DOI: 10.11883/1001-1455(2017)03-0502-08

时序控制预裂爆破参数优化及应用*

叶海旺[1,2],唐 可[1],万 涛[1],王 超[1],雷 涛[1,2],李新平[3],C. M. Saliou[1]

(1. 武汉理工大学资源与环境工程学院,湖北 武汉 430070;
2. 武汉理工大学矿物资源加工与环境湖北省重点实验室,湖北 武汉 430070;
3. 武汉理工大学土木与建筑工程学院,湖北 武汉 430070)

摘要:针对白鹤滩水电站地下厂房的爆破开挖,为降低爆破对岩体的损伤,采用数值模拟与现场试验研究小孔径时序控制预裂爆破中,后爆孔孔间延期时间及后爆孔孔距对时序控制预裂爆破成缝的影响,从而获取合理的延期时间和最佳的后爆孔孔距。研究结果表明,孔径为 42 mm 的时序控制预裂爆破,先爆孔孔距为 35 cm 时,合理的起爆延期时间为 75~100 μs;综合考虑炸药爆炸能量利用率和成缝效果,最佳的后爆孔孔距为 70 cm。科学地采用时序控制预裂爆破不仅可以减小钻孔工作量与炸药用量,还能降低对岩体的损伤,可为地下厂房爆破开挖安全、高效的进行提供一条有效的途径。

关键词:时序控制预裂爆破;起爆延期时间;后爆孔孔距;现场试验

中图分类号:O381 **国标学科代码**:13035 **文献标志码**:A

金沙江白鹤滩水电站位于云南省巧家县与四川省宁南县交界处,其主厂房所处部位的岩体以典型的柱状节理玄武岩为主且存在主要的结构面,将会影响到厂房预裂爆破施工的成缝与成型效果,为保证良好的施工质量并减小爆破成本,有必要寻求一种可行的定向控制爆破来进行改善。目前国内实现定向断裂的爆破方法主要有机械刻槽、聚能药包与基于空孔效应的方法[1-3],前两种方法虽然能改善预裂爆破的效果,但是它们需要改变炮孔形状或使用特殊的药包,导致工艺复杂、成本高、施工难度大。

时序控制预裂爆破是一种基于空孔效应提出的控制断裂爆破方法[4],相对于常规的预裂爆破方法而言不仅可以减小爆破成本,还能确保良好的爆破效果。朱瑞赓等[5]分别通过理论分析、数值模拟、模型试验,首先对时序控制断裂爆破进行研究,建立了时序控制断裂爆破的理论。其后,程康[6]结合现场对时序断裂控制爆破进行试验研究,验证了时序控制断裂爆破在不改变传统施工工艺的情况下,可以节省钻孔量和炸药 30%左右,具有较大的推广和应用价值。沈兴付[7]借助计算机模拟分析证实了时序控制断裂爆破的正确性,并给出了时序控制爆破应用的限定条件。岳中文等[8]对定向断裂爆破中的空孔效应进行了实验,研究了爆炸荷载作用下空孔周围的动应力场分布及空孔对爆生主裂纹扩展行为的影响。王汉军等[9]对于岩石中定向断裂爆破的参数进行了研究,根据断裂力学理论提出了定向断裂爆破参数的设计原则和方法。纵观现有的研究成果,国内研究人员对于时序控制预裂爆破方法的研究相对较少,并且大多集中在大孔径(100 mm)预裂爆破在现场试验中的应用,对部分关键爆破技术参数的选取也没有给出确定的标准。

本文中,结合时序控制爆破在小孔径(42 mm)预裂爆破中的应用,借助 ANSYS/LS-DYNA 模拟不同起爆延期时间以及不同后爆孔孔距的爆破,根据数值模拟结果选取合理的起爆延期时间与最佳后爆孔孔距,并借助实际工程进行现场试验。

1 时序控制预裂爆破原理概述

由于空孔效应,先起爆孔的爆炸应力波在后爆孔孔壁上产生应力集中作用,使后爆孔孔壁产生预制

* **收稿日期**:2015-11-09;**修回日期**:2016-04-11
基金项目:国家自然科学基金项目(51274157);中央高校基本科研业务费专项基金项目(2015IVA028)
第一作者:叶海旺(1971—),男,博士,副教授;**通信作者**:雷 涛,leitao539@163.com。

径向裂纹，产生的裂纹为后起爆孔的断裂提供充分的扩展条件。时序控制预裂爆破工作原理如图 1 所示，先起爆 1、4、7 孔，使得在点 A_2、B_2、A_3、B_3、A_5、B_5、A_6、B_6 处产生径向裂纹，然后再起爆 2、3、5、6 孔。

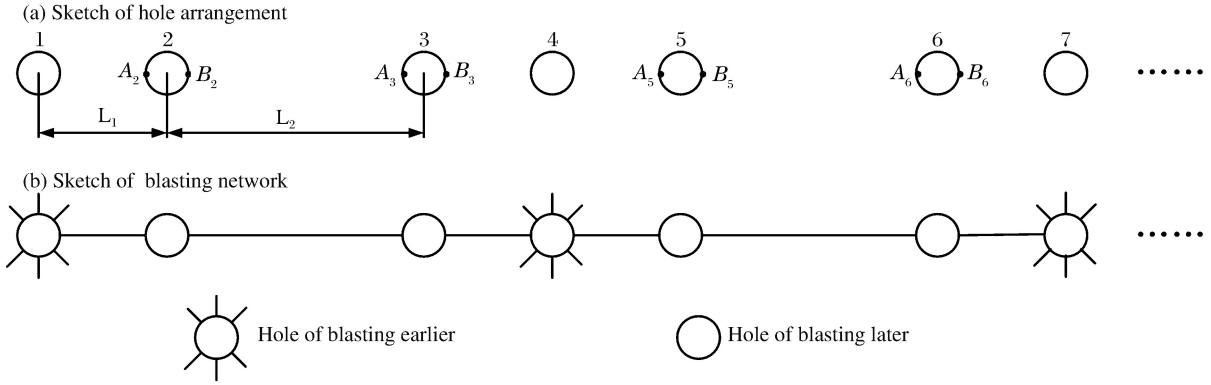

图 1 时序控制预裂爆破示意图

Fig. 1 Schematic diagram of time controlled pre-splitting blasting

从时序控制预裂爆破作用机理可知，后爆孔的孔距对其爆破效果有着显著的影响作用，因此，研究后爆孔孔距对于时序控制爆破方法来说有着重要的意义。根据断裂力学的相关理论可知，如果裂纹的最终断裂长度为 b，则后爆孔孔距可确定为其 2 倍，即后爆孔孔距 $L_2=2b$。相关研究表明[10-11]，在裂纹扩展过程中，随着裂纹的扩展，应力强度因子 K_I 逐渐下降，因此裂纹最后会出现止裂，其止裂临界条件为 $K_I=K_{IC}$，其中 K_{IC} 为岩石的断裂韧度。裂纹尖端的应力强度因子 K_I 可以表示为：

$$K_I=2r\left[1-\left(\frac{r}{b}\right)^2\right](\pi b)^{-1/2}P \tag{1}$$

式中：P 为炮孔准静态气体压力；r 为炮孔半径。

在已知准静态气体压力的情况下，由式(1)可计算出最终裂纹的长度，但是在裂纹的扩展过程中，P 因受很多因素的影响而无法准确地确定，因此也就无法得到确切的 b。目前，国内外对于后爆孔孔距的确定尚无公认的计算方法，主要还是以现场试验[6]所得到的数据为基础最终确定。

时序控制断裂爆破中另一个关键技术参数是起爆延期时间，时序控制延期时间 Δt 可表示为先爆孔在后爆孔产生最大应力集中的时间与后爆孔预制裂纹达到稳定长度所需的时间之和。为了使先、后起爆的炮孔能产生相互作用并达到理想的爆破效果，Δt 还应满足另外一个要求，即后爆孔起爆时，先爆孔产生的动应力场还未消失。

2　有限元模型的构建

根据以往水电站现场预裂爆破施工主要的炮孔孔网参数[12]，结合白鹤滩水电站地下主厂房爆破开挖工程实际，在数值模拟研究时，炮孔孔径确定为 42 mm，先爆孔孔距为 35 cm，后爆孔孔距 L_2 分别为 35、40、50、60、70、80 cm。

2.1　几何模型

根据时序控制预裂爆破的作用机理，选取 1 个循环段(2 个先爆孔，2 个后爆孔)建立数值模拟模型进行分析，模型的尺寸为 100 cm×100 cm。炮孔装药直径为 12 mm，孔深为 100 cm，装药长度为 70 cm，采用孔底起爆，具体的参数如图 2 所示。

2.2　模拟材料及参数

模型材料及模型参数的单位采用 g-cm-μs 单位制，采用径向空气不耦合装药，选用 ANSYS/LS-DYNA 中的 Solid 164 单元建模。岩石用 * MAT_PLASTIC_KINEMATIC 模型描述[13]，具体参数见表 1；炸药用 * MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 模型描述，并采用其对应的 JWL 状态方程，炸药密度为 1.2 g/cm^3，爆速为 4.8 km/s，爆压为 3.6 GPa，JWL 状态方程对应参数见表 2，其中：A、B、R_1、R_2、

ω 为与炸药相关的材料参数，E_0 为初始比内能，V_0 为初始相对体积；空气用 * MAT_NULL 模型描述，采用对应的线性多项式状态方程，$C_0=C_1=C_2=C_3=C_6=0$，$C_4=C_5=0.4$，空气的密度取为 1.29×10^{-3} g/cm^3，取初始相对体积 $V_0=1.0$。

表 1 岩石参数

Table 1 Rock parameters

材料	密度/(kg·m^{-3})	弹性模量/GPa	泊松比	屈服强度/MPa	切线模量/GPa
玄武岩	2870	35	0.22	120	13.5

表 2 岩石参数

Table 2 Rock parameters

A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω	E_0/GPa	V_0
214.4	0.182	4.2	1.0	0.15	4.19	1.0

2.3 有限元模型

由于模型存在对称性，为加快计算时间，建立 1/2 模型进行计算分析。模型采用共节点法，并在两个后爆孔炮孔的中线上每间隔 10 cm 标记一个点，共 11 个点，从下往上分别记为 $A\sim K$，有限元网格模型如图 3 所示。

炸药和空气采用 ALE 算法，岩石则采用 Lagrange 算法。模型的边界条件为：上边界施加自由边界条件，剖面上施加对称边界条件，其他各面施加无条件反射边界条件。

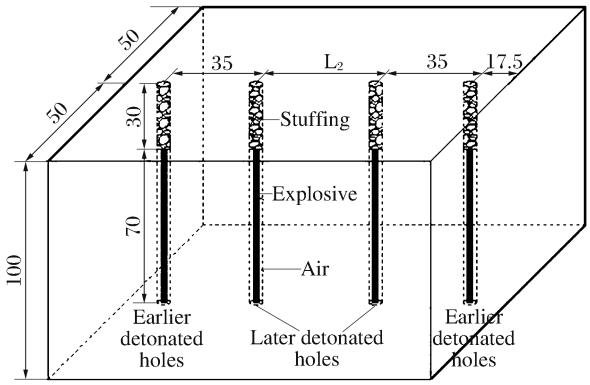

图 2 几何模型(单位：cm)

Fig. 2 Geometric model(unit: cm)

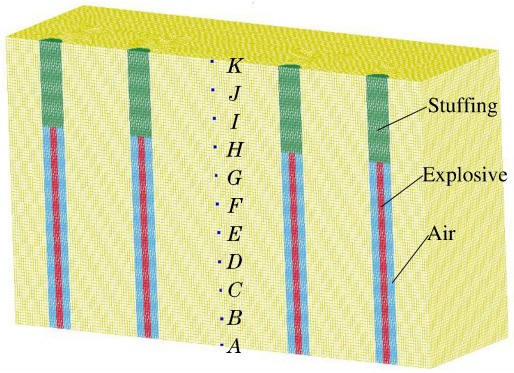

图 3 有限元网格模型

Fig. 3 Finite element model

3 模拟结果及分析

在用 ANSYS/LS-DYNA 进行爆破模拟过程中，岩石的破坏准则取决于岩体的性质和实际的受力状态，其裂隙区主要是受拉破坏的结果。因此在数值模拟结果分析过程中，主要通过拉应力值的大小来分析爆破过程中应力场分布规律及爆破破碎特性。对于岩体动抗拉强度的取值，由于缺乏相应的理论与实验研究，很难准确的给定其精确值。根据文献[13-15]，岩体的动态抗拉强度取为岩石静抗拉强度的 3 倍，现场地质资料显示岩石的静抗拉强度为 6.5 MPa，故岩体的动态抗拉强度取为 19.5 MPa。

本次数值模拟的目的为确定时序预裂爆破中 2 个关键技术参数：合理起爆延期时间和最佳后爆孔孔距。

3.1 合理起爆延期时间研究

此处，建立先爆孔孔距为 35 cm，后爆孔孔距为 35 cm 的模型进行数值模拟，先爆孔与后爆孔的起爆延期时间分别为 0、25、50、75、100、125、150 μs。分别记录 2 个后爆孔中线上 $A\sim K$ 各点的应力时程

曲线，获取各点的第一主应力中最大值（最大拉应力），如图 4 所示。

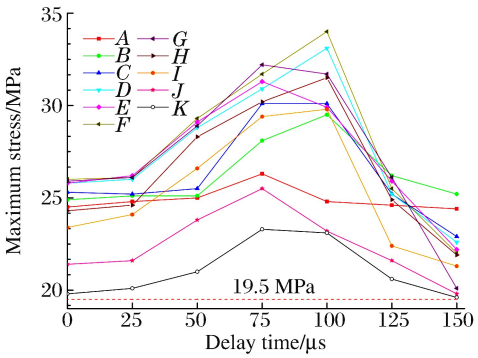

图 4　不同起爆延期时间工况最大拉应力值

Fig. 4　Maximum tensile stress with different initiation delay times

从图 4 可以看到，起爆延期时间为 0～25 μs（即先爆孔与后爆孔同时起爆）时，各监测点的最大拉应力值没有明显的变化，相差不超过 0.5 MPa。当延期时间为 50 μs 时，D～G 点的最大拉应力值从 25.5 MPa 左右增加到了 29.0 MPa 左右，这些点的应力值出现了明显增大；由此说明，由于存在了一定的延期时间，后爆孔上部产生了空孔作用。当延期时间为 75 和 100 μs 时，监测点的最大拉应力值都明显大于延期时间为 0 μs 的情况，增加了 3～5 MPa；由此表明，当延期时间为 75 和 100 μs 时，先爆孔产生的应力波在后爆孔起爆之前以到达后爆孔孔壁，并形成了空孔效应，再加上与后爆孔应力波的叠加作用，从而增强了后爆孔之间的成缝效果。而当延期时间大于 100 μs 后，部分点的最大拉应力值开始出现减小的趋势，说明延期时间过长，虽然产生了空孔效应，但先爆孔产生的应力在两后爆孔之间已经衰减了，应力叠加作用减弱，应力值减小。

根据上述分析可发现，在所有模拟采用的延期时间里面，当时间为 75 与 100 μs 时，各监测点的最大拉应力值是相对较大的，将更有利于预裂缝的形成。因此，合理的起爆延期时间可取在 75～100 μs 之间。为能达到试验所需的控制时间，推荐采用先爆孔与后爆孔之间用导爆索（传爆速度 6 500 m/s）来进行延时。

3.2　最佳后爆孔孔距研究

为了分析后爆孔孔距对时序控制预裂爆破效果的影响并确定最佳的后爆孔孔距，将起爆延期时间设为 80 μs，选择了 6 种不同后爆孔孔距的模型进行数值模拟。

3.2.1　*应力分析*

炸药在孔底起爆后，其应力作用范围将在某一固定区域内随着药柱向上移动，因此可以观察各模型在某一时刻的应力分布情况来分析整体的爆破效果。对计算结果的分析后，发现在 199.75 μs 时可以清晰直观的显示出整个爆破过程中后爆孔之间的应力作用范围且具有明显的可对比性。各模型在 199.75 μs 时的应力图，如图 5 所示。

由图 5 可知，总体来看炸药起爆后，产生的爆炸应力波以柱面波从孔壁开始向四周扩展，最终形成一个最大应力作用范围，并随着药柱在此固定的区域内向上移动，从应力云图可以看到 2 个后爆孔产生的应力波主要作用于炮孔内侧（两后爆孔之间），2 个后爆孔产生的应力作用范围在 2 个炮孔之间会出现叠加，形成拉应力作用区域。

对比分析不同后爆孔孔距的应力云图可看出：对 2 个后爆孔之间的应力变化而言，后爆孔孔距具有非常显著的影响，随着后爆孔孔距的增加，2 个后爆孔起爆产生的应力作用范围逐渐减小。为准确分析 2 个孔之间的预裂爆破效果，分别记录不同后爆孔孔距情况下 2 个后爆孔中线上 A～K 各点第一主应力的时程曲线，图 6 给出了各点的第一主应力中最大值（最大拉应力）。

从图 6 可以看出，随着后爆孔孔距的增加，各监测点对应的最大拉应力值整体呈现递减的趋势。这说明随着孔距的增加，爆破对岩石的破坏作用在减弱。当 $L_2 \leqslant 60$ cm 时，中线上各监测点最大拉应力值为 20～35 MPa，大于动态抗拉强度值 19.5 MPa；$L_2 = 60$ cm 时，最大拉应力值集中在 23 MPa 左右；而当 $L_2 > 60$ cm 时，部分点的最大拉应力值出现了小于 19.5 MPa 的情况。

3.2.2　*振动速度峰值分析*

为进一步分析 2 个炮孔中线上岩石的破坏情况，分别记录不同后爆孔孔距情况下两爆孔之间中线上 A～K 各点速度的时程曲线。图 7 给出了各点的速度峰值。

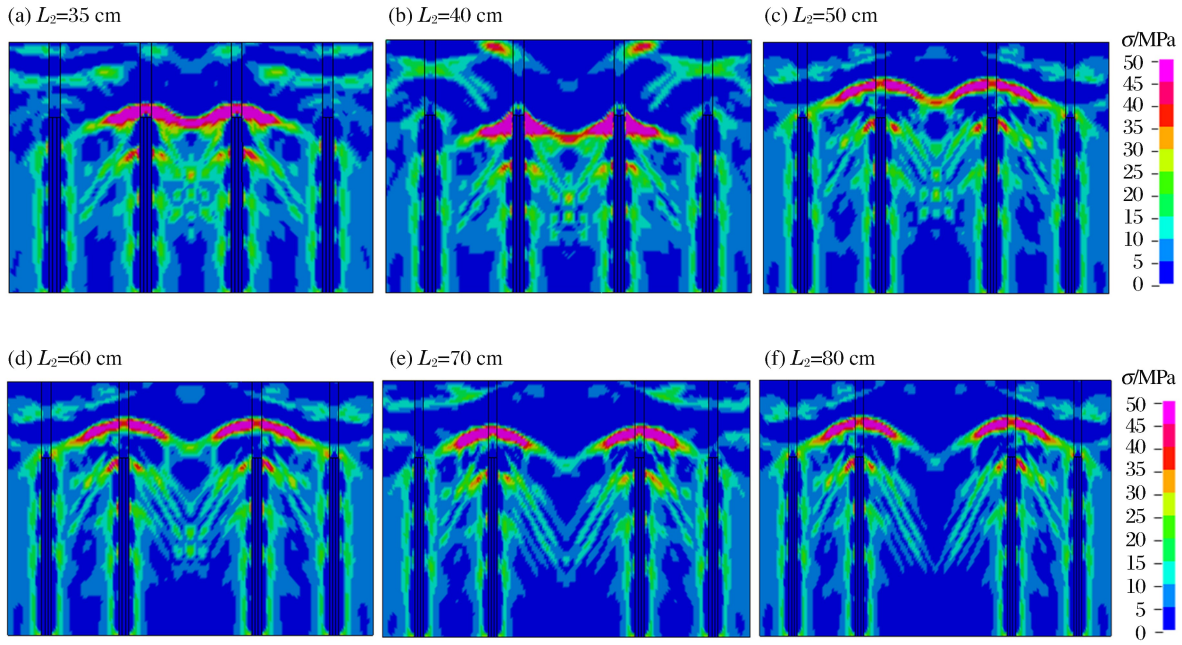

图 5 199.75 μs 时不同后爆孔孔距的应力云图

Fig. 5 Stress contour with different distances between later detonated holes at 199.75 μs

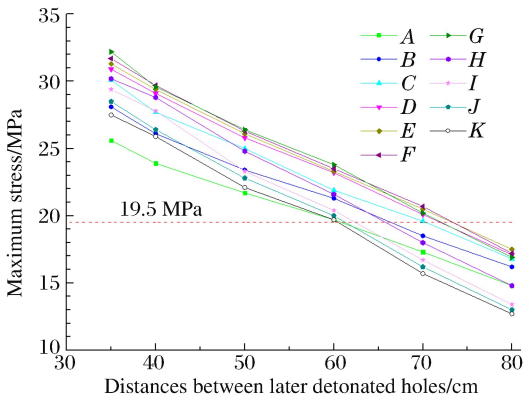

图 6 不同后爆孔孔距各监测点最大拉应力变化曲线

Fig. 6 Maximum tensile stress value of the monitored points wih different distances between later detonated holes

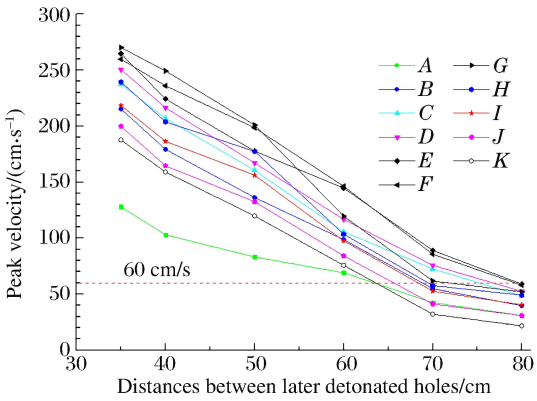

图 7 不同后爆孔孔距各监测点速度峰值变化曲线

Fig. 7 Peak velocity of the monitored points with different distances between later detonated holes

从图 7 中的速度峰值变化曲线可以看到，各监测点对应的速度峰值呈现递减的趋势，即随着后爆孔孔距的增加，各监测点的速度峰值不断减小。对于岩石开裂的质点峰值振动速度，学者做了大量的研究，其中 U. Langefors 等[16]通过研究认为岩石形成裂缝的质点速度临界值为 60 cm/s。图 7 中的结果数据显示，当后爆孔孔距为小于等于 60 cm 时，记录的各点的速度峰值都在 60 cm/s 之上；而当后爆孔孔距大于 60 cm 后，监测点的速度峰值出现了小于 60 cm/s 的情况，这些监测点的速度峰值小于了岩石形成裂缝的临界值。因此可以得出，当后爆孔孔距为 70 和 80 cm 时，两孔之间会存在不能破坏的岩石，这 2 种情况下将形成不了完全贯通的预裂缝。

综合对应力与速度 2 个指标的数值模拟结果分析，可得出，为到达最佳的预裂爆破效果，并尽可能减小钻孔工作量，时序控制预裂爆破最佳后爆孔孔距可取为 60 cm。

4　现场试验

4.1　工程概况

白鹤滩水电站与国内其他大型水电站一样采用地下厂房发电形式，其右岸主副厂房位于云南省巧家县境内的山体中，岩层为单斜岩层，走向与厂房轴线成 60°～70°相交；岩性主要以 $P_2\beta_{33}$～$P_2\beta_{51}$层隐晶质玄武岩、斜斑玄武岩、杏仁状玄武岩、角砾熔岩为主。其中 $P_2\beta_{41}$层底部发育第 3 类柱状节理玄武岩，厚 15～28 m，柱体长度一般 1.5～5.0 m，直径 0.5～2.5 m，被微裂隙断续切割，岩体较完整。厂房部位随机裂隙以 NW 向陡倾角裂隙为主，裂隙长度一般 2～5 m，间距大于 0.5 m，裂隙面以闭合平直粗糙为主。

4.2　试验过程及结果

为确定现场采用时序控制预裂爆破的最优后爆孔孔距，根据数值模拟得到的结果，在地下主厂房预裂爆破施工中进行四组对比试验，先爆孔的孔距为 35 cm，分别取后爆孔孔距 L_2 为 50、60、70、80 cm。

试验中炮孔孔径 42 mm，孔深 2.2 m。孔内采用沿轴向中心线纵向剖开的∅25 mm 乳化炸药进行间隔装药，药包之间间隔距离为 10 cm，孔底药包长度为 10 cm，其余各药包长度为 5 cm，各药包之间用导爆索传爆，单孔装药线密度为 92 g/m，单孔药量为 203 g，炮孔堵塞长度 45 cm，装药结构见图 8。并根据导爆索传爆速度(6 500 m/s)，先爆孔与后爆孔之间用 50 cm 的导爆索来进行延时控制(76.9 μs)，4 组试验分别按如图 9 所示的起爆网路图来实施。



图 8　试验装药结构图

Fig. 8　Charge structure

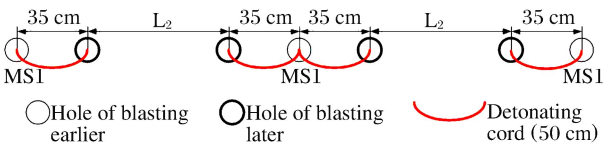

图 9　试验起爆网路图

Fig. 9　Detonating network

对爆后效果检查后，发现后爆孔孔距为 70 cm(现场爆破效果图如图 10)时，半孔还能较完整的保留在预裂面上，半孔率达 94%以上，通过靠尺进行平整度检查，共检查 6 处，平整度平均值为 4.7 cm，通过声波测试监测围岩损伤范围，其值在 0.2 m 以下。综合考虑增加孔距和保证较好的爆破效果，选现场施工中最佳的后爆孔孔距为 70 cm。通过现场试验与声波测试结果可以看到，较常规的预裂爆破，采用时序控制预裂爆破不但增加了炮孔孔距，而且还能对围岩起到较好的保护作用。



图 10　后爆孔为 70cm 的爆破效果图

Fig. 10　Blasting effect (observed when the distance between the later detonated holes is 70 cm)

5　结　论

(1) 针对于白鹤滩水电站主厂房的开挖实际，当炮孔直径为 42 mm、先爆孔孔距为 35 cm 时，通过 LS-DYNA 数值模拟可知，先爆孔与后爆孔之间合理的时序控制起爆延期时间为 75～100 μs；随着后爆孔孔距的不断增加，时序控制预裂爆破中两后爆孔之间中心线上岩石单元的应力值与速度峰值的整体变化存在递减的趋势，且最佳后爆孔孔距为 60 cm，此时，不仅可以形成较好的贯通效果，而且在两后爆孔孔间岩石可以破坏的前提下还能有效地减小对围岩的损伤。

(2) 基于数值模拟结果,进行时序控制预裂爆破现场试验,炮孔孔径为 42 mm,先爆孔孔距为 35 cm,当起爆延期时间 76.9 μs 时,后爆孔的最佳孔距为 70 cm。该值比数值模拟结果 60 cm 要大,究其原因,主要是由于现场岩体中存在节理裂隙,而数值模拟时未考虑它们的影响,故最终确定适合于该水电站的时序控制预裂爆破最佳后爆孔孔距为 70 cm。

参考文献:

[1] 罗勇,沈兆武.聚能药包在岩石定向断裂爆破中的应用研究[J].爆炸与冲击,2006,26(3):250-255.
Luo Yong, Shen Zhaowu. Application study on directional fracture controlled blasting with shaped charge in rock [J]. Explosion and Shock Waves, 2015,26(3):250-255.

[2] 徐颖,沈兆武,孟益平.爆炸载荷作用下刻槽炮孔动态裂纹扩展规律[J].中国科学技术大学学报,2003,33(2):184-189.
Xu Ying, Shen Zhaowu, Meng Yiping. Investigation on dynamic expanding rule and application in notch blasting [J]. Journal of University of Science and Technology of China, 2003,33(2):184-189.

[3] 文涛,谭海.岩石爆破中的空孔效应数值计算分析[J].爆破,2011,28(3):58-61.
Wen Tao, Tan Hai. The empty hole effect numerical computation analysis during rock blasting[J]. Blasting, 2011,28(3):59-61.

[4] Zhu Ruigeng. Study for time-order-controlled fracture in the exaction of lager rock caverns[J]. Symposium Large Rock Caverns in Finland, 1986.

[5] Zhu Ruigeng, Cheng Kang, Lu Wenxing. A new method of fracture blast by time-order-ignition[J]. Journal of Wuhan University of Technology, 1993,1(1):40-46.

[6] 程康.时序控制断裂爆破方法工业性试验研究[J].爆破器材,1993,75(4):27-29.
Cheng Kang. The experimental study on industrial of time controlled fracture blasting [J]. Explosive Materials, 1993,75(4):27-29.

[7] 沈兴付.时序控制断裂爆破的计算机模拟分析[J].爆破,2000,4(17):117-122.
Shen Xingfu. Computer simulation analysis of sequential controlled rupture blasting [J]. Blasting, 2000,4(17): 117-122.

[8] 岳中文,郭洋,许鹏,等.定向断裂控制爆破的空孔效应实验分析[J].爆炸与冲击,2015,35(3):304-311.
Yue Zhongwen, Guo Yang, Xu Peng, et al. Analysis of empty hole effect in directional fracture controlled blasting [J]. Explosion and Shock Waves, 2015,35(3):304-311.

[9] 王汉军,黄风雷,张庆明.岩石定向断裂爆破的力学分析及参数研究[J].煤炭学报,2003,28(4):399-402.
Wang Hanjun, Huang Fenglei, Zhang Qingming. Mechanics effect analysis and parameters study on borehole directional fracture blasting[J]. Journal of China Coal Society, 2003,28(4):399-402.

[10] 朱瑞赓,李新平,陆文兴.控制爆破的断裂控制与参数确定[J].爆炸与冲击,1994,14(4):314-317.
Zhu Ruigeng, Li Xinping, Lu wenxing. The determination of fracture control and parameter in controlled blasting [J]. Explosion and Shock Waves, 1994,14(4):314-317.

[11] 郦正能.工程断裂力学[M].北京:北京航空航天大学出版社,2012.

[12] 李洪涛.大型地下厂房施工程序及开挖方法研究[D].武汉:武汉大学,2004.

[13] 夏祥.爆炸荷载作用下岩体损伤特征及安全阀值研究[D].武汉:中国科学院研究生院,2006.

[14] 黄其冲.切缝药包爆破数值分析与应用研究[D].武汉:武汉理工大学,2014.

[15] 刘优平,龚敏,黄刚海.深孔爆破装药结构优选数值分析方法及其应用[J].岩土力学,2012,33(6):1883-1888.
Liu Youping, Gong Min, Huang Ganghai. Numerical analysis method for optimizing charging structure of deep-hole blasting and its application[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012,33(6):1883-1888.

[16] Langefors U, Kihlstrom B. The modern technique of rock blasting[M]. New York, USA: John Wiley and Sons Inc, 1973.

Optimization of time sequence controlled pre-splitting blasting parameters and its application

Ye Haiwang[1,2], Tang Ke[1], Wan Tao[1], Wang Chao[1],
Lei Tao[1,2], Li Xinping[3], C. M. Saliou[1]

(1. *School of Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Technology, Wuhan* 430070, *Hubei, China*;
2. *Hubei Key Laboratory of Mineral Resources Processing and Environment, Wuhan University of Technology, Wuhan* 430070, *Hubei, China*;
3. *School of Civil Engineering and Architecture, Wuhan University of Technology, Wuhan* 430070, *Hubei, China*)

Abstract: In view of the underground powerhouse excavation work by blasting at the Baihetan Hydropower Station Project, in order to reduce the blasting-involved damage to the rock mass, numerical simulation and field test were carried out to analyze the influence of the initiation delay time and the distance between later detonated holes on the blasting and the cracking with time sequence controlled pre-splitting blasting, and the reasonable delay time and the optimum distance between post-detonated holes were obtained. The results show that when the hole diameter is 42 mm and the distance between the pre-detonated holes is 35 cm, the reasonable initiation delay time is 75～100 μs, and the optimum distance between the post-detonated holes is 70cm, with joint consideration of the blasting energy's utilization ratio and blasting effect. It is found that time sequence controlled pre-splitting blasting, used scientifically, is a safe and efficient method to excavate the rock mass close to the underground powerhouse wall, which can reduce the load of blasting, cut down on the explosives used, and limit the blasting-involved damage to rock mass.

Keywords: time sequence controlled pre-splitting blasting; initiation delay time; distance between later detonated holes; field test

(责任编辑　王小飞)