DOI: 10.11883/1001-1455(2015)05-0682-07

急倾斜薄矿脉中深孔落矿爆破参数优化*

徐 帅[1],彭建宇[1,2],李元辉[1],安 龙[1],邬 金[1]
(1.东北大学深部金属矿山安全开采教育部重点实验室,辽宁 沈阳 110819;
2.湖南科技大学煤矿安全开采技术湖南省重点实验室,湖南 湘潭 411201)

摘要:依托金厂沟梁金矿中深孔落矿工业实验,开展急倾斜薄矿脉中深孔落矿爆破参数优化研究。基于非线性动力分析有限元软件 ANSYS/LS-DYNA 开展多种方案的数值模拟,分析了不同爆破参数下窄矿脉爆破应力场分布特征和窄矿脉爆破夹制作用下爆破裂隙区域的形成过程。计算结果表明,抵抗线在 0.8~1.2 m范围内,相同孔距下自由面中心位置有效应力峰值随着抵抗线增大呈现衰减趋势;孔距在 0.9~1.6 m 范围内,相同抵抗线应力峰值随孔距增大而增大,孔距增大的同时,上下盘围岩损失程度也随之增大。选择孔网面积作为衡量依据,随炮孔密集系数增大,有效应力增量减缓,密集系数超过 1.5 后,矿石损失贫化加剧。综合各方案模拟结果,1.0 m×1.4 m 为最优的爆破参数。将优化结果用于现场实验,爆破后采用三维激光扫描系统进行评估,实测爆区体积为设计体积的 91.8%,爆破并未导致矿体上下盘围岩垮落,爆破效果良好。

关键词:爆炸力学;参数优化;ANSYS/LS-DYNA;急倾斜薄矿脉;中深孔爆破;矿岩破坏范围
中图分类号:O389 **国标学科代码**:1303520 **文献标志码**:A

急倾斜薄矿脉在中国金属矿床中占有较大比重,钨、锡、黄金等贵重金属多属于该类矿床。因而,薄矿脉开采被认为是贵重金属尤其是黄金供应的主要来源[1-2]。对急倾斜薄矿脉,长期以来采用浅孔留矿法、削壁充填法、分段矿房法、分层充填法乃至进路充填法进行开采,凿岩深 3~5 m,孔径 30~46 mm,属浅孔落矿。浅孔落矿在同等结构参数下,作业循环多,作业时间长,安全性差,生产能力小,严重制约着矿山产能,限制着矿山的发展。随着中深孔凿岩设备的出现,研究者们尝试采用中深孔落矿来回采急倾斜薄矿脉[3-4]。深孔凿岩与配套运搬设备的应用,增大了产能,减少了作业循环,改善了作业条件,增加了安全性。但中深孔回采急倾斜薄矿脉,由于矿脉狭窄,采幅小,爆破夹制作用大,爆破参数设置不当,可能出现"崩不开"和"崩太开"2 种情况。前者爆破参数大,爆破后遗留岩墙或岩柱,大块多,二次破碎工作量大;后者爆破过量,极易崩落上下盘围岩,既造成较大的炸药消耗又造成矿石的损失与贫化。因此,开展急倾斜薄矿脉中深孔爆破参数优化研究意义重大。

当前爆破孔网参数优化的方法主要有现场实验[5]、物理模拟[6]、数值计算 3 种方法。相对而言,基于 ANSYS/LS-DYNA 非线性动力分析的数值计算具有经济、快速、易获取数据指标等优势,是当前研究矿山爆破问题的有效手段[7-10]。本文中,依托金厂沟梁金矿急倾斜薄矿脉中深孔落矿采矿方法工业实验,开展中深孔落矿孔网参数优化研究。

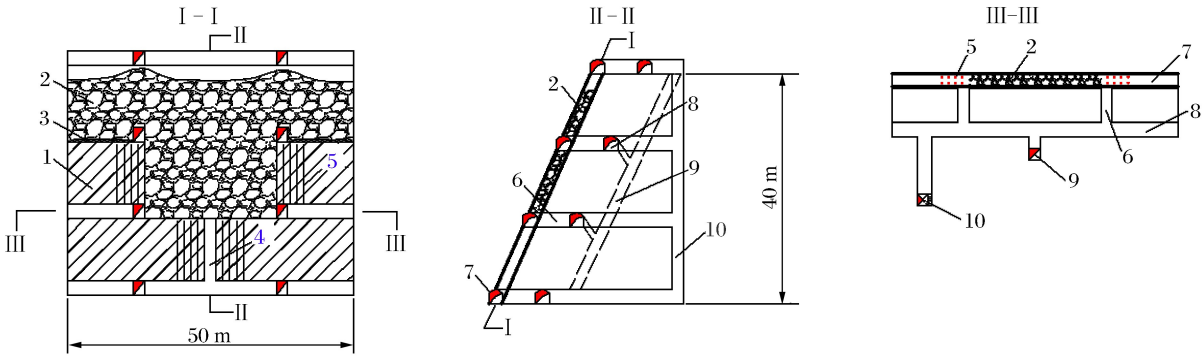
1 计算模型与参数选取

1.1 工程概况

金厂沟梁金矿 18#矿脉厚 0.69~3.65 m,倾角 55°~75°,矿脉规则连续,属典型的急倾斜薄矿脉。设计采用沿走向布置的中深孔落矿的无底柱分段崩落法,如图 1 所示。矿块长 40 m,阶段高度 40 m,划分为 3 个分段,分段高度为 13.3 m,宽为矿体厚度。在每个分段下盘布置脉外运输巷道,在矿体内部

* **收稿日期**:2014-03-11;**修回日期**:2015-07-09
基金项目:国家自然科学基金项目(51204031,51274055);国家科技支撑计划项目(2013BAB02B03);
教育部基本科研项目(N130401007);煤矿安全开采技术湖南省重点实验室开放基金项目(201302)
第一作者:徐 帅(1981—),男,博士,副教授;**通讯作者**:彭建宇,810855404@qq.com。

沿脉布置凿岩巷道，在凿岩巷道紧贴上盘脉外施工切割井，以切割井为自由面进行拉槽，利用 YGZ-90 凿岩机钻凿上向平行炮孔，双向后退式回采。爆破下来的矿石，在第一分段预留当次爆破量的 50%～60%作为覆盖层，在下分段爆破后回收。采用扒渣机辅助装矿，人工推车出矿。



1. Orebody; 2. Covering rock; 3. Residual ore; 4. Cutting well; 5. Blasthole; 6. Ore veins wear; 7. Sublevel rock drilling roadway 8. Sublevel transport roadway 9. Orepass; 10. Equipment well

图 1　中深孔无底柱分段崩落采矿法示意图

Fig. 1　Diagram of non-pillar sublevel caving method for medium-depth holes

1.2　数值计算模型及方案

中深孔落矿中抵抗线 w 和孔间距 d 是爆破参数中的 2 个关键参数。实验中设计炮孔长度为 12 m，直径为 0.06 m，长度远大于直径，故将模型简化为平面应变问题[8]。数值计算模型如图 2 所示，x 方向长 5 m，y 方向长 6 m，z 方向长 0.01 m，矿体、上下盘围岩各 2 m 厚。切割井 x 方向长 1 m，y 方向长 2 m。依据矿山生产经验，平行深孔爆破时 w 取值一般为 1.2～1.6 m。考虑狭窄矿体爆破的夹制作用大，w 取值为 0.8～1.2 m。矿体宽度为 2 m，凿岩设备工作时距离上下盘所需最小距离为 0.2 m，因此 d 最大值为 1.6 m。爆破设计炮孔密集系数 $m>1$，w 最小值为 0.8 m，故 d 的最小取值为 0.9 m。因此，进行数值模拟时 d 的取值范围为 0.9～1.6 m，w 的取值范围为 0.8～1.2 m。爆破参数计算方案为：$w=0.8,0.9,0.95,1.0,1.1,1.2$ m；$d=0.9,1.0,1.2,1.3,1.4,1.6$ m；共进行 36 个方案的数值计算。

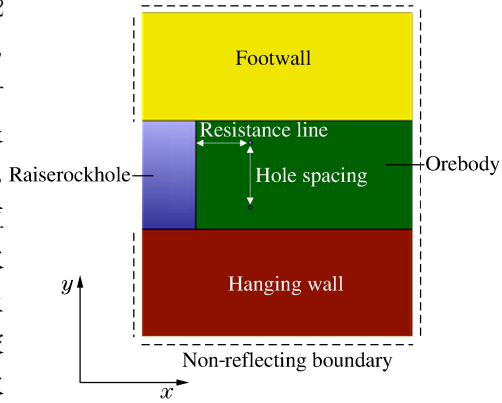


图 2　数值计算模型

Fig. 2　Numerical simulation model

1.3　材料参数

1.3.1　岩体材料模型及破坏准则

采用塑性随动硬化模型（MAT_PLASTIC_KINEMATIC）来描述岩体的本构关系，该模型考虑岩石材料的弹塑性、应变率效应等性质，文献[7-10]证明采用该模型描述岩体的本构关系是适合的。岩体力学参数通过室内实验和现场实验折减后为：密度，2.7 kg/m^3；弹性模量，61 GPa；泊松比，0.23；屈服强度，75 MPa；切线模量，2.0 GPa。

数值模拟时，采用 MAT_ADD_EROSION 关键字定义破坏准则，该关键字对数值分析中采用的材料模型，可以确定多种破坏标准，包括应力标准、应变标准及失效时间等[11]。岩石材料达到关键字中设定的强度标准就会失效进而自动删除，在破坏区中出现裂缝，形成压碎区域、裂隙区域。

1.3.2　炸药材料

对炸药采用 MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 材料模型，对爆炸过程中压力和比容的关系采用 JWL 方程描述，采用该状态方程能够较好地描述爆轰产物的膨胀驱动过程[12-13]。炸药材料参数为：密度，1.1 t/m^3；爆速，4.5 km/s；A，214.4 GPa；B，0.182 GPa；R_1，4.2；R_2，0.9；ω，0.15；E_0，4.192 GPa。

1.4 屈服准则

在基于 ANSYS/LS-DYNA 非线性动力分析的数值计算中，判别单元屈服的准则为 Mises 屈服条件。Mises 屈服条件(畸变能条件)，假设当物体内某一点的应力状态对应的畸变能达到某一极限数值时，该点便屈服。当等效应力达到简单拉伸的屈服极限时，材料开始进入塑性状态。文献[9-10]中证明 Mises 屈服条件更接近实验结果。

2 数值计算结果及分析

2.1 窄矿脉爆破应力波分布特征

炸药爆炸瞬间形成极强的冲击波，并瞬即作用在岩石上，冲击波压力远高于岩石的动态抗压强度，因此药包周围岩石被压碎形成压碎区。冲击波衰减十分迅速，因此药包周边形成压碎区范围较小，但是此过程消耗了冲击波的大部分能量，使得冲击波衰减成应力波。应力波在岩石中产生径向及切向拉应力，当拉应力高于岩石的动态抗拉强度时，该处岩石被拉断，进而在压碎区外围形成裂隙区。本文中将模拟形成裂隙的最外围连通区域作为爆破破坏范围，并用黑线圈出。

图 3 显示了 $w\times d$ 为 1 m×1.2 m 的爆破参数下爆破破岩的基本过程，其余方案与此类似。炸药起爆后，在爆炸冲击波的作用下岩体出现了压缩粉碎区，如图 3(a)所示，半径约为药包半径的 3.6 倍；之后，冲击波衰减为应力波，并在压碎区外围形成了径向裂隙；随后，两炮孔应力波开始叠加，叠加波峰值波形呈“<”、“>”型向两侧传播。图 3(a)显示 0.28 ms 时自由面附近岩体在反射拉伸波(图中自由面附近深蓝色部分)作用下出现层裂状破坏，并可以清晰地看到反射波呈现出不对称现象，说明矿体上下盘的存在限制了反射波向自由面两侧方向发展，2 个反射波向自由面中心方向靠拢，爆破应力波的能量被有限自由面约束在矿岩内部，此部分能量用于破碎矿岩，其余能量将向岩体深处继续传播，造成了能量浪费。图 3(b)显示 0.4 ms 时入射波和反射波分别在炮孔周围及自由面附近形成了 2 个较明显的裂隙区域。由图 3(c)可以看出，2.0 ms 时 2 个裂隙区域已经贯通，并且 2.0 ms 后高应力区主要集中在爆破裂隙区域周围；图 3(d)显示 9.0 ms 时岩体裂隙得到了进一步扩展。由此可见，窄矿脉爆破时，有限自由空间的存在，限制了发生应力波反射的空间，造成应力波能量不能够得到充分利用，继续向深部扩散而造成能量的损失。因此，同等爆破条件下，窄矿脉爆破的炸药单耗要大于中厚矿体的爆破。

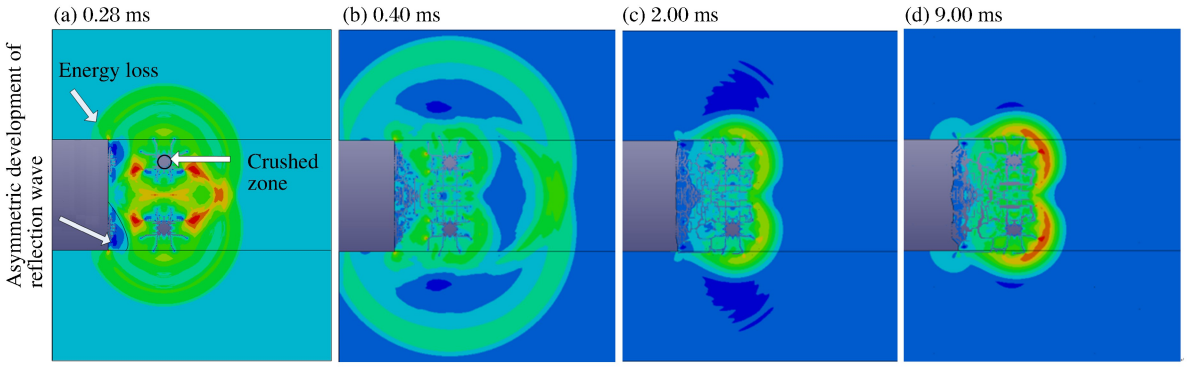


图 3 爆破破岩过程

Fig. 3 The process of rock breaking

2.2 爆破参数优化

2.2.1 孔网参数对爆破效果的影响

选取自由面(切割井)中点处单元作为关键单元，记录其有效应力峰值 σ。不同孔网参数的模拟方案对应的应力分布如图 4 所示。由图 4 可知，孔距为 1.2 m，w 为 0.8、0.9、1.0 和 1.2 m 时，所选单元应力峰值分别为 75.92、61.78、58.75 和 33.00 MPa，相对于 0.8 m 抵抗线，关键单元应力峰值分别下降 19%、23%和 57%。同理，孔距为 1.3、1.4 和 1.6 m 时，均呈现该现象。由此可见，在相同孔距的情况下，随抵抗线的增大，应力波峰值强度呈现衰减趋势。抵抗线为 1.0 m，孔距为 1.2～1.6 m 时，所选单

元应力峰值分别为 51.30、62.84、71.60 和 75.76 MPa，增大的比例分别为 22%、14% 和 5%。抵抗线取0.9～1.2 m 其他数值，同样呈现该现象。因此，相同抵抗线，在 1.2～1.6 m 孔距下，随孔距增大关键单元的有效应力随之增大。

综合以上分析，孔距和抵抗线一个为增函数，一个为减函数，在孔距与抵抗线间应该存在一个最佳匹配，能够在关键点获得最大的峰值应力。

为了验证以上结论，以不同爆破方案对应裂隙扩展规律及上下盘损伤情况来说明孔网参数对爆破效果的影响。不同方案爆破模拟结果如图 5 所示。

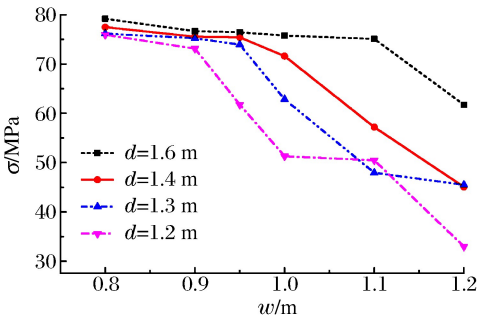


图 4　不同孔网参数下关键单元应力变化

Fig. 4　Stress changes of key elements under different hole pattern parameters

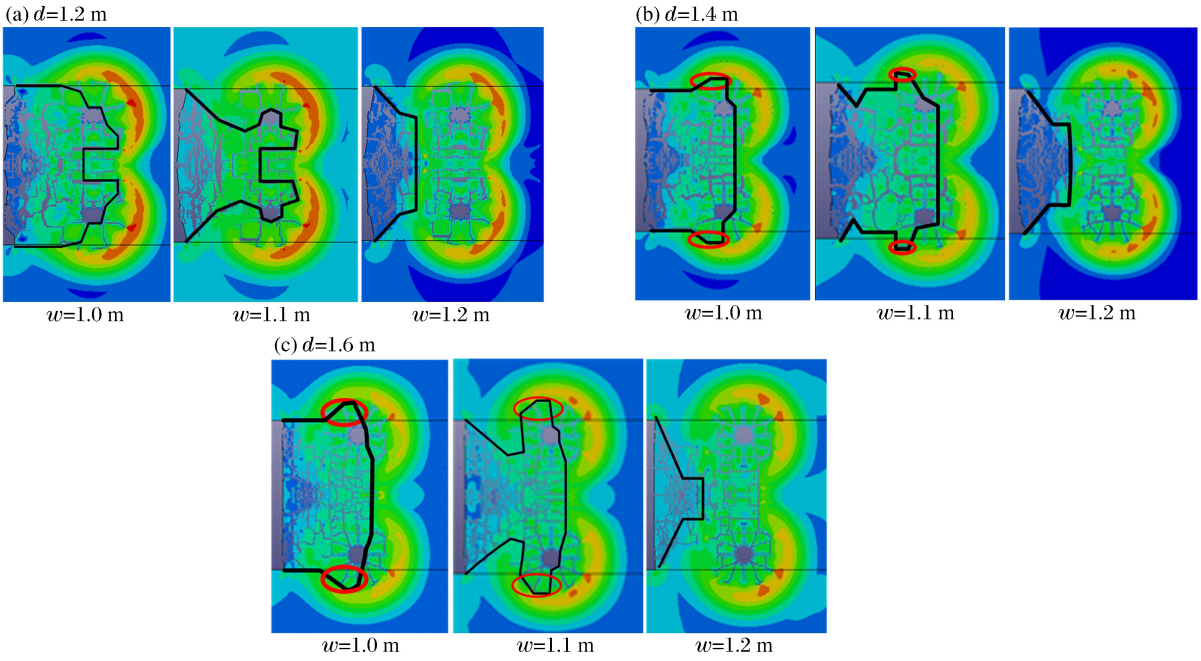


图 5　不同方案爆破模拟效果

Fig. 5　Blasting effects simulated with different cases

图 5(a)中 w 为 1.0 和 1.1 m 时，炮孔周围裂隙与自由面附近的层状裂隙均已经贯通。但 w 为 1.1 m时，矿体靠近上下盘围岩处未产生裂隙，说明该处未完全爆开，在生产实际中极易造成该位置矿石的损失。w 为 1.2 m 时，炮孔周围的裂隙与自由面附近的层状裂隙均未贯通，说明矿体没有爆开。因此，d=1.2 m 时，w 取 1.0 m 较合理。

根据爆破有效应力随孔距增大而增大，在 w=1 m，d=1.4，1.6 m 时，爆破有效应力增大，爆破效果将更好。图 5(b)、(c)证明了该现象。但模拟结果显示，随着孔距的增大，对上下盘的损伤也在增大，如图 5(b)、(c)中的红线区域所示。

由此可见，增大孔距在增加爆破有效应力的同时，也增加了对上下盘围岩的损伤程度。因此，势必存在一个合理的孔距，既能充分破岩，又不损伤上下盘围岩。以该原则为指导，对比各方案，孔网参数为 1.4 m×1 m 的爆破方案为最优方案。

2.2.2　炮孔密集系数对爆破效果的影响

炮孔密集系数 m 和炮孔孔网面积 S 是爆破设计中 2 个常用的指标，其与抵抗线 w 和孔底距 d 之间满足 $S=dw$，$m=d/w$，可以推出：

$$d=\sqrt{mS}\,,\qquad w=\sqrt{S/m}\tag{1}$$

式(1)显示，S 一定时，d 随 m 的增大而增大，w 随 m 的增大而减小。因此，分析了 36 个方案中 S 相同的方案，分析其随 m 增大的爆破效果，计算结果见表 1 和图 6。

由图 6 可以看出，相同孔网面积下随 m 增大，有效应力增量均增加，但增速均减缓。因此，增大 m，即增大 d，减小 w 的布孔方案，有利于应力波强度的增长。但是当 m 大于 1.5 时，继续增大 m，应力峰值增长趋于缓慢。同时，增大的 m 意味着不断扩大的的孔距，孔距越大，意味着炮孔越靠近上下盘，则窄矿脉爆破时极易造成上下盘围岩的崩落，造成矿石的损失贫化。

图 7 模拟结果显示相同孔网面积下、不同炮孔密集系数的爆破效果。图 7(a)为 m 为 2.0、方案为 0.8 m×1.6 m 的模拟结果，此时炮孔周围裂隙与自由面附近层状裂隙在上下盘围岩处贯通上下盘，导致上下盘围岩超挖崩落。相对而言，m 为 1.4 时，对应 1 m×1.4 m 的方案中，爆破界限与矿体边界比较吻合，既充分回收了矿石，又不损伤上下盘围岩。

因此，综合考虑减小矿石贫化，同时能取得良好的爆破应力峰值，最终布孔方案为 1.0 m×1.4 m。

表 1 炮孔密集系数对关键单元应力峰值的影响

Table 1 Influence of hole density coefficient on the stress peak of the key elements

$d\times m$	S/m^2	m	σ/MPa
1.2 m×1.2 m	1.4	1.0	33.00
1.1 m×1.3m	1.4	1.2	47.95
1.0 m×1.4 m	1.4	1.4	71.60
0.9 m×1.6 m	1.4	1.8	76.65
1.2 m×1.1 m	1.3	1.1	50.48
1.3 m×1.0 m	1.3	1.3	62.84
1.4 m×0.95 m	1.3	1.5	75.41
1.6 m×0.8 m	1.3	2.0	79.16
1.0 m×1.2 m	1.2	1.20	51.3
0.95 m×1.3 m	1.2	1.37	73.90
0.9 m×1.3 m	1.2	1.44	75.23

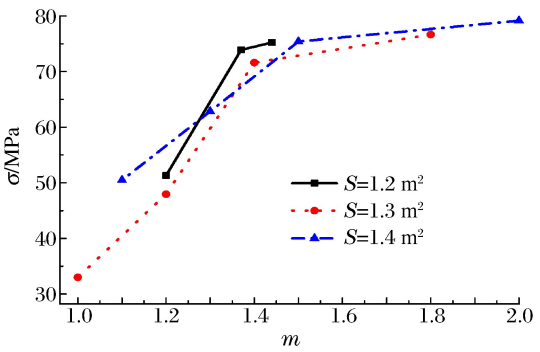


图 6 炮孔密集系数与应力峰值关系

Fig. 6 Relationship between stress peak and bore hole density coefficient

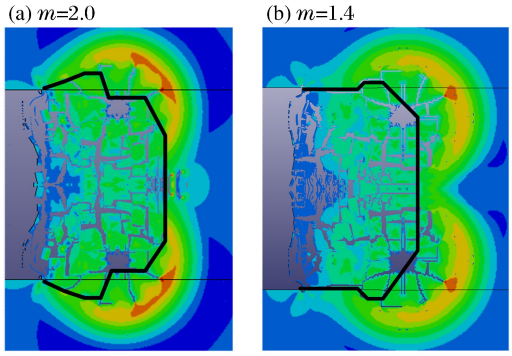


图 7 密集系数为 2 和 1.4 时的爆破效果

Fig. 7 Blasting effects of bore hole density coefficients 2 and 1.4

3 工业实验

将以上研究结果应用于工业实验中，以验证数值实验结果的正确性与合理性。现场采用“方形”布孔，炮孔平行矿体，孔距为 1.4 m，最小抵抗线为 1 m，孔径为 60 mm，孔深为 12 m，采用 2 # 岩石乳化炸药，单孔装药量约为 15.75 kg，炮孔填塞长度 1.0～1.5 m，设计爆破体体积为40 m^3。现场炮孔布置见图 8。

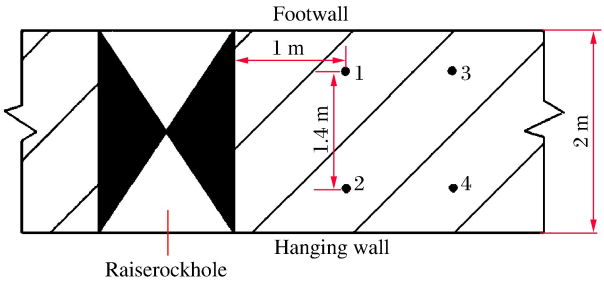


图 8 现场炮孔布置图

Fig. 8 Layout of field drilling holes

采用三维激光扫描系统对爆破后的空区形态进行测试，来评价爆破效果，测试结果见图 9。对爆破后的空区体积进行计算，得到实测爆破体体积为 36.37 m^3，矿石密度为 2.7×10^3 kg/m^3，爆破矿石量 98 t，炸药单耗为 0.64 kg/t。爆破后爆区形态如图 10 所示，设计与实测爆破形态相符，且爆破未导致矿体上下盘围岩垮落，爆破效果良好，说明该孔网参数比较合适。

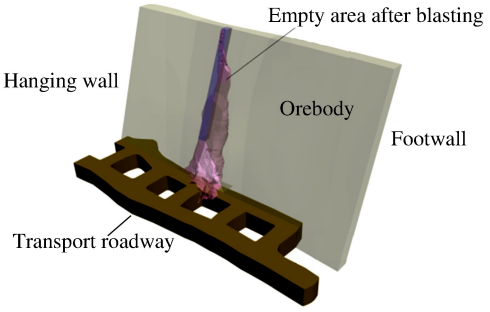


图 9　爆破后空区扫描结果

Fig. 9　Gap scanning result after blasting

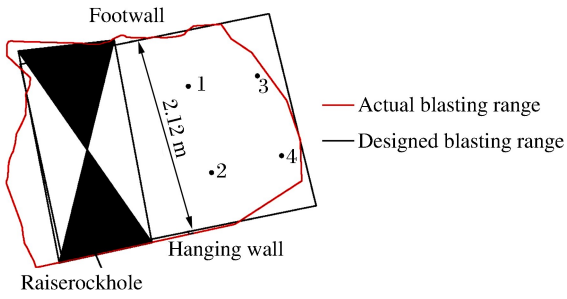


图 10　设计与实测爆破体横剖面图

Fig. 10　Blasting section of designed and actual zone

4　结　论

(1)狭窄矿脉爆破时，有限自由空间使爆破应力波只有部分被反射用于破岩，其余能量流向矿岩深处，造成窄矿脉爆破的巨大夹制作用，相对于无限自由空间，同样的爆破量，炸药单耗较大。(2)2 m 厚的狭窄矿脉爆破时，相同孔距下，自由面中心位置应力峰值随着抵抗线增大呈现衰减趋势；孔距在 0.9～1.6 m 范围内，相同的抵抗线，应力峰值随孔距增大而增大。选择孔网面积作为衡量依据，随密集系数增大，有效应力增量减缓。综合各方案，1.0 m×1.4 m(孔间距×抵抗线)为最优的爆破参数方案。(3)工业实验显示，采用 1.0 m×1.4 m 的爆破孔网参数，设计爆破体体积为 40 m^3，爆破后实测爆破体体积为 36.37 m^3，实测爆区体积为设计的 91.8%，放出矿石量为 98 t，炸药单耗为 0.64 kg/t，爆破并未导致矿体上下盘围岩垮落，爆破效果良好。

参考文献：

[1]　胡际平. 国外急倾斜极薄矿脉采矿方法的新发展及其借鉴意义[J]. 黄金，1991，12(2)：18-24.
Hu Ji-ping. Advance in mining methods for steep and exceedingly narrow orebodies abroad and its practicality in China[J]. Gold，1991，12(2)：18-24.

[2]　曹永忠. 急倾斜薄矿脉开采中贫化率的控制[J]. 湖南有色金属，1993，9(3)：133-136.
Cao Yong-zhong. Dilution rate control in the mining of steep dip and narrow vein[J]. Hunan Nonferrous Metals，1993，9(3)：133-136.

[3]　Brewis T. Narrow vein mining 1：Steep veins[J]. Mining Magazine，1995，173：316-317.

[4]　Towey C A J. Narrow vein mining at Charters Towers，Queensland，by longhole open stoping[C]// Narrow Vein Mining Conference－2008. 2008：9-12.

[5]　吴贤振，余敏，吴强. 铜坑矿中深孔凿岩爆破参数优化试验研究[J]. 黄金，2011，32(5)：31-33.
Wu Xian-zhen，Yu Min，Wu Qiang. Parameter optimization for moderate-long holes blasting in Tongkeng mine[J]. 2011，32(5)：31-33.

[6]　单仁亮，黄宝龙，蔚振廷，等. 岩巷掘进准直眼掏槽爆破模型试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2012，31(2)：256-264.
Shan Ren-liang，Huang Bao-long，Wei Zhen-ting，et al. Model test of quasi-parallel cut blasting in rock drivage[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2012，31(2)：256-264.

[7]　许名标，彭德红. 边坡预裂爆破参数优化研究[J]. 爆炸与冲击，2008，28(4)：355-359.
Xu Ming-biao，Peng De-hong. Parameter optimization of the slope pre-splitting blasting[J]. Explosion and Shock Waves，2008，28(4)：355-359.

[8]　张成良，李新平，代翼飞. 考虑损伤效应的岩锚梁光面爆破数值分析[J]. 岩土力学，2007，28(增刊)：354-358.
Zhang Cheng-liang，Li Xin-ping，Dai Yi-fei. Numerical simulation analysis of rock anchor beam blasting considering damage effect[J]. Rock and Soil Mechanics，2007，28(Suppl)：354-358.

[9]　王鹏，周传波，耿雪峰，等. 多孔同段爆破漏斗形成机理的数值模拟研究[J]. 岩土力学，2010，31(3)：993-997.

Wang Peng, Zhou Chuan-bo, Geng Xue-feng, et al. Numerical simulation of formation mechanism of multihole and same delay time of blasting crater[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010,31(3):993-997.

[10] 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):1883-1887.
Liu You-ping, Gong Min, Huang Gang-hai. Numerical analysis method for optimizing charging structureof deep-hole blasting and its application[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012,33(6):1883-1887.

[11] 高文学,刘运通.岩石动态损伤的数值模拟[J].北京工业大学学报,2000,26(2):5-10.
Gao Wen-xue, Liu Yun-tong. Numerical simulations on dynamic damage in brittle rocks[J]. Journal of Beijing University Technology, 2000,26(2):5-10.

[12] 王正波,禹海涛,袁勇.地下结构内部爆炸问题的数值建模及分析[J].地下空间与工程学报,2011,7(增刊):1324-1328.
Wang Zheng-bo, Yu Hai-tao, Yuan Yong. Study on numerical simulation method of internal blast problems in underground structures[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2011,7(Suppl):1324-1328.

[13] 王洋,叶海旺,李延真.裂隙岩体爆破数值模拟研究[J].爆破,2012,29(3):20-22.
Wang Yang, Ye Hai-wang, Li Yan-zhen. Numerical simulation on jointed and fractured rock blasting[J]. Blasting, 2012,29(3):20-22.

Blasting parameter optimization of medium-depth hole caving for steeply inclined thin veins

Xu Shuai[1], Peng Jian-yu[1,2], Li Yuan-hui[1], An Long[1], Wu Jin[1]

(1. *Key Laboratory of Ministry of Education on Safe Mining of Deep Metal Mines, Northeastern University, Shenyang* 110819, *Liaoning, China*;
2. *Hunan Key Laboratory of Safe Mining Technique of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan* 411201, *Hunan, China*)

Abstract: On the basis of the industrial experiment of medium-depth hole caving in Jinchanggouliang Gold Mine, the authers carried out the optimization research of hole pattern blasting parameters. ANSYS/LS-DYNA was used to make several schemes of numerical simulation. Then the distribution features of the blasting stress fields under different hole pattern parameters and the formation process of the fractured blasting regions under the constrained blasting effect of narrow vein were obtained. The results show that when the resistance line is between 0.8 and 1.2 m, under the same hole spacing, the effective stress peak of the central free surface decreases with the increasing resistance line; when the hole spacing is between 0.9 and 1.6 m, it increases with the rising hole spacing under the same resistance line. As the bore hole density coefficient increases, the stress increments slow down, and the ore loss and dilution aggravate, if the bore hole density coefficient is more than 1.5. Comparison of all the schemes displays that the 1.0 m×1.4 m hole pattern parameter is the best. After employing the optimization results for the field experiment and with the CMS evaluating the blasting effect, the actual blasting zone volume covers 91.8% of the designed volume. The blast, with sound effect, did not cause the top and bottom side wall orebody to cave.

Key words: mechanics of explosion; parameter optimization; ANSYS/LS-DYNA; steeply-inclined thin veins; medium-depth hole blasting; destruction region of ore-rock

(责任编辑 张凌云)