

DOI: 10.11779/CJGE201601006

基于瞬态卸荷动力效应控制的岩爆防治方法研究

杨建华¹, 卢文波², 严 鹏², 姚 池¹, 周创兵¹, 王志亮³

(1. 南昌大学建筑工程学院, 江西 南昌 330031; 2. 武汉大学水资源与水电工程科学国家重点实验室, 湖北 武汉 430072;
3. 同济大学土木工程学院, 上海 200092)

摘要: 针对深埋圆形隧洞全断面爆破开挖, 分析了岩体开挖瞬态卸荷力学过程及引起的围岩应力和应变能瞬态调整机制, 讨论了瞬态卸荷动力效应的影响因素。计算结果表明, 开挖岩体应变能越大、应变能释放速率越快, 岩体开挖瞬态卸荷动力扰动越强烈。基于此, 提出了依据炮孔周围爆生裂纹分布判断掌子面上主应力方向, 各圈炮孔按掌子面上应变能密度由高到低的顺序分段起爆的施工期岩爆防治方法。该方法通过改变炮孔起爆网络显著地降低了岩体开挖瞬态卸荷的动力效应, 可广泛用于水电、矿山、交通等行业深埋洞室贯通爆破。

关键词: 深部岩体; 爆破; 瞬态卸荷; 应变能; 岩爆

中图分类号: TU452 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2016)01-0068-08

作者简介: 杨建华(1986-), 男, 博士, 讲师, 主要从事岩石动力学与工程爆破等方面的教学和科研。E-mail: whuyjh@163.com。

Prevention method for rock bursts based on control of dynamic effects caused by transient release of in situ stresses

YANG Jian-hua¹, LU Wen-bo², YAN Peng², YAO Chi¹, ZHOU Chuang-bing¹, WANG Zhi-liang³

(1. School of Civil Engineering and Architecture, Nanchang University, Nanchang 330031, China; 2. State Key Laboratory of Water Resources and Hydropower Engineering Science, Wuhan University, Wuhan 430072, China; 3. College of Civil Engineering, Tongji University, Shanghai 200092, China)

Abstract: For excavation of a deeply-buried circle tunnel by the method of full-face blasting, the process of transient release of in situ stresses on excavation faces is briefly introduced. The stress and strain energy adjustments in the surrounding rock masses induced by the transient process are analyzed, and the main factors affecting the dynamic effects are also discussed. The results show that the dynamic effects of the transient release of in situ stresses are positively correlated to the strain energy magnitude of the rock masses to be excavated and the release rate of the strain energy. By controlling the dynamic effects caused by the transient release of in situ stresses, a prevention method for rock bursts during the construction process is proposed. In this prevention method, the direction of in situ stress on the blasting work face is first predicted according to the distribution of blast-induced cracks around a blasthole, and then the blastholes in a round are sequentially detonated in the order of the strain energy density from high to low. By changing the initiation sequence of blasting, the dynamic effects due to the transient release of in situ stresses are significantly reduced. The proposed prevention method can find widespread application in the holing blasts of deep-buried opening excavation in hydropower, mining and transport industries.

Key words: deep rock mass; blasting; transient release of in situ stress; strain energy; rock burst

0 引言

水电工程建设、矿藏资源开采和核废料地质处置等工程均涉及深部岩体开挖。岩爆是深部高地应力岩体开挖过程中发生的一种突发性破坏力学现象, 往往造成开挖工作面严重破坏、设备受损和人员伤亡, 是深部岩体工程开挖遇到的最严重的灾害之一。岩爆的预测与防治是深部岩体工程安全施工迫切需要解决的技术难题。

数十年来, 国内外在岩爆的孕育形成机制、岩体破坏特征和岩爆预测与防治等方面开展了大量的研究, 取得了重要进展^[1-4]。但目前关于岩爆的形成机理还主要停留在静力学理论基础之上, 剩余能量观点占主导地位; 相应的岩爆防治理念主要有围岩加固、围

基金项目: 国家自然科学基金项目(51509126, 51379147, 51409138);
江西省自然科学基金项目(20151BAB213026)

收稿日期: 2014-12-21

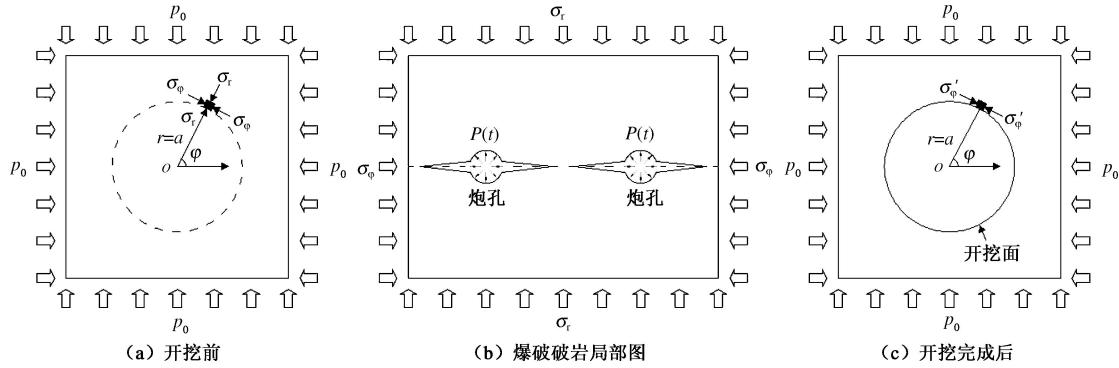


图 1 深埋隧道爆破过程中岩体开挖瞬态卸荷示意图

Fig. 1 Schematic diagram of transient release process of in situ stresses during excavation of a deep tunnel by blasting

岩弱化和围岩应力转移等。李夕兵等^[5]、Zhu 等^[6]认为, 高地应力和应变能聚积是岩爆产生的内因, 但岩爆的发生还与爆破、地震等外界动力扰动因素密切相关, 单纯以静荷载理论分析岩爆存在一定的局限。

目前国内外地下隧道和巷道仍广泛采用钻爆法开挖。钻孔爆破条件下, 伴随着炸药爆轰、岩体开裂破碎及开挖自由面的形成, 开挖面上的岩体应力在数毫秒内释放, 紧邻开挖面的围岩应力和应变能调整为一典型的瞬态过程^[7]。为加快开挖进度, 地下隧道和巷道大多采用双向对挖、最后贯通的开挖程序; 水水电工程大型地下厂房也采用类似的三大洞室上部开挖和底板以下尾水洞开挖同时进行、最后底板一次贯通的开挖程序。对于深部高地应力岩体, 由于开挖卸荷和围岩应力重分布的影响, 贯通部位的岩体应力高度集中, 积累了大量的应变能。大规模的爆破贯通必然引起岩体应力和应变能突然快速释放, 有可能导致瞬时岩爆的发生。二滩水电站地下厂房贯通爆破开挖过程中出现的两次剧烈岩爆事件就清晰展示了高地应力环境下爆破引起的岩体开挖瞬态卸荷对岩爆形成的影响^[8]。

国内外大量的研究也表明, 深部岩体开挖须考虑卸荷的时间因素, 爆破引起的岩体开挖瞬态卸荷将影响岩爆的孕育过程。如 Abuov 等^[9]指出, 爆破引起的岩体应力快速释放可导致开挖面内保留岩体的破坏; He 等^[10]通过试验研究发现, 处于三轴加载状态下的岩体, 快速卸载水平向应力则可导致岩爆的发生, 其规模与初始应力水平及应力卸荷速率有关, 高应力和高卸荷速率条件下将导致瞬时岩爆; 黄润秋等^[11]、陈卫忠等^[12]、陈智强等^[13]的研究也表明卸荷速率对岩爆的发生及规模有重要影响。李杰等^[14]认为, 若岩体的初始地应力足够大, 处于压缩状态的岩体在瞬时开挖强卸荷时, 卸载波从开挖边界迅速传播至岩体深部, 位于卸载波前缘的不稳定剪切微裂纹将动力扩展并导致岩体破坏, 储存在岩体中的弹性势能转化为断裂表面能和断裂碎片动能。

因此, 研究爆破引起的深部岩体开挖瞬态卸荷及能量瞬态释放对进一步认识岩爆的形成机制, 建立相应的施工期岩爆防治措施具有重要意义。本文针对深埋圆形隧洞全断面爆破开挖, 介绍岩体开挖瞬态卸荷引起的围岩应力和应变能瞬态调整机制, 讨论瞬态卸荷对围岩动力扰动的影响因素; 在此基础上从能量瞬态释放控制的角度提出减小深部岩体开挖瞬态卸荷动力扰动、控制瞬时岩爆发生的措施。

1 岩体开挖瞬态卸荷动力扰动机制

1.1 岩体开挖瞬态卸荷力学过程描述

对于深埋地下洞室开挖, 被开挖岩体处于高地应力条件之下, 如图 1 (a) 所示。开挖改变了岩体初始的几何形状, 在岩体中形成新的临空面, 岩体应力向临空面方向释放。当采用钻爆法开挖时, 在爆炸冲击波和爆生气体联合作用下, 炮孔周围岩体开裂, 裂纹首先在炮孔连线方向上优先扩展, 如图 1(b) 所示(图中 $P(t)$ 为爆炸荷载)。当炮孔间的裂纹完全贯通、岩体碎块脱离母岩形成新的自由面(开挖面)后(图 1(c)), 开挖面上的初始地应力也随之释放。因此, 深部岩体爆破过程中开挖面上的地应力释放是一个与爆破破岩同步的瞬态卸荷力学过程。

随着爆生裂缝在相邻炮孔连线方向上起裂、扩展, 高温高压爆生气体不断地流入裂缝, 裂缝面受到爆炸气体压力, 该压力远大于开挖面上的地应力。因此在爆生气体流经的区域, 虽然拟开挖岩体脱离了母岩, 但应力约束依然存在, 宏观上的岩体开挖卸荷并没有发生。根据开挖面上的岩体应力状态, Lu 等^[7]认为, 只有在裂缝完全贯通、爆生气体逸出、爆炸荷载压力衰减至与开挖面上的地应力大小相等时, 才开始从宏观上体现出卸荷效应。随着爆炸荷载压力进一步衰减至大气压时, 同步完成地应力卸荷。因此, 深部岩体爆破开挖过程中, 开挖面上地应力瞬态卸荷的起始时刻及持续时间取决于爆炸荷载的变化历程。

根据上述分析, 开挖面上地应力瞬态卸荷的持续时间为

$$t_{du} = t_{db} - t_b \quad , \quad (1)$$

式中, t_{du} 为瞬态卸荷持续时间, t_{db} 为爆炸荷载持续时间, t_b 为瞬态卸荷开始时刻。

Lu 等^[7]通过分析炸药起爆后爆轰波传播、炮孔周边裂缝扩展及炮孔内爆生气体逸出等过程, 推求了柱状装药炮孔内爆炸荷载持续时间的表达式:

$$t_{db} = \frac{L}{D} + \frac{\sqrt{\left(\frac{1}{4}S^2 + L^2\right)}}{c_f} + \frac{L}{c_i} + \frac{L}{c_r} \quad , \quad (2)$$

式中, L 为炮孔长度, S 为相邻炮孔的间距, D 为炸药爆轰波速, c_f 为爆生裂纹扩展的平均速度, c_i 为爆生气体从孔口逸出后产生的稀疏波在气体中传播的平均速度, 下传的稀疏波到达孔底固壁端时发生发射, c_r 为反射稀疏波向上传播的平均速度。

计算发现, 大多数情况下, 在反射稀疏波向上传播过程中, 爆炸荷载压力衰减至与开挖面上的地应力水平相当。因此, 瞬态卸荷开始时刻 t_b 在以下时间范围内:

$$\frac{L}{D} + \frac{\sqrt{\left(\frac{1}{4}S^2 + L^2\right)}}{c_f} + \frac{L}{c_i} \leq t_b \leq t_{db} \quad . \quad (3)$$

对于深埋隧洞全断面钻爆开挖常采用的浅孔爆破参数及^{#2} 岩石乳化炸药, 取岩体纵波速度 c_p 为 3000~6000 m/s, 裂纹扩展平均速度 $c_f=0.25c_p$ 。由式 (1) ~ (3) 可以估算开挖面上地应力瞬态卸荷持续时间为 2~5 ms, 因瞬态卸荷引起的围岩应变率将达到 $10^{-1} \sim 10^{-1} \text{ s}^{-1}$ ^[7]。一般认为当加、卸载引起的岩体应变率大于 10^{-1} s^{-1} 时, 介质惯性力不能忽略, 是为动态力学过程。可见, 深部岩体爆破引起的开挖面上岩体地应力释放是一个实实在在的动态力学过程, 须考虑卸荷的瞬态特性及其引起的围岩动力效应。

1.2 围岩应力和应变能瞬态调整机制

为简化分析过程, 考虑静水地应力场中的圆形隧洞开挖, 且暂不考虑爆炸荷载及爆破破岩过程, 假定隧洞全断面开挖一次成型。静水地应力场中的圆形隧洞, 围岩中只存在径向应力 σ_r 和环向应力 σ_φ , 剪应力 $\tau_{r\varphi}=0$ 。相应地, 开挖面上也只存在径向应力 σ_r 卸荷。为便于计算分析, 假定岩体为线弹性材料, 将岩体开挖瞬态卸荷过程分解为岩体初始地应力状态和动态拉荷载的叠加^[15-16]。动态拉荷载作用可以归结为柱腔激发的平面应变问题: 处于初始无应力状态的无限弹性介质中的柱形空腔, 在 $t=0$ 时刻, 有一随时间变化的外力 $P(t)$ 作用在腔壁上。该问题的运动方程为

$$\frac{\partial \sigma'_r}{\partial r} + \frac{\sigma'_r - \sigma'_\varphi}{r} = \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad , \quad (4)$$

式中, σ'_r 和 σ'_φ 分别为动态拉荷载在围岩中引起的径向应力和环向应力, u 为围岩中质点的径向位移, r 为质点距空腔中心的距离, ρ 为岩体密度, t 为时间。

根据虎克定律, 应力 σ'_r 和 σ'_φ 可以表示为

$$\sigma'_r = (\lambda + 2G) \frac{\partial u}{\partial r} + \lambda \frac{u}{r} \quad , \quad (5a)$$

$$\sigma'_\varphi = \lambda \frac{\partial u}{\partial r} + (\lambda + 2G) \frac{u}{r} \quad , \quad (5b)$$

式中, λ 和 G 为拉梅常数。

将式 (5) 带入式 (4) 中可得该问题的控制方程:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{u}{r^2} = \frac{1}{c_p^2} \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad , \quad (6)$$

式中, $c_p = \sqrt{(\lambda + 2G)/\rho}$, 为岩体弹性纵波速度。

规定受压为正, 受拉为负。假定地应力按直线路径卸荷, 且卸荷持续时间为 t_{du} 。则初边值条件为

$$u(r, 0) = \frac{\partial u(r, 0)}{\partial t} = 0 \quad (r \geq a) \quad , \quad (7)$$

$$\sigma'_r(a, t) = \begin{cases} 0 & (t < 0) \\ -\frac{P_{u0}t}{t_{du}} & (0 \leq t \leq t_{du}) \\ -P_{u0} & (t > t_{du}) \end{cases} \quad , \quad (8a)$$

$$\lim_{r \rightarrow \infty} u(r, t) = 0 \quad (t \geq 0) \quad , \quad (8b)$$

式中, a 为圆柱空腔半径, 即开挖半径, P_{u0} 为开挖面上的径向应力。

采用 Laplace 变换对上述问题进行求解。控制方程 (6) 的 Laplace 变换表达式为

$$r^2 \frac{\partial^2 \bar{u}}{\partial r^2} + r \frac{\partial \bar{u}}{\partial r} - \left[1 + \left(\frac{sr}{c_p} \right)^2 \right] \bar{u} = 0 \quad , \quad (9)$$

式中, s 为 Laplace 变换参数, 上标 “-” 表示 Laplace 变换, 下同。

式 (9) 为 Bessel 微分方程, 在上述边界条件下, 其解为^[15-16]

$$\bar{u}(r, s) = \frac{P_{u0}}{t_{du}} \frac{f(s)K_1(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)kK_0(ka)} \quad , \quad (10)$$

式中, $f(s) = (1 - e^{-t_{du}s})/s^2$, $k = s/c_p$ 。其中, K_1 和 K_0 为第 2 类 1、0 阶 Bessel 函数。

根据径向位移 u 与应力 σ' 、径向位移 u 与径向速度 v_r 之间的关系, 以及 Laplace 变换的 Mellin 反演公式, 可以得到:

$$\bar{\sigma}'_r(r, s) = -\frac{P_{u0}f(s)}{t_{du}} \frac{(2G/r)K_1(kr) + (\lambda + 2G)kK_0(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)kK_0(ka)} \quad , \quad (11a)$$

$$\bar{\sigma}'_\varphi(r, s) = \frac{P_{u0} f(s)}{t_{du}} \frac{(2G/r)K_1(kr) - \lambda k K_0(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)k K_0(ka)}, \quad (11b)$$

$$\bar{v}_r(r, s) = \frac{P_{u0} f(s)}{t_{du}} \frac{s K_1(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)k K_0(ka)}. \quad (12)$$

以上是动态拉荷载激发的动应力场及振动场的 Laplace 空间解。采用 Miklowitz 的反演方法对式(11)、(12) 进行 Laplace 逆变换求解围岩动应力场及振动场, 详见文献[15]:

$$\sigma'_r(r, t) = -\frac{P_{u0}}{t_{du}(2\pi i)}.$$

$$\int_{B_r} f(s) \frac{(2G/r)K_1(kr) + (\lambda + 2G)k K_0(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)k K_0(ka)} e^{st} ds, \quad (13a)$$

$$\sigma'_\varphi(r, t) = \frac{P_{u0}}{t_{du}(2\pi i)}.$$

$$\int_{B_r} f(s) \frac{(2G/r)K_1(kr) - \lambda k K_0(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)k K_0(ka)} e^{st} ds, \quad (13b)$$

$$v_r(r, t) = \frac{P_{u0}}{t_{du}(2\pi i)}.$$

$$\int_{B_r} f(s) \frac{s K_1(kr)}{(2G/a)K_1(ka) + (\lambda + 2G)k K_0(ka)} e^{st} ds, \quad (14)$$

式中, B_r 为 Bromwich 围道积分路径, i 为虚数单位。

岩体开挖瞬态卸荷过程中围岩中的径向应力 $\sigma_r(r, t)$ 和环向应力 $\sigma_\varphi(r, t)$ 为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r(r, t) &= p_0 + \sigma'_r(r, t), \\ \sigma_\varphi(r, t) &= p_0 + \sigma'_\varphi(r, t), \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

式中, p_0 为远场地应力。

取岩体密度 $\rho = 2700 \text{ kg/m}^3$, 弹性模量 $E = 50 \text{ GPa}$, 泊松比 $\nu = 0.22$, 瞬态卸荷持续时间 $t_{du} = 2 \text{ ms}$, 开挖半径 $a = 5.0 \text{ m}$, 围岩 $r = 2a$ 处的应力时程曲线如图 2 所示。可以看到, 径向应力和环向应力都先减小后增大, 最后稳定于开挖后的二次应力状态。相比于二次应力的静力解, 开挖面上岩体瞬态卸荷在围岩中产生了附加动应力 (图中的 $\Delta\sigma_{rp}$ 和 $\Delta\sigma_{\varphi p}$), 导致围岩径向卸载和环向加载效应放大。可见, 岩体开挖瞬态卸荷具有显著的动力效应。

主应力空间中, 岩体的弹性应变能密度 e 为

$$e = \frac{1}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)], \quad (16)$$

式中, σ_1 , σ_2 和 σ_3 为主应力。

图 3 给出了 $r = 2a$ 处应变能密度随时间变化的曲线, 图中 e_0 为开挖前原岩应变能密度。可以看到, 围岩应变能密度与应力调整过程类似, 在 $t_1 \sim t_2$ 时间内围岩应变能密度先减小, 低于原岩应变能密度, 围岩释放能量; $t_2 \sim t_3$ 时间内应变能密度增大, 超过原岩应

变能密度, 围岩聚集能量。由能量守恒分析可知, 岩体开挖瞬态卸荷引起的围岩应变能瞬态调整是通过径向应力做功的方式来传输和聚集的; 释放的应变能一方面消耗于围岩的破裂, 另一方面转化为破裂岩块以及整个岩体的动能, 形成岩爆^[5]。

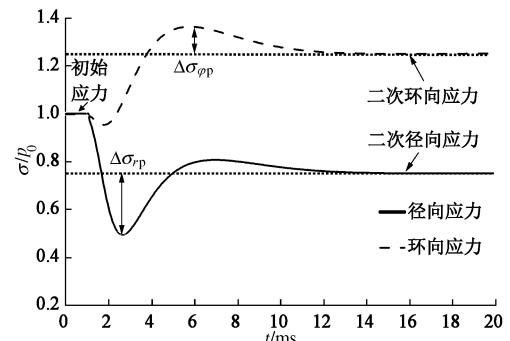


图 2 瞬态卸荷作用下的围岩应力时程曲线($r=2a$)

Fig. 2 Stress-time histories due to transient release of in situ stresses ($r=2a$)

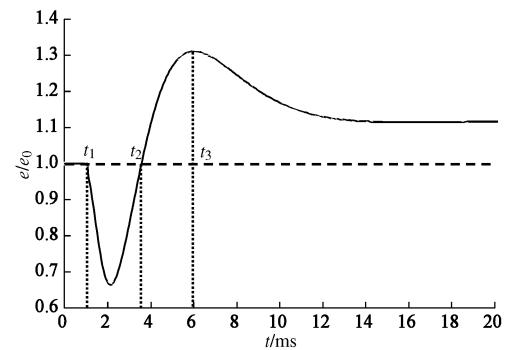


图 3 瞬态卸荷作用下的围岩应变能密度时程曲线($r=2a$)

Fig. 3 Strain energy density-time histories due to transient release of in situ stresses ($r=2a$)

2 瞬态卸荷动力效应的影响因素

以围岩径向质点峰值振动速度 (PPV) 为例, 分析岩体开挖瞬态卸荷动力效应及影响因素。在由式(14)计算得到某一点的径向振动时程曲线后, 即可得到该点的径向 PPV。从式(14)可以看到, 对于既定的岩体介质 (λ 和 G 一定), 瞬态卸荷产生的动力效应与开挖面上的地应力大小 P_{u0} 、卸荷持续时间 t_{du} (卸荷速率) 及开挖面大小 a 密切相关。卸荷路径也是影响岩体开挖瞬态卸荷动力效应的因素之一。Lu 等^[7]的研究结果表明, 在开挖面近区, 不同卸荷路径产生的动力效应略有差异, 而在开挖面远区, 不同卸荷路径所产生的动力效应趋于一致, 直线型的卸荷路径即可满足计算要求。因此本文仅分析地应力、卸荷速率和开挖面大小这 3 个因素对质点峰值振动速度的

影响。

2.1 地应力

开挖面上的地应力大小取决于爆区的原岩地应力水平以及各段爆破对应的开挖层厚度, 前者由岩性、洞室埋深、地质结构等因素决定, 后者由钻爆孔网参数决定。地应力水平越高, 开挖层厚度越大, 则开挖面上的地应力越大。图 4 给出了静水地应力场、相同卸荷持续时间 ($t_{du}=2.0 \text{ ms}$) 和开挖面大小 ($a=5.0 \text{ m}$) 条件下, 开挖面上不同大小地应力 ($P_{u0}=5, 10, 20 \text{ MPa}$) 瞬态卸荷激发的径向质点峰值振动速度衰减曲线。可以看到, 随着开挖面上的地应力增大, 瞬态卸荷激发的振动速度显著增加, 其值与地应力大小成比例增大。严鹏等人的研究还表明, 高地应力条件下, 岩体开挖瞬态卸荷激发的振动可超过爆炸荷载产生的振动而在围岩总体振动中占据主导地位^[16]。可见, 高地应力区进行的爆破, 特别是贯通爆破, 需重视开挖面上地应力瞬态卸荷对围岩的动力扰动, 爆破施工期的岩爆防治需从减小爆炸荷载动力扰动和岩体开挖瞬态卸荷动力扰动两方面入手。

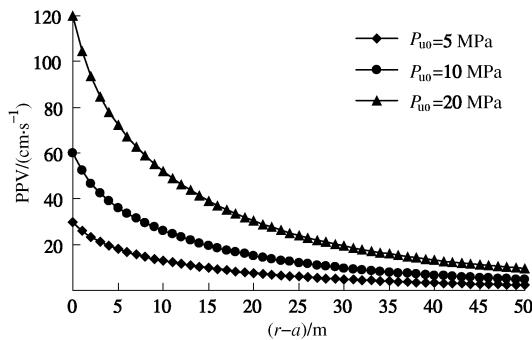


图 4 不同大小地应力瞬态卸荷激发的径向 PPV 衰减曲线

Fig. 4 Attenuation curves of radial PPVs induced by transient release of in situ stresses with different magnitudes

2.2 卸荷速率

由前文分析可知, 瞬态卸荷持续时间, 即卸荷速率由开挖面上的地应力大小和爆炸荷载衰减过程确定。地应力越大、爆炸荷载衰减越慢, 则瞬态卸荷持续时间越长, 卸荷速率越慢。图 5 给出了开挖面半径 $a=5.0 \text{ m}$, 开挖面上地应力 $P_{u0}=5 \text{ MPa}$ 在不同卸荷持续时间下 ($t_{du}=2.0, 4.0, 8.0 \text{ ms}$) 激发的径向质点峰值振动速度衰减曲线。可以看到, 卸荷速率越快, 激发的振动速度越大, 质点峰值振动速度随距离衰减越快, 且不同卸荷速率对近区振动的影响大于远区。

2.3 开挖面大小

开挖面上的地应力 $P_{u0}=5 \text{ MPa}$ 、卸荷持续时间 $t_{du}=2.0 \text{ ms}$, 不同半径的开挖面 ($a=1.0, 2.0, 5.0 \text{ m}$) 上应力瞬态卸荷激发的径向质点峰值振动速度衰减曲线如图 6 所示。开挖面大小是影响瞬态卸荷动力效应

较为强烈的因素, 随着开挖面半径增大, 质点峰值振动速度显著增加, 峰值振速随距离衰减速率变缓。

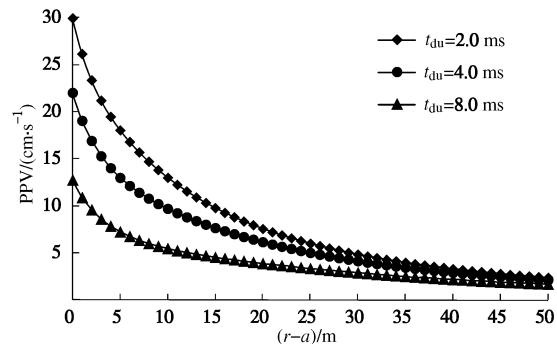


图 5 不同卸荷速率时瞬态卸荷激发的径向 PPV 衰减曲线

Fig. 5 Attenuation curves of radial PPVs induced by transient release of in situ stresses under different rates

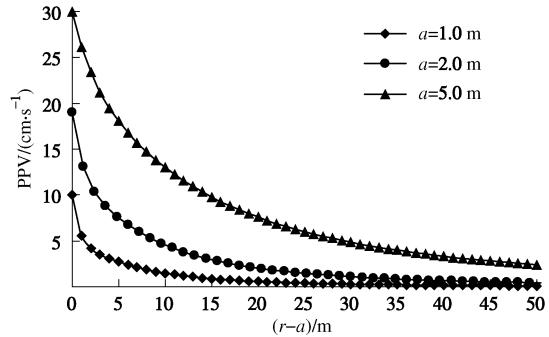


图 6 不同大小开挖面时瞬态卸荷激发的径向 PPV 衰减曲线

Fig. 6 Attenuation curves of radial PPVs induced by transient release of in situ stresses on excavation faces with different sizes

3 基于能量瞬态释放控制的岩爆防治方法

从上文计算分析可知, 对于既定的岩体介质, 地应力水平越高、卸荷速率越快、开挖面越大, 岩体开挖瞬态卸荷产生的动力效应越强烈。开挖岩体的应变能同时反映了地应力水平和开挖面大小这两个影响因素。因此, 可以通过控制应变能的释放强度和释放速率来减小岩体开挖瞬态卸荷的动力扰动, 从而达到防治施工期瞬时岩爆的目的。

3.1 防治原理及措施

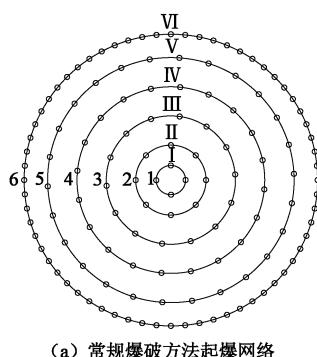
为防止高地应力环境下贯通爆破时发生岩爆, 目前工程上往往采用弱装药、短进尺和分部开挖等方法从单响药量上控制爆炸荷载引起的动力扰动。这种防治措施只针对爆炸本身, 而忽视了岩体地应力及应变能瞬态释放的动力扰动。尽管缩短进尺和分部开挖也减小了单次爆破时岩体释放的应变能, 可以达到一定的防治效果, 但这是单纯以牺牲开挖效率为代价的控制方法。本文提出通过改变炮孔起爆网络来控制岩体

应变能的释放强度和速率, 进而减弱岩体开挖瞬态卸荷引起的围岩动力扰动。严鹏等^[17]虽然也提出了通过采用合理的炮孔布置和起爆网络、降低开挖瞬态卸荷引起的超剪应力来防治岩爆, 但对如何布置炮孔和起爆网络并没有给出具体的方案。

对于深埋圆形隧洞或井巷的全断面钻爆开挖, 常规的爆破方法及炮孔起爆网络如图 7(a) 所示: 在开挖掌子面上由里向外依次布置掏槽孔(I 和 II)、崩落孔(III 和 IV)、缓冲孔(V)和周边光面爆破孔(VI), 采用毫秒延迟雷管按顺序依次起爆各圈炮孔(图中数字 1, 2, 3, …, 为起爆顺序), 各圈炮孔均一段起爆。

本文所提出的防治方法是在原有爆破设计的基础上进行优化。具体思路如下: 一般地应力条件下, 掏槽孔爆破后, 开挖瞬态卸荷引起的岩体地应力重分布将导致掌子面上应变能密度分布不均匀, 如图 7(b) 所示; 在最大主应力方向上岩体应变能密度最小, 在最小主应力方向上岩体应变能密度最大; 根据应变能密度的极值分布位置, 崩落孔、缓冲孔和周边孔均分段起爆, 各段炮孔个数大致相等, 且各圈内按照应变能密度由高到低的顺序起爆(见图 7(c))。

从图 3 可以看到, 岩体开挖瞬态卸荷完成后, 围岩应变能密度出现了聚集现象。因此, 先爆破应变能密度较高部位的岩体, 可以防止应变能高的岩体因能量聚集而提高能量的释放强度, 从而保证了各段爆破时应变能比较均匀地释放, 控制了应变能的释放强度和速率。此外, 根据高应力硬岩在小扰动后易于自裂、好凿好爆及破碎效果好的特点, 先起爆应变能密度较高部位的岩体有利于岩体开裂, 已达到较好的破碎效果。另外, 各圈炮孔通过分段起爆的方式明显地减小了单响药量, 降低了爆炸荷载的动力扰动。该方法仅通过改变炮孔起爆网络来控制应变能的释放强度和速率, 操作简单易行。需要注意的是, 爆破扰动强度与自由面关系很大, 为保障形成良好的掏槽腔(自由面), 掏槽孔仍然采用一段起爆的方式, 如图 7(c) 所示。



(a) 常规爆破方法起爆网络

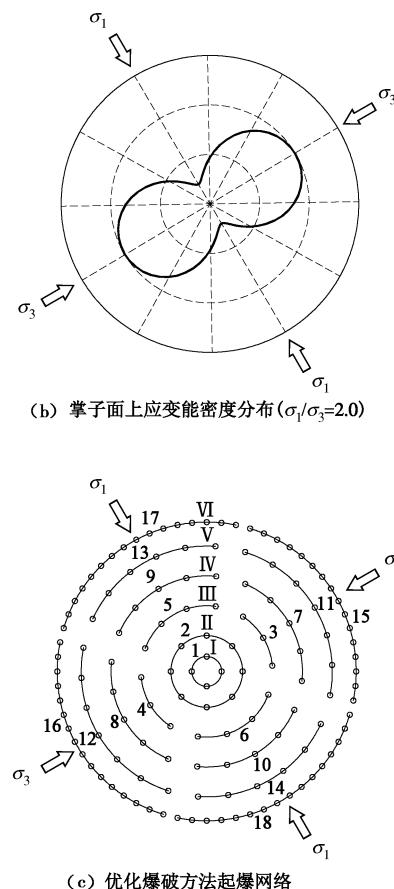


图 7 基于岩体应变能瞬态释放控制的爆破优化方法

Fig. 7 Optimized blasting scheme based on control of transient release of strain energy

3.2 掌子面上地应力方向的确定

该方法实施的关键在于确定掌子面上的主应力方向, 进而确定掏槽孔爆破后掌子面上的应变能密度分布。但高地应力条件下常规的实地地应力测量方法存在钻孔变形严重、岩芯破裂等问题, 致使测量成功率较低, 且测试周期较长、测试费用高, 无法满足地应力快速测量的需求。大量的数值计算及现场试验研究表明, 地应力的存在会影响炮孔周围爆生裂纹的传播, 爆破产生的裂纹首先呈辐射状从炮孔壁向外传播, 而后逐渐平行于最大主应力方向向外扩展; 炮孔周围的开裂区呈椭圆形分布, 在平行于最大主应力方向上裂纹分布密集且较长^[18-19], 如图 8 所示。因此, 可以通过在掌子面上钻孔爆破, 根据炮孔周围裂纹分布来大致判断掌子面上主应力的方向, 裂纹扩展的主方向即为最大主应力方向, 该方向上岩体应变能密度最小。

3.3 防治效果分析

以最外一圈崩落孔(图 7 中第 IV 圈炮孔)爆破时岩体开挖瞬态卸荷激发的径向质点振动为例, 分析优化爆破方法在减弱岩体开挖瞬态卸荷动力扰动、防治岩爆方面的效果。

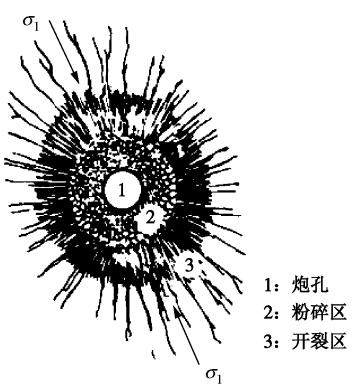


图 8 地应力约束下炮孔周围裂纹分布示意图^[18]

Fig. 8 Fracture formation around a blasthole confined by in situ stresses^[18]

计算中取 $\sigma_3=20$ MPa, $\sigma_1/\sigma_3=2.0$, 第IV圈炮孔和第III圈炮孔所对应的开挖面半径本别为 3.2 m 和 2.2 m。对于非静水地应力场条件, 上文中的解析方法无法求解围岩振动速度, 此处采用动力有限元 LS-DYNA 进行数值计算。计算采用平面应变模型, 模型尺寸为 100 m×100 m, 在模型四周施加地应力。采用线弹性材料模拟岩体, 材料弹性参数与本文 1.2 节相同。对于非静水地应力场, 开挖面上除径向卸载外, 还存在剪应力卸载。计算中采用“等效释放节点力”的方法模拟径向应力和剪应力同时卸荷过程: 在获得开挖面上各节点的径向应力和剪应力后, 将该应力转化为等效的节点力, 反向施加在开挖面上以替代开挖岩体对周围岩体的约束, 而后按照按直线卸荷路径卸除开挖面上的径向应力和剪应力。卸荷持续时间同样取为 2.0 ms。

在优化爆破方法中, 第IV圈炮孔分四段起爆。考虑到掌子面最小主应力方向上的岩体应变能密度较高, 因此, 在计算优化爆破方法对围岩的动力扰动时, 仅计算该部位的岩体(图 7(c) 中起爆顺序为 7 的开挖岩体)开挖瞬态卸荷引起的围岩振动速度。优化前后, 位于最小主应力方向上的径向质点峰值振动速度如图 9 所示。可以看到, 采用控制应变能释放的优化

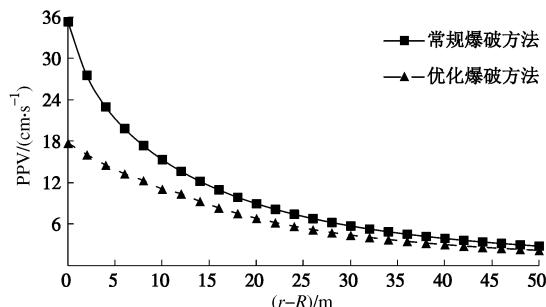


图 9 优化前后岩体开挖瞬态卸荷激发的 PPV 对比

Fig. 9 Comparison of PPVs before and after optimization of blasting scheme

爆破方法后, 岩体开挖瞬态卸荷引起的围岩动力扰动明显降低, 在隧洞洞壁附近, 质点峰值振动速度降低了近 50%。若同时考虑爆炸荷载的动力扰动, 因优化的爆破方法在控制应变能释放的同时也减小了单响药量, 控制效果将更加明显, 能够起到施工期瞬时岩爆防治的目的。

4 结 论

通过以上计算和分析, 可以得到如下主要结论:

(1) 深部岩体钻爆开挖引起的开挖面上地应力释放是一个瞬态过程, 该过程导致围岩径向卸载和环向加载效应放大, 引起围岩应变能瞬态调整。

(2) 深部岩体开挖瞬态卸荷的动力扰动效应与开挖岩体的应变能及应变能释放速率有关, 开挖岩体应变能越大、释放速率越快, 所产生的动力扰动越显著。

(3) 根据上述结论, 本文提出了基于岩体开挖瞬态卸荷动力效应控制的瞬时岩爆防治方法, 计算结果验证了本文所提出的方法的有效性。

本文只是从控制岩体开挖瞬态卸荷动力效应的角度提出了一种瞬时岩爆的防治措施, 有关爆破与岩体瞬态卸荷动力扰动对岩爆形成的影响机理还需作进一步的研究。此外, 本文所提出的方法还需要在工程实践中进行验证和优化。

参 考 文 献:

- [1] ORTLEPP W D, STACEY T R. Rockburst mechanisms in tunnels and shafts[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 1994, 9(1): 59 - 65.
- [2] KONICEK P, SOUCEK K, STAS L, et al. Long-hole destress blasting for rock-burst control during deep underground coal mining[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2013, 61: 141 - 153.
- [3] QIU S L, FENG X T, ZHANG C Q, et al. Estimation of rockburst wall-rock velocity invoked by slab flexure sources in deep tunnels[J]. Canadian Geotechnical Journal, 2014, 51(5): 520 - 539.
- [4] 于群, 唐春安, 李连崇, 等. 基于微震监测的锦屏二级水电站深埋隧洞岩爆孕育过程分析[J]. 岩土工程学报, 2014, 36(12): 2315 - 2322. (YU Qun, TANG Chun-an, LI Lian-chong, et al. Nucleation process of rockbursts based on microseismic monitoring of deep-buried tunnels for Jinping II Hydropower Station[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2014, 36(12): 2315 - 2322. (in Chinese))
- [5] 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): 2551 - 2563. (in Chinese))
- [6] ZHU W C, LI Z H, ZHU L, et al. Numerical simulation on rockburst of underground opening triggered by dynamic disturbance[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2010, 25(5): 587 - 599.
- [7] LU W B, YANG J H, YAN P, et al. Dynamic response of rock mass induced by the transient release of in-situ stress[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2012, 53: 129 - 141.
- [8] 蔡德文. 二滩地下厂房围岩的变形特征[J]. 水电站设计, 2000, 16(4): 54 - 61. (CAI De-wen. Deformation characteristics of surrounding rock during excavation in Ertan underground hydropower station[J]. Design of Hydropower Station, 2000, 16(4): 54 - 61. (in Chinese))
- [9] ABUOV M G, AITALIEV S M, ERMEKOV T M, et al. Studies of the effect of dynamic processes during explosive break-out upon the roof of mining excavations[J]. Journal of Mining Science, 1988, 24(6): 581 - 590.
- [10] HE M C, MIAO J L, FENG J L. Rock burst process of limestone and its acoustic emission characteristics under true-triaxial unloading conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, 47(2): 286 - 298.
- [11] 黄润秋, 黄达. 高地应力条件下卸荷速率对锦屏大理岩力学特性影响规律试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(1): 21 - 33. (HUANG Run-qiu, HUANG Da. Experimental research on affection laws of unloading rates on mechanical properties of Jinping marble under high geostress[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(1): 21 - 33. (in Chinese))
- [12] 陈卫忠, 吕森鹏, 郭小红, 等. 脆性岩石卸围压试验与岩爆机理研究[J]. 岩土工程学报, 2010, 32(6): 963 - 969. (CHEN Wei-zhong, LÜ Sen-peng, GUO Xiao-hong, et al. Unloading confining pressure for brittle rock and mechanism of rock burst[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, 32(6): 963 - 969. (in Chinese))
- [13] 陈智强, 张永兴, 周检英. 开挖诱发隧道围岩变形的红外热像试验研究[J]. 岩土工程学报, 2012, 34(7): 1271 - 1277. (CHEN Zhi-qiang, ZHANG Yong-xing, ZHOU Jian-ying. Experimental study on infrared photographs of deformation and failure of surrounding rock of tunnels procession induced by excavation[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(7): 1271 - 1277. (in Chinese))
- [14] 李杰, 王明洋, 范鹏贤, 等. 岩体的加、卸载状态与能量的分配关系[J]. 岩土力学, 2012, 33(增刊2): 125 - 132. (LI Jie, WANG Ming-yang, FAN Peng-xian, et al. Study of loading-unloading states and energy distribution relationship for rock mass[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(S2): 125 - 132. (in Chinese))
- [15] MIKLOWITZ J. Plane-stress unloading waves emanating from a suddenly punched hole in a stretched elastic plate[J]. Journal of Applied Mechanics, 1960, 27(1): 165 - 171.
- [16] 严鹏, 卢文波, 陈明, 等. 隧洞开挖过程初始地应力动态卸载效应研究[J]. 岩土工程学报, 2009, 31(12): 1888 - 1894. (YAN Peng, LU Wen-bo, CHEN Ming, et al. Effect of initial geo-stress dynamic unloading during tunnel excavation[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2009, 31(12): 1888 - 1894. (in Chinese))
- [17] 严鹏, 陈祥荣, 单治钢, 等. 基于超剪应力控制的岩爆防治措施研究[J]. 岩土力学, 2008, 29(增刊1): 453 - 458. (YAN Peng, CHEN Xiang-rong, SHAN Zhi-gang, et al. Study of rock-burst prevention measures based on controlling the super shear stress[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(S1): 453 - 458. (in Chinese))
- [18] HOEK E, BROWN E T. Underground excavations in rock[M]. London: Institute of Mining and Metallurgy, 1980.
- [19] YILMAZ O, UNLU T. Three-dimensional numerical rock damage analysis under blasting load[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2013, 38: 266 - 278.