉尘浓度高, 截落的矿石呈粉状、块度小, 截齿磨损严重, 采矿效率仅能达到 32.6 t/h。随后, 沿矿层倾向开挖诱导巷道, 形成多个半岛型矿柱, 深部高应力向矿柱集中引发矿体破裂从而在矿柱周围形成松动区。针对松动区内

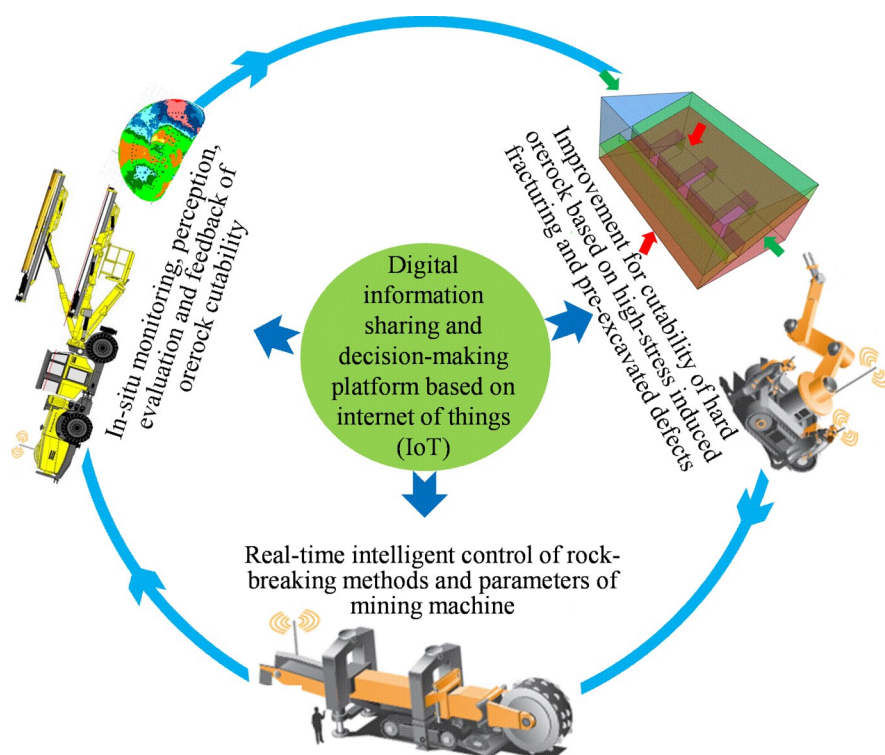


图 11 深部硬岩矿体非爆机械化开采模式

Fig. 11 Non-explosive mechanized mining mode in deep hard ore-rock

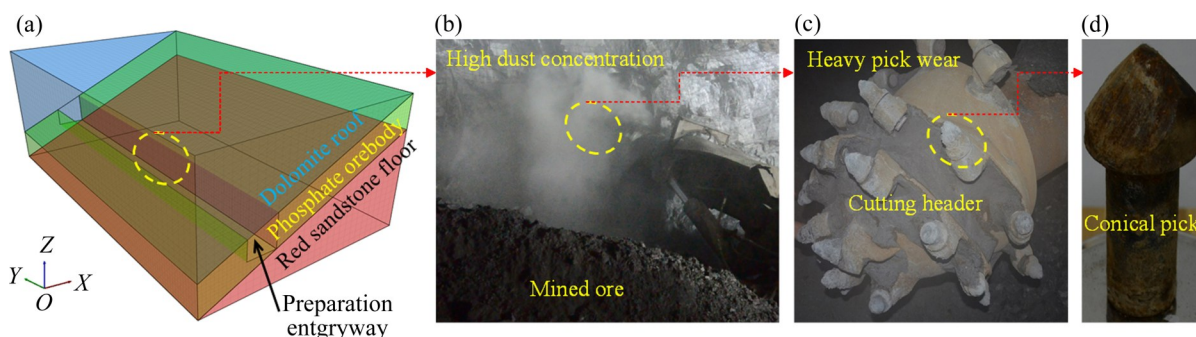


图 12 采准巷道内掘进机采矿

Fig. 12 Mining using roadheader in preparation entryway: (a) Stope layout; (b) Field situation of mining; (c) Cutting header; (d) Worn-out pick

的矿体,采用悬臂式掘进机进行采矿,采矿试验情况如图 13 所示。由于矿柱松动区内受限应力得到释放,矿体较为破碎,因此采矿时截齿能够快速将矿岩破碎,粉尘浓度低,截落的矿石呈小块状、块度较大,截齿磨损轻微,采矿效率能够达到 107.7 t/h,采矿效率得到大幅度提高。最后,针对未形成松动区的较为完整的矿柱,在矿柱底部位置开挖预切槽,解除矿柱上的受限应力,然后用高频破碎锤进行采矿,采矿试验情况如图 14 所示。由于高频破碎锤施加的是动静组合破岩载荷,且矿柱上的受限应力被解除后形成了新的自由面,因此采矿时抖齿能够快速将矿岩破碎,粉尘浓度低,截落的矿石呈大块状、块度大,抖齿有轻微磨损,采矿效率可达 158.2 t/h,采矿效率又进一步得到大幅度提高。

因此,在实际采矿过程中,首先可以通过开挖诱导巷道诱使深部高应力致裂矿体形成松动区来提高深部硬岩的可截割性。如果矿柱未形成松动区,可以通过在矿柱底部开挖预切槽后利用高频破碎锤进行破岩的方式来提高非爆机械化开采效率。

5 结论

1) 单轴受限应力条件下,随着受限应力的增大,岩样的可截割性先降低后升高,表现出非线性非单调的变化过程。较低单轴受限应力以及无受限应力条件下,截齿破岩能够完全劈裂岩样且只需要很低的破岩峰值载荷和截割比能,因此具有最优的可截割性。随着单轴受限应力增大,镐型截齿破岩引起的岩样破坏模式由完全劈裂变化为部分劈裂再变化为岩爆。纵然单轴受限应力增大到一定程度后能够改善硬岩的可截割性,但由于易引发岩爆,导致破岩危险性升高。因此,在低单轴受限应力下,硬岩才能被安全高效地截割。动静组合破岩时,截齿上的预静载越大,破岩所需的扰动持时越小,截齿越容易破岩,此外增大扰动载荷幅值也能降低截割难度。岩石可截割性随着岩石脆性指数的增大而先降低后升高,也表现出非线性非单调的变化趋势。这是由于镐型截齿破岩形成的岩石破坏是劈裂

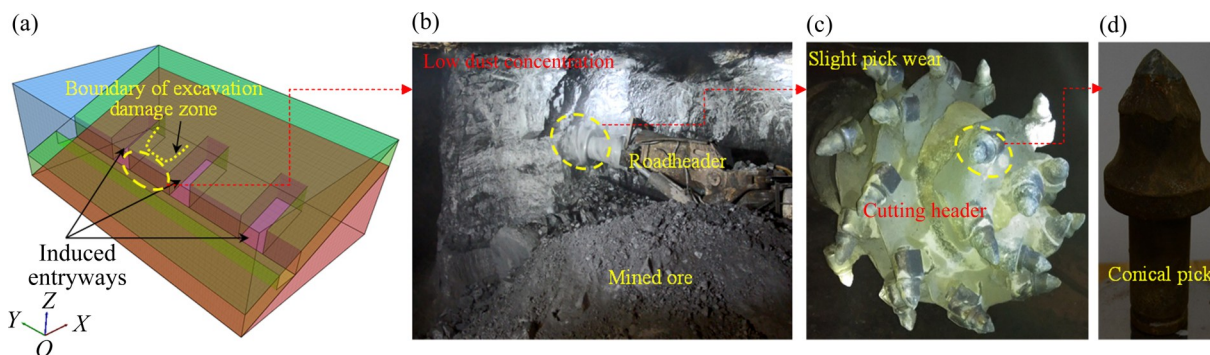


图 13 矿柱松动区内掘进机采矿

Fig. 13 Mining using roadheader in excavation damage zone around pillar: (a) Stope layout; (b) Field situation of mining; (c) Cutting header; (d) Worn-out pick

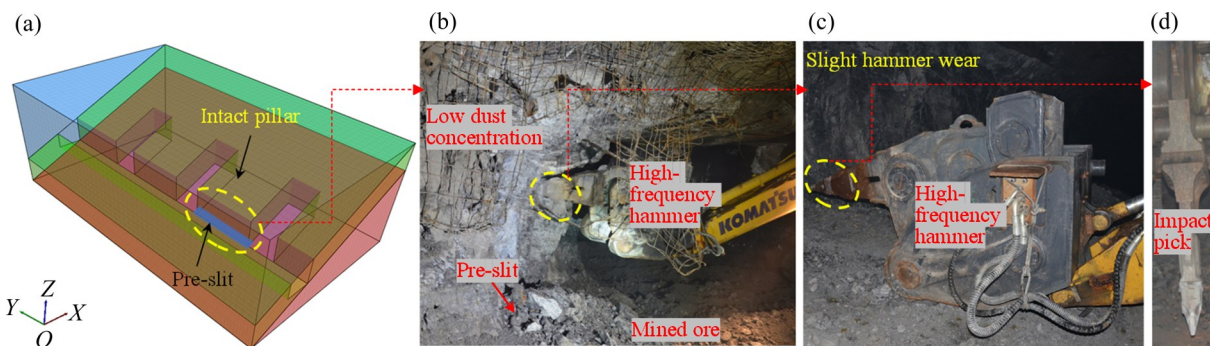


图 14 完整矿柱预切槽后高频破碎锤采矿

Fig. 14 Mining using high-frequency crushing hammer in unfractured pillar: (a) Stope layout; (b) Field situation of mining; (c) High-frequency crushing hammer; (d) Impact pick

和压剪破坏混合模式,受到岩石材料抗拉强度和抗压强度的联合影响。

2) 能够提高硬岩可截割性的人为诱导缺陷有临空面预切槽、加卸荷损伤和矿壁预钻孔。预切槽能够充分解除临空面岩体内的受限应力,可使待截割岩石处于无受限应力条件下,此时截齿凿入可使岩石发生快速完全劈裂破坏,可大幅提高硬岩的可截割性和截割效率。诱导工程开挖引起的加卸荷损伤致使岩石内存在大量的预裂纹,截齿凿入可使岩石沿宏观损伤裂纹发生快速完全劈裂破坏,表明诱导工程围岩松动区内的预裂纹可有效提高硬岩的可截割性和截割效率。岩石内的预钻孔可一定程度上提高其可截割性,且可截割性随孔径的增大而升高。预切槽形成的临空自由面对岩样可截割性的提高作用要大于预钻孔的。

3) 现场试验了独头巷道壁上掘进机直接破岩、矿柱松动区内掘进机破岩和矿柱预切槽上高频破碎锤破岩三种非爆机械化采矿方法。采矿试验证明,开挖诱导巷道致裂矿体形成松动区后利用掘进机破岩和在矿柱底部开挖预切槽后利用高频破碎锤破岩,可将非爆机械化采矿效率从32.6 t/h分别提高到107.7 t/h和158.2 t/h,采矿效率显著提高。

REFERENCES

- [1] 王虹. 我国综合机械化掘进技术发展40a[J]. 煤炭学报, 2010, 35(11): 1815-1820.
WANG Hong. The 40 years developmental review of the fully mechanized mine roadway heading technology in China[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(11): 1815-1820.
- [2] 胡省三, 刘修源, 成玉琪. 采煤史上的技术革命——我国综采发展40a[J]. 煤炭学报, 2010, 35(11): 1769-1771.
HU Sheng-san, LIU Xiu-yuan, CHENG Yu-qi. Technical revolution in coal mining history: 40 years development of fully mechanized coal mining in China[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(11): 1769-1771.
- [3] 李夕兵, 黄麟淇, 周健, 等. 硬岩矿山开采技术回顾与展望[J]. 中国有色金属学报, 2019, 29(9): 1828-1847.
LI Xi-bing, HUANG Lin-qi, ZHOU Jian, et al. Review and prospect of mining technology in hard rock mines[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2019, 29(9): 1828-1847.
- [4] 李夕兵, 曹芝维, 周健, 等. 硬岩矿山开采方式变革与智能化绿色矿山构建——以开阳磷矿为例[J]. 中国有色金属学报, 2019, 29(10): 2364-2380.
LI Xi-bing, CAO Zhi-wei, ZHOU Jian, et al. Innovation of mining models and construction of intelligent green mine in hard rock mine: In Kaiyang Phosphate Mine as an example[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2019, 29(10): 2364-2380.
- [5] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(5): 1283-1305.
XIE He-ping. Research review of the state key research development program of China: Deep rock mechanics and mining theory[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5): 1283-1305.
- [6] 李夕兵, 周健, 王少锋, 等. 深部固体资源开采评述与探索[J]. 中国有色金属学报, 2017, 27(6): 1236-1262.
LI Xi-bing, ZHOU Jian, WANG Shao-feng, et al. Review and practice of deep mining for solid mineral resources[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2017, 27(6): 1236-1262.
- [7] 李夕兵, 姚金蕊, 宫凤强. 硬岩金属矿山深部开采中的动力学问题[J]. 中国有色金属学报, 2011, 21(10): 2551-2563.
LI Xi-bing, YAO Jin-rui, GONG Feng-qiang. Dynamic problems in deep exploitation of hard rock metal mines[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2011, 21(10): 2552-2562.
- [8] 王少锋, 李夕兵, 宫凤强, 等. 深部硬岩截割特性与机械化破岩试验研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2772-2782.
WANG Shao-feng, LI Xi-bing, GONG Feng-qiang, et al. Breakage characteristics and mechanized mining experiment in deep hard rock[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2021, 52(8): 2772-2782.
- [9] WANG Shao-feng, LI Xi-bing, YAO Jin-rui, et al. Experimental investigation of rock breakage by a conical pick and its application to non-explosive mechanized mining in deep hard rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019, 122: 104063.
- [10] 王少锋. 深部硬岩截割特性及非爆机械化开采研究[D]. 长沙: 中南大学, 2018.
WANG Shao-feng. Study on rock cuttability and non-explosive mechanized mining in deep hard rock[D]. Changsha: Central South University, 2018.
- [11] LI Xi-bing, WANG Shao-feng, WANG Shan-yong. Experimental investigation of the influence of confining stress on hard rock fragmentation using a conical pick[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2018, 51: 255-277.

- [12] KANG H, CHO J, PARK J, et al. A new linear cutting machine for assessing the rock-cutting performance of a pick cutter[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2016, 88: 129–136.
- [13] YANG D, LI J, WANG L, et al. Experimental and theoretical design for decreasing wear in conical picks in rotation-drilling cutting process[J]. *The International Journal of Advanced Manufacturing Technology*, 2015, 77: 1571–1579.
- [14] DEWANGAN S, CHATTOPADHYAYA S. Characterization of wear mechanisms in distorted conical picks after coal cutting[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2016, 49: 225–242.
- [15] YIN L, GONG Q, ZHAO J. Study on rock mass boreability by TBM penetration test under different in situ stress conditions[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2014, 43: 413–425.
- [16] YIN L, GONG Q, MA H, et al. Use of indentation tests to study the influence of confining stress on rock fragmentation by a TBM cutter[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2014, 72: 261–276.
- [17] GEHRING K. Design criteria for TBMs with respect to real rock pressure[C]// *Proceedings of the Tunnel Boring Machines: Trends in Design and Construction of Mechanized Tunneling*, Hagemberg; :[s.n.],1995: 43–53.
- [18] INNAURATO N, OGGERI C, ORESTE P et al. Experimental and numerical studies on rock breaking with TBM tools under high stress confinement[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2007, 40(5): 429–451.
- [19] KAISER P. Rock mechanics considerations for construction of deep tunnels in brittle rock[C]// *Rock Mechanics in Underground Construction*, ISRM International Symposium, 4th Asian Rock Mechanics Symposium, Singapore: [s. n.], 2006: 47–58.
- [20] MA H, GONG Q, WANG J, et al. Study on the influence of confining stress on TBM performance in granite rock by linear cutting test[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2016, 57: 145–150.

Fragmentation characteristics of deep hard rock and improvement for rock cuttability

WANG Shao-feng¹, LI Xi-bing¹, WANG Shan-yong², YAO Jin-rui³

(1. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China;

2. School of Civil Engineering, The University of Newcastle, Callaghan NSW 2308, Australia;

3. Guizhou Linhua Group Co., Ltd., Guizhou 550081, China)

Abstract: Cuttability of hard rock is influenced by many factors, such as rock properties, cutting parameters, and stress conditions. Using TRW-300 true triaxial electro-hydraulic servo system, the influences of confining stress conditions, loading mode of conical pick and rock properties (brittleness and artificially induced defect) on rock breakage were investigated. Under uniaxial confining stress condition, the rock cutting difficulty initially increases and then decreases with increases in uniaxial confining stress, and the high uniaxial confining stress instead improves the rock cuttability. However, the ultra-high uniaxial confining stress may induce rock burst. The high preload applied on pick can achieve the high cuttability. Rock cuttability presents decrease followed by increase with increases in rock brittleness. In addition, excavation-induced fractures, pre-slit and pre-borehole in rock mass can improve hard rock cuttability. Moreover, the improvement measures of rock cuttability were achieved, and the non-explosive mechanized mining mode in deep hard rock was proposed. The mining tests prove that the efficiencies of non-explosive mechanized mining improves from 32.6 t/h to 107.7 t/h and 158.2 t/h, respectively, with cuttability improvement measures of the excavation of induced entryway to pre-fracture orebody cut by roadheader and the excavation of pre-slit in pillar broken by high-frequency crushing hammer.

Key words: hard rock fragmentation; coupled static and dynamic breakage; artificially induced defect; cuttability improvement; non-explosive mechanized mining

Foundation item: Projects(51904333, 52174099) supported by the National Science Foundation of China; Project (2021JJ30842) supported by the Natural Science Foundation of Hunan Province, China

Received date: 2021-09-18; **Accepted date:** 2021-11-03

Corresponding author: WANG Shao-feng; Tel: +86-18073369486; E-mail: sf.wang@csu.edu.cn

(编辑 龙怀中)