

Mine-by 试验洞开挖过程中围岩应力路径与破坏模式分析

李建贺^{1,2}, 盛 谦¹, 朱泽奇¹, 冷先伦¹, 牛利敏³, 刘世伟^{1,2}

(1. 中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程国家重点实验室, 湖北 武汉 430071; 2. 中国科学院大学, 北京 100049;
3. 长江勘测规划设计研究院, 湖北 武汉 430010)

摘要: 地下洞室开挖过程中, 围岩经历了复杂的应力路径, 正确刻画围岩的应力路径及其影响是岩石地下工程中亟待解决的关键科学问题。基于起裂判据(CIC)、扰动应力比($n = \sigma_3 / \sigma_1$)和 Lode 参数等力学表征指标, 采用 FLAC^{3D} 对 Mine-by 试验洞掌子面掘进过程中围岩的复杂应力路径和破坏模式进行探讨。研究表明: 围岩应力场的扰动主要集中在掌子面前一倍洞径范围内, 围岩损伤受掌子面附近高度集中的偏应力和应力主轴旋转支配; 随掌子面掘进, 围岩顶部和底部偏应力集中程度加大, 应力比 n 逐渐降低, 逐步形成 V 型剥落, 而隧洞边墙部位逐渐卸荷, 损伤破裂转变为拉应力控制; 原位岩体的应力路径涉及应力主轴旋转效应, 远比实验室的单调加载路径复杂, Mine-by 试验洞开挖过程中, 在掌子面的顶部和底部, 围岩大主应力方向几乎没有转动, 而中主应力和小主应力旋转一定角度(35.2°)后回到初始方向, 由于中主应力超过了岩体起裂强度($CIC > 1$), 其方向的旋转加剧了围岩的损伤程度。相关认识和结论具有一定的理论和工程意义。

关键词: 岩石力学; 地下洞室; 开挖损伤区; 表征参数; 应力路径; 应力旋转; 破坏模式

中图分类号: TU 45

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2017)04-0821-10

Analysis of stress path and failure mode of surrounding rock during Mine-by test tunnel excavation

LI Jianhe^{1,2}, SHENG Qian¹, ZHU Zeqi¹, LENG Xianlun¹, NIU Limin³, LIU Shiwei^{1,2}

(1. State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, Hubei 430071, China; 2. University of Chinese Academy of Sciences, Beijing 100049, China; 3. Changjiang Institute of Survey, Planning, Design and Research, Wuhan, Hubei 430010, China)

Abstract: During the underground excavation, the stresses in surrounding rock follow the complex paths. It is a key issue to describe the stress path and its effect on the surrounding rock correctly in underground engineering. The complex stress paths and failure modes of surrounding rock during Mine-by test tunnel excavation are discussed based on three parameters including the crack initial criterion(CIC), the stress ratio $n = \sigma_3 / \sigma_1$ and the lode parameter. It is shown that the disturbance of stress field is mainly concentrated near the excavation face within the scope of the tunnel diameter and the damage of surrounding rock is controlled by the highly

收稿日期: 2016-05-24; **修回日期:** 2016-09-22

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2015CB057905); NSFC-云南联合基金重点支持项目(U1402231); 国家自然科学基金资助项目(51279202)

Supported by the the National Program on Key Basic Research Project of China(973 Program)(Grant No. 2015CB057905), NSFC-United Fund Key Support Project of Yunnan(Grant No. U1402231) and National Natural Science Foundation of China(Grant No. 51279202)

作者简介: 李建贺(1989-), 男, 2012年毕业于河北大学工程力学专业, 现为博士研究生, 主要从事地下工程开挖扰动和数值模拟方面的研究工作。

E-mail: jianhe_001@126.com

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2016.0540

concentrated deviatoric stress and stress axis rotation. As the excavation face advances, the deviatoric stress concentration increases and the stress ratio reduces at the top and the bottom of the surrounding rock, where a v-shaped spalling has been formed gradually. The surrounding rock of the tunnel wall unloads gradually, and the damage is changed to be controlled by the tensile stress. The stress path of in-situ rock is more complex than that in laboratory because of the effect of stress rotation. During the excavation of Mine-by test tunnel, the rotation of the major principal stress direction is hardly changed at the top and the bottom of surrounding rock, and the intermediate principal stress and minor principal stress rotate 35.2 degrees before returning to the initial direction. Since the intermediate principal stress has exceeded the rock mass crack initiation strength ($CIC > 1$), the stress rotation aggravates the damage degree of surrounding rock.

Key words : rock mechanics ; underground opening ; excavation damage zone ; characterization parameters ; stress path ; stress rotation ; failure mode

1 引言

地下洞室开挖过程中, 开挖卸荷打破了岩体结构系统原有的平衡, 致使围岩内部应力场重新分布。在此过程中, 洞室围岩经历了复杂的应力路径, 尤其是在开挖掌子面附近。而岩石的力学行为依赖于应力路径的变化^[1-2], 此处的应力路径不仅包括应力量值的改变途径, 还应包括应力主方向的旋转。

谢和平^[3]在 2015 年“陈宗基讲座”中呼吁要发展采动岩体力学, 即考虑原位应力状态和开采应力路径的影响, 创立新的过程行为力学理论, 将工程扰动过程与岩体力学响应相结合来开展研究。由于岩体不是弹性材料, 尤其是深部岩体处于高地应力环境中, 可能开始就处于塑性屈服状态, 开挖造成的围岩变形破坏必然依赖于岩体的应力、应变路径以及它原来的应力历史。对于岩石应力路径的研究, 最早可追溯到 T. Von Karman^[4]和 R. Boker^[5]在 Prandtl 教授指导下进行的大理岩三轴试验。T. Von Karman^[4]所作试验从静水压力状态($\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = p$)开始, 保持 σ_2, σ_3 固定, 不断增加 σ_1 直至岩样破裂; R. Boker^[5]试验同样从静水压力状态($\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = p$)开始, 保持 σ_1, σ_2 固定, 减少 σ_3 直到岩石破裂; 这 2 个著名的试验表明岩石的破裂过程与应力状态类型和应力路径相关。随后国内外学者在此方面做了大量的研究工作, 取得了丰硕的成果, 研究热点主要集中在以下几个方面: 应力路径对室内岩样强度的影响^[6-11]; 不同应力路径下岩样的变形和破坏模式^[12-16]; 地下洞室开挖过程中围岩的复杂应力路径^[17-18]等。总的来说, 目前的研究工作多是基于实验室所进行的应力路径试验, 而室内试验通常受限于试验条件, 属于单调加载, 无法考虑应力

主轴的旋转效应, 也很难再现原位岩体的复杂应力路径。

根据 R. S. Read 等^[1, 17]的研究, 原位岩体的应力路径十分复杂, 在掌子面掘进过程中, 应力场在一定范围内剧烈扰动, 致使围岩损伤并降低开挖面附近的岩体强度, 而通常的室内试验并未涉及如此复杂的应力路径。正确刻画地下洞室开挖过程中围岩的应力路径及其影响是岩石地下工程中亟待解决的关键科学问题。鉴于此, 本文采用了 3 个描述地下洞室开挖扰动应力场的力学表征参数, 基于力学表征参数, 对加拿大地下实验室 Mine-by 试验洞掌子面掘进过程中围岩的复杂应力路径(包含应力主轴旋转)和破坏模式进行了探讨。

2 围岩应力场力学表征参数

为了研究洞室开挖过程中围岩应力场的演化规律, 前人提出了一系列的力学表征指标, 如屈服接近度^[19], 应力三维度^[20], 主应力转动消散功^[21]以及针对应变性岩爆提出的相对能量释放指数($RERI$)^[22]等, 以上力学表征参数基于现时应力状态判别围岩的损伤破坏程度, 物理意义明确, 并在工程中得到了相关应用。由于岩石的力学行为依赖于应力路径的变化, 且原位岩体的应力路径十分复杂, 故在刻画应力场扰动和围岩损伤演化方面需要将力学表征参数与应力路径及破坏模式相结合, 以综合反映隧洞开挖损伤区的形成与演化规律, 这也正符合谢和平院士所倡议的岩石过程行为力学理论^[3]。基于以上考虑, 本节采用 3 个力学表征参数并论述了其物理实质。

2.1 完整岩体起裂判据

C. D. Martin^[2]认为, 实验室岩样的起裂应力阈

值 σ_{ci} 可以作为临空面附近完整岩体的现场强度,对于绝大多数脆性岩石,起裂应力阈值为 $(0.3 \sim 0.5)\sigma_c$ 。起裂应力阈值 σ_{ci} 表征的是岩石裂纹开始萌生的临界强度(故有时被称为起裂强度^[23-24]),它与单轴压缩峰值强度 σ_c 类似,是岩石材料的固有参数。C. D. Martin 等^[2, 24]提出了应用于完整岩体和节理岩体的起裂应力阈值的确定方法: $\sigma_1 - \sigma_3 = A\sigma_c = \sigma_{ci}$ (A 为材料常数,对于 Bonnet 花岗岩, $A \approx 0.33$)。C. D. Martin^[2]结合 Mine-by 试验洞绘制了开挖边界处的剪应力分布云图,如图 1 所示。

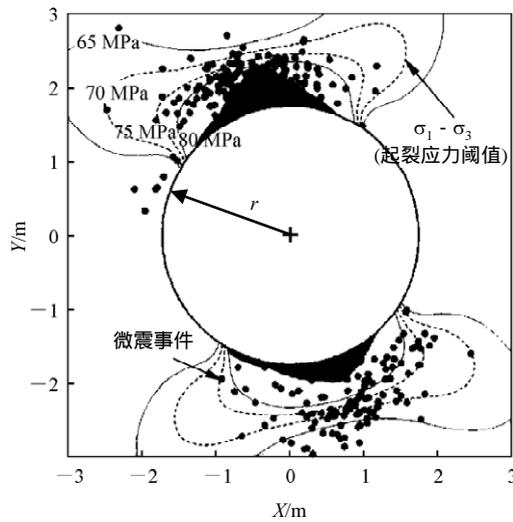


图 1 在 Bonnet 湖区花岗岩中圆形洞室的损伤(微震事件)区域图^[2]

Fig.1 Maps of zones of damage (indicated by microseismic events) for a circular excavation in Lac du Bonnet granite^[2]

从图 1 中可以看出,偏应力为 70 MPa 的轮廓线准确地界定了岩石的损伤区域(Bonnet 花岗岩起裂应力阈值 σ_{ci} 约为 70 MPa)。依据 C. D. Martin^[2]的研究,本文定义 CIC (crack initial criterion)作为洞室围岩的起裂判据:

单独考虑压剪破裂情况下:

$$CIC = (\sigma_1 - \sigma_3) / \sigma_{ci} \quad (1)$$

单独考虑拉伸破裂情况下:

$$CIC = (-\sigma_3) / T_{ci} \quad (2)$$

对于同时考虑拉伸和剪切破裂的情况, CIC 取式(1), (2)的较大值,即

$$CIC = \max((\sigma_1 - \sigma_3) / \sigma_{ci}, (-\sigma_3) / T_{ci}) \quad (3)$$

式中: σ_{ci} 为压缩应力状态下围岩起裂应力阈值, T_{ci} 受拉状态下起裂应力阈值。M. A. Perras^[25]依据

Griffith 准则对拉伸状态下岩体的裂纹起始应力做出如下估计:

$$T_{ci} = \sigma_{ci} / \beta \quad (4)$$

式中: β 的取值,依据 Griffith 准则, $\beta = 8$ (拉伸起裂应力保守平均值);根据 Murrell 的修正 Griffith 准则, $\beta = 12$ (拉伸起裂应力下限值)。

根据起裂判据的物理意义,若 $CIC > 1$,则表示岩体内部裂隙萌生扩展,进而致使围岩损伤,该判据可以对开挖损伤区 EDZ 的范围做出初步判断;若 $CIC < 1$,则表示岩体处于损伤区之外。起裂判据的另一个实际意义在于,必须在满足 $CIC > 1$ 的情况下,复杂应力路径才会对原位岩体的损伤和强度产生影响;低于此判据,应力主轴旋转不会造成围岩损伤的累积。图 2 为大主应力旋转致使岩体损伤累积的概念模型^[18],但此处的一个先决条件是必须满足起裂判据 $CIC > 1$,尽管 E. Eberhardt^[18]中没有明确指出这一点。

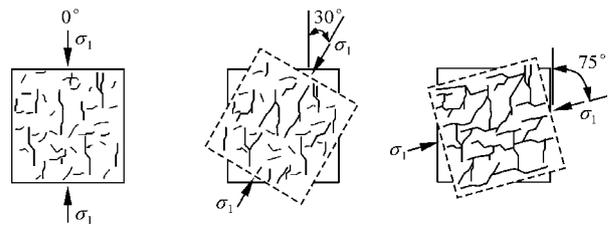


图 2 大主应力方向旋转导致岩体损伤累积的概念模型^[18]

Fig.2 Conceptual model of increased stress-induced brittle fracture damage due to rotation of the σ_1 stress axis^[18]

2.2 围岩扰动应力比

应力比 $n = \sigma_3 / \sigma_1$ 是描述洞室围岩应力状态的一个关键参数,此处 σ_1 和 σ_3 是指洞室开挖后围岩的诱发应力。应力比作为脆性岩石破裂评判中的关键参数,其物理意义体现在以下 3 个方面:

(1) 应力比 n 可从量值上反映岩体的应力路径,如图 3 所示, $A-C$ 为常规三轴压缩试验的加载路径;

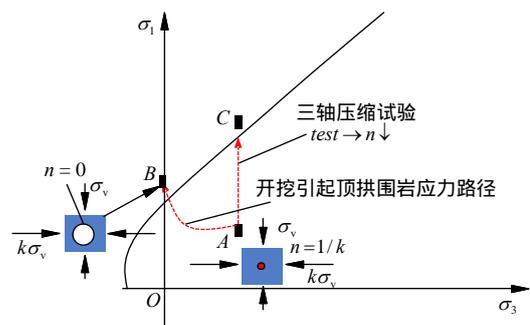


图 3 用应力比描述的应力路径

Fig.3 The stress path described by stress ratio

A-B 为原位岩体中洞室开挖后顶拱处的应力路径，由于应力比没有量纲，方便表述。

(2) 传统的岩石破裂准则通常是 σ_1 和 σ_3 的函数(不考虑中间主应力影响)，如 Hoek-Brown 准则，Mohr-Coulomb 准则，Griffith 准则等，这些破裂准则与应力比直接相关，而用应力比 n 描述破裂准则具有非常大的优点。当采用应力比进行表述时，能够很容易发现 n 值大于某一个特定值时，岩石便不可能发生破坏，而这也是可以用试验来证实的。以 Mohr-Coulomb 准则为例，采用主应力表述的形式：

$$\sigma_1 = \sigma_3 \tan^2\left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right) + \sigma_c \quad (5)$$

将式(5)等式两边同时除以 σ_1 ，并引入 $n = \sigma_3 / \sigma_1$ ，得

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_c}{1 - n \tan^2\left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right)} \quad (6)$$

从式(6)可以发现，当 n 值逼近 $\cot^2(45^\circ + \varphi/2)$ 时，峰值应力将会变得很大。例如取内摩擦角 $\varphi = 42^\circ$ ，若主应力比 $n > 0.19$ 时 ($\cot^2(45^\circ + \varphi/2) = 0.19$)，岩石将不可能发生剪切破坏。以卢景景^[26]对大理岩试样的三轴试验为例，如图 4 所示。

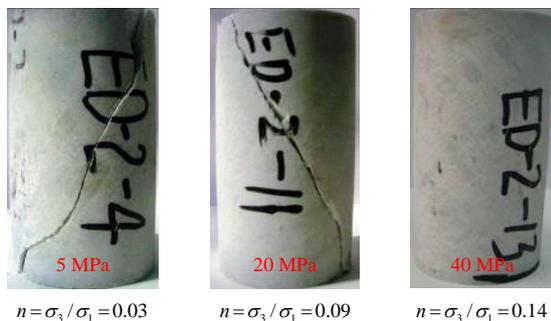


图 4 大理岩试样三轴试验破坏形态^[26]

Fig.4 The failure patterns of marble sample under triaxial test^[26]

从图 4 中可以看出，大理岩试件的破坏模式随应力比的增大而逐渐转变，当 $n = 0.14$ 时，试件便不存在明显的贯通破裂面，呈鼓胀变形破坏状态。可以推测，若 n 进一步逼近 0.19(大理岩内摩擦角为 42° ^[26])，则试样的剪切破裂将完全受到抑制。

(3) 应力比与围岩的破裂模式直接相关。E. Hoek 和 C. D. Martin^[27]研究了双轴压缩应力下张拉裂纹的扩展。他认为洞室边界附近出现的大量张拉破坏(片帮，剥落)的原因在于原位岩体的不均匀性(岩体中存在大量的微裂隙)，张拉裂纹便是在这些

初始裂隙的尖端萌生并进一步扩展的。而张拉裂纹的扩展及其长度是受主应力比 $n = \sigma_3 / \sigma_1$ 控制的，如图 5 所示。

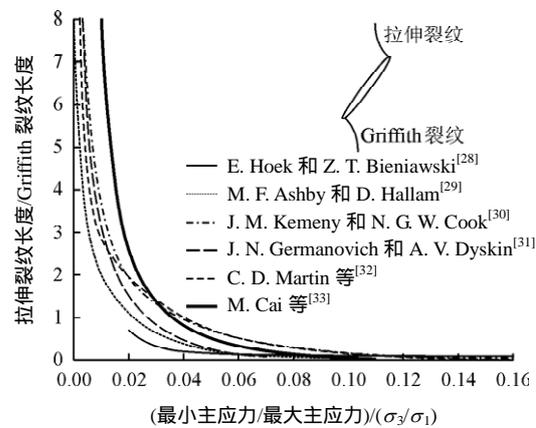


图 5 张拉裂纹长度与应力比的关系图^[27]

Fig.5 Dependence of length of tensile cracks on principal stress ratio n ^[27]

从图 5 可以发现，张拉裂纹的产生条件以及扩展长度均受应力比 σ_3 / σ_1 的控制，低应力比条件下(低围压)发生张拉破坏，应力比达到一定程度后 ($\sigma_3 / \sigma_1 > 0.16$)，张拉裂纹完全受到抑制，此时受较高围压的影响，围岩的破坏模式开始过渡为剪切破裂。

2.3 Lode 参数

Lode 参数是常用的应力状态表征量，表征了中主应力与其他 2 个主应力间的相对比例，其表达式如下：

$$\mu_\sigma = \frac{2\sigma_2 - \sigma_1 - \sigma_3}{\sigma_1 - \sigma_3} = \frac{\sigma_2 - \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)}{\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (7)$$

在规定压应力为正且 $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$ 的条件下， μ_σ 的取值范围为 $-1 \leq \mu_\sigma \leq 1$ 。此处引入 Lode 参数主要是为了反映中间主应力对破坏模式的影响，M. S. Diederichs 等^[17]研究认为中间主应力对洞室围岩的片帮破坏也有较大影响。在轴对称加载条件下，即 $\sigma_2 = \sigma_3$ 时，微裂纹沿着 σ_1 的方向扩展，只有在很小的范围内平行的裂纹才能相互连接形成宏观劈裂面，而大多数微裂纹对最后的破坏面贡献很小。与此相反的另一极端情况 $\sigma_1 = \sigma_2$ ，在这种情况下，微裂纹很容易形成相同的取向，即垂直于 σ_3 方向。这些取向相同的微裂纹更容易连通并形成宏观破裂面。如果这些裂纹平行于隧洞边界，那么围岩极易

产生剥落破坏。不同中间主应力对微裂纹扩展的影响如图 6 所示(在 M. S. Diederichs 等^[17]的基础上引入 μ_σ 进行表征)。

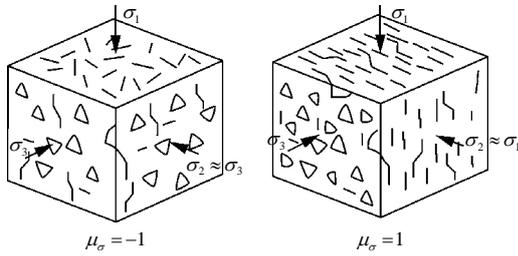


图 6 在不同中间主应力状态下微裂纹的萌生与扩展(改编自 M. S. Diederichs 等^[17])

Fig.6 Schematic illustration of crack initiation and propagation orientation under different conditions of intermediate principal stress (modified from M. S. Diederichs et al^[17])

上述 2 种极端情况的本质是反映了中间主应力对裂纹萌生和传播的影响,而这种影响可以用 Lode 参数进行表述。第一种极端情况,即 $\sigma_2 = \sigma_3$, 此时 Lode 参数 $\mu_\sigma = -1$; 第二种极端情况,即 $\sigma_1 = \sigma_2$, 此时 $\mu_\sigma = 1$; 当 Lode 参数在区间 $[-1, 1]$ 上逐步增大时,微裂纹的方向逐步趋向一致,易形成宏观的劈裂面。

2.4 小结

综上所述,在这 3 个力学表征参数中,起裂判据表征的是围岩是否进入裂隙扩展阶段(岩体产生裂纹应变,表现泊松比增大),在具体岩石工程中,首先应对起裂判据进行判别,满足 $CIC > 1$ 后,原位岩体的复杂应力路径才会对围岩的损伤产生影响,尤其是应力主轴旋转对围岩损伤的加剧作用;扰动应力比 $n = \sigma_3 / \sigma_1$ 用来刻画围岩的应力路径,在 $CIC > 1$ 时,应力比控制着张拉裂纹的长度和围岩的破裂模式;Lode 参数反映了中间主应力对围岩应力状态和破裂模式的影响,对于洞室边界(应力比较小),当满足起裂判据 $CIC > 1$ 后,Lode 参数越大,围岩越易形成片帮、剥落等张拉破坏。

3 洞室开挖应力路径及破坏模式

如前所述,洞室开挖会致使围岩经历复杂的应力路径,本节以加拿大地下实验室的 Mine-by 试验洞为研究实例,应用 FLAC^{3D} 软件,结合上述力学表征参数,对 Mine-by 试验洞掘进过程中的复杂应力路径和破坏模式进行探讨。

3.1 Mine-by 试验洞三维数值模型

Mine-by 试验洞是国际上被广为研究的岩石力学工程实例,此洞直径 3.5 m,洞长 46 m,埋深 420 m,岩石类型为 Lac du Bonnet 花岗岩,采用机械法开挖。本文建立的 Mine-by 试验洞数值模型及监测点设置如图 7 所示。数值模型尺寸为 40 m×40 m×40 m,洞径 3.5 m,监测面设置为纵剖面($X=0$)和横剖面($Y=0$),监测点设置为横剖面($Y=0$)处隧洞的顶拱和边墙部位。围岩为均值弹性体,Bonnet 花岗岩室内试件的平均单轴抗压强度(σ_c)为 220 MPa,起裂应力阈值 $\sigma_{ci} = 1/3\sigma_c$ 。初始应力场设置为 $\sigma_1 = 60$ MPa; $\sigma_2 = 45$ MPa; $\sigma_3 = 11$ MPa,隧洞沿 σ_2 方向开挖(为方便模拟,将实际应力场顺时针旋转了 15°)。为了模拟开挖掌子面附近的应力路径,模型设置为渐进开挖,每步开挖 2 m。

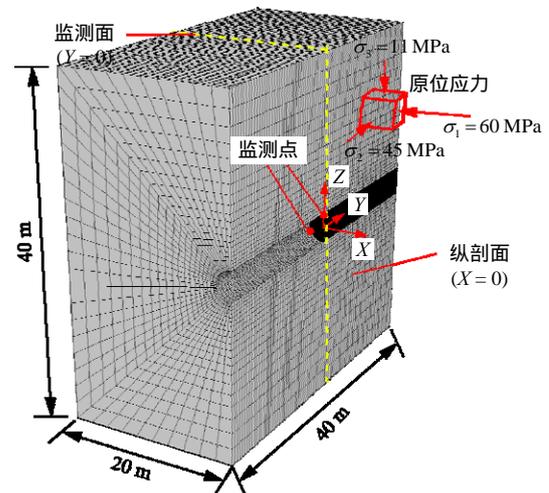


图 7 三维数值模型尺寸、网格及监测点位置

Fig.7 The grid size and monitoring location of the three-dimensional numerical model

3.2 Mine-by 试验洞围岩应力路径与破坏模式

根据 R. S. Read^[1]的描述,Mine-by 试验洞开挖过程中围岩不断地发生脆性剥落破坏,最终形成典型的 V 型脆性破坏区,如图 8 所示。

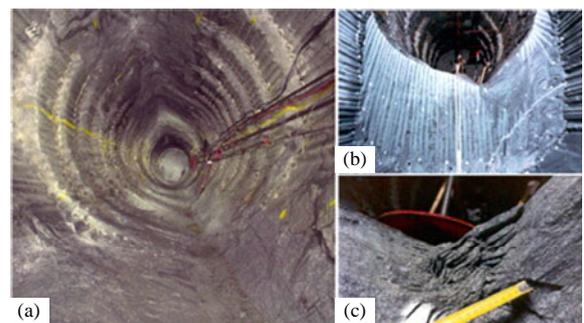


图 8 Mine-by 试验洞的破坏模式^[1]

Fig.8 Notch failure observed at the mine-by test tunnel^[1]

图 8 为 Mine-by 隧洞开挖后的损伤破裂情况，隧洞掘进途中围岩渐进破坏的详细过程可见 R. S. Read^[1]中的描述。图 9 为在 FLAC^{3D} 中模拟的开挖完成后监测面(Y=0)上的损伤区云图。

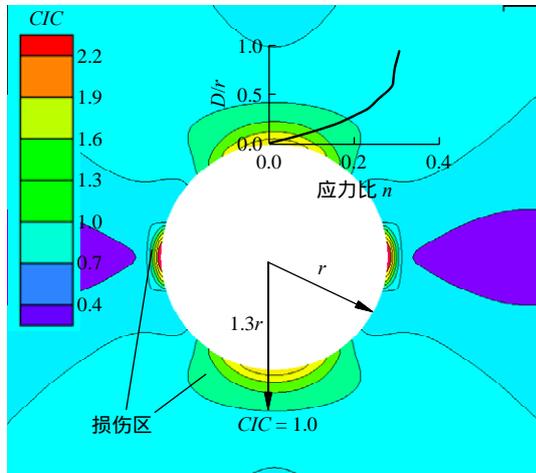


图 9 Mine-by 试验洞数值模型的损伤区云图
Fig.9 Damaged zone around the Mine-by test tunnel

在图 9 中，采用起裂判据 CIC 的评定的损伤区位于洞室顶部和底部(高压压缩应力导致的围岩损伤)以及两侧边墙(卸荷区域，拉应力导致围岩损伤)，损伤区最大深度为 1.3 r，其中，r 为试验洞半径，与 C. D. Martin^[2]现场微震检测结果相一致。根据图 9 中扰动应力比 n 的变化曲线，顶拱临空面应力比为 0，向围岩深部延伸，应力比逐渐增大。根据前文所述应力比的物理含义，表明顶拱处围岩张拉裂纹扩展，产生片帮破裂；但向围岩内部延伸，应力比增加而使张拉裂纹逐步受到抑制，形成 V 型剥落。图 9 中数值模拟结果与图 1 中微震监测的损伤深度^[2]以及图 8 中破坏特征^[1]较为吻合，表明了本文中所采用的力学表征参数具有较好的可行性。

Mine-by 试验洞开挖至监测面(Y=0)位置时，围岩扰动应力场特征、典型应力路径以及围岩破坏模式如图 10，11 所示。

从图 10 中可以看出，应力场的扰动主要集中在掌子面前后一倍洞径范围内。隧洞掌子面及前方围岩(约一倍洞径)的偏应力与初始应力状态相比均有一定程度的升高，而在掌子面后方，顶拱处偏应力急剧升高，边墙部位偏应力却有一定幅度的下降(卸荷)。这说明了隧洞掌子面及前方围岩的损伤受偏应力支配，而掌子面后方，顶拱部位由高偏应力导致的损伤破裂继续发展，而隧洞边墙部位的损伤破裂却转变为受拉应力控制(结合图 9，10)。

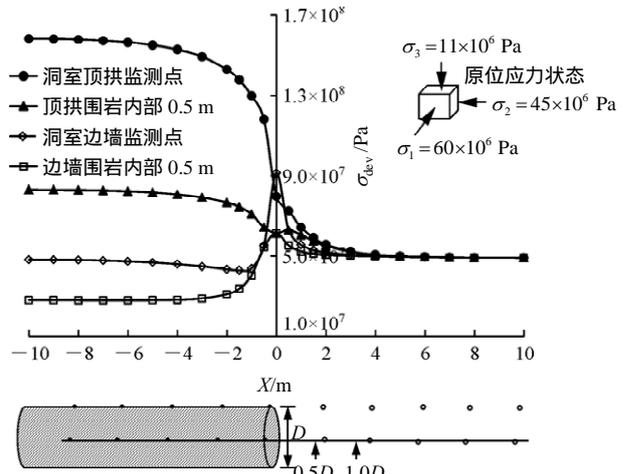
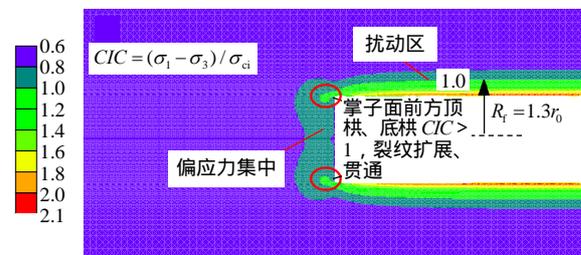
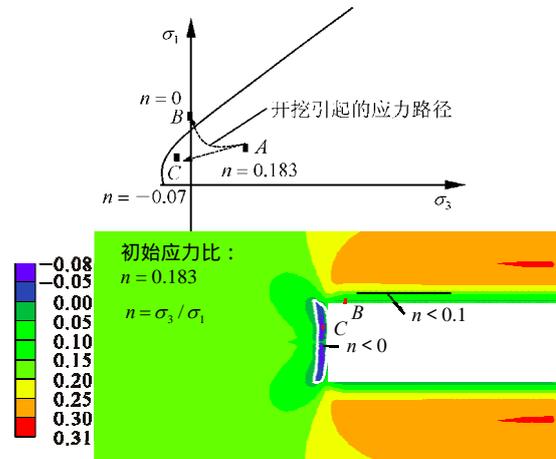


图 10 开挖至监测面位置时，顶拱和边墙部位沿边界及内部 0.5 m 处各点的偏应力状态

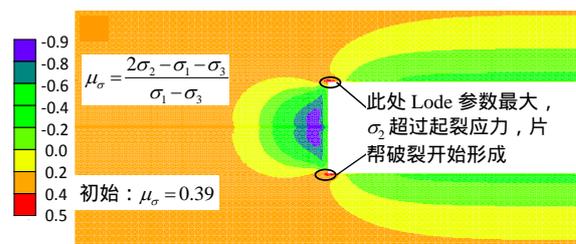
Fig.10 The deviatoric stress magnitudes for points along and 0.5 m away from the tunnel roof and wall boundaries when excavation to monitoring position



(a) 起裂判据 CIC 云图



(b) 应力比云图



(c) lode 参数云图

图 11 开挖至监测面位置时掌子面附近的应力路径和破坏模式

Fig.11 The stress path and failure mode near the tunnel face when excavation to monitoring position

从图 11 中可以发现，掌子面后方(> 1 倍洞径)顶拱部位的损伤区半径约为 1.3 r($CIC > 1$)，损伤区内应力比 $n < 0.1$ ，洞室顶拱应力路径从原位应力比 $n = 0.183$ 逐渐过渡为 $n = 0$ (见图 11(b)中 A-B)，产生片帮剥落等张拉破坏。掌子面正前方围岩的应力路径为 A-C(见图 11(b))，即从原位应力比 $n = 0.183$ 过渡到 $n = -0.07$ (拉应力状态)，且出现较大范围的偏应力集中，这在一定程度上有利于洞室开挖。掌子面前方围岩顶部和底部起裂判据 $CIC > 1$ (见图 11 中用圆圈出的部位)，表明这些部位在掌子面尚未达到时，围岩中的细观裂纹已经开始萌生、扩展，这在一定程度上降低了围岩的强度，此外，这些部位 lode 参数较大(中间主应力亦超过起裂强度)，微裂纹形成了相同的取向，一旦掌子面到达，微裂纹随即贯通并形成宏观破裂面，致使局部围岩体积膨胀显著；随着掌子面向前推进，这些部位的 CIC 值逐渐升高(偏应力集中)，并且扰动应力比 n 不断降低(逐步过渡为 $n = 0$)，导致围岩剥落破坏的程度逐步增加，并最终形成 V 型破坏。根据 R. S. Read^[1]文中的描述，Mine-by 试验洞的实际破裂位置与破裂过程也正是如此，如图 12 所示，根据现场微震监测，频率 50 Hz ~ 10 kHz 的微震事件产生于隧洞掌子面前方约 0.6 m 范围内，随掌子面掘进，这些部位的微震事件成群聚集，最终形成 V 型剥落。

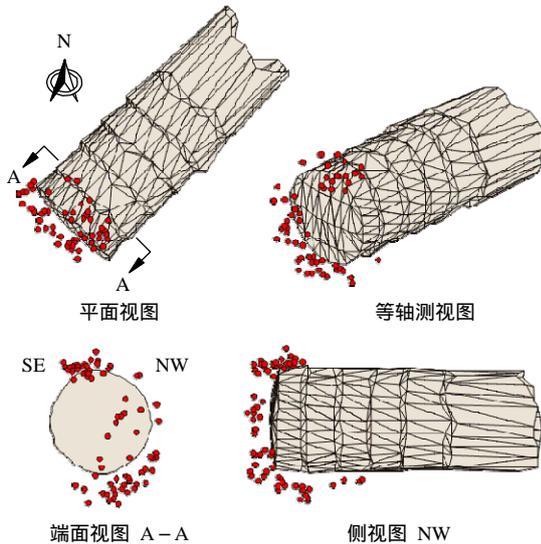


图 12 Mine-by 试验洞现场微震监测结果^[1]

Fig.12 Microseismic monitoring results from the Mine-by test tunnel^[1]

3.3 Mine-by 试验洞围岩应力主方向变化规律及影响
前文结合力学表征参数对 Mine-by 试验洞掘进过程中的应力路径和破坏模式进行了探讨，需要说

明的是，上述应力路径仅考虑了应力量值的变化，而未考虑应力主方向的变化。当满足起裂判据 $CIC > 1$ 后，应力主方向的旋转必然会导致围岩损伤的加剧或强度损失。本节着重分析 Mine-by 试验洞掘进过程中围岩应力主方向的变化规律，并对主方向旋转对洞室围岩损伤的影响做简要的讨论。

Mine-by 试验洞掌子面推进过程中围岩固定监测点(监测点布置见图 7)的主应力变化规律(含方向变化)如图 13 所示。

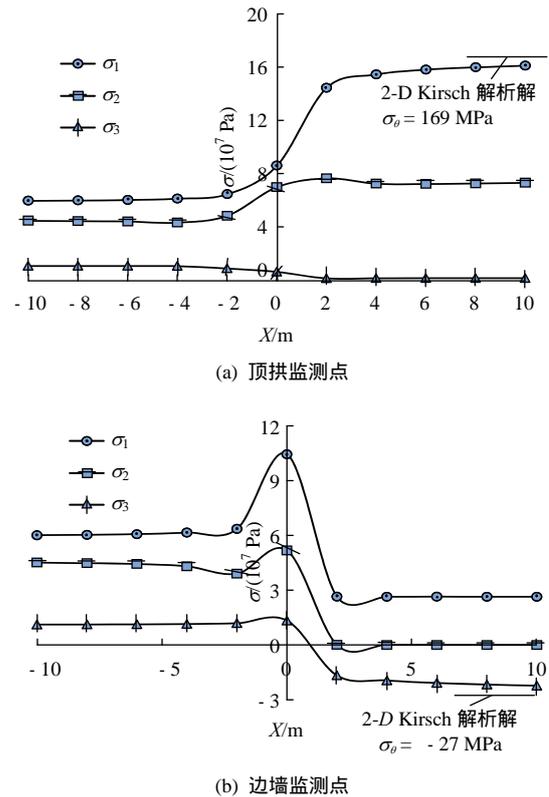


图 13 掌子面掘进过程中监测点的主应力量值及方向变化曲线

Fig.13 The stress paths of the principal stress magnitudes and orientations at fixed points along with the excavation advance

从图 13 中可以看出，随着掌子面向前推进，顶拱监测点大主应力方向几乎没有旋转，而中主应力和小主应力旋转一定角度后又回到初始方向。与此对应，边墙处小主应力方向不变，大主应力从初始方向逐渐旋转到洞室轴线方向，中主应力从洞轴方向水平旋转了 90°，即旋转到大主应力的初始方向(大主应力和中主应力均在水平面内旋转，最终互换方向)。从图 13 中还可以发现当掌子面穿过监测点一倍洞径后，监测点的应力值逼近二维 Kirsch 解析解。

当隧洞开挖至监测面位置时，隧洞掌子面附近空间各点应力主方向旋转角度如图 14 所示。

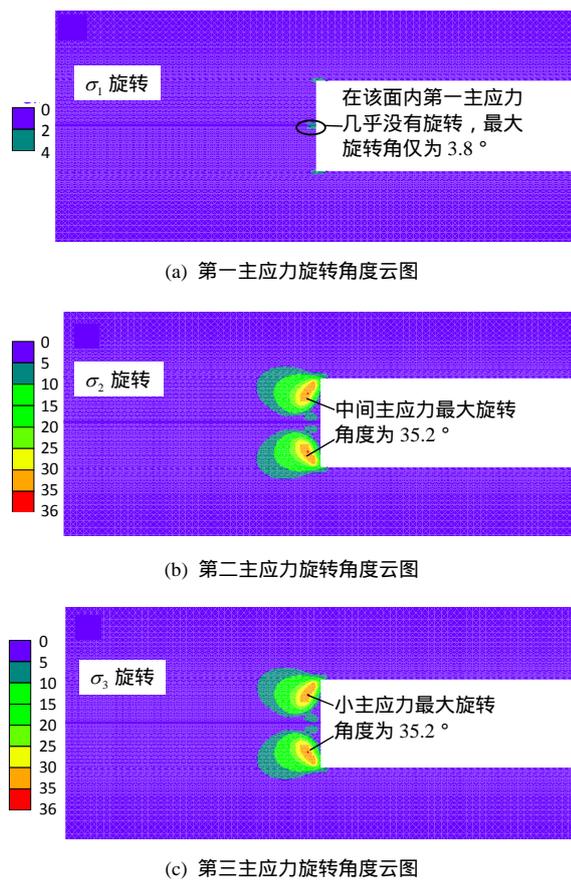


图 14 开挖至监测面时掌子面附近各点的应力旋转角度
 Fig.14 The rotation angle of each point near the tunnel face when excavation to monitoring position

在图 14 中，与图 13 一致，掌子面附近大主应力的方向几乎没有旋转(最大旋转角度仅为 3.8°)，而中主应力和小主应力均有一定程度的旋转，应力旋转主要位于掌子面前方(最大旋转角度为 35.2°)。需要指出的是，根据图 11，掌子面顶部和底部 lode 参数较大，中主应力接近大主应力，也超过了岩体的起裂强度，中主应力方向的旋转会导致使岩体裂纹扩展方向的变化，加剧围岩的损伤。Mine-by 试验洞顶拱监测点应力路径(包含主方向旋转)如图 15 所示。

图 15 描述了在顶拱监测点附近(前后一倍洞径)掘进过程中，监测点的应力路径。开挖至距离监测点 0.5 倍洞径时，大主应力与中主应力均超过岩体起裂应力阈值($CIC > 1$)，两者均可致使岩体微裂纹萌生、扩展。在掘进过程中，大主应力方向不变，而中主应力方向处于不断变动之中；在掌子面距离监测点位置大于 0.5 倍洞径时，由于起裂判据 $CIC < 1$ ，中主应力的旋转不会造成围岩损伤的累积，而随着掌子面进一步推进，中主应力超过岩体起裂强度 ($CIC > 1$)，其方向的旋转必然造成岩体微裂纹扩展

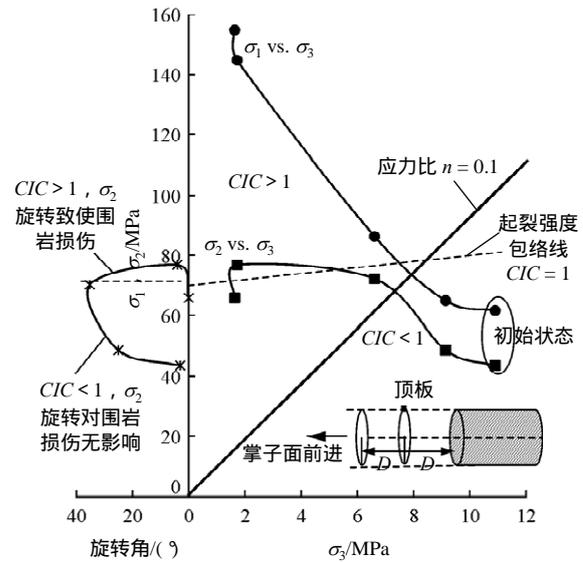


图 15 Mine-by 试验洞顶拱监测点应力路径(含主方向旋转)
 Fig.15 The stress path at crown monitoring point of Mine-by test tunnel(Include the rotation of the principal stress)

方向的改变，进而导致围岩损伤或强度损失，Mine-by 试验洞围岩在远小于实验室强度情况下发生 V 型剥落，其原因正是在于原位岩体经历了复杂的应力路径和应力旋转^[17]。

4 讨论

应力路径对岩体性质的影响一直是被广泛研究的课题，且存在一定程度的争议，S. R. Swanson 等^[7-8, 11]认为岩石的峰值强度和剪胀起始点与应力路径无关，与上述观点不同，陈颢等^[6, 10, 16-17]认为不同的应力路径会导致岩石强度参数差别较大，卸围压情况下，岩石的强度有所降低，且脆性破裂特征和张性扩容也更为显著。结合前人的研究，笔者有以下几点认识：

(1) 现阶段室内应力路径试验所描述的力学性状，很难讲清楚是受应力路径影响还是仅与最终应力状态相关。室内试验通常所采用的应力路径如图 16 所示。

从图 16 可以看出，在通常的应力路径试验中，不同路径情形下，岩样达到最后破裂时的应力状态也是不同的。因此有必要确定试验过程中岩样的力学性状究竟是受应力路径影响，还是仅仅只是最终应力状态的函数。在塑性力学中，研究应力路径对材料变形和破坏的影响时，通常会保持最终应力状态的一致^[34]，而岩石力学受限于试验条件，岩石试件的破裂试验较难控制，应力路径的研究仍有大量的工作需要继续进行。

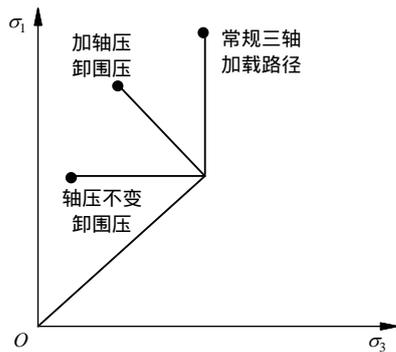


图 16 通常的试验应力路径示意图

Fig.16 Sketch of stress path in general test

(2) 岩石可被视作弹塑性材料，其塑性变形对应力路径的依赖性毋庸置疑的，不同应力路径，必将导致岩体经历不同的变形历史。对于硬岩而言，当岩体达到起裂强度($CIC > 1$)后，微裂纹萌生，复杂应力路径必然会导致裂纹扩展方式的改变。S. R. Swanson 和 W. S. Brown^[7]认为岩石的峰值强度和剪胀起始点与应力路径无关，原因在于试验室所采用的应力路径是单调的，并非原位岩体单元受开挖影响所遵循的复杂应力路径。尽管试验中岩样达到起裂强度后又经历了不同的应力路径，但由于应力路径相对简单(单调加载)，且微裂纹尚未贯通，故对峰值强度的影响并不是很大，不显著强度差异完全可能被岩样之间的强度离散性和试验误差所掩盖。

(3) 与室内试验所采用的应力路径相比，原位岩体应力路径十分复杂，并涉及应力主轴的旋转效应。实验室再现原位岩体的真实应力路径有着固有的困难，周辉等^[35]研制了岩石空心圆柱扭转仪，可实现主应力大小变化和应力主轴旋转等复杂应力路径试验，借助于该试验设备，可期望在实验室内定量研究复杂应力路径下岩石的强度、变形和破坏形态。根据前文研究，隧洞掌子面前后一倍洞径处应力路径变化复杂，尤其在掌子面前方及隧洞边墙卸荷区应力主轴旋转强烈。本文提出的力学表征指标和应力主轴旋转规律，为进行相关的室内试验奠定了基础。需要说明的是，本文得出的应力主轴旋转规律仅适用于 Mine-by 试验洞以及类似的地下洞室(侧压力系数大于 1，洞室轴线与大主应力方向一致)，而在其他工况下将会有截然不同的应力旋转规律，这将在后续研究中展开叙述。

5 结 论

地下洞室开挖过程中，围岩经历了复杂的应力

路径。本文以 Mine-by 试验洞为研究实例，结合力学表征参数对掌子面掘进过程中围岩的应力路径和破坏模式进行了探讨，形成了一些初步的认识：

(1) 本文提出的 3 个力学表征参数物理意义明确，可较好地反映掌子面掘进过程中围岩的应力路径和损伤破裂状态。结合 Mine-by 试验洞三维数值模拟，可以发现围岩应力场的扰动主要集中在掌子面前后一倍洞径范围内，细观裂纹的扩展、围岩的损伤和强度退化受掌子面附近的偏应力和应力主轴旋转支配。

(2) 隧洞掌子面前方围岩偏应力集中，细观裂纹萌生、扩展(起裂判据 $CIC > 1$)，随着掌子面继续向前掘进，顶拱部位围岩由高偏应力导致的损伤破裂继续发展，且应力比 n 逐渐降低，最终形成 V 型剥落，而隧洞边墙部位却逐渐卸荷，损伤破裂逐渐转变为拉应力控制。

(3) 当满足起裂判据 $CIC > 1$ 后，应力主轴的旋转效应必然会导致围岩损伤加剧或强度损失。Mine-by 试验洞开挖过程中，掌子面前方顶部和底部围岩大主应力方向几乎没有旋转，而中主应力和小主应力旋转一定角度(35.2°)后又回到初始方向；与此对应，边墙处小主应力方向不变，大主应力从初始方向逐渐旋转到洞室轴线方向，中主应力也从洞轴方向水平旋转了 90° ，即旋转到大主应力的初始方向。在掌子面的顶部和底部，中主应力超过了岩体起裂强度，其方向旋转加剧了洞室围岩的损伤程度。

参考文献(References)：

- [1] READ R S. 20 years of excavation response studies at AECL's underground research laboratory[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 8(41): 1 251-1 275.
- [2] MARTIN C D. Seventeenth Canadian geotechnical colloquium: the effect of cohesion loss and stress path on brittle rock strength[J]. Canadian Geotechnical Journal, 1997, 34(5): 698-725.
- [3] 谢和平, 高峰, 鞠杨. 深部岩体力学研究与探索[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2 161-2 178.(XIE Heping, GAO Feng, JU Yang. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2 161-2 178.(in Chinese))
- [4] VON KARMAN T. Festigkeitsversuche unter allseitigem[J]. Z. Vereins Deutscher Ingenieure, 1911, 55: 1 749-1 757.
- [5] BOKER R. Die mechanik der bleibenden formänderung in kristallinisch aufgebauten körnern[J]. Forschungsarbeiten, Berlin, 1915, 175: 1-51.
- [6] 陈颢, 姚孝新, 耿乃光. 应力途径、岩石的强度和体积膨胀[J]. 中国科学, 1979, 9(11): 1 093-1 100.(CHEN Yong, YAO Xiaoxin, GENG Naiguang. Stress path, rock strength and volume expansion[J]. Science China, 1979, 9(11): 1 093-1 100.(in Chinese))
- [7] SWANSON S R, BROWN W S. An observation of loading path independence of fracture in rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1971, 8(3): 227-231.

- [8] ELLIOTT G M. An investigation of a yield criterion for rock[Ph. D. Thesis][D]. London : University of London , 1982.
- [9] 陈卫忠, 刘豆豆, 杨建平, 等. 大理岩卸围压幂函数型 Mohr 强度特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(11) : 2 214–2 220. (CHEN Weizhong, LIU Doudou, YANG Jianping, et al. Power function based Mohr strength criterion for marble with unloading confining pressures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(11) : 2 214–2 220.(in Chinese))
- [10] 吕颖慧, 刘泉声, 胡云华. 基于花岗岩卸荷试验的损伤变形特征及其强度准则[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(10) : 2 096–2 103. (LU Yinghui, LIU Quansheng, HU Yunhua. Damage deformation characteristics and its strength criterion based on unloading experiments of granites[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(10) : 2 096–2 103.(in Chinese))
- [11] 尤明庆, 华安增. 应力路径对岩样强度和变形特性的影响[J]. 岩土工程学报, 1998, 20(5) : 101–104.(YOU Mingqing, HUA Anzeng. Effect of stress path on strength and deformation of specimen[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1998, 20(5) : 101–104. (in Chinese))
- [12] 邱士利, 冯夏庭, 张传庆, 等. 不同初始损伤和卸荷路径下深埋大理岩卸荷力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(8) : 1 686–1 697.(QIU Shili, FENG Xiating, ZHANG Chuanqing, et al. Experimental research on mechanical properties of deep marble under different initial damage levels and unloading paths[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(8) : 1 686–1 697.(in Chinese))
- [13] 沈军辉, 王兰生, 王青海. 卸荷岩体的变形破裂特征[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(12) : 2 028–2 031.(SHEN Junhui, WANG Lansheng, WANG Qinghai. Deformation and fracture features of unloaded rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(12) : 2 028–2 031.(in Chinese))
- [14] 沈明荣, 石振明, 张雷. 不同加载路径对岩石变形特性的影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(8) : 1 234–1 238.(SHEN Mingrong, SHI Zhenming, ZHANG Lei. Deformation properties of samples under different loading paths[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(8) : 1 234–1 238.(in Chinese))
- [15] 黄润秋, 黄达. 卸荷条件下花岗岩力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(11) : 2 205–2 213.(HUANG Runqiu, HUANG Da. Experimental research on mechanical properties of granites under unloading conditions[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(11) : 2 205–2 213.(in Chinese))
- [16] 汪斌, 朱杰兵, 邹爱清, 等. 锦屏山大理岩加、卸载应力路径下力学性质试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(10) : 2 138–2 145.(WANG Bin, ZHU Jiebing, WU Aiqing, et al. Experimental study of mechanical properties of Jinping marble under loading and unloading stress paths[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(10) : 2 138–2 145.(in Chinese))
- [17] DIEDERICHS M S, KAISER P K, EBERHARDT E. Damage initiation and propagation in hard rock during tunnelling and the influence of near-face stress rotation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41(5) : 785–812.
- [18] EBERHARDT E. Numerical modeling of three-dimension stress rotation ahead of an advancing tunnel face[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2001, 38(4) : 499–518.
- [19] 张传庆. 基于破坏接近度的岩石工程安全性评价方法的研究[博士学位论文][D]. 武汉 : 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2006.(ZHANG Chuanqing. Study on method of safety evaluation for rock engineering based on failure approach index[Ph. D. Thesis][D]. Wuhan : Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, 2006.(in Chinese))
- [20] 朱泽奇, 盛谦, 周永强, 等. 隧洞围岩应力开挖扰动特征与规律研究[J]. 应用基础与工程科学学报, 2015, 23(2) : 349–358.(ZHU Zeqi, SHENG Qian, ZHOU Yongqiang, et al. Stress disturbance characteristics and law research of surrounding rock during tunnel excavation[J]. Journal of Basic Science and Engineering, 2015, 23(2) : 349–358.(in Chinese))
- [21] 江权. 高地应力下硬岩弹脆塑性劣化本构模型与大型地下洞室群围岩稳定性分析[博士学位论文][D]. 武汉 : 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2009.(JIANG Quan. Study on model and stability of surrounding rock of large underground caverns under high geo-stress condition[Ph. D. Thesis][D]. Wuhan : Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, 2009.(in Chinese))
- [22] 邱士利, 冯夏庭, 江权, 等. 深埋隧洞应变型岩爆倾向性评估的新数值指标研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(10) : 2 007–2 017.(QIU Shili, FENG Xiating, JIANG Quan, et al. A novel numerical index for estimating strain burst vulnerability in deep tunnels[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(10) : 2 007–2 017.(in Chinese))
- [23] 周辉, 孟凡震, 张传庆, 等. 硬岩应力-应变门槛值特点及产生机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(8) : 1 513–1 521.(ZHOU Hui, MENG Fanzhen, ZHANG Chuanqing, et al. Characteristics and mechanism of occurrence of stress thresholds and corresponding strain for hard rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(8) : 1 513–1 521.(in Chinese))
- [24] CAI M, KAISER P K, TASAKA Y, et al. Generalized crack initiation and crack damage stress thresholds of brittle rock masses near underground excavations[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41(5) : 833–847.
- [25] PERRAS M A. Understanding and predicting excavation damage in sedimentary rocks : a continuum based approach[Ph. D. Thesis][D]. Kingston, Ontario, Canada : Queen's University, 2014.
- [26] 卢景景. 深埋隧洞围岩板裂化机理与岩爆预测研究[博士学位论文][D]. 武汉 : 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2014.(LU Jingjing. Researches on the mechanism of rock slabbing failure and rockburst prediction in the deep tunnel[Ph. D. Thesis][D]. Wuhan : Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, 2014.(in Chinese))
- [27] HOEK E, MARTIN C D. Fracture initiation and propagation in intact rock-a review[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2014, 6(4) : 287–300.
- [28] HOEK E, BIENIAWSKI Z T. Brittle fracture propagation in rock under compression[J]. International Journal Fracture Mechanics, 1965, 1(3) : 137–155.
- [29] ASHBY M F, HALLAM D. The failure of brittle solids containing small cracks under compressive stress[J]. Acta Metallurgica, 1986, 34(3) : 497–510.
- [30] KEMENY J M, COOK N G W. Crack models for the failure of rock under compression[C]// DESAI C S, KREMPL E, KIOUSIS P D, et al ed. Proceedings of the 2nd International Conference Constitutive Laws for Engineering Materials, Theory and Applications. London : Elsevier Science Publishing Co., 1987 : 879–887.
- [31] GERMANOVICH J N, DYSKIN A V. A model of brittle failure for material with cracks in uniaxial loading[J]. Mechanics of Solids, 1988, 23(2) : 111–123.
- [32] MARTIN C D, READ R S, MARTINO J B. Observations of brittle failure around a circular test tunnel[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997, 34(7) : 1 065–1 073.
- [33] CAI M, KAISER P K, MARTIN C D. A tensile model for the interpretation of microseismic events near underground openings[J]. Pure and Applied Geophysics, 1998, 153 : 67–92.
- [34] 王仁, 黄文彬, 黄筑平. 塑性力学引论[M]. 北京 : 北京大学出版社, 1992 : 23–26.(WANG Ren, HUANG Wenbin, HUANG Zhuping. Introduction to plastic mechanics[M]. Beijing : Peking University Press, 1992 : 23–26.(in Chinese))
- [35] 周辉, 李震, 胡大伟, 等. 岩石空心圆柱扭剪仪[P]. 中国 : CN201410343475.0, 2014.(ZHOU Hui, LI Zhen, HU Dawei, et al. Rock hollow cylinder apparatus[P]. China : CN201410343475.0, 2014.(in Chinese))