

文章编号: 1004-0609(1999)04-0841-05

隧洞岩爆机理与岩爆预测的断裂力学分析^①

王桂尧¹ 孙宗颀² 卿笃干³

(1. 长沙交通学院 岩土研究所, 长沙 410076; 2. 中南工业大学, 长沙 410083

3. 耒宜高速公路公司, 郴州 423000)

摘 要: 在应用断裂力学原理分析岩体裂隙扩展特点的基础上, 分析讨论了岩爆发生机理, 提出了隧道围岩应力强度因子等值线的概念, 认为隧洞岩爆将沿该应力强度因子等值线 $K_{II0} = K_{IIC}$ 圈定的范围崩落, 岩体裂隙失稳扩展导致隧洞岩爆的必要条件为同时满足裂纹开裂判据 $K_{II} = K_{IIC}$ 及裂纹失稳扩展判据 $k + f'(\delta) < 0$, 并指出同时满足这两个条件的岩体裂隙有临界开裂和临界止裂两个长度。

关键词: 岩爆机理; 断裂力学; 预测方法

中图分类号: TD31

文献标识码: A

岩爆是处于高应力状态下的脆性岩石, 因弹性变形能突然释放而产生的岩石碎化、弹射、发声甚至地震等破坏现象。由于岩爆机理的极其复杂性, 导致现有的岩爆预测方法极其不可靠^[1]。

对岩体而言, 区别于其它材料的一个显著特征是岩体内存在大量随机分布的裂隙或缺陷, 即使整体性较好的所谓完整岩体也毫不例外, 而岩石或岩体的破坏通常是由这些裂隙扩展导致的, 特别是近年来对岩爆现象的分析发现, 许多岩体工程中岩爆往往发生在具有一定大小和数量的节理的地方, 而无节理或节理很发育的岩体均不会或极少发生岩爆^[2, 3], 这些现象的发生为断裂力学在岩爆分析中的应用提供了依据, 正如瑞典 Forsmark 电站岩爆研究报告中指出的那样: “岩爆不是岩石基质破损的属性, 而仅仅是早已存在的小断裂的扩展^[4]”, 因此, 应用岩石断裂力学原理来揭示岩爆这种现象的本质有利于找出岩爆前兆与岩爆孕育过程之间真正的本质联系, 并为岩爆预测提供重要依据, 对解决岩爆这类重大问题具有重要的现实意义。

1 压应力作用下裂纹的扩展

图1所示压应力作用下的斜裂纹为裂纹面承受剪切载荷时的II型裂纹问题, 其II型应力强度因子为

$$K_{II} = \tau \sqrt{\pi a} \quad (1)$$

式中 τ 为裂纹面的有效剪应力, 且

$$\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2a - \mu \left[\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2a \right]$$

根据线弹性断裂理论, II型裂纹尖端邻近区域应力场的周向应力为

$$\sigma_{\theta\theta} = \frac{3}{2} \sin \theta \cos \frac{\theta}{2} \cdot \frac{\tau \sqrt{\pi a}}{\sqrt{2\pi r}} \quad (2)$$

与此周向应力相对应的周向应力强度因子:

$$\begin{aligned} K_{I\theta} &= \lim_{r \rightarrow 0} \sqrt{2\pi r} \sigma_{\theta\theta} \\ &= \frac{3}{2} \sin \theta \cos \frac{\theta}{2} \tau \sqrt{\pi a} \end{aligned} \quad (3)$$

根据最大周向应力理论, II型裂纹的扩展将沿最大 $\sigma_{\theta\theta}$ 或 $K_{I\theta}$ 的方向扩展, 由 $dK_{I\theta}/d\theta$

① 国家自然科学基金资助项目 49272151 收稿日期: 1998-05-07; 修回日期: 1999-07-21

王桂尧(1963-), 男, 博士, 副教授

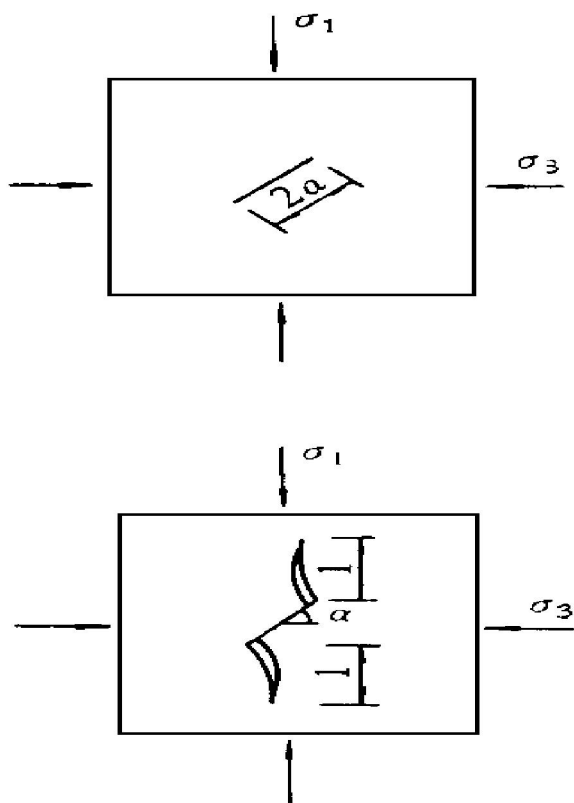


图1 斜裂纹扩展示意图

Fig. 1 Schematic diagram for angled crack propagation

$= 0$ 可得 $\theta = 70.5^\circ$ 时的最大周向应力强度因子为 $K_{I\theta} = \frac{2}{\sqrt{3}} \tau \sqrt{\pi a}$ 。当原裂纹与压应力 σ_1 的夹角 $\alpha = \frac{1}{2} \arctan \frac{1}{\mu}$ 时, 有效剪应力 τ 达最大值, 即在该方向的裂纹最易于扩展, 处于该方向的裂纹开始发生张拉扩展时的应力强度因子为^[5]

$$K_{I\theta} = K_{IC} = \frac{(1-\lambda) \sqrt{1+\mu^2} - (1+\lambda)\mu}{\sqrt{3}} \sigma_1 \sqrt{\pi a} \quad (5)$$

与最大有效剪应力相对应的裂纹端部 II 型应力强度因子为:

$$K_{II\theta} = \frac{1}{2} [(1-\lambda) \sqrt{1+\mu^2} - (1+\lambda)\mu] \sigma_1 \sqrt{\pi a} \quad (6)$$

原裂纹开始扩展张拉裂纹以后, 根据能量守恒原理可求出驱动裂纹进一步扩展的压应力大小为:

$$\frac{\sigma_1 \sqrt{\pi a}}{K_{IC}} = \sqrt{(1+L)^3} / \{[(1-\lambda) \cdot$$

$$\sqrt{1+\mu^2} - (1+\lambda)\mu - 4.3\lambda] \cdot [0.23L + 1/\sqrt{3(1+L)}]\} \quad (7)$$

式中 $\lambda = \sigma_3/\sigma_1$, $L = l/a$, l 为扩展裂纹长度, a 为原裂纹长度。

由式(7)可见, 侧向应力 σ_3 对裂纹的张拉扩展具有强烈的抑制作用, 这种抑制作用随着张拉裂纹的进一步扩展而不断加强, 因此在侧压力 σ_3 较大或压力差 $(\sigma_1 - \sigma_3)$ 较小的情况下, 不容易发生 II 型裂纹的张拉扩展。

岩体中的部分缺陷可简化为一种圆形的孔洞(事实上在发育有部分溶洞的坚硬岩体中也有发生岩爆的报道), 单个孔洞扩展张拉裂纹时, 其压应力大小为^[5]

$$\frac{\sigma_1 \sqrt{\pi a}}{K_{IC}} = \frac{1}{\sqrt{L} \left[\frac{0.62(1-1.8\lambda)}{(1+L)^{4.1}} - \lambda \right]} \quad (8)$$

当岩体中存在大量的微裂隙时, 所有处于最不利位置而导致的张拉扩展裂纹必然会互相影响, 并使裂纹更易扩展, 此时的应力强度因子为^[5]

$$K_{I\theta} = \frac{\sqrt{2}}{\pi} D_0^{1/2} (L + \frac{\sqrt{2}}{2})^{1/2} \sigma_1 \sqrt{\pi a} \cdot \left\{ \left[1 - \frac{8}{\pi} D_0 \lambda (L + \frac{\sqrt{2}}{2})^3 \right] \cdot \left[1 - \frac{2}{\pi} D_0 \lambda (L + \frac{\sqrt{2}}{2})^3 \right] \right\}^{1/2}$$

式中 $D_0 = \pi a^2 N_A$, N_A 为单位面积的初始裂隙数。由于以上裂隙的张拉扩展是随着压应力 σ_1 的增大而进行的, 因此, 岩体裂隙的张拉扩展与贯通是构成岩石压缩稳定变形阶段的主要过程。

2 隧洞开挖后围岩内部裂纹扩展的特点

根据弹性理论, 地下圆形隧道或巷道在压应力作用下, 围岩所受应力为^[7]

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 &= p \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right) - \frac{1-\lambda}{2} \cdot \right. \\ &\quad \left. \left(1 + \frac{3R^4}{r^4} - \frac{4R^2}{r^2} \right) \cos 2\alpha \right] \\ \sigma_\theta &= p \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 + \frac{R^2}{r^2} \right) + \frac{1-\lambda}{2} \cdot \right. \\ &\quad \left. \left(1 + \frac{3R^4}{r^4} \right) \cos 2\alpha \right] \\ \sigma_{r\theta} &= p \left[\frac{1-\lambda}{2} \left(1 + \frac{2R^2}{r^2} - \right. \right. \\ &\quad \left. \left. \frac{3R^4}{r^4} \right) \sin 2\alpha \right] \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

式中 R 为巷道半径, r 为巷道围岩某点离巷道中心的距离, p 为竖向压应力。

巷道周边最大拉应力在 $\lambda < 1$ 时, 出现在巷道顶板 ($\alpha = \pi/2$), 其大小为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 = \sigma_\theta &= \frac{p}{2} \left[\frac{R^2}{r^2} - \frac{3R^4}{r^4} + \right. \\ &\quad \left. \left(2 + \frac{R^2}{r^2} + \frac{3R^4}{r^4} \right) \lambda \right] \\ \sigma_3 = \sigma_r &= \frac{p}{2} \left[2 + \frac{3R^4}{r^4} - \right. \\ &\quad \left. \frac{5R^2}{r^2} + 3 \left(\frac{R^2}{r^2} - \frac{R^4}{r^4} \right) \lambda \right] \end{aligned} \right\} \quad (11)$$

在此最大拉应力 σ_1 的作用下, 显然易于扩展张拉裂纹, 若岩体裂隙发育, 则当与最大拉应力垂直的径向扩展裂隙与原已存在的横向节理贯通时, 顶板就会冒落, 但对于坚硬完整岩体而言, 不管径向裂纹扩展多远, 如果没有环向裂隙与其贯通, 而重力导致的拉应力又远小于其抗拉强度, 则顶板不会冒落, 因此对于坚硬完整岩体, 当 $\lambda < 1$ 时, 顶板是安全的。

但在巷道两帮 ($\alpha = 0^\circ$) 则承受最大压应力的作用, 其大小为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 = \sigma_\theta &= \frac{p}{2} \left[2 + \frac{R^2}{r^2} + \frac{3R^4}{r^4} + \right. \\ &\quad \left. \lambda \left(\frac{R^2}{r^2} - \frac{3R^4}{r^4} \right) \right] \\ \sigma_3 = \sigma_r &= \frac{p}{2} \left[3 \left(\frac{3R^2}{r^4} - \frac{3R^4}{r^4} \right) + \right. \\ &\quad \left. \lambda \left(2 + \frac{3R^4}{r^4} - \frac{5R^2}{r^2} \right) \right] \end{aligned} \right\} \quad (12)$$

在此压应力的作用位置, 由于巷道两壁所处应力状态近似处于单向压应力作用状态 ($R = r$ 时, $\sigma_1 = (3 - \lambda)p$, $\sigma_3 = 0$), 而往岩体深处则逐渐过渡为二向或三向压应力的作用 ($\sigma_3 \neq 0$), 因此, 当岩体均质性较好的时候, 岩体中的裂纹总是在巷道周边最容易扩展, 而往围岩深处, 则其裂纹扩展阻力增大。结合式 (5), (10) 和 (12) 可作出裂纹开始扩展时的 K_{I0} 等值线 (图 2), 同时由式 (6), (10) 和 (12) 也可作出 K_{II0} 的等值线图, 显然 K_{I0} 与 K_{II0} 的等值线形状完全相同, 但由于 K_{IIC} 远大于 K_{IC} , 故由等值线 $K_{I0} = K_{IC}$ 圈定的范围显然大于由 $K_{II0} = K_{IIC}$ 圈定的范围。由于应力强度因子等值线上的裂纹扩展驱动力和裂隙分布状态相同, 故 K_{I0} 等值线又可称为岩体损伤等值线。这一等值线的形状显然与岩石裂纹面的摩擦系数 μ 和侧压系数 λ 有关, 同时由于 II 型裂纹的张拉扩展具有随载荷的增加而稳定扩展的特点, 因此岩体的失稳破坏必然是 II 型裂纹剪切失稳断裂的结果, 即岩体两帮的破坏将沿 K_{II0} 等值线由 $K_{II0} = K_{IIC}$ 圈定的范围发生, 即其断面与 K_{II0} 等值线相同, 这与实际发生的断面情况完全相同^[2,6]。因此利用应力强度因子等值线原理可预测岩体破坏的范围和破坏可能性。显然, 如果裂纹的扩展是稳定型的, 则岩体破坏就是一般的巷道围岩破坏, 如果裂纹的扩展是失稳的, 则岩体破坏就是岩爆。

3 裂隙的剪切失稳断裂和岩爆机理

由于剪切裂纹张拉稳定扩展具有这样的特点, 即不断增加载荷便会导致裂纹的进一步扩展, 而在斜裂纹的剪切方向上, 由文献 [8] 的光弹分析可知, 剪裂纹尖端的剪应力集中 (由 II 型应力强度因子表示) 并不会由于张拉裂纹的扩展而发生变化。故当裂隙面上的有效剪应力不断增加时, 裂纹面上的 II 型应力强度因子便可达到与其 II 型断裂韧度相对应的数值, 此时裂纹就将导致剪切破坏, 若这一剪切断裂是

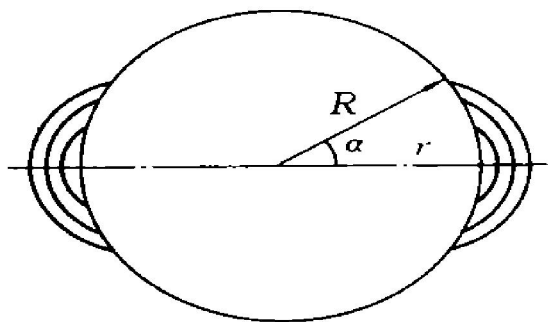


图2 巷道围岩应力强度因子等值线图

Fig. 2 Stress intensity isogram around hole

失稳型的, 则岩爆将由此诱发。

岩爆作为一种突发的猛烈的能量释放过程, 必须具备二个条件: 一是裂纹的失稳扩展, 二是弹性应变能远大于断裂能。前者是岩爆发生的必要条件, 后者则是发生岩爆的能量依据。按照文献[9]的方法, 把隧道围岩分解为由裂纹(或节理)与弹性岩体两部分组成的系统, 当隧洞围岩的刚度斜线 k 与裂纹剪切扩展本构曲线 $f(\delta)$ 相切时, 裂纹将失稳扩展, 失稳点即为相切点, 即满足 $k + f'(\delta) < 0$ 时, 裂纹失稳扩展, 而岩爆的猛烈程度则取决于弹性贮能与断裂能耗之差的大小, 在图3中则表现为斜线阴影部分的面积大小。若假定断裂能为常数, 则反映这一常数的裂纹扩展本构曲线以下所围面积显然与裂纹长度无关, 但根据 $K_{II} = \tau \sqrt{\pi a} = K_{IIC}$ 可知, 裂纹长度越长, 则裂纹开

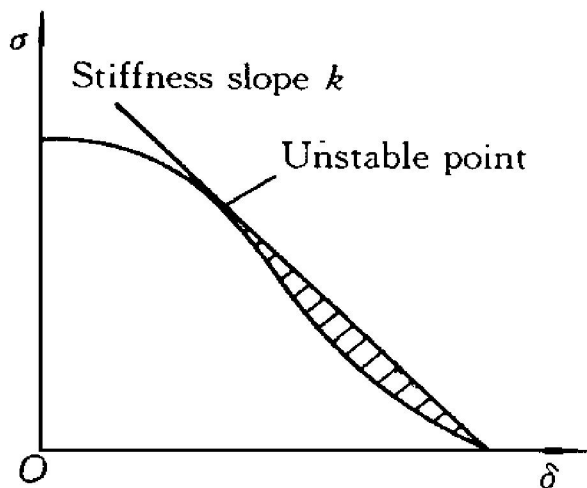


图3 裂纹失稳扩展条件示意图

Fig. 3 Conditions for unstable crack propagation

始扩展时的临界应力值就越小, 故裂纹扩展本

构曲线的斜率也必然是短裂纹的大于长裂纹的。由图4所示的关系可知, 岩体刚度曲线与短裂纹的扩展曲线相切时, 刚度曲线并不一定会与长裂纹的本构曲线相切, 即在岩体应力场达到足够高的应力状态时, 短裂纹比长裂纹更易于发生失稳断裂。因此在一定的围岩应力场中, 只有在某一临界范围 $a_i < a < a_m$ 的裂纹才有可能失稳断裂, 其中 a_i 为裂纹起裂的最小长度, 而 a_m 则是裂纹由失稳扩展向稳定扩展转化的临界长度。

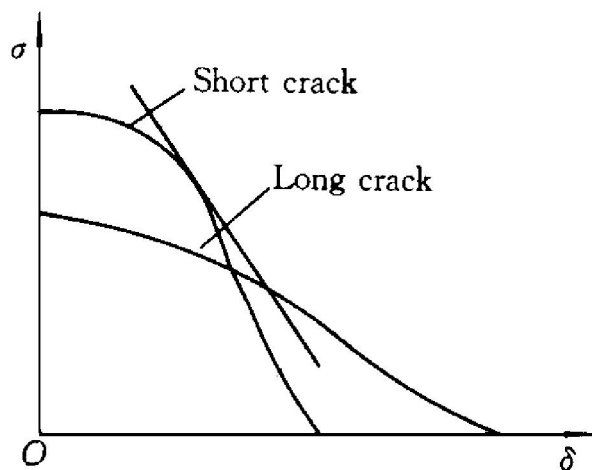


图4 不同长度裂纹扩展本构曲线

Fig. 4 Different crack propagation curves

同时必须指出, 由于爆破对巷道围岩的冲击作用, 一方面对微裂隙或节理扩展起加载作用, 另一方面导致动态载荷作用下的岩石断裂稳定性发生变化。例如动态加载下岩石断裂的峰值后曲线斜率绝对值明显大于静态加载下的峰值后曲线斜率, 并且在岩石强度试验时也有同样的情况, 即在动态载荷的作用下, 裂纹更容易发生失稳断裂。此外最近的研究表明^[10], 动态载荷作用下的岩石易于发生剪切断裂。这些因素的综合作用, 使爆破导致的对岩爆区段的动载极易引发岩石的失稳断裂而发生岩爆。

4 结论

(1) 根据围岩所处应力状态, 可作出巷道围岩裂隙扩展的应力强度因子等值线, 岩爆将沿该应力强度因子等值线 $K_{II0} = K_{IIC}$ 圈定的范围崩落。应力强度因子等值线原理可作为岩

爆可能性计算的一个依据。

(2) 岩体失稳断裂导致岩爆的必要条件是同时满足裂隙开裂判据 $K_{II} = K_{IIC}$ 及裂纹失稳扩展判据 $k + f'(\delta) < 0$ 。同时满足这两个条件的裂隙有临界开裂和临界止裂两个长度。

REFERENCES

- 1 Xie Heping(谢和平). Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering(岩石力学与工程学报), 1993, 12(1): 28.
- 2 Tang Yí'an(谭以安). Chinese Science(中国科学), 1991, (9): 985.
- 3 Saito T *et al.* In: Proc Fifth Int Congr on Rock Mech. Melbome, 1983: D203.
- 4 Clarson A. Rock Mech Rock Engng, 1982, 15: 99.
- 5 Ashby M. F *et al.* Acta Metall, 1986, 34(3): 497.
- 6 Jenkins F M. In: Proc 31st US Symp on Rock Mechanics. Balkma, Rotterdam, 1990: 955.
- 7 Li Tongling(李通林). Rock Mechanics(岩石力学). Chongqin: Chongqin University Press, 1991.
- 8 Wang Jinhua(王建华) and Song Jinlang(宋锦良). The Journal of Earthquake(地震学报), 1990, 12(2): 204.
- 9 Wang Guiyao(王桂尧) and Sun Zongqi(孙宗祺). Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering(岩石力学与工程学报), 1999, 18(1): 55.
- 10 Wang Guiyao(王桂尧) and Sun Zongqi(孙宗祺). Journal of Central South University of Technology(中南工业大学学报), 1995, 26(3): 314.

Fracture mechanics analysis of rock burst mechanism and prediction

Wan Guiyao¹, Sun Zongqi², Qing Dugan³

1. Geotech. Eng. Inst, Changsha Communications University, Changsha 410076, P. R. China

2. Central South University of Technology, Changsha 410083, P. R. China

3. Leiyi Highway Construction Company, Chenzhou 423000, P. R. China

Abstract: Based on the analysis for crack propagation in rockmass, the rock burst mechanism was analysed and the concept of stress intensity isogram for cavern's surrounding rockmass was proposed. The rock burst limits will be enclosed by this stress intensity isogram. The essential conditions for rock burst which caused by unstable crack propagation was simultaneously satisfied crack propagation criterion $K_{II} = K_{IIC}$ and unstable crack propagation criterion $k + f'(\delta) < 0$. The cracks which simultaneously satisfied these criteria exist critical initial fracture length and critical stop fracture length.

Key words: rock burst mechanism; fracture mechanics; predictions method

(编辑 何学锋)