DOI: 10.11858/gywlxb.20230748

分层一次爆破成井精确延时爆破参数研究

李祥龙[1,2], 颜世骞[1,2], 王建国[1,2], 姚永鑫[1], 黄原明[3]

（1. 昆明理工大学国土资源工程学院, 云南 昆明 650093;
2. 云南省教育厅爆破新技术工程研究中心, 云南 昆明 650093;
3. 玉溪矿业有限公司, 云南 玉溪 653100）

摘要: 为了研究精确延时微差起爆对一次成井分层爆破效果的影响, 理论计算了层内孔间微差时间, 利用 LS-DYNA 软件, 采用 JH-2 岩石模型, 模拟了大直径深孔一次成井爆破中的精确延时分层起爆, 分析了井筒岩石的损伤演化过程, 试验验证了延期时间参数。结果表明, 层间采用 18 ms 延期时间时, 爆破效果最佳。结合理论分析和数值模拟结果确定了一次成井的延期时间方案。井筒的成形大致相似, 其特征截面面积相似度在 83.4%～96.6% 之间。通过理论分析、数值模拟和现场试验获得了一次爆破成井工程的精确延时微差分层爆破方法, 具有实际应用价值。

关键词: 一次成井; 微差起爆; 岩石损伤; 分层爆破; 精确延时

中图分类号: O346.1; TD26 **文献标志码:** A

随着能源需求的不断增长, 石油、矿业以及地下工程等领域对高效爆破技术的需求日益显著。在地下开采中, 天井是矿岩提取、人员升降、材料运输和通风的核心枢纽, 其工程量约占矿山年度掘进总量的 20%～25%[1]。天井施工方法一直备受业界关注, 一些矿山开始采用反井钻机机械破岩[2−4], 但因设备成本较高、地下施工有一定的局限性而未被普遍使用。在这一背景下, 爆破一次成井作为提高生产效率和资源利用效益[5] 的关键方法, 引起了广泛重视。刘恺等[6] 基于改进的逼近理想解技术提出了一种综合评价模型, 更加容易甄选出一次成井直孔掏槽的最佳方案, 提升了成井效果。李廷春等[7] 基于爆破破岩爆炸冲击波与爆生气体共同作用理论, 分析了井筒爆破填塞作用机理以及填塞长度对爆破效果的影响。费鸿禄等[8] 采用利文斯顿球状药包理论, 解决了一次爆破成井面临的岩石夹制性问题。李金跃等[9] 改进设计了孔位参数、起爆方式和分层高度等, 成功爆破了 32 m 的充填井。爆破一次成井方法为矿山工程提供了全新思路。

然而, 成井爆破过程仍存在成井效率不高、环境影响较大等问题, 限制了爆破技术的实际应用, 因而优化爆破参数需求迫切。近年来, 随着电子数码雷管的广泛应用, 延期时间作为工程爆破领域的关键参数再次引起学界的浓厚兴趣[10]。以隧道工程为例: 周贤舜等[11] 运用微差起爆方式研究了冲击波超压衰减规律, 修正了预测公式; 刘翔宇等[12] 运用多因素耦合法确定了隧道爆破最优参数, 分析了掏槽爆破两种孔间延时对第二临空面形成时间的影响, 实现了微差延期的精确设计; 郭德勇等[13] 发现深孔微差聚能爆破中新自由面与应力波叠加是促进爆生裂隙扩展的关键因素。一次成井爆破也有运用数码电子雷管的案例: 吕淑然等[14] 使用电子雷管在采空区上方进行一次爆破成井, 使得崩落岩石填充空区, 为矿山处理采空区提供了新方法; 李廷春等[15] 基于理论计算对起爆时差进行研究, 在一次成井试验中

* **收稿日期:** 2023-10-08; **修回日期:** 2023-11-08

基金项目: 国家自然科学基金（52274083）; 云南省重大科技项目（202202AG050014）; 云南省基础研究计划项目（202201AT070178）

作者简介: 李祥龙（1981—）, 男, 博士, 教授, 主要从事工程爆破及岩石破碎研究. E-mail: lxl00014002@163.com

通信作者: 王建国（1987—）, 男, 博士, 副教授, 主要从事岩石动态破碎和爆破技术应用研究. E-mail: wangjg0831@163.com

采用预裂爆破技术实现了分层分段爆破。

数码电子雷管在一次成井爆破中的研究相对较少。深孔一次成井爆破操作复杂，试错可能导致严重后果，因此，数值模拟方法成为了该领域的重要研究手段。Shahrin 等[16] 通过离散元法和粒子爆破法模拟了岩石碎裂响应过程，优化了爆破效果。赵国彦等[17] 选取 4 空孔掏槽方式模拟一次成井，并通过现场实验验证了模拟的准确性。李启月等[18] 在数值模拟中引入岩石破坏状态指标 γ 以评估爆破质量，提升了一次成井掏槽爆破效果。周传波等[19] 模拟研究了深孔爆破一次成井的不同掏槽方法，确定了最优爆破方式为单螺旋掏槽。然而，现有一次成井爆破数值模拟研究大多针对掏槽参数，少有涉及延期时间。

采用间隔装药时，分层爆破不同装药段的延期时间对爆破效果具有显著影响。层间短延期起爆有助于轴向和径向应力波的叠加，层间长延期起爆有利于岩石抛掷。鉴于井筒较深，较短的延期时间可能导致较早起爆的岩石无法获得充分的抛掷时间，难以为后续爆破提供较大的自由面；较长的延期时间可能会导致岩石破碎效果不佳。爆炸应力波叠加作用和被爆岩体抛掷都会对岩石的应力分布、损伤程度等爆破效果产生影响，对此现场试验不能直观观测，需要采用数值模拟手段进行深入分析[20−22]。本研究采用 Johnson-Holmquist（JH-2）模型模拟微差起爆下井筒岩石的损伤演化过程，计算模拟参数，并进行现场试验验证，以期提高成井效率，减少不良影响，为爆破一次成井提供方法支持。

1　材料模型

本研究采用 LS-DYNA 有限元显式动力学分析法，该方法在高速碰撞、爆炸等非线性动力学方面表现出较好的适用性。采用 JH-2 模型，并引入 ALE（arbitrary Lagrange-Euler）算法解决常见爆破模拟中的网格畸变问题。计算网格不固定也不随流体质点移动，而是相对于基准坐标系任意运动。炸药起爆后，在塑性应变增加的情况下模型材料逐渐软化，忽略大变形下网格受压畸变，避免模拟失真。

岩石属于典型的脆性材料，具有较高的抗压强度和较低的抗拉强度。因此，岩石对拉应力非常敏感，在爆破载荷下表现为拉伸失效。LS-DYNA 软件涵盖了 1 000 多种不同的材料，其中 JH-2 模型适用于脆性材料在高速冲击和高应变率下的动态响应和损伤演化，本研究采用 JH-2 模型模拟岩石材料。

1.1　炸药的 JWL 状态方程

采用 JWL 状态方程（equation of states, EOS）描述理想炸药的压力[23]

$$p_{\mathrm{J}} = A_{\mathrm{J}}\left(1-\frac{\omega}{R_1 V}\right)\mathrm{e}^{-R_1 V} + B_{\mathrm{J}}\left(1-\frac{\omega}{R_2 V}\right)\mathrm{e}^{-R_2 V} + \frac{\omega E_{\mathrm{c}}}{V} \tag{1}$$

式中：p_{J} 为爆轰压力，V 为爆轰气体的相对体积，A_{J}、B_{J}、R_1、R_2、ω 为材料常数，E_{c} 为特殊内能。本研究中，大红山铜矿选用的 2 号岩石乳化炸药是非理想炸药，属于工业炸药（爆轰波传播速度较低，难以获得 EOS 模型参数）。药卷直径为 145 mm，远大于工业炸药稳定爆轰的药卷直径，乳化炸药的爆破过程无限趋近于理想爆轰过程。模型参数列于表 1，其中：ρ_1 为炸药密度，v_{d} 为炸药爆速，E_0 为特殊内能的初始值。

表 1　2 号岩石乳化炸药的物理力学参数[17]

Table 1　Physical and mechanical parameters of 2# rock emulsion explosives[17]

ρ_1/(g·cm^{-3})	v_{d}/(m·s^{-1})	p_{J}/GPa	A_{J}/GPa	B_{J}/GPa	R_1	R_2	ω	E_0/GPa
1.25	3 200	9.53	276.2	8.44	5.2	2.1	0.57	3.87

1.2　JH-2 岩石材料模型

Holmquist 等[24] 开发的 JH-2 模型描述了岩石、陶瓷等脆性材料在爆破荷载作用下的动态损伤，广泛应用于岩石爆破的数值模拟。

(1) EOS

EOS 被分为两部分。在压缩过程中，采用多项式描述初始压力 p 和体积应变 μ 之间的关系；在张

力条件下采用线性弹性假设[25]

$$p=\begin{cases}K_1\mu+K_2\mu^2+K_3\mu^3+\Delta p & \text{Compression}\\ K_1\mu & \text{Tension}\end{cases} \tag{2}$$

式中：$\mu=\rho/\rho_0-1$，ρ 为当前密度，ρ_0 为初始密度；K_1、K_2、K_3 为材料参数；Δp为压力增量。

(2) 强度模型

强度模型同时考虑了断裂状态下的完整强度和剩余强度。从完整状态到断裂状态的过渡受损伤变量(D)的控制，D 介于 0～1 之间。当目标材料处于完整状态(D=0)时，归一化完整强度表示为[26]

$$\sigma_{\mathrm{i}}^{*}=A(p^{*}+T^{*})^{N}(1+C\ln\dot{\varepsilon}^{*}) \tag{3}$$

当目标材料处于完全断裂状态(D=1)时，归一化剩余强度表示为

$$\sigma_{\mathrm{f}}^{*}=Bp^{*M}(1+C\ln\dot{\varepsilon}^{*}) \tag{4}$$

设定上限以控制断裂强度表面的位置。对于受损材料，归一化的损伤强度表示为

$$\sigma_{\mathrm{d}}^{*}=\sigma_{\mathrm{i}}^{*}-D(\sigma_{\mathrm{i}}^{*}-\sigma_{\mathrm{f}}^{*}) \tag{5}$$

式中：A、N、C、B、M 为材料参数，p^{*}为归一化压力，T^{*}为归一化抗拉强度，$\dot{\varepsilon}^{*}$为归一化应变率。

(3) 损伤模型

材料从完整强度到残余强度过渡的损伤变量可以表示为[26]

$$D=\sum\frac{\Delta\varepsilon_{\mathrm{p}}}{\varepsilon_{\mathrm{p}}^{\mathrm{f}}} \tag{6}$$

$$\varepsilon_{\mathrm{p}}^{\mathrm{f}}=D_1(p^{*}+T^{*})^{D_2} \tag{7}$$

式中：$\Delta\varepsilon_{\mathrm{p}}$为一个积分循环中等效塑性应变的增量，$\varepsilon_{\mathrm{p}}^{\mathrm{f}}$为恒定压力下断裂的等效塑性应变，$D_1$、$D_2$ 为损伤常数。

结合江红祥等[27]的研究结果和白云石大理岩的物理力学性质[28−29]，得到岩石的 JH-2 参数，如表 2 所示，其中：ρ_2 为岩石材料密度，f_{c} 为准静态单轴抗压强度，τ_{f} 为剪切模量。

表 2　岩石 JH-2 本构参数

Table 2　JH-2 constitutive parameters of rock

ρ_2/(kg·m^{-3})	K_1	K_2	K_3	f_{c}/MPa	T^{*}	$\varepsilon_{\mathrm{p}}^{\mathrm{f}}$
2941	46.6	−18	3980	70.59	7.68	0.25
A	D_1	D_2	B	N	τ_{f}/GPa	C
0.7	0.005	0.7	0.23	0.61	30.09	0.005

1.3　空气本构模型参数

采用 LS-DYNA 中的材料参数描述空气压力[30]

$$p_{\mathrm{a}}=C_0+C_1+C_2\delta^2+C_3\delta^3+\left(C_4+C_5\delta+C_6\delta^2\right)e_2 \tag{8}$$

式中：p_{a} 为空气压力；e_2 为单位体积空气的内能；δ为动态黏度系数；C_0～C_6 为空气状态方程参数，均取 0.401(将空气视为理想气体)。

1.4　填塞物本构模型参数

采用随动硬化弹塑性模型描述试验中炮孔的填塞材料(炮泥)，模型的屈服应力与塑性应变、应变率的关系为[26]

$$\sigma_{\mathrm{y}}=\left[1+\left(\frac{\dot{\varepsilon}}{C^{*}}\right)^{\frac{1}{P^{*}}}\right]\left(\sigma_0+\beta E_{\mathrm{p}}\varepsilon_{\mathrm{p}}^{\mathrm{eff}}\right) \tag{9}$$

式中：σ_y 为屈服应力，σ_0 为屈服应力的初始值，P^*、c^*为 Cowper-Sumonds 模型自带应变率参数，β 为硬化参数，ε_p^{eff}为有效塑性应变，E_p 为塑性硬化模量，$\dot{\varepsilon}$为应变率。

随动硬化弹塑性模型中的参数都可以通过岩石静力学试验和相关理论公式计算得到[31]。炮泥的关键本构参数列于表 3，其中：ρ_3 为炮泥密度，E_3 为弹性模量，μ_1 为泊松比。

表 3　炮泥的本构参数

Table 3　Constitutive parameters of stemming

ρ_3/(kg·m^{-3})	E_3/GPa	μ_1	σ_0/MPa
1 350	1.18	0.38	0.57

2　一次成井数值模拟

2.1　分层高度及延期时间参数确定

采用上下两层不等高分层，分层高度随自由面宽度缩小而降低，基于利文斯顿爆破理论由试验确定无约束自由面的分层高度[32]，药包的最佳埋深(L_i)[9] 为

$$L_i = \xi_1 E_b Q^{1/3} \tag{10}$$

式中：ξ_1 为最佳埋深比，E_b 为岩石变性能系数，Q 为每米装药量。

计算可得药包最佳埋深为 3.6 m，而有约束自由面的分层高度为无约束自由面的 0.5～0.7 倍[5]，上下不等高分层结构如图 1 所示。

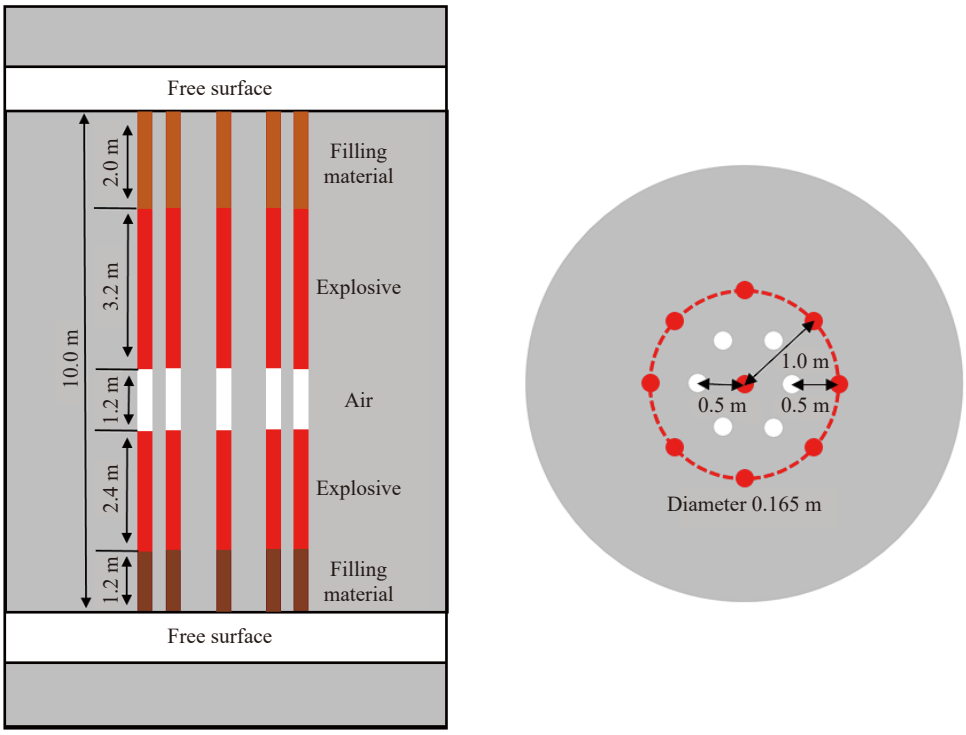


图 1　分层高度及炮孔布置

Fig. 1　Layered height and blasting hole layout plan

炸药爆炸是多种应力场综合作用的结果。起爆初期以应力波破坏为主，同时爆生气体不断膨胀，扩展并贯穿岩体的原始裂纹裂隙，微差爆破过程是两者综合作用的结果。为了研究在不同延期时间下岩石的损伤过程以及一次成井的井筒形成情况，基于大红山铜矿实际工程条件，通过确定布孔参数和装药结构建立不同微差起爆时间的三维数值模型。该模型只考虑岩石破碎，延期时间采用修正的哈努卡耶夫半经验公式[33]

$$\Delta t_1 = t_1 + t_2 + t_3 = \frac{2W}{v_p} + \frac{2a}{v_t} + \frac{b}{v_a} \tag{11}$$

$$v_{\mathrm{p}}=\sqrt{\lambda+2u/\rho_2}=\sqrt{\frac{(1-\mu_2)E_2}{(1+\mu_2)(1-2\mu_2)\rho_2}} \tag{12}$$

$$v_{\mathrm{t}}=0.05v_{\mathrm{p}} \tag{13}$$

$$b=\pi r^2 p_0/0.76Z \tag{14}$$

$$v_{\mathrm{a}}=\frac{\pi r\alpha p_0}{2b\gamma Z}\left(\frac{Z}{p_0 t_{\mathrm{a}}-H}\right)^{\frac{\gamma-\alpha}{\gamma}} \tag{15}$$

式中：t_1 为弹性应力波传至自由面的往返时间，t_2 为裂纹形成所需时间，t_3 为裂缝达到能剥离岩体的宽度所需时间，W 为最小抵抗线，v_{p} 为岩石的纵波波速，a 为应力波产生的破碎区半径，v_{t} 为应力波作用下裂纹的扩展速度，b 为裂隙平均宽度，v_{a} 为爆生气体作用下裂纹的扩展速度，λ、u 为常数，ρ_2 为岩石密度，μ_2 为泊松比，E_2 为弹性模量，r 为炮孔半径，p_0 为膨胀压力，γ 为绝热指数，α 为裂隙长度，Z、H 为常数，t_{a} 为爆生气体膨胀时间。

根据计算，中心掏槽孔和周边孔的延期时间间隔约为 12 ms，层间延期时间约为 18 ms。设计两种起爆方案。方案 A：合理考虑间隔段在爆破时产生的应力波叠加情况，下层掏槽孔、下层周边孔、上层掏槽孔、上层周边孔的延期时间分别为 0、12、18 和 30 ms。方案 A 的计算结果表明，下层中心掏槽孔起爆约 25 ms 后，下层掏槽孔和周边孔炸药对岩石产生损伤的过程基本结束。方案 B：不考虑间隔段应力波叠加，只需设计层间延期时间大于 25 ms，为了简化数值模拟计算，下层掏槽孔、下层周边孔、上层掏槽孔、上层周边孔的延期时间分别为 0、12、25、37 ms。

两种起爆方案使用相同的布孔方式。在断面中心，装药孔为掏槽孔，距离掏槽孔 0.5 m 处均匀布置 6 个空孔。在断面轮廓线上，距离掏槽孔 1.0 m 处均匀布置 8 个周边孔。炮孔布置如图 1 所示。

2.2　一次成井岩石动态损伤过程

采用 LS-DYNA 模拟软件模拟一次爆破成井，分析三维岩石动态贯通破碎形成井筒的过程。两种方案的爆破破岩过程大致相同，具有一定的重复性。以方案 A 为例，分析层间短延期时间的一次成井爆破过程，岩石在爆炸应力波作用下的受损过程如图 2 所示。岩石的破坏演化过程分为 3 个阶段[34]：(1) 炸药起爆后，爆轰波作用于炮孔壁，在炮孔周围产生剪切破坏带；(2) 大部分能量用于形成压缩-剪切破坏带，爆轰波迅速衰减为应力波，随着应力波的扩散，应力波的切向拉伸分量使岩石产生径向拉伸损伤；(3) 应力波在岩石中叠加，当其切向拉伸分量超过岩体的抗拉强度，岩石产生新的拉伸损伤。

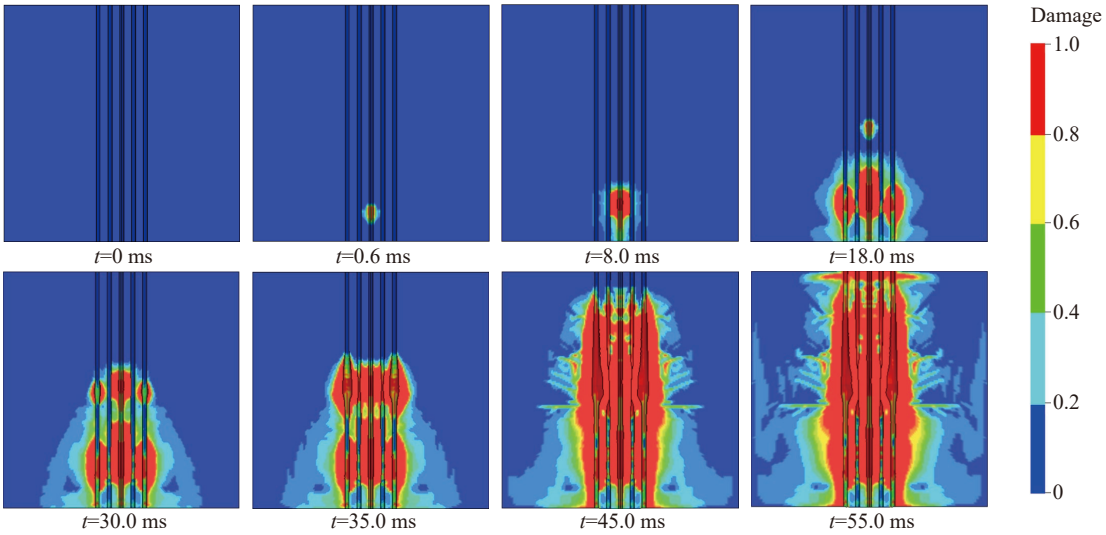


图 2　方案 A 中井筒岩石的损伤过程

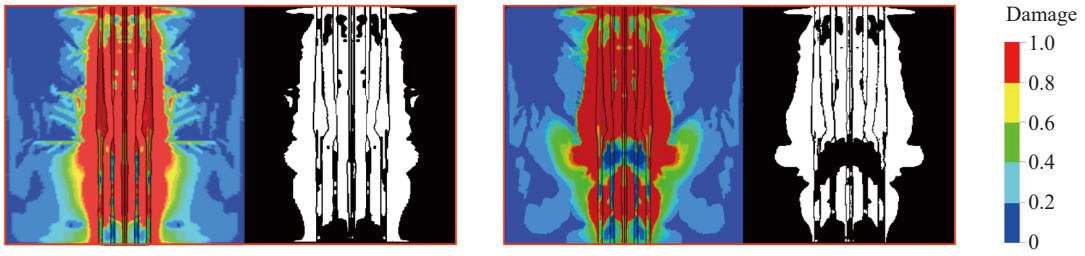
Fig. 2　Wellbore rock damage process in scheme A

从图 2 可以看出：炸药起爆后约 0.6 ms，下段掏槽孔内的炸药引爆，爆炸应力波传播至岩石，爆生气体膨胀挤压炮孔壁，炮孔壁处的岩石破碎；8.0 ms 时，受爆炸应力波和反射拉伸波的共同作用，下段掏槽装药孔与空孔之间的岩石几乎完全破碎，破碎的岩石在爆炸冲击和爆生气体的作用下向空孔方向抛掷，开始填充炮孔，岩石的损伤程度加剧，在空孔附近产生微小裂隙；约 12.0 ms 时，下段周边装药孔开始起爆，下段岩石进一步破碎，爆炸应力波在径向和轴向同时传播，反射的拉伸波使轴向的岩石产生裂隙甚至破坏；18.0 ms 时，上段掏槽装药孔开始起爆；30.0 ms 时，上段周边装药孔开始起爆，装药间隔截面的岩石因轴向传播的爆炸应力波和反射拉伸波而破碎；55.0 ms 时，炸药爆破作用结束，爆腔基本成型且保持不变，岩石裂隙不再扩展，井口和井脚处呈现喇叭状外扩。爆炸应力波首先沿着自由面方向传播（轴向传播），轴向传播的压缩波在传播至自由面后反射成拉伸波，最先引起切向裂纹，因此孔口处的岩石受损更严重，爆炸后靠近孔口的爆腔面积也更大。

爆炸应力波除了径向传播外，还会轴向传播，并对岩石产生破坏作用。空孔和井筒两端的自由面会引导爆炸应力波，中段装药间隔以及两端填塞物的强度远低于岩石，也对爆炸应力波产生一定的引导作用。

2.3　岩石损伤范围分析

为了分析爆破一次成井对井筒岩石损伤范围的影响程度，图 3 显示了岩石的损伤云图。为了比较两种方案，选取井筒、井脚、装药段首尾以及装药间隔段中点 7 个特征截面（A～G），位置如图 4 所示。计算每个特征截面的井筒成形爆腔面积，图 5 显示了不同高度（h）截面的面积曲线。由图 3 和图 5 可知，方案 A 和方案 B 的整体井筒成形基本相似，除了井脚位置（截面 A）之外，特征截面的成腔面积及其变化趋势差异不大，但岩石的损伤范围有所不同，特别是在中段间隔位置。由竖向截面爆破后的应力云图可知，方案 B 的间隔段岩石并未完全破碎，这是因为方案 B 的间隔段没有装药。下段炸药起爆过程中，爆炸应力波更多地向井脚自由面传播，下段爆炸完成后，上段炸药开始起爆，因此在该位置，上下两段炸药爆炸过程中的爆炸应力波和反射拉伸波没有叠加。图 6 显示了特征截面 D 的爆破效果云图。由于周边孔间的岩石完全破碎，两个方案最终的井筒成形基本相似，但断面内部岩石的损伤差异很大。在方案 A 中，内部岩石基本破碎，破碎区直径约为 3.6 m，裂隙区直径为 6.0 m；而在方案 B 中，内部岩石仅有部分区域存在裂纹，尚未完全破碎，但破碎区和裂隙区的范围均大于方案 A。方案 A 中，特征截面 D 处上下两层应力波叠加产生初始径向裂纹，由于应力集中，该区域内的裂纹扩展优先于其他方向，随后爆生气体的准静态作用使径向裂纹进一步扩展，岩石破碎程度增加。方案 B 中，该区域没有应力集中，应力波达到间隔段时，内部岩石没有产生初始裂纹，爆生气体更多地由周边孔产生的初始裂纹楔入，井筒岩石的损伤深度增加，破碎区的损伤直径比方案 A 稍大，而内部岩石损伤面积较小。



(a) Scheme A　　(b) Scheme B

图 3　井筒岩石的损伤云图

Fig. 3　Damage contours of wellbore rock

综上所述，轴向间隔的两段炸药在短延期时间起爆方式下的爆破效果优于长延期时间起爆。尽管模拟结果显示，最终井筒成形的差异不大，但是对于装药间隔段岩石破坏的影响较大，未完全破碎的岩石会导致实际现场爆破作业中存在较大的岩块，影响井筒内岩石的抛掷。

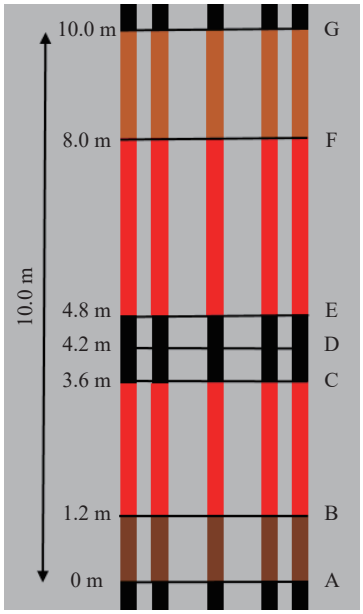


图 4　特征截面位置示意图

Fig. 4　Schematic diagram of characteristic section position

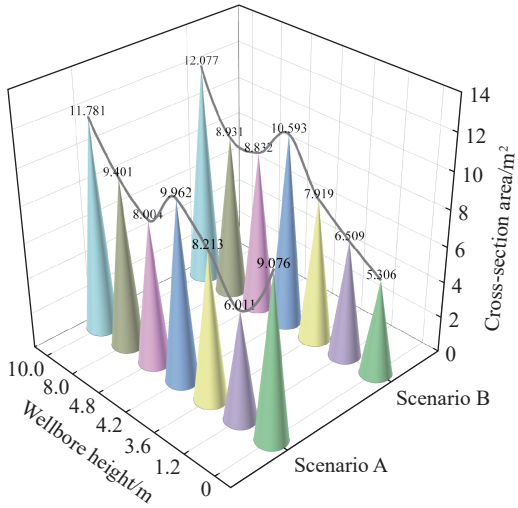


图 5　不同高度处的爆腔面积

Fig. 5　Explosion chamber area at different heights

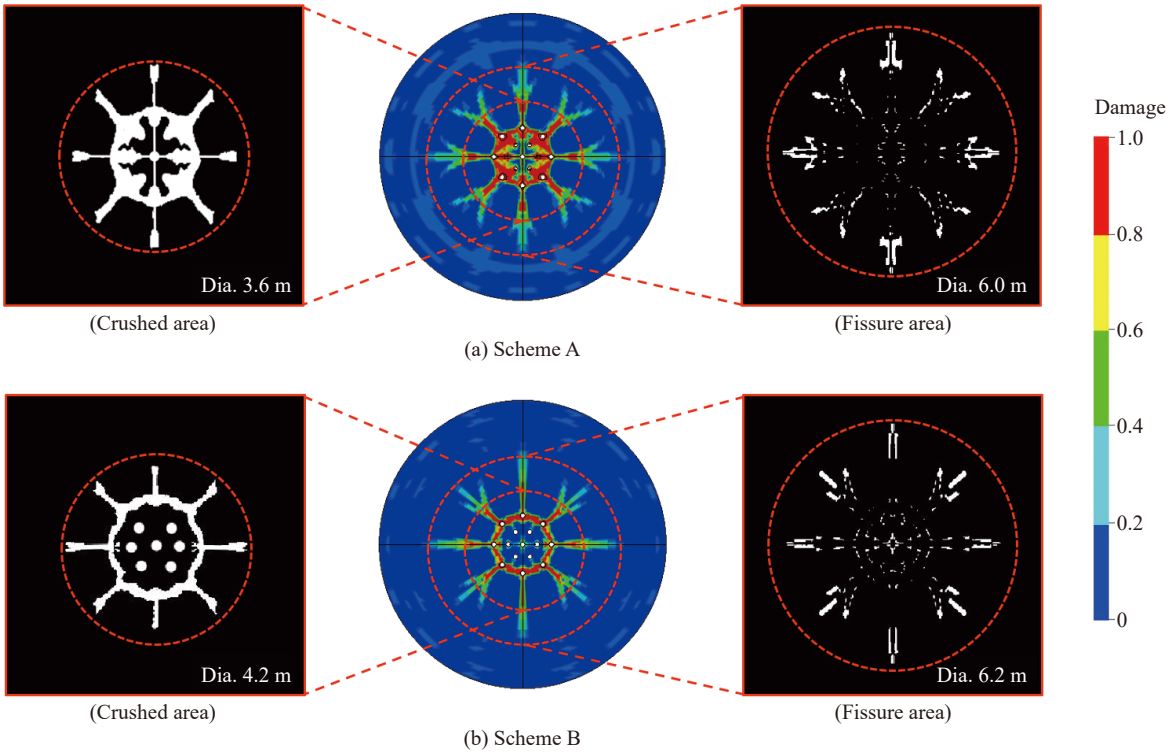


图 6　截面 D 的爆破效果及损伤范围

Fig. 6　Blasting effect and damage range of contour D

3　一次成井爆破现场试验验证

3.1　爆破参数设置

通过比较两种方案的数值模拟结果，可以得出层间短延期时间的爆破效果更好。为了验证方案 A 的数值模拟结果，选取大红山铜矿进行现场试验，爆破参数与数值模型保持一致。所有装药孔的轴向

采用间隔装药，径向采用不耦合装药。单孔装药量为 112 kg，约 14 卷炸药分为下段 2.4 m 和上段 3.2 m 两段装药，中段使用竹筒，间隔 1.2 m。炸药的参数列于表 4。将数码电子雷管插入起爆药包，通过尼龙绳固定好，从孔口放至设计位置。在此过程中，起爆药卷同时采用导爆索捆绑。炮孔的两端填塞炮泥，上端填塞 2.0 m，下端填塞 1.2 m。炮孔布置和装药结构如图 7 所示，其中炮孔的偏斜率在 0.5% 之内。数值模拟没有考虑爆破过程中井筒内破碎岩石的抛掷情况，为此延期时间的试验设置应大于理论值。研究表明，爆破槽腔的形成经历 3 个阶段：岩石出现裂纹破碎阶段、岩石碎块抛填槽腔阶段、排碴形成槽腔阶段[35]。设此 3 个阶段的时间分别为 Δt_1、Δt_2、Δt_3，则合理的延期时间 T 应该包含上述 3 部分的总和[15]，即

$$T = \Delta t_1 + \Delta t_2 + \Delta t_3 \tag{16}$$

其中，Δt_1 由式 (11) 计算得到，Δt_2 和 Δt_3 为

$$\Delta t_2 = \frac{y}{v_\mathrm{f}} \tag{17}$$

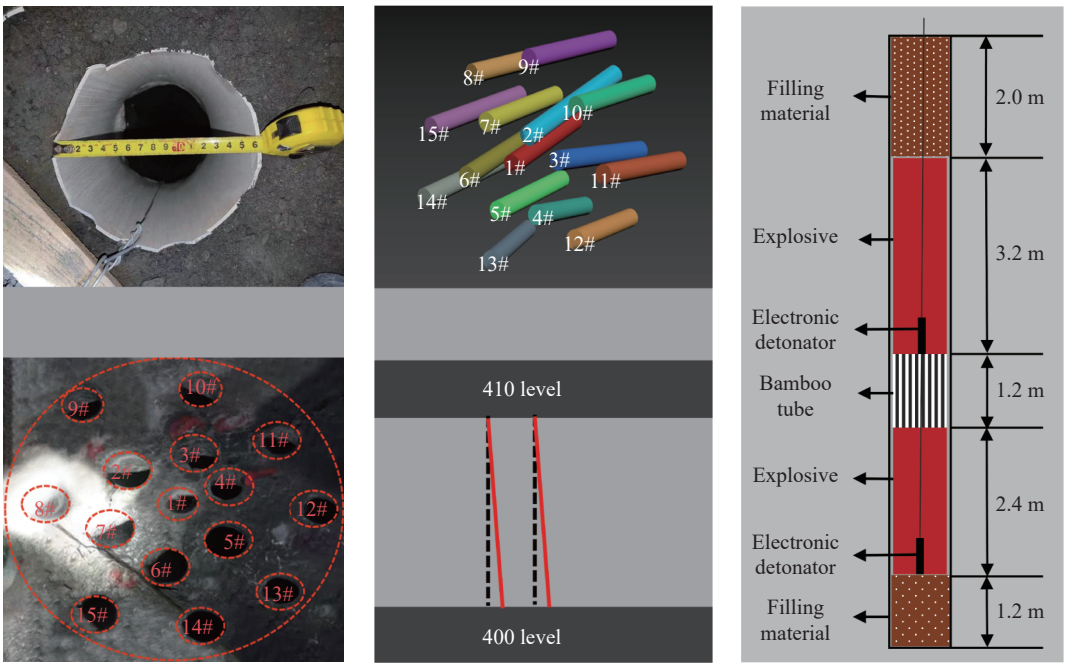
$$\Delta t_3 = \frac{\sqrt{v_0^2 + 2a_0 l} - v_0}{a_0} \tag{18}$$

式中：y 为抛掷距离；v_f 为平均抛碴速度，v_f 取 155～137 倍 d/d_j，d 和 d_j 分别为起爆炮孔间距及其极限值；v_0、a_0 和 l 分别为腔内气固混合物的初速度、加速度和初始段长度。根据模拟结果，层间起爆的延期时间应该设置在 160～320 ms 之间。综合考虑现场经验，将周边孔与掏槽孔的延期时间间隔设置为 25 ms，层间延期时间设置为 160 ms。

表 4　2 号岩石乳化炸药的性能参数

Table 4　Performance parameters of 2# rock emulsion explosive

Density/ ($\mathrm{g\cdot cm^{-3}}$)	Detonation velocity/ ($\mathrm{m\cdot s^{-1}}$)	Brisance/ mm	Explosion power/ mL	Explosive size		Quality/ kg
				Diameter/mm	Length/mm	
0.9−1.3	3200	12	320	145	400	8



(a) Aperture and borehole arrangement　(b) Borehole deviation　(c) Charging structure

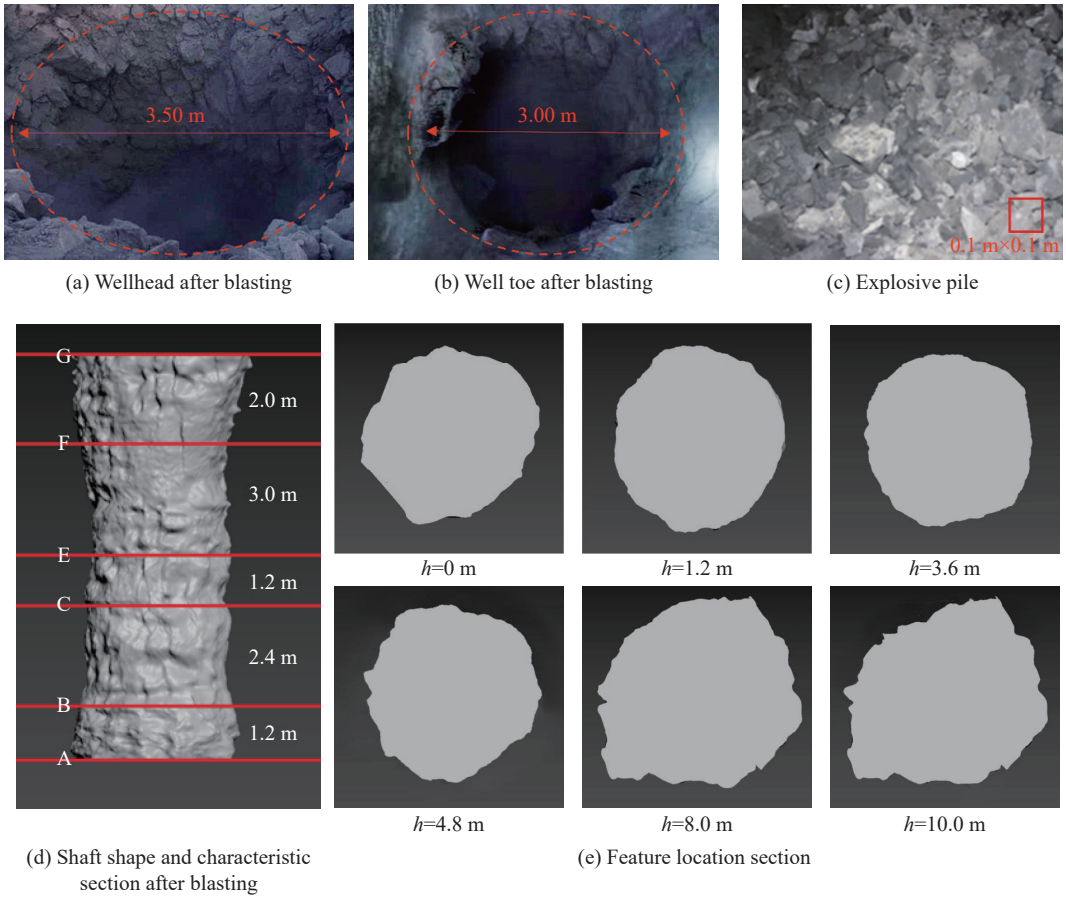
图 7　炮孔布置及装药结构

Fig. 7　Borehole layout and charging structure

3.2　爆破成井效果分析

爆破后井口和井脚的成腔效果以及爆堆效果如图 8(a)～图 8(c) 所示。从爆破效果可以看出，形成的槽腔整体高度达到 10.3 m。井内没有碎渣挤实现象，断面近似呈圆形。井口和井脚处的爆腔较大，呈喇叭形。爆破破碎的岩石块度较小，爆堆基本没有大块岩石。

采用采空区三维探测设备 Optech-V400 扫描成形井筒，输出扫描数据并导入 3D Max 软件进行图像绘制、置换和渲染，爆破后井筒成形如图 8(d) 所示。针对第 2 节中的特征截面位置，选取井口、井脚以及装药段两端的截面，其断面截面形状如图 8(e) 所示。从扫描结果可以看出，特征截面的尺寸都大于目标尺寸。井口和井脚呈现喇叭状，这是因为爆炸应力波会优先向自由面方向传播，即轴向传播，轴向传播的压缩波传播至自由面后反射成拉伸波，率先产生切向裂纹，因此，孔口处的岩石损伤更严重，爆炸后靠近孔口处的爆腔面积也更大。



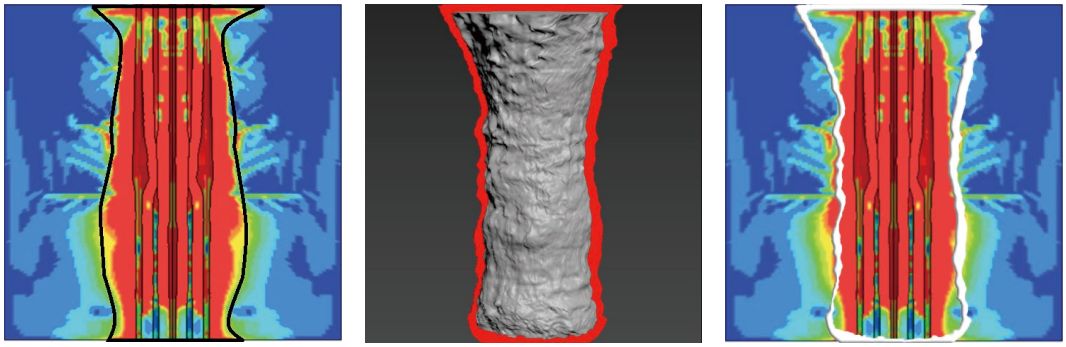
(a) Wellhead after blasting　(b) Well toe after blasting　(c) Explosive pile

(d) Shaft shape and characteristic section after blasting　(e) Feature location section

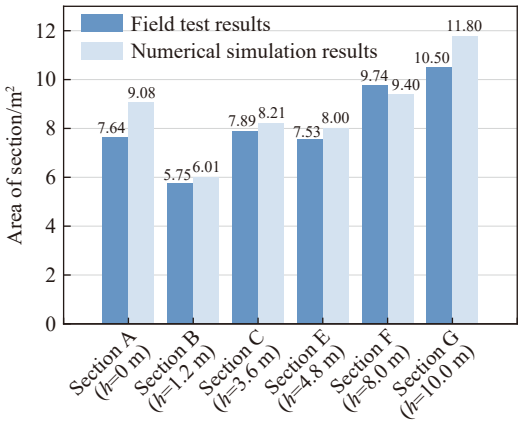
图 8　爆破效果及三维扫描结果

Fig. 8　Blasting effect and 3D scanning results

图 9(a)～图 9(c) 对比了方案 A 的数值模拟与现场试验得到的竖向井筒轮廓，可以看出，井筒的形状大致相似，但井口和井脚尺寸的试验结果均大于数值模拟结果。图 9(d) 对比了现场试验与数值模拟的特征截面面积，两者的相似程度在 84.1%～96.3% 之间，平均相似程度为 92.5%，尽管存在轻微差异，但试验和模拟的槽腔面积相似度较高，而且均满足矿山的要求。这验证了一次爆破成井数值模拟的可靠性和准确性。



(a) Numerical simulation of wellbore profile　(b) Test scanned wellbore profile　(c) Comparison of profile results



(d) Comparison of feature section area

图 9　数值模拟与现场试验结果对比

Fig. 9　Comparison of numerical simulation and field test results

4　结　论

采用动力学分析软件 LS-DYNA 模拟了不同延期时间的一次成井爆破，分析了井筒岩石的动态损伤过程以及两种方案中的岩石损伤范围，通过现场试验验证了最优方案，得出以下结论。

(1) 爆炸应力波在径向和轴向上优先向自由面或者低强度材料方向传播，并对周围岩石产生破坏。然而，延期时间的不同导致轴向应力波叠加的不同，从而影响间隔段岩石的损伤。综合分析岩石动态破坏过程、特征断面的爆腔面积以及岩石损伤情况，层间短延期时间为 18 ms 时爆破效果最佳。

(2) 现场试验成形的井筒高度约为 10.3 m，井内没有碎渣堆积情况，其特征截面面积与模拟结果的平均相似度为 92.5%。井口和井脚处的爆腔较大，呈喇叭状，爆破后岩石的破碎块度较小，爆堆中基本没有大块岩石，有助于提高生产效率和资源利用率。

(3) 精确延时微差分层爆破一次成井技术在考虑应力波叠加和岩石抛掷的同时，减小了对井筒岩石的损伤和围岩的扰动，提高了爆破工程的安全性。但炮孔偏斜率会影响井筒形状，底部药卷受挤压变形后不耦合系数会发生变化。因此，运用该技术一次性形成高深度的天井时，需要充分控制误差因素，以保证爆破效果。

参考文献：

[1] 谭杰, 刘志强, 宋朝阳, 等. 我国矿山竖井凿井技术现状与发展趋势 [J]. 金属矿山, 2021, 50(5): 13–24.
TAN J, LIU Z Q, SONG Z Y, et al. Status and development trend of mine shaft sinking technique in China [J]. Metal Mine, 2021, 50(5): 13–24.

[2] 范京道, 封华, 宋朝阳, 等. 可可盖煤矿全矿井机械破岩智能化建井关键技术与装备 [J]. 煤炭学报, 2022, 47(1): 499–514.
FAN J D, FENG H, SONG Z Y, et al. Key technology and equipment of intelligent mine construction of whole mine mechanical rock breaking in Kekegai Coal Mine [J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(1): 499–514.

[3] 吕旦, 贾连辉. 上排渣式全断面竖井掘进机凿井技术与应用 [J]. 隧道建设, 2023, 43(1): 151–160.
LYU D, JIA L H. Sinking technology and application of full-face shaft boring machines with upper muck discharge [J]. Tunnel Construction, 2023, 43(1): 151–160.

[4] 刘志强, 宋朝阳, 程守业, 等. 基于重力排渣的大直径井筒钻掘技术与工艺体系研究 [J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 272–282.
LIU Z Q, SONG Z Y, CHENG S Y, et al. Research on technology and equipment system of large diameter shaft drilling based on gravity slagging [J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 272–282.

[5] 李启月, 李夕兵, 范作鹏, 等. 深孔爆破一次成井技术与应用实例分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(4): 664–670.
LI Q Y, LI X B, FAN Z P, et al. One time deep hole raise blasting technology and case study [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(4): 664–670.

[6] 刘恺, 李夕兵, 李启月, 等. 直孔掏槽一次成井的改进 TOPSIS-CV 掏槽方式评价模型 [J]. 中南大学学报 (自然科学版), 2017, 48(9): 2484–2490.
LIU K, LI X B, LI Q Y, et al. Improved TOPSIS-CV method of cut blasting mode evaluation in one-step raise excavation with burn cut [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2017, 48(9): 2484–2490.

[7] 李廷春, 刘洪强. 一次成井掏槽爆破炮孔合理封堵长度研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(3): 384–389.
LI T C, LIU H Q. Optimized cut hole stemming length for shaft excavation using one-step deep-hole blasting [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(3): 384–389.

[8] 费鸿禄, 徐易, 张龙飞, 等. 小断面急倾斜天井 VCR 法一次爆破成井数值模拟研究 [J]. 爆破, 2016, 33(3): 68–74.
FEI H L, XU Y, ZHANG L F, et al. Numerical simulation on one time blast shaft-formirg of VCR method with small section steeply dipping courtyard [J]. Blasting, 2016, 33(3): 68–74.

[9] 李金跃, 李夕兵, 李启月. 深孔多孔球状药包爆破一次成井技术应用 [J]. 中国安全科学学报, 2012, 22(11): 132–137.
LI J Y, LI X B, LI Q Y. Technology for shaft formation by one deep-hole blasting with sphirecal charge explosive and its application [J]. China Safety Science Journal, 2012, 22(11): 132–137.

[10] 李祥龙, 张其虎, 王建国, 等. 地下爆破精确延时逐孔起爆减振试验研究 [J]. 黄金科学技术, 2021, 29(3): 401–410.
LI X L, ZHANG Q H, WANG J G, et al. Experimental study on precise delay hole-by-hole blasting vibration reduction of underground blasting [J]. Gold Science and Technology, 2021, 29(3): 401–410.

[11] 周贤舜, 张学民, 王立川, 等. 隧道微差爆破冲击波超压衰减规律分析和预测 [J]. 铁道科学与工程学报, 2022, 19(12): 3726–3736.
ZHOU X S, ZHANG X M, WANG L C, et al. Analysis of airblast attenuation pattern and prediction of overpressure induced by tunnel millisecond blasting [J]. Journal of Railway Science and Engineering, 2022, 19(12): 3726–3736.

[12] 刘翔宇, 龚敏, 吴昊骏, 等. 多因素耦合影响下隧道电子雷管爆破参数的计算与实践 [J]. 振动与冲击, 2021, 40(5): 24–32.
LIU X Y, GONG M, WU H J, et al. Calculation and practice of blasting parameters of electronic detonator in tunnel under the influence of multi-factor coupling [J]. Journal of Vibration and Shock, 2021, 40(5): 24–32.

[13] 郭德勇, 张超, 李柯, 等. 松软低透煤层深孔微差聚能爆破致裂机理 [J]. 煤炭学报, 2021, 46(8): 2583–2592.
GUO D Y, ZHANG C, LI K, et al. Mechanism of millisecond-delay detonation on coal cracking under deep-hole cumulative blasting in soft and low permeability coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(8): 2583–2592.

[14] 吕淑然, 崔鹏瑜. 电子雷管在一次成井 32 m 爆破技术处理采空区中的应用 [J]. 工程爆破, 2013, 19(1/2): 63–65.
LYU S R, CUI P Y. The application of electronic detonator on GOAF treatment with 32 m shaft formation by one blasting [J]. Engineering Blasting, 2013, 19(1/2): 63–65.

[15] 李廷春, 刘洪强, 王超. 超深孔一次成井微差爆破技术研究 [J]. 岩土力学, 2012, 33(6): 1742–1746.
LI T C, LIU H Q, WANG C. Study of millisecond blasting technology of shaft excavation by one-step deep-hole blasting [J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(6): 1742–1746.

[16] SHAHRIN M I, ABDULLAH R A, JEON S, et al. Numerical simulation of rock fragmentation by blasting using discrete element method and particle blast method [J]. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 2019, 527(1): 012032.

[17] 赵国彦, 赵井清, 李启月. 9 孔桶形掏槽一次成井技术 [J]. 科技导报, 2013, 31(16): 21–25.

ZHAO G Y, ZHAO J Q, LI Q Y. Nine-hole parallel cutting technology of the shaft excavation in one-step [J]. Science & Technology Review, 2013, 31(16): 21–25.

[18] 李启月, 刘恺, 李夕兵, 等. 直孔掏槽一次成井技术中的掏槽参数优化 [J]. 中国有色金属学报:英文版, 2018, 28(7): 1413–1423.
LI Q Y, LIU K, LI X B, et al. Cutting parameter optimization for one-step shaft excavation technique based on parallel cutting method [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2018, 28(7): 1413–1423.

[19] 周传波, 谷任国, 罗学东. 坚硬岩石一次爆破成井掏槽方式的数值模拟研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(13): 2298–2303.
ZHOU C B, GU R G, LUO X D. Numerical simulation on cutting mode of shaft excavation by one-step deep-hole blasting in hard rock [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(13): 2298–2303.

[20] 王国豪, 王雁冰, 谢平, 等. 基于数码电子雷管的岩巷中深孔–孔内分段爆破破岩机制及应用 [J]. 工程科学学报, 2023, 45(11): 1820–1832.
WANG G H, WANG Y B, XIE P, et al. Rock breaking mechanism and the application of medium-deep hole-in-hole segmented blasting in rock roadway using digital electronic detonators [J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(11): 1820–1832.

[21] 王雁冰, 张航, 杨仁树, 等. 掏槽孔超深深度对爆破效果的影响 [J]. 工程科学学报, 2023, 45(2): 182–194.
WANG Y B, ZHANG H, YANG R S, et al. Experiment study on overdepth coefficient of the cut hole in coal mine roadway excavation blasting [J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(2): 182–194.

[22] SUN B, ZHANG Z Y, MENG J L, et al. Research on deep-hole cutting blasting efficiency in blind shafting with high *in-situ* stress environment using the method of SPH [J]. Mathematics. 2021, 9(24): 3242.

[23] 蒲传金, 杨鑫, 肖定军, 等. 爆炸载荷下双孔裂纹扩展的数值模拟研究 [J]. 振动与冲击, 2022, 41(15): 300–311.
PU C J, YANG X, XIAO D J, et al. Numerical simulation of double-hole crack propagation under explosion load [J]. Journal of Vibration and Shock, 2022, 41(15): 300–311.

[24] HOLMQUIST T J, JOHNSON G R. Characterization and evaluation of silicon carbide for high-velocity impact [J]. Journal of Applied Physics, 2005, 97(9): 093502.

[25] BARANOWSKI P, KUCEWICZ M, GIELETA R, et al. Fracture and fragmentation of dolomite rock using the JH-2 constitutive model: parameter determination, experiments and simulations [J]. International Journal of Impact Engineering, 2020, 140: 103543 .

[26] LIU K, LI Q Y, WU C Q, et al. Optimization of spherical cartridge blasting mode in one-step raise excavation using pre-split blasting [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2020, 126: 104182.

[27] 江红祥, 杜长龙, 刘送永, 等. 高压水射流冲击破岩损伤场分析 [J]. 中南大学学报 (自然科学版), 2015, 46(1): 287–294.
JIANG H X, DU C L, LIU S Y, et al. Numerical analysis on damage field of rock fragmentation with water jet [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2015, 46(1): 287–294.

[28] WANG J G, ZUO T, LI X L, et al. Study on the fractal characteristics of the pomegranate biotite schist under impact loading [J]. Geofluids, 2021: 1570160.

[29] ZUO T, ZHAO Z H, WANG J G, et al. Analysis of dynamic damage fractal and energy consumption characteristics of dolomite marble [J]. Shock and Vibration, 2022: 9440222.

[30] ZHANG X T, LI J, LI D, et al. Numerical simulation of parallel cutting with different number of empty holes [J]. Technical Gazette, 2021, 28(5): 1742–1748.

[31] KO Y, KWAK K. Blast effects of a shear thickening fluid-based stemming material [J]. Mining, 2022, 2(2): 330–349.

[32] 杨俊雄, 石崇, 王盛年, 等. 岩体爆破破坏效应颗粒流数值模拟验证研究 [J]. 防灾减灾工程学报, 2019, 39(2): 217–226.
YANG J X, SHI C, WANG S N, et al. Numerical simulation verification of blasting failure effect in rock mass with particle flow code [J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2019, 39(2): 217–226.

[33] 楼晓明, 周文海, 简文彬, 等. 岩石破碎机理的微差爆破最佳延时控制 [J]. 哈尔滨工业大学学报, 2017, 49(2): 158.
LOU X M, ZHOU W H, JIAN W B, et al. Millisecond blasting optimal time delay control based on rock breaking mechanism [J]. Journal of Harbin Institute of Technology, 2017, 49(2): 158.

[34] 左建平, 孙运江, 刘海雁, 等. 采矿岩石多尺度破坏力学 [J]. 矿业科学学报, 2021, 6(5): 509–523.
ZUO J P, SUN Y J, LIU H Y, et al. Multi-scale failure mechanics of rock in mining engineering [J]. Journal of Mining Science and Technology, 2021, 6(5): 509–523.

［35］李祥龙, 张志平, 王建国, 等. 双空孔间距对爆破槽腔断面大小的影响 [J]. 爆炸与冲击, 2022, 42(11): 115201.
LI X L, ZHANG Z P, WANG J G, et al. Influence of double empty hole spacing on section size of blasting chamber [J]. Explosion and Shock Waves, 2022, 42(11): 115201.

Precise Time-Delay Blasting Parameters of Stratified Single Blasting Well Completion

LI Xianglong[1,2], YAN Shiqian[1,2], WANG Jianguo[1,2], YAO Yongxin[1], HUANG Yuanming[3]

（1. *Faculty of Land Resources Engineering*, *Kunming University of Science and Technology*, *Kunming* 650093, *Yunnan*, *China*;
2. *Advanced Blasting Technology Engineering Research Center of Yunnan Province Education Department*, *Kunming* 650093, *Yunnan*, *China*;
3. *Yuxi Mining Co. Ltd.*, *Yuxi* 653100, *Yunnan*, *China*）

Abstract: To investigate effects of precise millisecond time delay detonation on the layered blasting in a single well completion, the millisecond time between holes within the layer was determined by theoretical calculation, and the JH-2 rock model was used in LS-DYNA software to simulate the precise delayed layered detonation in a single well completion blasting of large-diameter deep holes. Blasting effects of two types of delay time were compared, and the process of rock damage evolution in the wellbore was analyzed, finally field tests were conducted to verify the delay time parameters. The numerical calculation results revealed that through considering a comprehensive analysis of the dynamic rock damage process, the characteristic cross-sectional area of the blasting chamber, and the extent of rock damage, a delay time of 18 ms between layers of blasting proved to be more effective. The optimal delay time was determined by theoretical analysis and numerical simulations. Both field tests and numerical simulations demonstrated that the wellbore formation closely matched in the selected cross-sectional area characteristics, with a similarity ranging from 83.4% to 96.6% and an average similarity of 92.4%. This study highlights that the precise millisecond time delay layered blasting method, obtained through the combination of theoretical analysis, numerical simulation, and field tests (referred to as the “trinity analysis method”), providing reliable and accurate results. It holds practical value and is of significant importance for guiding real-world applications in single blasting well completion projects.

Keywords: single well completion; millisecond detonation; rock damage; stratified blasting; precise delay