

# 松软煤层深孔预裂爆破力学特性的数值分析

龚敏, 黄毅华, 王德胜, 黎东海

(北京科技大学, 北京 100083)

**摘要:** 煤层深孔预裂爆破近年来在瓦斯抽放中运用日益增多, 但目前对其爆破理论研究较少。以矿井现场实际使用的爆破、炸药和煤层参数为基础, 利用三维数值模拟方法进行煤层预裂爆破机制研究。建立柱状药包爆破数值计算模型, 研究煤体破坏单元的范围和受爆破应力波作用的抽放影响区域。研究表明, 爆破粉碎范围最大接近 40 cm, 爆破对抽放量影响的作用半径不超过 10 m, 其中以 4 m 内变化最明显。探讨不同距离抽放孔有效应力传播特点, 研究中首次考虑因导爆索与乳化炸药传爆速度不同造成的煤层中应力分布差异, 澄清了认识上的误区。分析松软煤介质中不同距离抽放孔的位移场变化规律, 计算结果与现场爆破前后实测的瓦斯抽放数据相吻合。研究结果对促进预裂爆破技术更好地运用于煤矿瓦斯治理是有益的。

**关键词:** 数值分析; 预裂爆破; 长柱状药包; 松软煤层

**中图分类号:** O 242; TD 34

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000 - 6915(2008)08 - 1674 - 08

## NUMERICAL SIMULATION ON MECHANICAL CHARACTERISTICS OF DEEP-HOLE PRESPLITTING BLASTING IN SOFT COAL BED

GONG Min, HUANG Yihua, WANG Desheng, LI Donghai

(University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

**Abstract:** The technique of deep-hole presplitting blasting in coal bed is widely used for gas predrainage recently; but its blasting theory is not clear up to now. Based on the parameters of blasting, explosive and coal bed achieved from the mines, the mechanism of the presplitting blasting in coal body is studied by three-dimensional numerical simulation method. A numerical computational model in coal bed is constructed for cylindrical charge. The damage ranges of elements and zone influenced for the gas drainage by stress waves are investigated in coal body. The results show that the maximum radius of the area crushed by blasting is up to 40 cm, while radius of rate of gas drainage changed by blasting load is less than 10 m. It is also demonstrated that the improvement of draining effect is most obvious within 4 m around the hole. The stress propagation feature is discussed in draining holes with different distances. The differences of stress distribution, which is caused by the different detonation velocities for the primacord and emulsion explosive, are studied for the first time for clarifying some misunderstandings. The displacement field variations of the holes with different distances are analyzed in soft coal strata. Computation results are in good agreement with the gas draining data measured from the mine before and after blastings. This investigation is beneficial for promoting development of the presplitting blasting technique for gas control.

**Key words:** numerical analysis; presplitting blasting; cylindrical charge; soft coal bed

**收稿日期:** 2008 - 01 - 19; **修回日期:** 2008 - 04 - 07

**作者简介:** 龚敏(1963 -), 男, 博士, 2004年于北京科技大学获工程力学专业博士学位, 现任教授、博士生导师, 主要从事岩石动力学及工程爆破方面的教学与研究工作。E-mail: gongmustb@163.com

## 1 引 言

煤层深孔预裂爆破作为一项新的提高瓦斯抽放率技术,在我国瓦斯灾害治理中发挥着越来越重要的作用。尽管岩石柱状药包爆破已有学者<sup>[1~3]</sup>进行了研究,但煤介质爆破理论研究目前尚处于起步阶段,相关研究较少,已进行的研究还不能满足需要。纵观目前的研究成果可以发现:

(1) 大多数的研究<sup>[4~7]</sup>是阐述其爆破施工工艺过程和爆破后的效果,缺乏对煤层爆破理论的分析。

(2) 鉴于煤介质下超长炮孔爆破的复杂性,为数不多的理论研究<sup>[8, 9]</sup>又往往将其简化为集中药包分析,因此与实际柱状药包爆破机制有较大差异。

(3) 近年流行的爆破数值模拟以二维模型居多,虽有个别学者<sup>[10]</sup>尝试进行岩石三维爆破模型方面的研究,但受限于当时计算机技术水平,只能建小尺寸模型,划分单元数少,计算结果的可靠性受到影响。

(4) 一些理论计算结果没有应用的验证,有的数值模拟在炸药、材料参数选取时没有考虑现场情况,计算参数求解存在问题,且目前还未见有煤介质柱状药包爆破的三维数值计算研究报道。

针对上述问题,本文从 3 个层面对煤层条件下柱状深孔预裂爆破进行探讨:首先在研究方向上,考虑从煤层爆破机制而非爆破工艺方面研究。其次在研究手段上,在目前较先进配置的计算机和分析软件 ANSYS/LS-DYNA<sup>[11]</sup>支持下,首次进行煤层三维爆破数值计算,并实现接近实际情况的较多单元建模。最后在研究内容上,完成了过去研究较少涉及的工作:按柱状装药而非简化的集中装药建立计算模型和进行计算参数的设计拟合;分析了煤层爆破粉碎区及受应力波作用的抽放影响区;研究了柱状药包在不同距离控制孔壁应力传播特点;探讨了爆破后不同距离控制孔的位移变化,并与现场实测抽放数据进行验证。尤其是首次考虑导爆索与炸药传爆速度不同对应力波传播影响,指出了过去对导爆索起爆的认识误区。研究结果对认识煤层深孔爆破的规律具有积极的意义。

## 2 数值模型的建立

采用通用动力分析程序 ADYNA<sup>3D</sup>进行数值模拟,现场试验在重庆松藻煤电公司打通一矿 S1721 机巷进行,所取煤层力学参数均来自实测数据<sup>[12]</sup>。

爆破孔及控制孔布置如图 1 所示,其中 1<sup>#</sup> 孔为爆破孔, 2<sup>#</sup>~4<sup>#</sup> 为抽放孔(即控制孔)。爆破孔至各控制孔距离分别是 4, 6, 10 m。爆破孔孔径  $\phi 90$  mm, 炸药装药段长 40 m, 前端堵塞 1 m, 计算模拟时约定不冲孔, 控制孔长 42 m, 模型计算区宽 10 m, 厚 1.5 m, 长 42 m。为减少运算工作量,建模时根据模型的对称性,取整个模型的上半部分建立计算模型(计算区域如图 2 所示)。图 2 左侧的 1<sup>#</sup> 爆破孔和右侧 4<sup>#</sup> 控制孔被沿轴向中心线垂直剖切,仅保留计算区域半个孔。模型尺寸 1 000 cm $\times$ 75 cm $\times$ 4 200 cm。

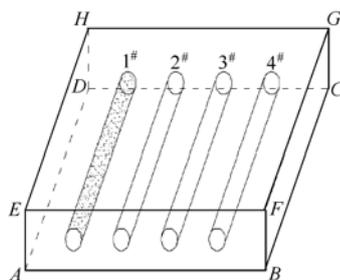


图 1 爆破孔及控制孔布置图

Fig.1 Disposition of blasting and controlling holes

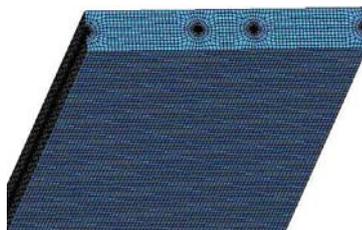


图 2 计算模型图

Fig.2 Computation model for calculation

根据试验现场情况,将工作面简化成连续介质模型,模型单元类型为 Solid164。煤体的应力-应变关系呈现复杂的非线性特征,在达到屈服极限之前将介质近似地视为弹性体,达到屈服极限后视为塑性体,采用常用的各向同性-弹塑性材料。模型两个坐标对称面均施加法向的位移约束,另外 2 个侧面及底面施加无反射边界条件。建模过程分别对煤层、炸药和导爆索 3 种不同材质进行不同的网格划分,由于计算模型大、建立的单元体数目多,对爆破孔和控制孔附近材料单元采用了自行设计的逐级渐变划分法,由炸药或控制孔密集网格区、渐变区、网格过渡区、划分四级网格组成。计算模型的节点数为 117 472,单元数为 138 458。

数值模拟时在炸药中心位置建一条细长单元模拟导爆索,将这些单元爆速设为导爆索爆速。导爆

索和炸药单元都采用中心单点积分 ALE 多物质算法，导爆索和炸药之间的作用通过共节点方式起爆。煤体采用常应力实体单元(纯粹的拉格朗日)算法，炸药和煤体之间也采用共节点的方式作用传力。

炸药为 845 公司生产的 3#煤矿安全乳化炸药，装药时实际线装药密度 0.95 kg/m。采用安全导爆索传爆，导爆索爆速 7 600 m/s。数值计算中采用的煤层参数为： $\rho_L = 1\ 360\ \text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ ， $E = 5\ \text{GPa}$ ， $\mu = 0.3$ ， $\sigma_s = 2.91\ \text{MPa}$ ，乳化炸药参数见表 1。

表1 乳化炸药参数表

Table 1 Parameters of emulsion explosive

$\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	$D/(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$A/\text{GPa}$	$B/\text{GPa}$	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0/\text{GPa}$
900	3 200	0.206 2	3.949 7	2.481 6	7.025 2	0.069 3	4.192

表 1 中： $\rho$ ， $D$  分别为炸药密度与爆速； $E_0$  为与爆热成正比的常量，可将实际的炸药爆热值代入近似求得；其余 5 个参数是仅考虑分子间排斥作用的凝聚体炸药状态方程，拟合得出 JWL 方程的参数。

### 3 数值模拟结果与分析

#### 3.1 单点起爆药包炮孔轴线各点压碎破坏范围

本文所指单点起爆是指药包在靠近孔口一侧导爆索设单起爆点，是实际生产中常用的起爆方式。在数值模拟的 K 文件中设置了有限单元的破坏，即通过对材料的定义，LS-DYNA 根据关键字定义的破坏准则来判断单元是否失效，如果失效，则在有限元计算模型中删除该单元。当一个节点所有关联的单元全部失效以后，该节点在有限元计算模型中被删除。计算时约定当煤体所受应力超过屈服强度一定幅值时，凡大于此值的单元计算时赋予其为死单元而去掉。

为分析爆破对周围介质的破碎作用，将上述单元近似作为煤体被完全压碎破坏的指标。图 3 所示为不同时刻沿炮孔长度上局部单元点的径向失效破坏情况。由图 3 可知，先行爆炸的冲击波对孔壁破坏最严重，随着时间的推移，不断有单元被破坏删除。对孔壁单元的破坏在起爆后  $t = 8\ 800\ \mu\text{s}$  时结束，此后没有不可逆的单元破坏。换句话说，起爆  $t = 8\ 800\ \mu\text{s}$  后只有应力、位移场的变化，压碎范围则不再改变。

需说明的是，DYNA 后处理程序在图形显示时对场区值的划分主要靠色彩、灰度区别，只能在计算机上动态放大观察局部单元。由于模型较大和单

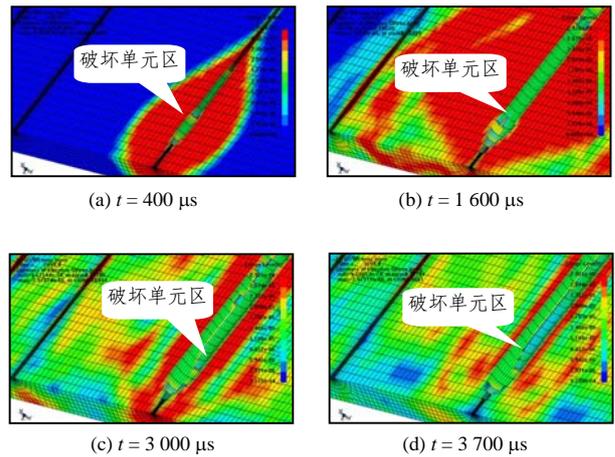


图 3 爆破孔附近破坏单元局部放大图

Fig.3 Part zoom-in pictures of failure elements around blasting hole

元数多，直接由图分析较为困难。为进一步准确分析其破坏范围，在调出全部三维计算数据后，图 4 给出了爆破孔轴线上各点最终径向破坏的范围(图中原点为起爆点)。

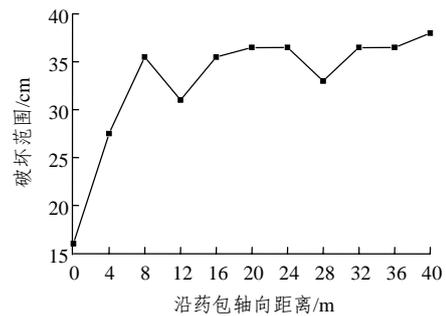


图 4 爆破孔轴线上各点最终径向破坏的范围

Fig.4 Final radial range crushed of different places along the blasting hole axis

从图 4 可知，爆破孔沿轴向(x 轴)各点的压碎破坏范围，在距原点 8 m 时急剧增加，从 8~40 m 孔底处的压碎范围则平缓增大，基本在 35 cm 上下波动。图 4 表明炮孔的中后部位较孔口部位破坏范围大。由于煤远不如岩石坚硬，打通一矿煤层的普氏系数较一般煤层还低(只有 0.291)，因此炮孔附近煤层较岩石吸收了更多的爆炸能，较同等条件下岩石破坏呈现出明显不同的特征：爆炸近区的压缩破坏效果较好，但远区爆破效果比岩石差得多。

#### 3.2 单点起爆应力波传播特点及不同距离控制孔有效应力的对比

图 5 所示为经 DYNA<sup>3D</sup> 计算的 S1721S 机巷 3# 爆破孔不同时刻的三维有效应力云图，孔位布置与图 1 一致，单起爆点设在药包靠近孔口处。如前所

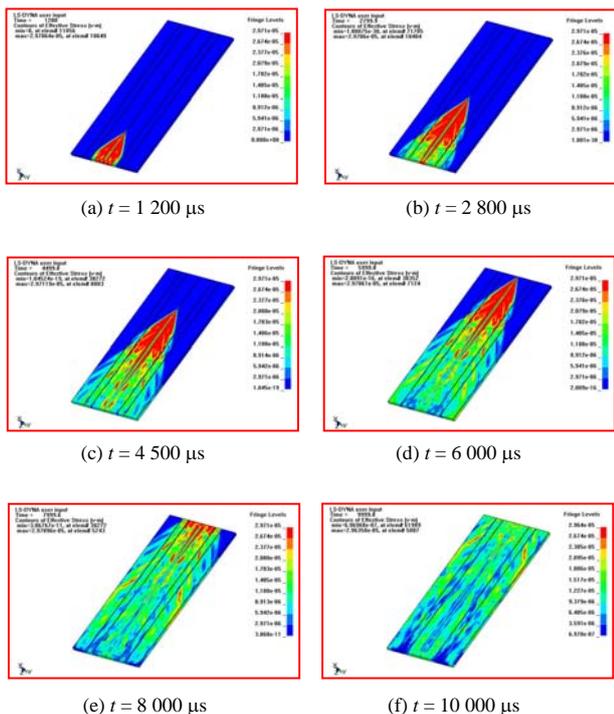
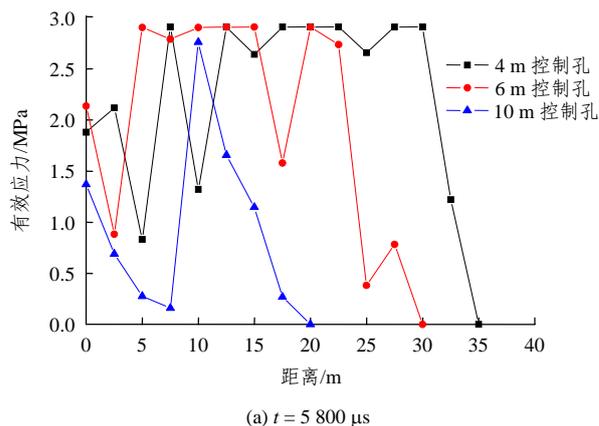


图 5 单孔起爆不同时刻三维有效应力云图

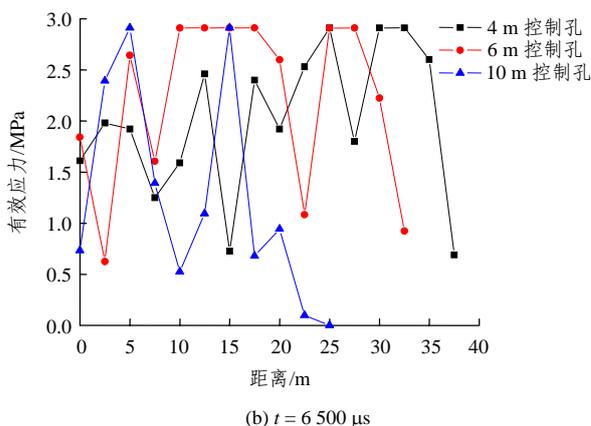
Fig.5 3D nephograms of effective stress for single-point detonated charge at different times

述, 在煤体超过 2.91 MPa 即破坏情况下, 计算出的有效应力均不超过 2.91MPa, 它与一般岩石爆破数值计算结果的量级<sup>[13, 14]</sup>有较大差别。图 5 显示有效应力最初是以圆锥状沿爆破孔轴向传播, 这和动光弹实验获得的柱状药包应力波图相似<sup>[15]</sup>。圆锥斜边与中心轴线呈约 25°, 图中深色区域为煤体处于临界或塑性应变状态。在起爆  $t = 5\ 999\ \mu\text{s}$  时应力波波前刚达到药包的远端边界(40 m 处)。爆炸  $t = 10\ 000\ \mu\text{s}$  后无高应力区, 此时主要爆破作用已结束。

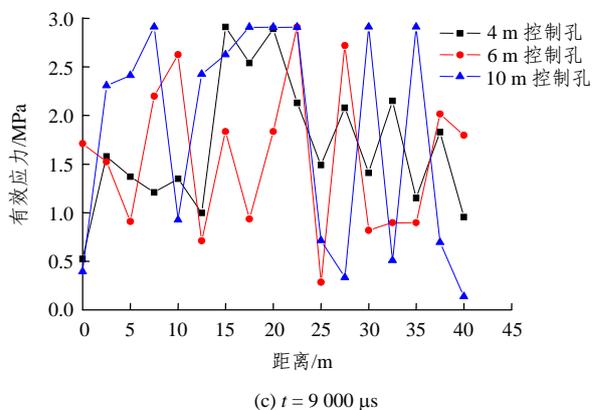
图 6 为爆破后 4, 6, 10 m 控制孔(以下分别简称 4, 6, 10 m 控制孔)在不同时间有效应力的对比情况。在起爆  $t = 5\ 800\ \mu\text{s}$  时, 各控制孔孔底均未受到应力作用, 注意此时所指的受力区为控制孔, 前述  $t = 6\ 000\ \mu\text{s}$  有受力区是指整个计算区域。其中距起爆孔为 4 m 的控制孔在距起爆点 32.5 m 处有效应力为 1.22 MPa。4, 6 m 控制孔有效应力传至距起爆点 27.5 和 17.5 m 位置, 到  $t = 9\ 000\ \mu\text{s}$  时各控制孔均已传到孔底。各时刻有效应力的最大值小于 2.91 MPa。4 m 控制孔的应力峰值从孔口传到孔底时不同时刻峰值应力区段高于其他控制孔; 6, 10 m 控制孔虽能达到有效应力的较大值, 然而不同时刻较大值出现的位置波动较大, 并且随着距起爆孔距离的增大, 出现有效应力的强度下降、较高应力持续时间减少的现象。



(a)  $t = 5\ 800\ \mu\text{s}$



(b)  $t = 6\ 500\ \mu\text{s}$



(c)  $t = 9\ 000\ \mu\text{s}$

图 6 爆破后不同时刻在控制孔轴线各点有效应力的变化图  
Fig.6 Effective stress variation with distance along the control hole axis at different times after blasting

对上述各控制孔有效应力的分析表明, 与爆破孔距离不同的控制孔应力发生很大变化, 至少在爆破孔 10 m 范围内煤层受到了明显的应力作用, 这对确定爆破后煤层受影响范围是很重要的。

### 3.3 导爆索单点起爆与同时起爆应力波传播的比较

鉴于导爆索传爆速度是工业炸药 2 倍以上, 过去习惯上将导爆索单点起爆简化成全炮孔同时起爆进行参数计算, 爆破数值模拟时也以此同样处理。然而煤层深孔预裂爆破药包长度较其他工程爆破长

得多, 这样简化是否合理需作进一步研究。

图7为在其他条件与图5相同时, 经数值计算的炮孔同时起爆三维有效应力云图。同时起爆模型各个时刻有效应力分布沿孔的轴中心线皆为均匀对称(仅给出了3个时刻云图)。

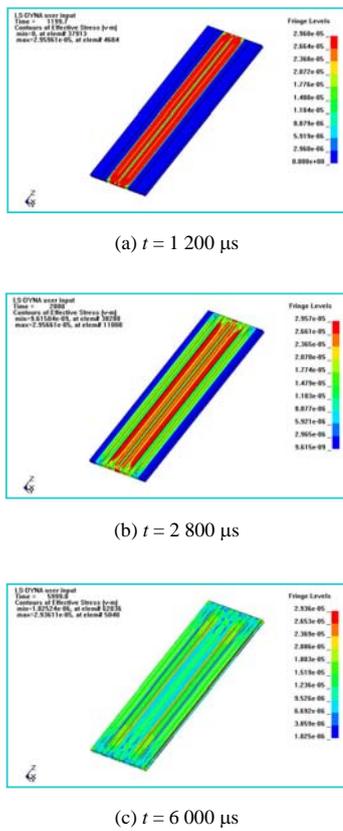


图7 炮孔同时起爆典型时刻三维有效应力云图(单位: Pa)  
Fig.7 3D nephograms of effective stresses of simultaneously detonated charge at different times(unit: Pa)

为量化研究导爆索单点起爆与同时起爆应力场的差异, 根据计算结果, 在距爆破孔4 m控制孔轴心线上, 将2种起爆方式在不同时刻的应力分布进行对比。图8为2种方法的各自应力变化情况(篇幅所限, 图中仅列出几个典型时刻的有效应力)。

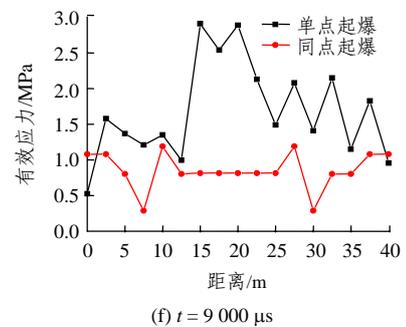
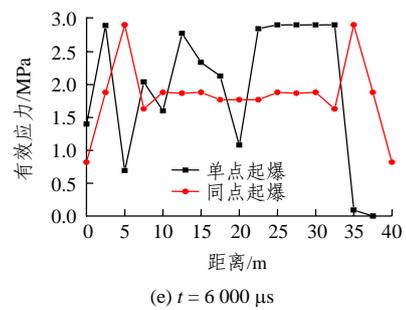
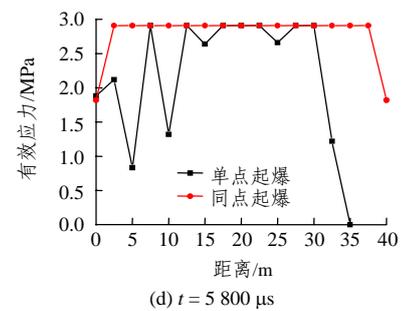
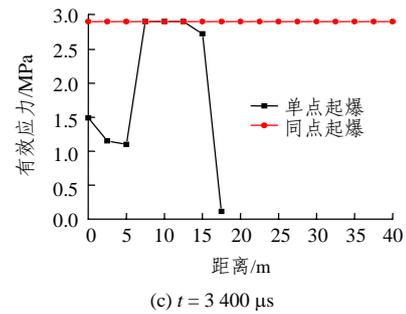
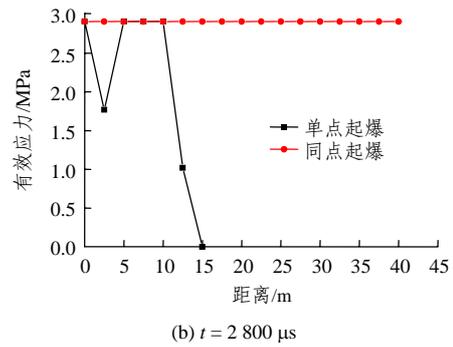
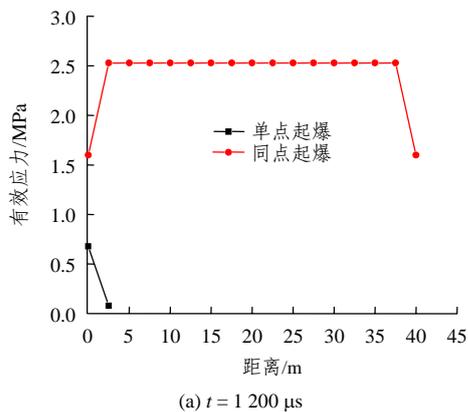


图8 2种起爆方式在4 m控制孔中心轴线上相同位置有效应力的对比  
Fig.8 Comparison of effective stress at the same place of the 4 m control hole axis for the two detonation ways

从图 8 可知, 在距爆破孔为 4 m 的控制孔位置, 爆炸初期  $t=1\ 200\ \mu\text{s}$  时, 同时起爆药包有效应力在控制孔 40 m 全长基本达到煤体屈服强度。对于单点起爆方式, 在控制孔轴线上,  $t=3\ 400\ \mu\text{s}$  以前的应力分布不均匀和强度较小, 随着时间的推移, 从起爆点开始屈服破坏逐步向控制孔深部发展。在  $t=5\ 800\ \mu\text{s}$  时同时起爆模型的应力在控制孔的大部分达到了屈服强度, 但到了  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$  同时起爆控制孔沿轴线主要区段应力出现了明显的降低, 单点起爆则在  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$  以后主要区段应力高于同时起爆的情况。注意  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$  是一个特殊的时刻: 单点起爆应力波的波前传播到孔底, 经过这一转折时刻到  $t=9\ 000\ \mu\text{s}$ , 同时起爆孔在 4 m 控制孔轴中线的应力值较单点起爆孔总体上是减小的。

根据以上分析, 从起爆开始至  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$ , 同时起爆应力场高应力区段较单点起爆的多。由于试验煤层的屈服强度只有 2.91 MPa, 煤体在大于此值的应力作用下被压碎破坏。 $t=6\ 000\sim 9\ 000\ \mu\text{s}$  单点起爆高应力区大于同时起爆模型, 但这并不意味着同时起爆应力全场强度的衰减, 只是高应力区前移, 本文对此也进行了计算, 但限于篇幅不加阐述。节 3.1 已指出, 对于超出屈服强度的破坏范围  $t=8\ 800\ \mu\text{s}$  时就已经结束, 所以就同一剖面来说, 同时起爆的高应力区段持续时间有  $t=5\ 000\sim 6\ 000\ \mu\text{s}$ , 应力分布较均匀; 单点起爆的高应力区段持续时间只有不到  $t=3\ 000\ \mu\text{s}$ , 应力分布不均衡。因此同时起爆的爆破效果较好。2 种起爆方式产生的有效应力存在较大的差异, 在进行爆破参数计算和优化时, 单点起爆不能用同时起爆近似代替。

需要指出的是, 导爆索传爆网络中单点起爆仍是最常用的方式, 人们已习惯将单点导爆索起爆视为药包同时起爆。因为一般常规药包长度都较短, 如通常台阶爆破的装药长度不超过 10 m, 导爆索传爆速度为 6 700 m/s, 则爆轰波传至孔底仅需  $t=1\ 493\ \mu\text{s}$ 。这个时间对于应力波到达设计炸药担负的破坏区间需要时间而言, 足以视作同时起爆。但对于煤层深孔爆破药包长度超过 40 m 的情况下, 爆破区域较其他爆破大得多, 导爆索传播爆轰波的时间与炸药传播到受力区域的时间相比, 是不能忽略不计的。如本文计算得出了单元体破坏时间只在  $t=8\ 800\ \mu\text{s}$  就已完成, 而应力波传到孔底需要  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$ , 孔口和孔底破坏过程的差异很大。因此对于一般工程爆破可近似将导爆索单点起爆视为同时起爆, 40 m 以上的长炮孔则要充分考虑到炸药和导爆索不同传爆速度造成的差异, 才能实现与实际相符的爆破参数设计。

### 3.4 单点起爆不同距离控制空孔处的位移场分析

根据计算的位移场数据, 获取了爆破后距起爆孔距离为 4, 6, 10 m 控制空孔处不同时刻的有效位移如图 9 所示,  $t=6\ 000\ \mu\text{s}$  时应力波传播刚到炮孔孔底, 图中只列出  $t=6\ 000\sim 9\ 000\ \mu\text{s}$  等关键时刻的位移。

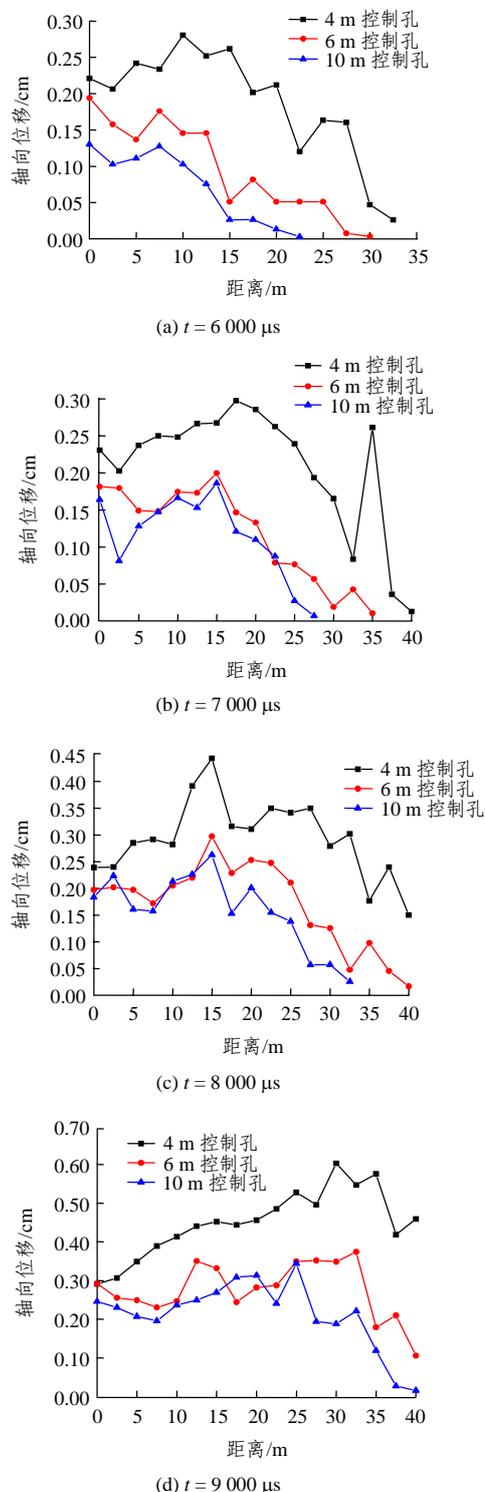


图 9 单点起爆药包典型时刻不同控制孔轴向位移比较图  
Fig.9 Displacement comparison at the axis of control hole for single-point detonated charge at representative times

如前所述,打通一矿的煤层较为松软,煤介质对应力波的吸能作用较强,这在位移场的变化也可体现出来,图9所示的与起爆孔距离不同的控制孔壁有效位移中,4 m控制孔最大位移是0.54 cm(距起爆点32.5 m处),其他控制孔的有效位移均远小于4 m控制孔在相同时刻相同位置的位移。而且6, 10 m控制孔的有效位移十分接近,这意味着在本试验的爆破参数条件下,4 m控制孔受爆破影响大于6和10 m控制孔,后2个控制孔爆破作用的影响基本相当。随着时间的增加,从控制孔孔口到孔底(即从横坐标原点到40 m处),各控制孔有效位移的最大值逐渐从孔口向孔底方向移动,到 $t=9\ 000\ \mu\text{s}$ 时,三控制孔各自最大位移均已接近孔底处。这一现象和节3.1研究的爆破孔沿炮孔轴线的破坏范围结论相符。

## 4 现场爆破试验抽放效果的检验

松藻煤电公司打通一矿S1721工作面1<sup>#</sup>孔进行爆破后,距爆破孔为4 m的2<sup>#</sup>控制孔在爆破前后进行了瞬时流量检测,对距爆破孔分别为6和10 m的3<sup>#</sup>,4<sup>#</sup>爆破孔进行了15 d接抽与效果检测。从爆破后记录数据来看,爆后影响范围最大的当属距爆破孔距离较近的控制孔,爆破第2天抽放量提高近2倍,距爆破孔6和10 m的控制孔爆后15 d平均流量较爆破前高24%和20%。

实测数据表明:对于爆破后抽放效果的影响范围而言,10 m范围内抽放效果得到了不同程度提高,说明其影响半径达到了10 m。其中4 m以内爆破效果较为明显,10 m控制孔较6 m控制孔抽放量仍略有提高,但差别较小,二者的提高量也不大。这一特点与本文数值模拟中关于有效位移的变化情况是一致的。

## 5 结 论

(1) 由于煤层深孔预裂爆破是近年才迅速发展的技术,相关理论研究不多。本文旨在对其爆破机制进行初步探讨,在实现煤层爆破三维数值模拟、计算参数拟合、柱状装药计算分析等多方面较过去有所进展,为今后进一步开展工作奠定了较好的基础。

(2) 煤层深孔预裂爆破应力波传播和介质破坏的特点与岩石爆破存在显著差异:由于煤层松软,煤介质对应力波能量的吸收比岩石要大得多,较大部分能量在爆破近区被吸收,近区压碎破坏的效果显著。在松藻煤电公司试验煤层中,爆破后完全破坏范围最远接近40 cm。孔口起爆时,孔底部较孔口部分破坏范围更大。

(3) 研究表明,煤层的压碎破坏发生在炸药爆炸后的初期。在本文所给爆破参数和煤层赋存条件下,煤体被完全破坏的时间在 $t=8\ 800\ \mu\text{s}$ 内全部完成,在此之后虽在介质内仍有应力产生,但应力最大不超过极限破坏强度。

(4) 在煤层爆破时应力波衰减较岩石中要来得快。就爆破后应力位移变化范围来说,距起爆孔4 m范围内尚维持了一定的强度,但距起爆孔6 m以后则迅速衰减。

(5) 对于煤层深孔预裂爆破,过去习惯的导爆索单点起爆等同于整个炮孔同时起爆的观点是错误的。通过研究发现炸药、导爆索传爆速度不同带来应力的动态分布存在较大的差异,必须对单点起爆药包进行单独的设计计算。另外尽管同时起爆单点起爆具有更好的爆破效果,但由于在实际工程爆破很难加以实现,仍只能采用单点或多点起爆技术。

(6) 在爆破对瓦斯抽放影响时段内,其抽放影响半径不超过10 m,超出此距离的抽放效果不明显,且距起爆孔4 m的控制孔受爆破影响较大,6~10 m间的有效应力及位移差别较小。数值计算结果与现场抽放数据基本吻合,从而证实了计算是较为准确的。

**致谢** 在深孔预裂爆破现场试验阶段,得到重庆市能源投资集团公司张凤舞先生、周声才先生、黄昌文先生等多位领导及工程技术人员的支持,在此表示感谢!

## 参考文献(References):

- [1] NEIMAN I B. Modeling the explosion of a system of borehole charges in a scarp[J]. *Journal of Mining Science*, 1987, 22(2): 108 - 113.
- [2] STARFIELD A M, PUGLIESE J M. Compression waves generated in rock by cylindrical explosive charges: a comparison between a computer model and field measurement[J]. *International Journal of*

- Rock Mechanics and Mining Sciences, 1968, 17(5): 65 - 77.
- [3] 邓志勇, 张志毅, 王中黔. 条形药包端部爆炸应力场的动光弹试验研究[J]. 爆炸与冲击, 1996, 16(1): 86 - 90.(DENG Zhiyong, ZHANG Zhiyi, WANG Zhongqian. Dynamic photoelastic studies of explosive stress field at the end of linear charge[J]. Explosion and Shock Waves, 1996, 16(1): 86 - 90.(in Chinese))
- [4] 刘 健, 刘泽功, 石必明. 低透气性突出煤层巷道快速掘进的试验研究[J]. 煤炭学报, 2006, 32(8): 827 - 831.(LIU Jian, LIU Zegong, SHI Biming. Study on roadway excavation rapidly in the low permeability outburst coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2006, 32(8): 827 - 831.(in Chinese))
- [5] 赵青云, 许英威. 提高低透气煤层抽排瓦斯量的试验研究[J]. 矿业安全与环保, 2002, 29(1): 17 - 19.(ZHAO Qingyun, XU Yingwei. Study on improving gas drainage volume of coal seams with low gas permeability[J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2002, 29(1): 17 - 19.(in Chinese))
- [6] 龚 敏, 刘万波, 王德胜, 等. 提高煤矿瓦斯抽放效果的控制爆破技术[J]. 北京科技大学学报, 2006, 28(3): 223 - 226.(GONG Min, LIU Wanbo, WANG Desheng, et al. Control blasting technique to improve gas predrainage effect in a coal mine[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006, 28(3): 223 - 226.(in Chinese))
- [7] 刘志忠. 深孔预裂爆破强化抽放瓦斯的研究[J]. 黑龙江矿业学院学报, 1997, 7(2): 5 - 10.(LIU Zhizhong. Research on deep advance split explosion and strengthening discharging methane[J]. Journal of Heilongjiang Mining Institute, 1997, 7(2): 5 - 10.(in Chinese))
- [8] 蔡 峰, 刘泽功, 张朝举, 等. 高瓦斯低透气性煤层深孔预裂爆破增透数值模拟[J]. 煤炭学报, 2007, 32(5): 499 - 503.(CAI Feng, LIU Zegong, ZHANG Chaoju, et al. Numerical simulation of improving permeability by deep-hole presplitting explosion in loose-soft and low permeability coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(5): 499 - 503.(in Chinese))
- [9] 王汉军, 付跃升, 蓝成仁. 定向致裂爆破法在煤矿瓦斯抽放中的应用研究[J]. 安全工程学报, 2001, 1(4): 50 - 52.(WANG Hanjun, FU Yuesheng, LAN Chengren. Application of directional split blasting on gas predrainage in coal mine[J]. Journal of Safety and Environment, 2001, 1(4): 50 - 52.(in Chinese))
- [10] 陈叶青, 吉国栋. 条形药包岩石中爆炸的三维数值模拟[J]. 工程爆破, 2000, 6(3): 8 - 12.(CHEN Yeqing, JI Guodong. 3D numerical simulation of explosion of linear charges in rock[J]. Engineering Blasting, 2000, 6(3): 8 - 12.(in Chinese))
- [11] Livermore Software Technology Corporation. LS-DYNA keyword user's manual[R]. California: Livermore Software Technology Corporation, 2003.
- [12] 北京科技大学, 重庆市煤炭集团有限责任公司. 低透气煤层运用深孔预裂爆破技术提高瓦斯抽放率的总结报告[R]. 北京: 北京科技大学, 2006. (University of Science and Technology Beijing, Chongqing Coal Group Company Ltd.. Summarizing report of improving gas predrainage effect by deep-hole presplitting explosion in low permeability coal seam[R]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2006.(in Chinese))
- [13] 张光雄, 杨 军. 柱状药包爆炸应力场模拟研究[J]. 爆破器材, 2006, 35(5): 8 - 12.(ZHANG Guangxiong, YANG Jun. Simulation study on stress field of cylindrical charge by different initiations[J]. Explosive Materials, 2006, 35(5): 8 - 12.(in Chinese))
- [14] 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): 2 298 - 2 302.(ZHOU Chuanbo, GU Renguo, LUO Xuedong. 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): 2 298 - 2 302.(in Chinese))
- [15] 龚 敏, 黎剑华. 延长药包不同位置起爆时的应力场[J]. 北京科技大学学报, 2002, 24(3): 248 - 253.(GONG Min, LI Jianhua. Research on stress field of column and strip-shaped charge in different detonated points[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2002, 24(3): 248 - 253.(in Chinese))