

损伤条件下深部岩体巷道光面爆破参数研究

付玉华^{1,2}, 李夕兵¹, 董陇军¹

(1.中南大学 资源与安全工程学院, 长沙 410083; 2.江西理工大学 应用科学学院, 江西 赣州 341000)

摘要: 岩体条件复杂多变, 为了提高光面爆破的适应性、改善光面爆破效果, 对损伤条件下深部岩体巷道光面爆破参数进行研究。通过对深部岩体巷道光爆层原岩应力场、光面爆破机制和振动损伤特征进行分析, 基于爆炸应力波和爆生气体综合作用理论, 考虑高原岩应力和岩石损伤影响, 提出了损伤条件下深部岩体巷道光面爆破参数确定的计算方法。研究表明,

(1) 高原岩应力相当于提高了岩石的抗拉强度, 不利于炮孔初始裂纹的形成及贯通, 宜减小周边眼间距; (2) 岩石损伤后, 其他条件不变, 光面爆破的炮孔间距和抵抗线值可适当加大; (3) 高原岩应力和损伤条件下, 光面爆破的炮孔间距较小时, 容易造成爆后围岩损伤, 降低围岩的稳定性能, 因此, 提高爆破效果的同时应及时加强支护, 以确保施工安全和围岩稳定; (4) 本文提出的光面爆破参数计算公式, 经现场爆破验证效果良好, 适用于复杂多变的岩体环境。

关键词: 爆破损伤; 光面爆破; 参数计算; 原岩应力

中图分类号: TD 714

文献标识码: A

Analysis of smooth blasting parameters for tunnels in deep damaged rock mass

FU Yu-hua^{1,2}, LI Xi-bing¹, DONG Long-jun¹

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

2. School of Applied Science, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou Jiangxi, 341000, China)

Abstract: The smooth blasting parameters were researched in deep damaged rock tunnel in order to enhance its adaptability. Based on the theory functioned together by explosion shock wave and explosive gas-pressure, as well as the effect of high static stress and rock damage were also in consideration, parameter calculation formula of smooth blasting under the condition of deep damage rock mass tunnel was proposed through analyzing static stress in burden of perimeter, smooth blasting mechanism and vibration damage characteristics. The result shows that: (1) High rock static stress is equivalent to increasing of rock tensile strength, which make against to formation and transfixion of initial cracks, thus the hole space should be reduced. (2) After the rock was damaged, hole space of smooth blasting and the resistance line value can be appropriately increased while the other conditions are still the same. (3) Under the condition of high rock static stress and damage, surrounding rock with low stability can be easy damaged after smooth blasting when hole space is small. Therefore, the surrounding rock should be reinforced in time to ensure construction safety and rock mass stability as the blasting was improved. (4) The calculation formula of smooth blasting parameters proposed is proved to be valid and adaptable for complex rock environment in on-site blast operation.

Key words: blasting damage; smooth blasting; parameters calculation; initial rock mass stress

1 引言

炸药爆炸时短时间内可放出大量的能量, 使其被广泛应用于矿山、水利、道路、交通及国防等国民经济建设领域^[1]。光面爆破可以控制和减少爆破对保留岩体的损伤、保护和维持其承载能力, 并保证爆后成形规整、超欠挖量小, 减少支护工作量和材料消耗。目前在光爆机制及光爆参数的理论计算

上研究颇多^[2-12], 形成了以爆炸应力波和爆生气体综合作用为主的光面爆破成缝机制, 得出了一些有益的结论和理论计算公式。然而, 由于岩石条件复杂多变及炸药爆炸破岩机制的复杂性和不确定性, 现有光面爆破参数理论计算公式适应性有限, 工程上经常出现爆破效果不理想, 仍有许多问题需要研究解决。

采用光面爆破掘进岩石巷道, 无论是预留光爆

层或是一次爆破成巷的爆破方法, 都无法避免内圈眼破碎岩石对光爆层甚至围岩造成损伤, 因此, 周边眼的爆破实际上是在损伤岩体中进行的, 光爆参数的设计应计入损伤影响。损伤对岩石爆破作用的影响是复杂的^[9]。张成良等^[11]应用动力有限元 ANSYS/LS-DYNA 程序, 对不考虑损伤和考虑损伤的光面爆破过程进行数值模拟的结果表明, 在孔壁压力、孔径和抵抗线不变的条件下, 考虑损伤时可适当加大炮孔间距; 在孔壁压力、孔径和孔距不变的条件下, 可适当加大抵抗线。戴俊等^[12]应用损伤力学的理论与方法, 对崩落眼爆破引起光爆层岩石损伤因子与光面爆破参数的关系进行了分析, 导出了相应的光爆参数计算式, 指出在损伤岩石中实施光面爆破的单孔装药量与孔间距应取更小值。张成良, 戴俊等的研究都考虑了岩石损伤对光面爆破的影响, 但前者在对光爆过程进行数值模拟过程中, 只考虑了损伤引起岩石强度及弹性模量的降低, 没有考虑应力波衰减系数的增大使得爆炸应力波在受损岩石中传播受到限制, 并假设了泊松比保持不变。后者在对光面爆破参数计算公式进行理论推导过程中, 虽然考虑了损伤对爆破作用的复杂影响, 但推导是基于应力波作用成缝理论基础上的, 因而忽略了爆生气体对裂纹贯通的作用, 特别对于软弱破碎岩体, 爆生气体的作用尤为重要。另外, 金属资源开采转向深部的趋势明显, 高原岩应力条件下的巷道掘进周边控制爆破宜采用光面爆破方法, 光爆参数需要根据原岩应力、巷道开挖断面和岩石力学性质进行相应调整^[9]。

本文基于爆炸应力波和爆生气体综合作用理论, 考虑原岩应力和振动损伤影响, 提出损伤条件下深部岩体巷道光面爆破参数确定的计算方法, 以期同类条件光面爆破更科学合理地确定参数提供参考。

2 光爆层原岩应力

一般情况下, 井巷光面爆破多采用一次光爆成型、分段起爆的顺序, 光爆层在内圈眼起爆崩落数段后起爆。因此, 光爆层范围岩石经历了原岩应力重新分布的过程, 如原岩应力较大, 重分布后的二次应力对光爆层的崩落有一定的影响。假定巷道断面为直墙圆拱形, 则光面爆破条件下原岩应力及二次应力分布如图 1 所示, 根据弹性理论^[13], 以巷道圆拱中心为极坐标原点, 则周边眼连线上某点的二次应力可表示为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= \frac{1}{2}(p+q)\left(1-\frac{(R-W)^2}{R^2}\right) + \\ &\quad \frac{1}{2}(q-p)\left(1-\frac{4(R-W)^2}{R^2}+3\frac{(R-W)^4}{R^4}\right)\cos 2\theta \\ \sigma_\theta &= \frac{1}{2}(p+q)\left(1+\frac{(R-W)^2}{R^2}\right) - \\ &\quad \frac{1}{2}(q-p)\left(1+3\frac{(R-W)^4}{R^4}\right)\cos 2\theta \\ \tau_{r\theta} &= \frac{1}{2}(p-q)\left(1+2\frac{(R-W)^2}{R^2}-3\frac{(R-W)^4}{R^4}\right)\sin 2\theta \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中: p 、 q 为原岩应力的垂直分量和水平分量; R 为巷道半径; W 为周边孔抵抗线; θ 为炮孔位置与水平线的夹角。

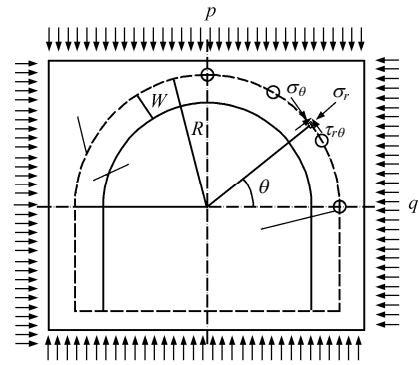


图 1 光面爆破周边眼原岩应力分布
Fig.1 Initial rock mass stress distribution round perimeter holes in case of smooth blasting

如果 $p=q=\gamma H$, 则式 (1) 变为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= \gamma H \left[1 - (R-W)^2 / R^2 \right] \\ \sigma_\theta &= \gamma H \left[1 + (R-W)^2 / R^2 \right] \\ \sigma_{r\theta} &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

实际上, 周边眼的存在, 内圈眼爆破后其周边应力可能再次重新分布, 然而周边眼孔径较小, 应力作用范围很小, 故以上二式所表示的周边眼连线上二次应力的分布没有考虑周边眼本身的影响。在静水压力条件下, 周边眼孔壁上各点的径向应力和剪应力都为 0, 而切向应力为

$$\sigma_{\theta\theta} = (\sigma_r + \sigma_\theta) + 2(\sigma_r - \sigma_\theta) \cos(2\beta) \quad (3)$$

式中: β 为炮孔壁任一点对应径向与周边炮孔连线的夹角, 炮孔连线方向上 $\beta=0$, $\sigma_{\theta\theta}=3\sigma_r-\sigma_\theta$ 。

3 岩石爆破损伤特征

炸药在岩体内爆炸在预定开挖范围内的岩体破碎的同时,必然对保留岩体造成一定的损伤和破坏,使围岩的力学性能劣化,其内部裂纹扩展,完整性招致破坏,从而使围岩的承载能力及稳定性降低;光面爆破条件下,内圈眼的爆破引起光爆层岩体甚至周边围岩的损伤或破坏,只有在对损伤和破坏的程度及范围作出正确的分析,对周边眼爆破的参数进行调整后,才可能获得理想的光爆效果。

国外对岩石爆破损伤特征的研究颇多,最初采用损伤理论的手段来研究岩石爆破问题的当以美国 Sandian 国家实验室为代表。Grady 和 Kipp 提出岩石爆破的各向同性损伤模型(GK 模型)^[14],后经 Taylor, Chen, Kuszmaul 等研究,提出了可用于计算岩石在体积拉伸载荷作用下的动态响应的 TCK 模型^[15]。国内在此问题上相继开展了多方面的研究,如杨小林^[16-17],刘红岩^[18],杨军^[19-20]分别就损伤机制和爆破损伤模型开展深入研究。

岩石爆破损伤模型主要由裂纹密度、损伤演化规律和有效模量表达的应力-应变关系三部分组成^[20]。岩石中的损伤裂纹密度可表示为

$$C_d = \frac{5k(\varepsilon - \varepsilon_d)^m}{2} \left(\frac{K_{IC}}{\rho c \varepsilon_{\max}} \right)^2 \quad (4)$$

式中: k 、 m 为材料常数; ε 、 ε_d 、 $\varepsilon_{\max}$ 分别为体积应变、扩容应变和最大应变率; K_{IC} 为断裂韧性; ρ 为材料密度; c 为声波速度。

损伤参量可表示为

$$\xi = 1 - K_e/K = \frac{16}{9} \left(\frac{1 - \mu_e^2}{1 - 2\mu_e} \right) C_d \quad (5)$$

式中: K_e 为有效体积模量; K 为体积模量; μ_e 为有效泊松比, $\mu_e = \mu(1 - 16/9)C_d$ 。

根据连续介质力学的唯象法,损伤材料的本构关系可表示为

$$P = 3K_e(\varepsilon - \varepsilon_d); S = 3K_e(1 - 2\mu_e)e/(1 + \mu_e) \quad (6)$$

式中: P 为体积应力; S 为应力偏量; e 为应变偏量。

式(4)~(6)形成闭合的本构关系方程组,即岩石爆破损伤模型。

岩石爆破受损后,其力学性质发生改变,受损后的静态单向抗压强度、静态单向抗拉强度、应力波衰减系数和损伤前相应参数有如下关系^[12]:

$$S_{ce} = (1 - \xi)S_c; S_{te} = (1 - \xi)S_t; \alpha_e = \frac{\alpha}{1 - \xi} \quad (7)$$

式中: S_c 、 S_{ce} 分别为岩石受损前后静态单向抗压强度; S_t 、 S_{te} 分别为岩石受损前后静态单向抗拉强度; α 、 α_e 分别为岩石受损前后应力波衰减系数。

4 光爆参数的理论计算

4.1 装药结构及装药量

理论研究和生产实践证明,较为合理的光面爆破装药结构是炮孔不耦合装药,包括径向间隙不耦合和轴向垫层不耦合装药结构,较多是以空气作为不耦合介质^[7]。空气的存在,缓冲和降低了爆炸冲击压力对眼壁的冲击破坏作用;延长了爆生气体对岩石的静压作用时间,利于周边贯通裂缝的形成;爆生气体压力沿炮孔全长均匀分布,改善了岩石的破碎块度。

4.1.1 装药结构参数

装药结构参数主要有径向不耦合系数 K_d 和轴向不耦合系数 K_l 。确定光爆装药结构参数应从以下两个方面综合分析:眼壁初始径向冲击压力不大于受损岩石的动态抗压强度;眼壁初始切向拉应力不小于受损岩石的动态抗拉强度,即有下式成立:

$$\left. \begin{aligned} p_r &\leq K_D(1 - \xi)S_c \\ K_a p_\theta - \sigma_{\theta 0} &= \lambda K_a p_r - \sigma_{\theta 0} \geq (1 - \xi)S_t^D \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

式中: p_r 、 p_θ 分别为眼壁初始径向压力和初始切向拉力; K_D 为动载荷下岩石强度提高系数,可取 $K_D = 10$, $K_D S_c$ 即为岩石的动态抗压强度; K_a 为由于炮孔导向而在炮孔连心线方向产生的眼壁初始切向拉应力集中系数^[4],可近似取 $K_a = 2$; S_t^D 为岩石动态抗拉强度,因其受加载速度影响较小,可认为其与静态抗拉强度相等,即 $S_t^D = S_t$; $\sigma_{\theta 0}$ 为炮孔周边切向应力,方向与眼壁初始切向拉应力相反,不利于眼壁起裂,其作用相当于增大了岩石的抗拉强度。

当同时采用轴向和径向不耦合装药且忽略炮泥长度不计,眼壁初始压力可按式计算:

$$p_r = \frac{1}{8} \rho_0 D^2 K_d^{-6} K_l^{-1} n \quad (9)$$

式中: ρ_0 为炸药密度; D 为爆速; n 为爆生气体碰撞眼壁时的压力增大倍数,可取 $n = 10$ 。

光面爆破多采用特制小药卷,则径向不耦合系数确定,由式(8)、(9)得到轴向不耦合系数:

$$\left(\frac{n \rho_0 D^2}{8 K_D (1 - \xi) S_c K_d^6} \right) \leq K_l \leq \left(\frac{n \lambda K_a \rho_0 D^2}{8 [(1 - \xi) S_t + \sigma_{\theta 0}] K_d^6} \right) \quad (10)$$

4.1.2 装药量计算

当径向和轴向不耦合系数确定后, 装药集中度及单孔装药量也就确定下来,

$$q_1 = \frac{\pi d_c^2 \rho_0}{4K_1} = \frac{\pi d_b^2 \rho_0}{4K_1 K_d^2} \quad (11)$$

式中: q_1 为装药集中度; d_c 、 d_b 分别为装药直径和炮孔直径。

4.2 炮眼间距 E

确定炮眼间距的方法有多种^[6], 目前被公认的理论基础是爆炸应力波和爆生气体共同作用下的爆破成缝理论。各装药激起的应力波先在各自炮眼壁上产生初始裂缝, 然后, 在爆生气体静压作用下使之扩展贯穿, 因此形成贯穿裂缝的条件可近似用下列平衡来表示^[10]:

$$\left. \begin{aligned} d_b p_b &= (E - 2r_k)(1 - \xi) S_t \\ r_k &= \left(\frac{\lambda p_r}{[(1 - \xi) S_t + \sigma_r]} \right)^{\frac{1 - \xi}{\alpha}} \frac{d_b}{2} \end{aligned} \right\} \quad (12)$$

式中: α 为应力波衰减指数, $\alpha = 2 - \lambda$; r_k 为爆炸应力波在眼壁上形成的初始裂缝长度; p_b 为爆炸气体充满炮眼时的准静压力, 可按等熵膨胀过程计算。炮孔连线上二次应力 σ_r 的作用相当于增加了岩石的抗拉强度:

$$p_b = p_k \left(\frac{p_0}{p_k} \right)^{\frac{r}{k}} \left(\frac{v_c}{v_b} \right)^r = p_k \left(\frac{p_0}{p_k} \right)^{\frac{r}{k}} K_d^{-2r} K_1^{-r} \quad (13)$$

式中: k 为熵指数, 一般取 $k = 3$; r 为绝热指数 ($r = 1.2 \sim 1.3$); p_k 为临界压力, 计算时可取 $p_k = 200 \text{ MPa}$; p_0 为爆生气体的初始平均压力, 可按下式计算:

$$p_0 = \frac{1}{8} \rho_0 D^2 \quad (14)$$

根据式 (6)、(7) 可得到炮孔间距 E 的计算公式:

$$E = d_b \left[\left(\frac{\lambda p_r}{[(1 - \xi) S_t + \sigma_r]} \right)^{\frac{1 - \xi}{\alpha}} + \frac{p_k (p_0 / p_k)^{\frac{r}{k}} K_d^{-2r} K_1^{-r}}{(1 - \xi) S_t} \right] \quad (15)$$

4.3 最小抵抗线 W

为使光爆层脱离原岩体, 并防止在反射波作用下产生超挖, 必须合理确定周边眼的最小抵抗线, 既光爆层的厚度^[10]。最小抵抗线过大, 光爆层岩石将得不到适当的破碎, 甚至不能使其沿炮眼底部最小抵抗切割下来。反之, 最小抵抗过小, 在反射波作用下, 围岩内将产生较多、较长的裂隙, 影响巷

道围岩的稳定性, 甚至造成围岩片落、超挖和巷道壁面的凹凸不平。在周边眼同时起爆条件下, 为了屏蔽应力波反射对围岩造成破坏, 必须满足下式:

$$\frac{2W}{c_p} \geq \frac{E}{2u_c} \quad (16)$$

即

$$m = \frac{E}{W} \leq \frac{4u_c}{c_p} \quad (17)$$

式中: c_p 为纵波波速; u_c 为炸药爆炸后周边眼裂缝扩展平均速度; m 为炮眼密集度系数, 一般可取 $m = 0.6 \sim 1.2$, 硬岩取大值, 软岩取小值。

光爆层岩石的崩落类似于露天台阶爆破, 故可用豪柔公式来确定最小抵抗^[10], 即

$$W = \frac{q_b}{cEl_b} \quad (18)$$

式中: q_b 为炮眼内的装药量; l_b 为炮眼长度; c 为爆破系数, 相当于单位耗药量, 对于 $f = 4 \sim 10$ 的岩石其值变化范围为 $0.2 \sim 0.5 \text{ kg/m}^3$ 。

5 算例及工程应用

5.1 工程概况

罗山矿区位于河南省灵宝市西南阳平镇裕口村南 1 km 处, 地处小秦岭侵蚀构造中山区北坡前缘, 与黄河断陷盆地的接触地带, 山势较低, 地形南高北低, 海拔标高 640~1 100 m。试验矿块位于 505~540 m 水平, 对应地表标高为 800~860 m, 设计电耙道及围岩裂隙较发育, 强度较低, 部分电耙道位于碎裂混合花岗岩、糜棱岩化碎裂混合岩中, 电耙道设计毛断面为 2.2 m×2.2 m, 长 40~48 m。初期采用普通爆破方法进行电耙道的掘进, 出现了较多问题, 主要是爆后成形失准, 超欠挖严重, 围岩损伤明显 (图 2), 并且这种损伤不断地累积演化, 常出现冒顶、坍塌现象, 给巷道支护和后续施工造成很大障碍, 为此首先专门对爆破方法进行了改进。



图 2 普通爆破巷道形状

Fig.2 Tunnel shape on common blasting

5.2 初始参数的选取

炮孔直径取 $d_b = 40\text{ mm}$ ，炮眼长 1.5 m 。选用 2[#]岩石铵梯炸药，密度 $\rho_0 = 1.0\text{ g/cm}^3$ ，炸药爆速 $D = 3\ 200\text{ m/s}$ ，药卷直径 $d_c = 25\text{ mm}$ ，则 $K_d = 1.6$ 。根据现场声波测试，取周边眼连线上的损伤参量 $\xi = 0.2$ 。为简化计算，电耙道上部假定为直径为 2.2 m 的半圆拱，所处的原岩应力为静水压力状态，取 $H = 300\text{ m}$ 。根据室内测试，岩石单轴抗压强度 30 MPa ，单轴抗拉强度为 3 MPa ，岩石平均密度取 $2\ 569\text{ kg/m}^3$ ，泊松比取 0.25 。

5.3 计算结果及爆破效果分析

为了比较不同条件下的光爆参数，对一般光面爆破、考虑损伤影响及同时考虑损伤和原岩应力影响的 3 种光面爆破方案参数进行计算，为便于比较，在计算炮孔间距和最小抵抗线时，3 种方案在满足式 (10) 的条件下保持轴向不耦合系数（取 4.08 ）

和装药集中度（取 0.12 ）不变，结果见表 1。

对 3 组光面爆破计算方案设计进行了 3 组现场爆破试验，炮孔长 1.5 m ，装药结构参数按表 1 计算值，为了便于施工，炮孔间距和抵抗线值作了调整，其值和爆破效果见表 2。

表 1 电耙巷道光面爆破主要参数表
Table 1 Main parameter of smooth blasting on elect-rake

设计方案	K_d	K_1	q_1 / (kg/m)	E / mm	W / mm	m
一般光爆	1.6	2.54~168 4.08	0.003~0.19 0.12	527	755	0.7
考虑损伤影响	1.6	3.18~210 4.08	0.002~0.15 0.12	542	774	0.7
考虑损伤和原岩应力影响	1.6	3.18~35 4.08	0.014~0.15 0.12	453	744	0.6

表 2 电耙巷道光面爆破效果
Table 2 Effect of smooth blasting on elect-rake

方案	E / mm	W / mm	炮孔利用率 / %	周边控制效果	围岩支护效果（爆后立即素喷）	岩石破碎块度
1	500	750	91.2	光爆面较规整，少量欠挖，基本无眼痕	喷面未见开裂，未出现片帮及冒落	破碎
2	550	750	89	部分欠挖，无眼痕	喷面未见开裂，未出现片帮及冒落	破碎
3	450	750	95.6	光爆面较规整，少量超挖，基本无眼痕	素喷面出现少量裂缝，未出现片帮及冒落	破碎

由以上参数计算和现场爆破可知，在径向不耦合系数不变的情况下，由方案 1、2 轴向不耦合系数取值范围可知，岩石受损后强度变低，更易于压碎和拉裂，方案 2、3 轴向不耦合系数取值范围的变化说明，原岩应力对孔壁在爆炸动作用下是否压碎影响不大，但对孔壁初始裂纹的形成作用明显，相当于增大了岩石的抗拉强度。由式 (15) 炮孔间距计算可知，岩石受损后内部微裂纹激活、扩张，应力波衰减系数和能量损耗增大，使应力波作用下的初始裂缝长度减小。然而，岩石力学性能的劣化，在爆生气体准静压力作用下形成的裂缝长度增加，二者之和即炮孔间距较不考虑损伤时的要大，这与张成良^[11]的研究一致，说明爆生气体准静压力在裂缝的扩展、贯通过程起了主导作用。比较方案 2 和方案 3，在抵抗线不变的条件下考虑原岩应力后炮孔间距大大减小，是由于在高原岩应力条件下炮孔连线上各点分布有较大的径向应力，其与炮孔连线大致垂直，相当于提高了岩石的抗拉强度，不利于裂纹的形成和贯通。从爆效上看，3 种方案的破碎块度、围岩整体稳定性都符合要求，但方案 1、2 出现少量欠挖，说明炮眼间距稍大，方案 3 光爆对围岩

造成一定的损伤 (图 3)，致使素喷后出现少量裂缝，也反映了损伤及原岩应力对光爆影响的复杂性，总体上看，方案 3 炮孔利用率最高，效果最好。



图 3 光面爆破巷道形状
Fig.3 Tunnel shape on smooth blasting

6 结 论

(1) 深部岩体巷道光面爆破必须同时考虑原岩应力和岩石损伤的影响，本文光面爆破参数计算公式基于爆炸应力波和爆生气体共同作用理论，考虑了原岩应力和岩石损伤影响，适用于复杂条件下光面爆破参数的确定。

(2) 光面爆破裂缝的形成是爆炸应力波和爆生气体共同作用的结果, 岩石损伤后其他条件不变时, 光面爆破的炮孔间距和抵抗线值可适当增大。

(3) 高原岩应力存在相当于提高了岩石的抗拉强度, 不利于炮孔初始裂纹的形成, 宜减小炮孔间距和抵抗线。在深部采用光面爆破进行岩体开挖时应考虑对光爆层应力卸载, 以解除高原岩应力的影响, 改善爆破效果。

(4) 高原岩应力和损伤条件下光面爆破的炮孔间距减小, 容易造成爆后围岩损伤, 降低围岩的稳定性能, 因此, 在着力提高爆破效果的同时应及时加强支护, 以确保施工安全和围岩稳定; 实践证实岩石破碎条件下爆后立即实施喷射混凝土支护是一种有效的方法。

参考文献

- [1] 董陇军, 李夕兵, 赵国彦, 等. 露天采矿爆破振动对砌体结构破坏效应预测的 Fisher 判别模型及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(04): 750—756
DONG Long-jun, LI Xi-bing, ZHAO Guo-yan. Fisher discriminant analysis model and its application to predicting destructive effect of masonry structure under blasting vibration of open-pit mine[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2009, 28(04): 750—756
- [2] 宗琦. 软岩巷道光面爆破技术的研究与应用[J]. 煤炭学报, 2002, 27(1): 45—49.
ZONG Qi. Study and application of soft rock tunnel smooth blasting technology[J]. **Journal of China Coal Society**, 2002, 27(1): 45—49.
- [3] 高金石, 张继春. 爆破破岩机制动力分析[J]. 金属矿山, 1989, (9): 7—13.
GAO Jin-shi, ZHANG Ji-chun. Dynamical analysis of break mechanism on rock blasting[J]. **Metal Mine**, 1989, (9): 7—13.
- [4] 高金石, 杨军, 张继春. 准静态压力作用下岩体爆破成缝方向与机制的研究[J]. 爆炸与冲击, 1990, 10(1): 76—84.
GAO Jin-shi, YANG Jun, ZHANG Ji-chun. Studies on the direction and mechanism of rock blasting cracking under the action of quasistatic pressure[J]. **Explosion and Shock Waves**, 1990, 10(1): 76—84.
- [5] 宗琦, 马芹永. 光面爆破参数的理论分析[J]. 阜新矿业学院学报(自然科学版), 1994, 13(4): 21—25.
ZONG Qi, MA Qin-yong. Theoretical analysis of parameters of smooth blasting[J]. **Journal of Fuxin Mining Institute(Natural Science)**, 1994, 13(4): 21—25.
- [6] 马芹永. 光面爆破炮眼间距及光面层厚度的确定[J]. 岩石力学与工程学报, 1997, 15(6): 590—594.
MA Qin-yong. Definition of hole-space and burden in smooth blasting[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 1997, 15(6): 590—594.
- [7] 宗琦, 陆鹏举, 罗强. 光面爆破空气垫层装药轴向不耦合系数理论研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(6): 1047—1051.
ZONG Qi, LU Peng-ju, LUO Qiang. Theoretical study on axial decoupling coefficients of smooth blasting with air cushion charging construction[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(6): 1047—1051.
- [8] 戴俊, 杨永琦. 光面爆破相邻炮孔存在起爆时差的炮孔间距计算[J]. 爆炸与冲击, 2003, 23(3): 253—258.
DAI Jun, YANG Yong-qi. Calculation of the distance between the adjacent delay-explosion shotholes in smooth blasting[J]. **Explosion and Shock Waves**, 2003, 23(3): 253—258.
- [9] 戴俊. 深埋岩石隧洞的周边控制爆破方法与参数确定[J]. 爆炸与冲击, 2004, 24(6): 493—498.
DAI Jun. The controlled contour blasting technique and its parameter determination for tunnel at depth[J]. **Explosion and Shock Waves**, 2004, 24(6): 493—498.
- [10] 王文龙. 钻眼爆破[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1989: 193—244.
- [11] 张成良, 李新平, 米健, 等. 损伤光面爆破参数确定及数值分析[J]. 武汉理工大学学报, 2006, 28(7): 86—89.
ZHANG Cheng-liang, LI Xin-ping, MI Jian, et al. Numerical analysis and parameters option based on damage in smooth blasting[J]. **Journal of Wuhan University of Technology**, 2006, 28(7): 86—89.
- [12] 戴俊, 杨永琦. 损伤岩石周边控制爆破分析[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(5): 496—499.
DAI Jun, YANG Yong-qi. Analyses of controlled perimeter blasting in damaged rock[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2000, 29(5): 496—499.
- [13] 高磊. 矿山岩体力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1979: 84—87.
- [14] GRADY D E, KIPP M E. Continuum modeling of explosive fracture in oil shale[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and**

- Geomechanics Abstracts**, 1980, 17(2): 147—157.
- [15] TAYLOR L M, CHEN E P, KUSZMAUL J S. Microcrack-induced damage accumulation in brittle rock under dynamic loading[J]. **Computer Methods in Applied Mechanics and Engineering**, 1986, 55(3): 301—320.
- [16] 杨小林, 王树仁. 岩石爆破损伤断裂的细观机制[J]. 爆炸与冲击, 2000, 20(3): 247—252.
- YANG Xiao-lin, WANG Shu-ren. Meso-mechanism of damage and fracture on rock blasting[J]. **Explosion and Shock Waves**, 2000, 20(3): 247—252.
- [17] 杨小林, 员小有, 吴忠, 等. 爆破损伤岩石力学特性的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2001, 20(4): 436—439.
- YANG Xiao-lin, YUAN Xiao-you, WU Zhong, et al. Experimental study on mechanical properties of blasting damaged rock[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2001, 20(4): 436—439.
- [18] 刘红岩, 王根旺, 刘国振. 以损伤变量为特征的岩石损伤理论进展[J]. 爆破器材, 2004, 33(6): 25—29.
- LIU Hong-yan, WANG Gen-wang, LIU Guo-zhen. Research development of rock damage theory characterized by damage variable[J]. **Explosive Materials**, 2004, 33(6): 25—29.
- [19] 杨军, 金乾坤. 应力波衰减基础上的岩石爆破损伤模型[J]. 爆炸与冲击, 2000, 20(3): 241—246.
- YANG Jun, JIN Qian-kun. A new damage model for rock fragmentation by blasting based on stress wave attenuation[J]. **Explosion and Shock Waves**, 2000, 20(3): 241—246.
- [20] 杨军, 王树仁. 岩石爆破分形损伤模型研究[J]. 爆炸与冲击, 1996, 16(1): 5—10.
- YANG Jun, WANG Shu-ren. Study on fractal damage model of rock fragmentation by blasting[J]. **Explosion and Shock Waves**, 1996, 16(1): 5—10.

第五届全国防震减灾工程学术研讨会暨防震减灾工程技术推广委员会成立大会

(2010 年 11 月 武汉) (第一号通知, 征文通知)

由中国土木工程学会、中国工程院土木水利与建筑工程学部、中国土木工程学会防震减灾工程技术推广委员会、湖北省土木建筑学会以及武汉大学共同主办的“第五届全国防震减灾工程学术研讨会暨防震减灾工程技术推广委员会成立大会”将于 2010 年 11 月 28-29 日在武汉大学召开, 热忱欢迎全国从事防震减灾工程研究、教学、设计、生产、出版单位的专家、学者和工程技术人员参加此次学术研讨会。现将会议有关事项通知如下:

一、会议主题与内容 本次会议的主题为防震减灾的经验、技术与发展方向。具体的内容包括: (1) 震害调查、分析与经验总结 (2) 地震地面运动与场地影响 (3) 结构地震反应分析及抗震设计方法 (4) 结构减震控制 (5) 新型抗震结构与体系 (6) 结构抗灾性能及灾后抗震性能的评估及加固 (7) 城市综合防灾与减灾 (8) 地震应急救援与恢复重建 (9) 高新技术在工程防震减灾中的应用 (10) 岩土工程与地下工程抗震防灾

二、学术委员会

顾问: 陈厚群 范立础 林 皋 欧进萍 钱七虎 容柏生 沈祖炎 谢礼立 周锡元 周丰峻 杨永斌 王亚勇

主席: 周福霖 副主席: 袁 驷 周创兵

委员 (按姓氏拼音排序): 白国良 薄景山 蔡 健 蔡克铨(台湾) 陈国兴 陈龙珠 丁海平 程绍革 杜永峰 杜修力 邓志恒 冯 远 房贞政 郭 讯 黄世敏 金伟良 李爱群 李宏男 李 杰 李英民 李 乔 李忠献 李 惠 李山有 李丽娟 刘伯权 刘伟庆 刘晶波 刘汉龙 陆 鸣 吕西林 苗启松 缪 升 牛荻涛 潘 文 祁 皑 瞿伟廉 苏经宇 孙柏涛 孙建刚 隋丽丽 尚守平 陶夏新 腾 军 王翠坤 吴 波 肖 岩 徐礼华 闫维明 阎 石 杨庆山 叶继红 叶列平 余志武 姚运生 赵成刚 张文芳 张文福 朱宏平 周 云

三、组织委员会

顾问: 谭庆琰 (中国土木工程学会理事长)

主席: 张 雁 (中国土木工程学会秘书长) 副主席: 高战军 徐礼华 周 云 梁晓群

委员 (按姓氏拼音排序): 张 凌 杨 群 李 丹 刘泉声 李品荣 方 正 高作平 傅旭东 侯建国

秘书: 邹良浩 庄艳峰 刘素梅

四、主办单位: 中国土木工程学会 中国工程院土木水利与建筑工程学部 中国土木工程学会防震减灾工程技术推广委员会 湖北省土木建筑学会 武汉大学

五、承办单位: 武汉大学土木建筑工程学院 岩土与结构工程安全湖北省重点实验室 湖北省土木建筑学会结构加固结构加固专业委员会 建筑物检测与加固教育部工程技术中心

六、会议论文与出版: 提交的论文组织专家评审, 对评审合格的论文, 发表于由中国建筑工业出版社出版的论文集上。论文格式请严格按照《土木工程学报》的格式要求。

七、重要安排日期: 2010 年 7 月 20 日: 提交论文全文的截止日期; 2010 年 8 月 20 日: 会议论文集返回修改稿的截止日期。

(信息来源: 建筑人)