

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2017.04.011

## 露天矿地下采空区爆破崩落法 治理效果的数值模拟研究\*

耿智园<sup>1</sup> 冯春<sup>2a, 2b</sup> 郭汝坤<sup>2a, 2b</sup> 贾建军<sup>1</sup> 邵猛<sup>1</sup> 乔继延<sup>2a, 2b</sup> 李世海<sup>2a, 2b</sup>

(1. 鞍钢矿业爆破有限公司 鞍山 114046; 2. 中国科学院 a. 力学研究所;  
b. 流固耦合系统力学重点实验室 北京 100190)

**摘要:** 爆破崩落法是治理露天矿地下采空区的主要手段,数值模拟是研究爆破崩落效果的有效工具。基于连续-非连续数值模拟方法(CDEM)利用朗道点火爆炸模型实现了炸药起爆过程的描述,利用考虑应变软化效应的Mohr-Coulomb模型及最大拉应力模型实现了围岩损伤破裂过程的模拟。以弓长岭铁矿何家采场采空区为研究对象,重点探讨了炮孔间排距、起爆延时等对该采空区上覆岩层损伤破裂程度、空区填充程度及空区内大块率的影响规律。计算结果表明:炮孔间排距对爆破效果的影响较大,随着间排距的增大,塌落至空区的大块率逐渐增大,且塌落范围逐渐减小。当间排距为17 m时,仅空区顶板附近出现局部塌落,地表岩层依然处于稳定状态。起爆延时对爆破效果的影响较小,当起爆延时大于42 ms以后,塌落至空区的岩体块度分布基本一致,仅大块率有所区别。为了确保爆破崩落法的治理效果,建议炮孔的间排距不大于7 m,炮孔排间延时不小于42 ms。

**关键词:** 采空区; 爆破崩落法; 数值模拟; 间排距; 起爆延时

**中图分类号:** TD854.2 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2017)04-0057-09

## Numerical Simulation on Controlling Effect of Underground Goafs in Open Pit Mine by Blasting Caving Method

GENG Zhi-yuan<sup>1</sup>, FENG Chun<sup>2a, 2b</sup>, GUO Ru-kun<sup>2a, 2b</sup>, JIA Jian-jun<sup>1</sup>,  
SHAO Meng<sup>1</sup>, QIAO Ji-yan<sup>2a, 2b</sup>, LI Shi-hai<sup>2a, 2b</sup>

(1. ANSTEEL Blasting Co Ltd, Anshan 114046, China; 2. a. Institute of Mechanics;  
b. Key Laboratory for Mechanics in Fluid Solid Coupling Systems,  
Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China)

**Abstract:** Blasting caving is the main method to control the underground goafs in open pit mine, and the numerical simulation is an effective tool to study the blasting effect. Based on the Continuous Discontinues Element Method (CDEM), the Landau blasting model was adopted to describe the detonating process of explosives. The Mohr-Coulomb model and maximal tensile stress model considering strain softening effect are used to simulate the damage and fracture process of rocks. Based on the goafs in Hejia stope in Gongchangling iron mine, the damage and fragmentation degree, filling degree, and large block ratio in goaf affected by row-column spacing of bore holes and detonating delay is discussed. The numerical results show that the row-space of hole influence the blasting quality greatly. With the increment of spacing, the large block ratio in goaf increases gradually, and the collapse area decreases gradually. When the row-space of hole reaches 17m, local collapse just appears near the roof of goaf, and the surface of the rock layer is still stable. Detonating delay will not affect the blasting results so seriously. When delay time is greater than 42ms, the distribution of fragments in goaf is approximately the same, except the little difference in large block ratio.

To ensure the control effect of blasting caving method, it's suggested that the row-space of hole should not be greater than 7m, and initiation delay should not be less than 42 ms.

**Key words:** goaf; blasting caving method; numerical simulation; row-column spacing; initiation delay

露天开采具有采掘效率高、生产成本低、施工安全等优点,因此国内外的新建和扩建矿山均有大规模采用露天开采或从地下开采转入露天复采的趋势<sup>[1-3]</sup>。地采转露采进行隐患资源复采时,随着露天开采层面的逐年下降,采场距离原遗留的采空区越来越近,施工安全问题越来越突出,此时需要对采空区进行必要的处理<sup>[4]</sup>。目前采空区的处理方法主要包括充填法、崩落法、支撑法、封闭隔离法和联合法等<sup>[5-6]</sup>。

爆破崩落法的处理工艺简单<sup>[7]</sup>,成本较低,能快速消除采空区潜在的安全隐患,因此往往被用于采空区的处理。该方法通过在采空区上覆岩层中布设一定间排距的炮孔,起爆后使得空区上部的岩体自然垮落,从而达到采空区自然填充密实的目的。爆破崩落法实施过程中,为了获得较好的填充密实度及较少的大块率,需要对爆破参数进行优化设计。

随着计算机技术的发展,数值模拟为爆破参数的优化设计提供了一种新的技术手段,并在矿山爆破中得到了初步的应用。梁超借助FLAC3D中的动力模块,分析了静载及爆破载荷共同作用下采空区顶板的失稳机理及失稳过程<sup>[8]</sup>。郭靖等利用LS-DYNA对安家岭露天矿采空区存在段的爆破过程进行了模拟,提出了充分利用自由面进行爆破优化设计的方案<sup>[9]</sup>。此外,王汉军、叶海旺、赵老生、齐世福等也分别利用LS-DYNA数值模拟软件对深部高地应力岩巷掘进的爆破参数、矿床回采爆破参数、高韧性顶煤开采的爆破参数和井下钻孔爆破的参数进行了优化<sup>[10-13]</sup>。郑炳旭等则采用CDEM数值模拟方法研究了炸药单耗对爆破块度的影响规律<sup>[14]</sup>。

将以弓长岭铁矿何家采场采空区为研究对象,借助连续-非连续数值模拟方法(CDEM)<sup>[15-17]</sup>,重点探讨爆破崩落法实施过程中的间排距、起爆延时等参数对该采空区上覆岩层损伤破裂程度、空区填充程度、空区内大块率的影响规律。

## 1 计算方法及本构模型

数值模拟主要采用连续-非连续单元方法(CDEM)进行。CDEM方法是一种将有限元与离散元进行耦合计算,通过块体边界及块体内部的断裂来分析材料渐进破坏过程的数值模拟方法。CDEM方法的控制方程为质点运动方程,并采用基于增量方式的显式欧拉前差法进行动力问题的求解,在每一时步包含有限元的求解及离散元的求解等两个步骤,整个计算过程中采用不平衡率表征系统受力的平衡程度。

采用考虑应变软化效应的Mohr-Coulomb模型及最大拉应力模型来表征爆炸载荷下岩体的渐进破坏过程,该模型将岩体离散为单元及虚拟界面两部分,其中虚拟界面为两个单元的边界。单元的受力变形采用有限元进行计算,并在单元中引入线弹性本构模型;虚拟界面的受力变形通过离散元(数值弹簧)实现,并在虚拟界面上引入考虑应变软化过程的Mohr-Coulomb模型(含最大拉应力模型)实现岩体的损伤断裂过程。该模型的示意图如图1所示。

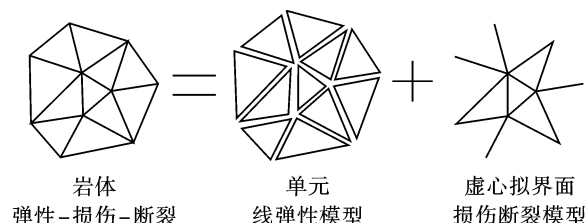


图1 弹性-损伤-断裂模型

Fig. 1 Elastic-damage-fracture model

该模型的输入参数包括用于单元弹性变形计算的块体密度、弹性模量、泊松比,用于虚拟界面损伤断裂计算的法向刚度、切向刚度、粘聚力、内摩擦角、抗拉强度、拉伸断裂应变、剪切断裂应变。

本文的爆源模型主要采用朗道点火爆炸模型,该模型的输入参数包括装药密度、炸药爆速、爆热及点火点位置。

## 2 采空区治理效果的数值分析

### 2.1 数值模型及参数

根据弓长岭铁矿何家采场采空区的综合物探结

收稿日期:2017-08-01

作者简介:耿智园(1967-),男,高级工程师,鞍钢矿业爆破有限公司总经理助理,(E-mail) geng3303@hotmail.com。

通讯作者:冯春(1982-),男,高级工程师,主要从事采矿及岩土力学领域数值计算方法的研究,(E-mail) fengchun@imech.ac.cn。

基金项目:国家重点研发计划项目(2016YFC0801600)资助;鞍钢矿业集团“基于采选总成本的爆破技术优化研究”项目(2016-科A07-2)资助

果及空区稳定性初步分析结果<sup>[18,19]</sup>,建立如图 2 所示的二维剖面简化数值模型(假设轴向上的空区尺寸足够大)。该模型中采空区的长度为 42 m,高度为 10 m,上覆岩层厚度为 18 m。左侧台阶高度为 12 m,台阶剖面角为 80°。

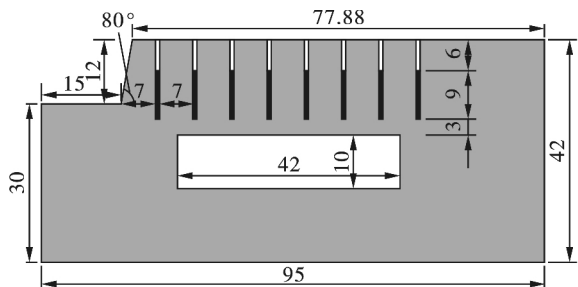


图 2 爆破崩落治理空区的二维剖面计算模型(单位: m)  
Fig. 2 2D profile calculation model of blasting caving method( unit: m)

采用逐孔起爆的方式进行采空区治理,炮孔直径为 250 mm,炮孔深度为 15 m,装药段长度 9 m,填塞 6 m,炮孔底部距采空区顶板 3 m,首排炮孔的底盘抵抗线为 7 m。分别探讨炮孔间排距  $d$ (设间距及排距相等)及起爆延时  $T$  对空区治理效果(密实度、破碎程度、大块率)的影响。探讨炮孔间排距的影响时,设起爆延时为 42 ms;探讨起爆延时的影响时,设炮孔的排距为 7 m。

根据勘察,采空区上覆岩体以角闪岩为主,有少量磁铁石英岩和绿泥片岩。数值计算时块体为弹性模型,块体间的虚拟界面为考虑应变软化效应的 Mohr-Coulomb 模型及最大拉应力模型(达到极限应变发生断裂),爆破载荷下上覆岩体的动态力学参数如表 1 所示。

表 1 采空区上覆岩体的力学参数

Table 1 Mechanical parameters of rock upon goaf

密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	弹性模量/ GPa	泊松比	粘聚力/ MPa	抗拉强度/ MPa	内摩擦角/ Deg	拉伸断裂 应变/%	剪切断裂 应变/%
3200	60	0.25	36	12	40	0.1	0.3

爆破所用的炸药选用乳化炸药,采用朗道点火爆炸模型进行模拟,装药密度为  $1150 \text{ kg/m}^3$ ,爆轰速度为 5600 m/s,爆热为 3.4 MJ/kg。考虑到采用剖面模拟三维爆破,所用的装药密度取平均密度(即真实密度与炮孔间距的比值)。

图 2 所示的数值模型(间排距为 7 m)共剖分 18756 个四边形网格。数值计算共分为两个阶段。第一阶段将模型的底部及左右两侧进行法向约束,施加竖直向下的重力,进行自重应力场的计算;第二阶段将整个模型的位移场清零,把模型底部及左右两侧的位移边界条件解除,更改为无反射边界条件,激活爆源,按照设定的延时进行爆破破岩及空区填充的计算。

### 2.2 采空区爆破崩落过程模拟

研究炮孔间排距为 7 m,起爆延时为 42 ms 时的空区填充效果。重点分析爆破崩落过程中不同时刻岩体的垮落及空区的填充情况,爆破引起的振动情况,爆堆最终的表面形态及采空区内爆破堆积体的块度分布特征等。

对采空区内爆破堆积体的块度进行统计,统计区域如图 3 所示。定义系统破裂度为数值模型中已经发生破裂的虚拟界面数量与总虚拟界面数量的比值,采用破裂度指标进一步描述岩体的破裂程度。此外,在图 3 所示的数值模型上设置了 4 个监测点,

用于监测爆破引起的振动合速度( $P1$ 、 $P2$  点)及平均正应力( $P3$ 、 $P4$  点)。



图 3 爆破块度统计区域及监测点位置示意图  
Fig. 3 Fragments statistical area and location of monitoring points

不同时刻  $t$  时采空区上覆岩体的破碎崩落情况及空区内破碎块体的堆积情况如图 4 所示。由图 4 可得,首排孔爆破后,在左侧及上侧的自由表面出现了大量的反射拉伸破坏(图 4(a));随着爆破向后方的推进,采空区上部的岩体逐渐破碎。由于存在平台面及采空区顶面等两个自由面,爆炸应力波将在上述两个自由面间来回反射,从而使得空区上覆岩层出现了大量水平的反射拉伸裂缝(图 4(b)~(d))。此外,前排炮孔爆破完成后造就了竖直方向的自由面,后排炮孔爆破产生的应力波将在该竖直

自由面上产生反射,从而诱导在前排炮孔的右侧出现大量垂直方向的拉伸裂缝(图 4(b)~(d))。采空区上覆岩体被上述水平及垂直方向的裂缝切割成块状结构,并在自重作用下发生垮落,堆积于原有的

空区内,从而实现了采空区的崩落充填(图 4(e)~(h))。从图 4(h)可以看出,采空区的中部填充较为密实,左右侧壁存在一定的空隙,爆破后的大块主要集中在空区的顶部及右上侧。

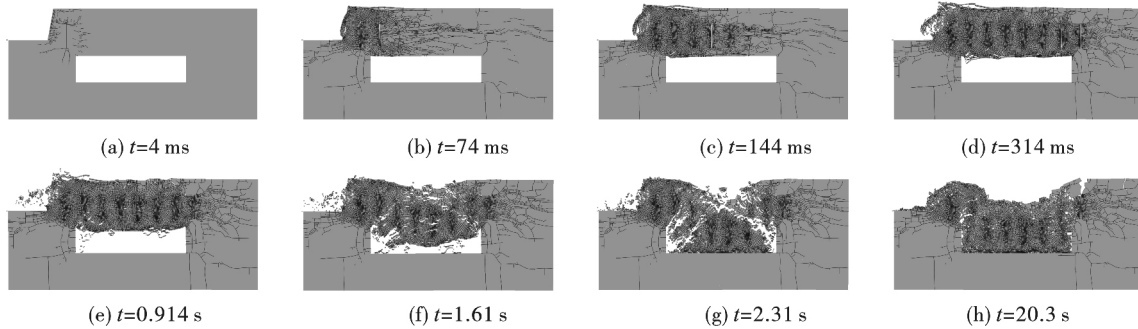


图 4 42 ms 延时下爆破后岩体的垮落及空区的充填过程

Fig. 4 The collapse of rock mass and filling process of goaf under 42 ms initiation delay

P1、P2 两个监测点获得的合速度时程曲线如图 5 所示。由图可得,首排炮孔起爆引起的振动合速度最大,约为 5.5 m/s;由于被采空区阻隔且爆区前方岩体较破碎,后续爆破对 P1 点的振动速度影响较小,但后续爆破对 P2 点的影响依然很大。

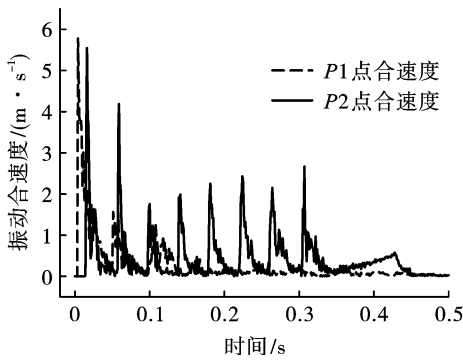


图 5 两个监测点的振动合速度时程曲线

Fig. 5 Time-history curves of velocity magnitude of two monitoring points

P3、P4 点的平均正应力时程曲线如图 6 所示。由图可得,爆破诱发的 P3 点的动应力幅值约为 8~9 MPa, P4 点的动应力幅值约为 17 MPa。第一个炮孔起爆时,大部分的能量将用于炮孔前方(台阶侧)岩体的破碎,破碎的岩体无法产生有效的传力路径,从而导致向左下侧岩体内部传递的能量不足,因此 P3 点测得的平均正应力偏小。相反,炮孔后方由于没有自由面,爆破压力直接作用于炮孔后侧岩壁上,并经后侧岩体传递至测点 P4 处,由于爆炸波传递过程中岩体没有发生破坏,故而 P4 点虽然较 P3 点远,但 P4 点对应的平均应力幅值却大于 P3 点。此外,首个炮孔起爆后,在前侧自由面将反射生成拉伸

波,反射拉伸波与传递至 P3 点的直达压缩波将会发生叠加,也可以在一定程度上削弱 P3 点的应力幅值。另一方面,由于本次数值模拟采用了二维模型,故爆破能量在轴向上不存在几何耗散,更因为空区的存在,隔断了爆炸应力波向右下侧传播的机会;因此,首个炮孔起爆产生的爆炸波向右侧的传播过程就像是在杆件中传播一样,不存在能量损失,这是 P4 点平均应力幅值偏高的另一个原因。

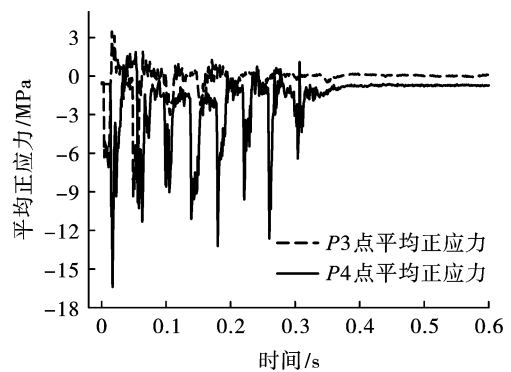


图 6 两个监测点的平均正应力时程曲线

Fig. 6 Time-history curves of mean normal stress of two monitoring points

统计区域内的块度分布情况如图 7 所示。从图中可知破碎尺寸主要分布在 1 m 以下,最大破碎尺寸约为 2.3 m,大块率为 4.20%。

系统破裂度随爆破时间的变化如图 8 所示。由图可得,每一次爆破后,系统破裂度均有所增加,但增加趋势逐渐变缓;第一排爆破完成后,系统破裂度已达到了 10%;当 8 排炮孔全部爆破完成后,系统破裂度约为 43.5%。

由图 8 还可以看出,每一排爆破的瞬间,系统破裂度有一个很大的跃升,表明爆炸瞬间的巨大应力使得周边岩体产生了大量的破裂;随着时间的推移,应力波逐渐衰减,破裂度也逐渐趋于稳定;由于前排爆破后的裂缝扩展已经完全停止,后排炮孔才发生起爆,因此几乎不存在应力干扰的现象。

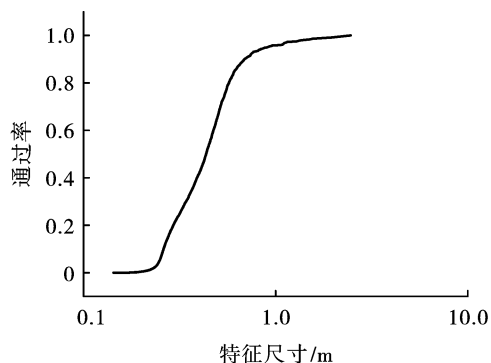


图 7 采空区内爆堆的块度分布曲线

Fig. 7 Fragments distribution curve in goaf

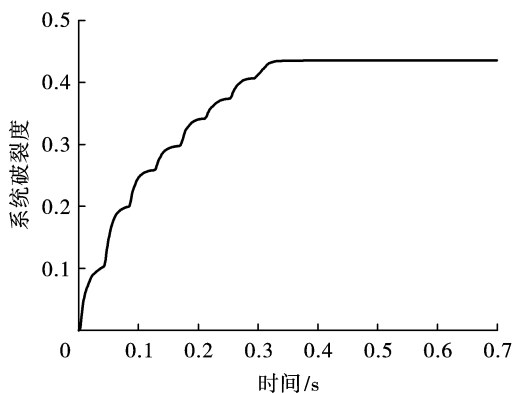


图 8 系统破裂度时程曲线

Fig. 8 Time-history curve of system fracture degree

### 2.3 炮孔间排距对治理效果的影响研究

设炮孔的排间延时为 42 ms,分别探讨间排距  $d$  为 7 m、10 m、13 m 及 17 m 时的爆破崩落情况及空区的填充情况。由于采用二维剖面进行模拟,需对装药密度进行均匀化,上述 4 种间排距下对应的等效装药密度分别为  $164 \text{ kg/m}^3$ 、 $115 \text{ kg/m}^3$ 、 $88.5 \text{ kg/m}^3$  及  $67.6 \text{ kg/m}^3$ 。

不同间排距  $d$  下,上覆岩层的爆破崩落及采空区的填充效果如图 9 所示。由图可得,随着间排距的增大,崩落填充效果逐渐变差,采空区内部的大块逐渐增多,采空区左右两侧的未填充区域逐渐增大。当间排距为 17 m 时,空区上覆岩体并未发生整体解体垮落,仅采空区顶部一定范围内的岩体碎裂后堆积于空区底部,剩余部分岩体仍然保留了初始的结构,形成了具有一定厚度的岩石拱,岩石拱跨中处的厚度最小,约为 5 m。

不同间排距下,覆盖层垮落后的地表形态如图 10 所示。由图可得,一旦采空区上覆岩层发生了整体性的垮落,其垮落后的地面形态基本一致,均呈现出中部低两侧高的“碗型”结构。

不同间排距下,采空区内部填充物的块度分布曲线如图 11 所示。由图可得,随着间排距的增大,采空区上覆岩石的破裂块度逐渐增大;间排距为 7 m、10 m 及 13 m 时的块度分布曲线在形式上基本一致,在对数坐标系下,呈现出缓变-陡升-缓变的三阶段特性;而间排距为 17 m 时,块度分布曲线在对数坐标系下仅包含缓变-陡升两个阶段。由图还可以看出,间排距为 7 m、10 m 及 13 m 时的最大块体特征尺寸基本一致,为 2.3 ~ 2.6 m;而当间排距为 17 m 时,最大块体的特征尺寸为 4.0 m。

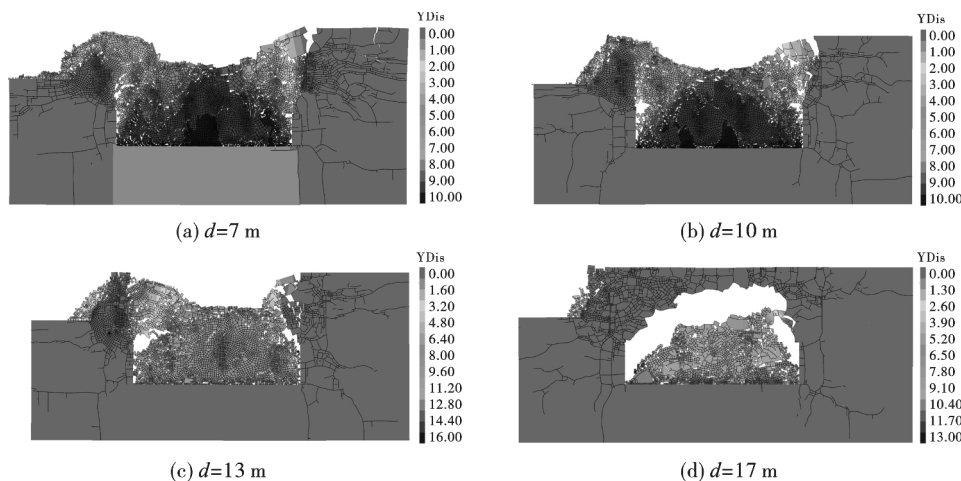


图 9 不同间排距下的爆破崩落及填充情况对比( 竖直方向位移云图,单位: m)

Fig. 9 Collapse and filling quality under different row-column spacing( vertical displacement contour unit: m)

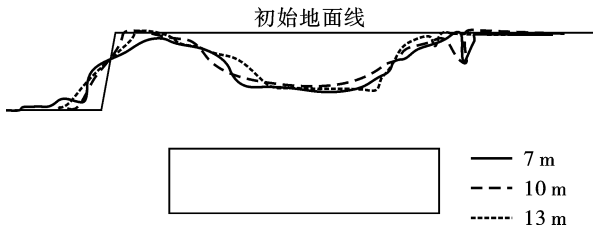


图 10 不同间排距下上覆岩层垮落后的地面形态  
Fig. 10 Ground features after blasting caving treatment under different row-column spacing

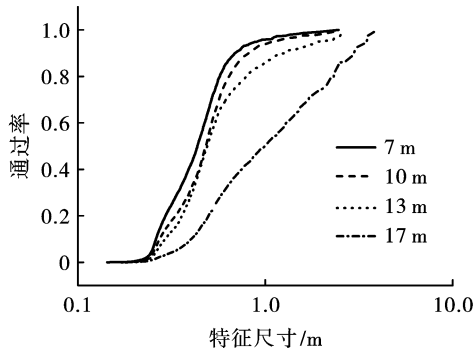


图 11 不同间排距下采空区内爆堆的块度分布曲线  
Fig. 11 Fragments distribution curves in goaf under different row-column spacing

不同间排距下的系统破裂度随爆破时间的演化规律如图 12 所示。由图可得,随着爆破的进行,系统破裂度逐渐增大,爆破结束后,系统破裂度处于稳定状态;随着间排距的增大,系统破裂度逐渐减小,表明采空区上覆岩体的破碎程度逐渐减弱;当间排距为 7 m、10 m、13 m 及 17 m 时,系统破裂度分别为 44%、36%、32% 及 18%。

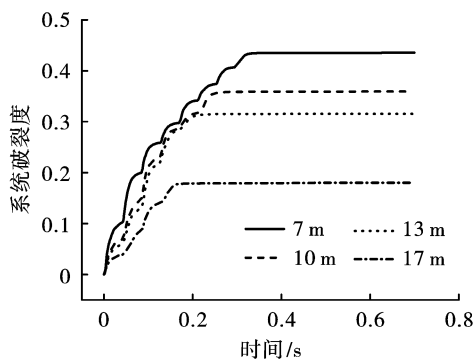


图 12 不同间排距下系统破裂度时程曲线  
Fig. 12 Time-history curves of system fracture degree under different row-column spacing

设特征尺寸超过 1 m 的为大块,则大块率及系统破裂度随间排距的变化规律如图 13 所示。由图可得,随着间排距的增大,大块率基本呈指数型增大趋势,而系统破裂度基本呈线性减小趋势。

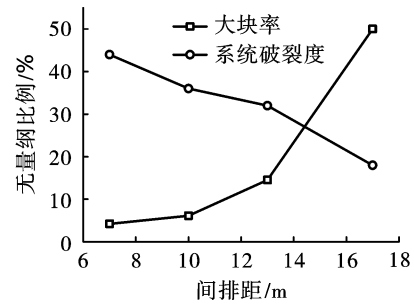


图 13 大块率及系统破裂度随间排距的变化曲线  
Fig. 13 Variation of large block ratio and system fracture degree with row-column spacing

## 2.4 起爆延时对治理效果的影响研究

设炮孔的排距为 7 m,分别探讨起爆延时为 17 ms、42 ms 及 65 ms 时的空区填充效果。

不同爆破延时  $T$  下,采空区的崩落填充效果如图 14 所示。由图可得,三种起爆延时下,采空区中部的填充效果均较好,采空区左右侧壁的填充效果,42 ms 延时的效果略优于其他两个延时的效果;其中,17 ms 延时下,左侧顶部附近,右侧底部附近均存在一定的空区;65 ms 延时下,右侧壁填充较好,但左侧顶部存在 3~4 m 的集中空区未被填充。从图中还可以看出,大块主要集中在空区的右上部,随着延时的增大,大块率逐渐减小。

不同延时下爆堆的表面形态如图 15 所示。由图可得,三种延时下,爆堆的表面形态基本一致;台阶边坡附近,42 ms 延时与 17 ms 延时更为接近,均存在一个陡坡,而 65 ms 延时下出现了一个连续变化的缓坡;采空区的右上侧,42 ms 与 65 ms 下的后缘拉裂缝位置及大小基本一致,17 ms 时的拉裂槽向左侧略有偏移。由图还可以看出,延时越大,爆堆表面变得越为平缓。

三种爆破延时下,统计区域内的块度分布情况如图 16 所示。由图可得,42 ms 延时与 65 ms 延时的块度分布曲线基本一致,且当通过率大于 70% 后,相同通过率下的特征尺寸比 17 ms 延时的;17 ms 延时的最大破碎尺寸约为 3.3 m,而 42 ms 及 65 ms 延时的最大破碎尺寸基本一致,约为 2.3 m。从图 16 可以看出,单从爆破块度的分布上,45 ms 及 65 ms 的延时要优于 17 ms 的延时。

三种爆破延时下,系统破裂度随爆破时间的变化如图 17 所示。由图可得,每一次爆破后,系统的破裂度均有所增加,但增加趋势逐渐变缓;第一次爆破完成后,系统破裂度已达到了 10%;当 8 排炮孔全部爆破完成后,17 ms 延时的系统破裂度最小,约为 40%,42 ms 及 65 ms 的系统破裂度基本一致,约

为 43.5%。由图还可以看出,每一排爆破的瞬间,系统破裂度有一个很大的跃升,表明爆炸瞬间的巨大应力使得周边岩体产生了大量的破裂;随着时间的推移,应力波逐渐衰减,破裂度也逐渐趋于稳定;

17 ms 延时下,由于前排爆破后的裂缝扩展并没有完全停止,后排炮孔已经发生了起爆,因此存在一定的应力干扰;而 42 ms 及 65 ms 延时下,前排炮孔爆破诱发的裂缝已经基本扩展完毕。

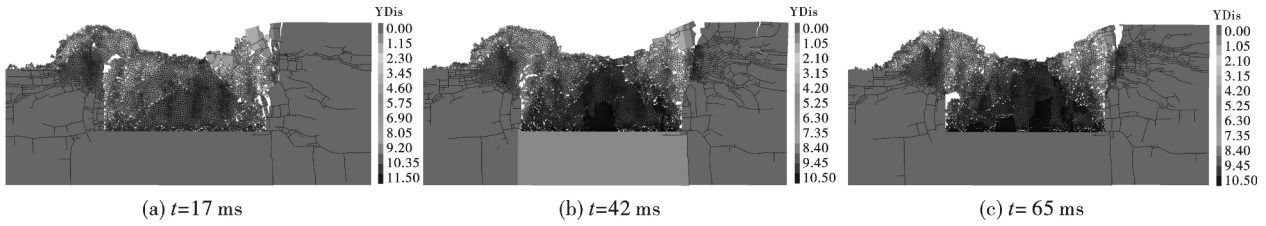


图 14 不同延时下采空区的崩落效果图( 竖直方向位移云图 单位: m)

Fig. 14 Collapse and filling quality under different initiation delay( vertical displacement contour unit: m)

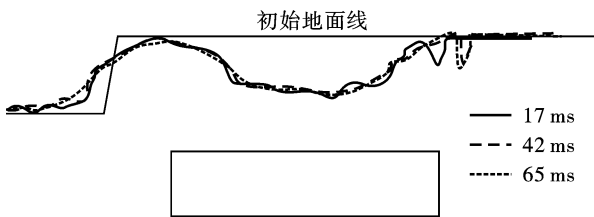


图 15 不同延时下爆堆的表面形态

Fig. 15 Ground features in different initiation delay

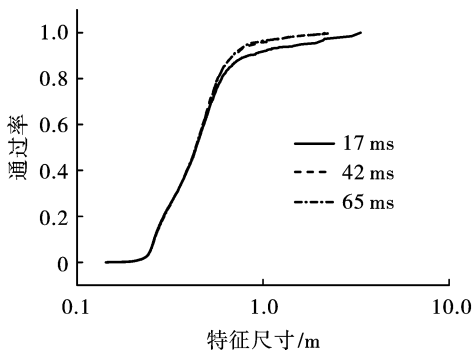


图 16 不同延时下采空区内爆堆的块度分布曲线

Fig. 16 Fragments distribution curves in goaf under different initiation delay

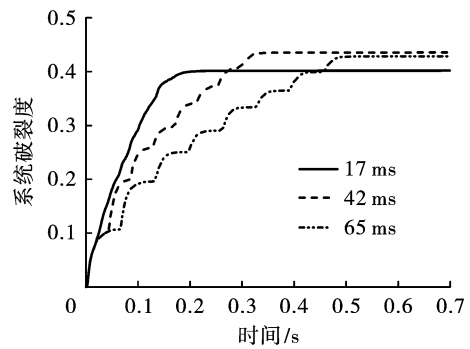
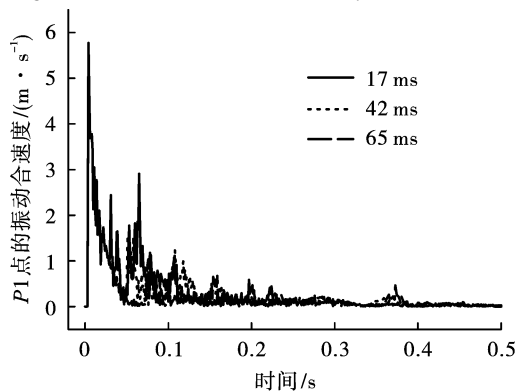


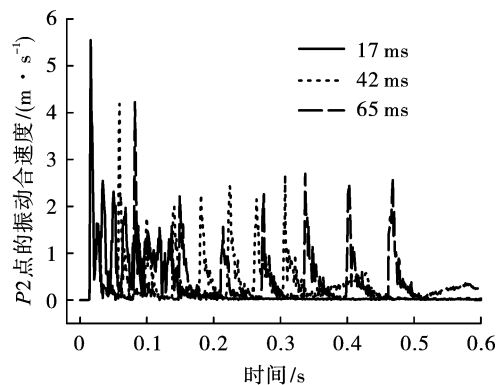
图 17 不同爆破延时下的系统破裂度时程曲线

Fig. 17 Time-history curves of system fracture degree under different initiation delay

P1、P2 两个监测点获得的合速度时程曲线如图 18 所示。由图可得,首排炮孔起爆引起的振动合速度最大,约为 5.5 m/s;由于被采空区阻隔,后续爆破对 P1 点的振动速度影响较小,但后续爆破对 P2 点的影响依然很大;从 P2 点的振动曲线上看,爆破延时对爆破振动幅值的影响较小。



(a) Curves of monitoring point P1



(b) Curves of monitoring point P2

图 18 不同延时下两个监测点的振动合速度时程曲线

Fig. 18 Time-history curves of velocity magnitude of two monitoring points under different initiation delay

P3、P4 点的平均正应力时程曲线如图 19 所示。由图可得,爆破诱发的 P3 点的动应力幅值约为 8~9 MPa, P4 点的动应力幅值约为 17 MPa; 爆破延时对监测点的动应力幅值影响不大, 但影响每个峰值

出现的时间。此外, P3 测点的平均正应力幅值小于 P4 点的原因, 已在对图 6 的分析说明中进行论述, 此处不再赘述。

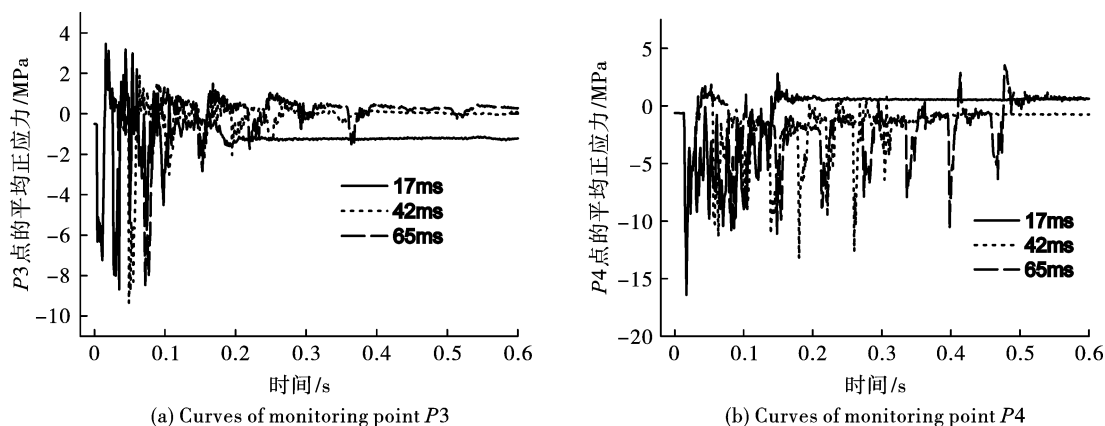


图 19 不同延时下两个监测点的平均正应力时程曲线

Fig. 19 Time-history curves of mean normal stress of two monitoring points under different initiation delay

不同延时下的大块率(特征尺寸超过 1 m)、系统破裂度等指标的统计如表 2 所示。由表可得,随着延时的增大,采空区内填充物的大块率将逐渐减小,但减小趋势逐渐变缓;系统破裂度将逐渐增大,但增大趋势也将逐渐变缓;爆区外的振动合速度及振动应力幅值基本不受爆破延时的影响。

表 2 不同延时下的指标统计

Table 2 Statistical indexes under different initiation delay

延时/ ms	大块 率/%	系统破裂 度/%	P2 点振动合 速度幅值/ ( $m \cdot s^{-1}$ )	P4 点平均 应力幅值/ MPa
17	8.30	40	5.5	16.4
42	4.20	44	5.5	16.4
65	3.50	43	5.5	16.4

### 3 结论

以弓长岭铁矿何家采场采空区为研究对象,利用连续-非连续单元法(CDEM),采用应变软化模型和朗道点火爆炸模型,对爆破崩落法治理该采空区的过程进行了模拟,重点探讨了炮孔间排距、起爆延时对爆破崩落效果的影响规律,结论如下:

(1) 炮孔间排距对爆破效果的影响较大,随着间排距的增大,塌落至空区的大块率逐渐增大,且塌落范围逐渐减小;当间排距为 17 m 时,仅空区顶板附近出现局部塌落,地表岩层依然处于稳定状态。

(2) 起爆延时对爆破效果的影响较小,当起爆延时大于 42 ms 以后,塌落至空区的岩体块度分布基本一致,仅大块率有所区别。

(3) 为了确保爆破崩落法的治理效果,建议炮孔的间排距不大于 7 m,炮孔排间延时不小于 42 ms。

### 参考文献 (References)

- [1] 古德生,李夕兵.现代金属矿床开采科学技术[M].北京:冶金工业出版社,2006.
- [2] 国家安全生产监督管理总局.国家安全生产科技发展规划-非煤矿山领域研究报告(2004—2010)[R].北京:国家安全生产监督管理总局,2003.
- [2] State Administration of Production Safety Supervision and Administration. National safety science and technology development plan—a report on the field of non-coal mines (2004—2010) [R]. Beijing: State Administration of Production Safety Supervision and Administration, 2003. (in Chinese)
- [3] AZAPAGIC A. Developing a frame work for sustainable development indicators for the mining and minerals industry [J]. Journal of Cleaner production, 2004(12): 639–662.
- [4] 崔晓荣,叶图强,陈晶晶.采空区采矿施工安全的组织与管理[J].金属矿山,2011(11):150–154.
- [4] CUI Xiao-rong, YE Tu-qiang, CHEN Jing-jing. Organization and management of mining construction safety in mined out area [J]. Metal Mine, 2011(11): 150–154. (in Chinese)
- [5] 李俊平,钱新明,郑兆强.采空场处理的研究进展[J].中国铝业,2002,26(3):10–15.
- [5] LI Jun-ping, QIAN Xin-ming, ZHENG Zhao-qiang. Research progress of abandoned stope disposal [J]. China



- Molybdenum Industry 2002 26(3): 10-15. (in Chinese)
- [6] 杨明春. 采空场处理综述[J]. 矿业快报, 2004, 20(10): 35-37.
- [6] YANG Ming-chun. Stope disposal review [J]. Express Information of Mining Industry, 2004, 20(10): 35-37. (in Chinese)
- [7] 崔晓荣, 林谋金, 郑炳旭, 等. 矿山采空区崩落爆破评估验收方法[J]. 金属矿山, 2015, 44(9): 11-15.
- [7] CUI Xiao-rong, LIN Mou-jin, ZHENG Bing-xu, et al. Inspection and assessment of caving and blasting effect in underground goafs [J]. Metal Mine, 2015, 44(9): 11-15. (in Chinese)
- [8] 梁超. 采空区顶板动力响应数值模拟研究[J]. 中国锰业, 2016, 34(4): 61-67.
- [8] LIANG Chao. A study on numerical simulation of dynamic response of roof [J]. China's Manganese Industry, 2016, 34(4): 61-67.
- [9] 郭靖, 马利云. 露天矿采空区台阶爆破数值模拟分析[J]. 煤矿机械, 2016, 37(10): 44-45.
- [9] GUO Jing, MA Li-yun. Open-pit mine goaf blasting numerical simulation analysis steps [J]. Coal Mine Machinery, 2016, 37(10): 44-45. (in Chinese)
- [10] 王汉军, 杨仁树, 李清. 深部岩巷爆破机理分析和爆破参数设计[J]. 煤炭学报, 2007, 32(4): 373-376.
- [11] WANG Han-jun, YANG Ren-shu, LI Qing. Analysis of blasting mechanism and design of blasting parameters in deep rock roadway [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(4): 373-376. (in Chinese)
- [12] 叶海旺, 张建华, 易长平. 含夹层矿体分采过程的数值模拟研究[J]. 爆破, 2011, 28(2): 27-29.
- [12] YE Hai-wang, ZHANG Jian-hua, YI Chang-ping. Numerical simulation study on the mining process of the ore body with an interlayer [J]. Blasting, 2011, 28(2): 27-29. (in Chinese)
- [13] 赵老生. 改善高韧性顶煤爆破效果的数值模拟[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2010, 29(1): 17-19.
- [13] ZHAO Lao-sheng. Numerical simulation of improving the blasting effect of top coal with high toughness [J]. Journal of Liaoning Technical University( Natural Science Edition), 2010, 29(1): 17-19. (in Chinese)
- [14] 齐世福, 刘新波, 李裕春. 水下钻孔爆破的数值模拟[J]. 工程爆破, 2010, 16(4): 13-17.
- [14] QI Shi-fu, LIU Xin-bo, LI Yu-chun. Numerical simulation of underwater drilling blasting [J]. Blasting, 2010, 16(4): 13-17. (in Chinese)
- [15] 郑炳旭, 冯春, 宋锦泉, 等. 炸药单耗对赤铁矿爆破块度的影响规律数值模拟研究[J]. 爆破, 2015, 32(3): 62-69.
- [15] ZHENG Bing-xu, FENG Chun, SONG Jin-quan, et al. Numerical study on relationship between specific charge and fragmentation distribution of hematite [J]. Blasting, 2015, 32(3): 62-69. (in Chinese)
- [16] LI S H, WANG J G, LIU B S, et al. Analysis of critical excavation depth for a jointed rock slope using a face-to-face discrete element method [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2007, 40(4): 331-348.
- [17] FENG C, LI SH, LIU XY, et al. A semi-spring and semi-edge combined contact model in CDEM and its application to analysis of Jiweishan landslide [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2014, 6(1): 26-35.
- [18] LI S H, ZHAO M H, WANG Y N, et al. A new numerical method for DEM-block and particle model [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41(3): 436-440.
- [19] 叶图强, 闫大洋, 蔡建德, 等. 露天矿复杂多层采空区爆破处理的研究[J]. 煤炭技术, 2014, 33(7): 281-284.
- [19] YE Tu-qiang, YAN Da-yang, CAI Jian-de, et al. Research on complex multi-layer open pit blasting process in goaf [J]. Coal Technology, 2014, 33(7): 281-284. (in Chinese)

(上接第32页)

- [10] 朱传统, 刘宏根. 地震波参数沿边坡面传播规律公式选择[J]. 爆破, 1988, 5(2): 30-34.
- [10] ZHU Chuan-tong, LIU Hong-gen. Selection of formula on propagation of the parameters of explosive seismic wave along slope [J]. Blasting, 1988, 5(2): 30-34. (in Chinese)
- [11] 姚尧. 爆震的放大效应与二元回归分析[J]. 爆破, 1992, 9(4): 5-8.
- [11] YAO Yao. Enlarged effect of blasting and duality regression analyses [J]. Blasting, 1992, 9(4): 5-8. (in Chinese)
- [12] 中华人民共和国国家发展和改革委员会. SL-94 水工建筑物岩石基础开挖工程施工技术规范[S]. 北京: 水利电力出版社, 1994.
- [13] GB6722—2014 爆破安全规程[S]. 北京: 中国标准出版社, 2014.