

爆炸荷载下岩石 I 型微裂纹动态扩展研究

王伟^{1,2}, 王奇智^{1,3}, 石露², 刘建生¹, 刘硕¹

(1. 石家庄铁道大学 土木工程学院, 河北 石家庄 050043; 2. 中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程国家重点实验室, 湖北 武汉 430071; 3. 河北中核岩土工程有限责任公司, 河北 石家庄 050021)

摘要: 基于低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法, 以断裂动力学为基础, 采用 ABAQUS 内嵌哑节点数值模块及编写的气楔型荷载程序, 对爆炸冲击波荷载下岩石 I 型微裂纹动态起始扩展和爆生气体的动态作用效果进行数值研究, 以期得到优化的加载方式使得岩层整体渗透性得到提升。研究表明: (1) 较长的冲击波上升沿持续时间可激活岩石中更多的 I 型微裂纹动态起始扩展; (2) 冲击波峰值压力越大, 裂纹尖端动态能量释放率越大, 反之越小, 过大或过小的冲击波峰值压力均不利于岩石 I 型微裂纹的动态起始扩展和爆炸能的充分利用; (3) 对比爆生气体准静态与动态 2 种分析方法产生的结果, 发现动态计算结果对于裂纹的持续扩展更加有利, 同时也能更加合理地解释裂纹运动失稳现象。最后基于上述研究总结对爆炸荷载下深层岩体动态破裂过程的新认识。

关键词: 岩石力学; 爆破增渗; 断裂动力学; 冲击波; 爆生气体; 动态起始扩展

中图分类号: TU 45

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2014)06-1194-09

DOI:10.13722/j.cnki.jrme.2014.06.013

DYNAMIC EXTENSION OF MODE I MICROCRACKS OF ROCKS UNDER BLASTING LOADING

WANG Wei^{1,2}, WANG Qizhi^{1,3}, SHI Lu², LIU Jiansheng¹, LIU Shuo¹

(1. School of Civil Engineering, Shijiazhuang Tiedao University, Shijiazhuang, Hebei 050043, China; 2. State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, Hubei 430071, China; 3. Nuclear Industry of China Geotechnical Engineering Co., Ltd., Shijiazhuang, Hebei 050021, China)

Abstract: Numerical simulations of initial dynamic extension of microcracks of mode I under shock wave loading of blasting using ABAQUS embedded with a numerical module of dummy nodes and a load subroutine of air wedge was carried out to investigate the blasting-enhanced permeability of low-permeability sandstone with uranium deposits (BEPUD). The numerical results indicated that the longer duration of rise time of shock waves, the more microcracks were activated in rocks. High peak pressure of shock wave led to high release rate of dynamic energy at crack tips. The excessive or insufficient peak pressures of shock wave were not conducive for the initial dynamic extension of microcracks and fully consumption of explosive energy. In virtue of the comparison of results from the static and the dynamic numerical analysis under explosive gas load, more crack growth in the dynamic analysis was found than in quasi-static analysis. The dynamic analysis explained better the phenomenon of the movement of crack instability.

Key words: rock mechanics; blasting-enhanced permeability; fracture dynamics; shock wave; raw gas detonation; initial dynamic extension

收稿日期: 2013-09-16; **修回日期:** 2013-12-17

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51004073); 河北省科技支撑计划项目(11215614D)

作者简介: 王伟(1978-), 男, 博士, 2008年于中科院武汉岩土力学研究所岩土工程专业获博士学位, 现任副教授, 主要从事岩石断裂动力学、岩石动力学及地质灾害防控等方面的教学与研究工作。E-mail: wangweiuuu@163.com

1 引 言

我国能源结构不合理，能源需求与节能减排压力巨大，快速发展核电势在必行。但我国铀资源相对匮乏，可原地浸出(地浸)开采的砂岩型铀矿床所拥有储量仅占全国总储量的 35%，而低渗透资源占砂岩型资源的 70%以上^[1]，低渗透性已成为制约该类矿床地浸开采顺利生产的瓶颈。为此，王伟和小春^[2]提出了提高低渗透赋矿岩层渗透性的低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法，已实施的初步研究验证了该方法的可行性和良好的增渗效果。

然而，低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗是一个瞬时连续的复杂过程，其本质是有一定约束条件的岩石爆破动态破裂过程^[3]，是对岩石产生宏观影响的细观过程。虽然已实施的研究验证了所提出方法的可行性及增渗效果，但对爆破增渗过程中爆炸荷载下岩石微裂纹动态起始扩展、快速传播的机制和规律及其影响爆破增渗效果的关键影响因素还缺乏深入研究。

岩石类材料在地质演化过程中形成了丰富的、复杂多样的随机性缺陷和裂纹，使得岩石在动载作用下的变形和破坏现象十分复杂，特别是在爆炸作用下，由于荷载性质的特殊性，使岩石动态破裂的机制和规律更加复杂^[4]。虽然广大学者已普遍接受高应变率加载下岩石的破裂是由岩石内部的微缺陷在外荷载的作用下被激活、扩展及汇合所引起的这一观点^[5]，但对高应变率加载下岩石动态破裂的机制和主要的影响因素还存在不同观点。S. H. Cho 和 K. Kaneko^[6]研究指出，与低加载速率相比，高的加载速率可产生更多的短小裂纹。Z. Zhu 等^[7-9]提出了爆炸荷载下岩石的 3 种破裂分区，并对其破坏机制进行了深入分析。胡 荣等^[10]通过试验系统地研究了爆炸应力波入射角对裂纹起裂角和扩展角的影响规律。朱哲明等^[11]对爆炸荷载下带缺陷岩体内新裂纹的产生和扩展过程进行了研究，指出大多数裂纹萌生在已有缺陷的尖端处，应力波容易诱发缺陷在其端部开裂并扩展。G. W. Ma 和 X. M. An^[12]通过数值模拟研究表明，爆炸荷载下岩石破裂的规律和形状主要和加载率有关。左宇军等^[13]研究表明：存在一个合适的应力波延续时间，如过分地加大应力波延续时间，反而不利于岩石裂隙的发育，在冲击荷载作用下的岩石随着围压的增加更难破裂，但当围压增大到一定程度时，岩石会突然失稳破坏。

与以往对岩石爆炸波的传播规律、岩石爆破破

碎块度等的研究不同，适用于地浸工艺的爆破增渗方法有其不同的特点和目的要求：(1) 井内爆破避免产生大范围的粉碎区和坍塌，保证爆破孔能继续作为工艺孔进行生产作业。(2) 避免形成单一或数条大裂隙导致优势流，期望使赋矿岩层产生大量连通的微小裂纹，达到大范围、大幅度、较均匀地提高低渗透赋矿岩层渗透性的目的。

因此，为找出影响爆破增渗效果的关键制约因素和最佳爆破控制参数，本文以断裂动力学为基础开展爆炸冲击波和爆生气体荷载作用下岩石 I 型微裂纹动态起始扩展和快速传播的数值模拟研究，利用基于 ABAQUS 的哑节点断裂单元^[14]和自主开发的气楔荷载程序，对爆炸荷载下单个 I 型微裂纹的动态响应规律进行计算和描述，并从数值计算角度对不同冲击波形式和爆生气体产生的裂纹尖端动态响应规律进行分析，以此为基础对已完成的模型试验结果进行进一步分析，初步建立合理利用爆炸能的理论基础，为低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法在实际应用中能够取得更佳的效果提供技术支撑。

2 冲击波计算模型构建及结果分析

2.1 冲击波计算模型

在低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法中，采用长柱状装药结构，爆炸冲击波将在赋矿岩层中呈柱状扩散传播，随后冲击波会衰减为高幅值的应力波，最终衰减为地震波。在炮孔近区周围，径向的冲击波和应力波会在炮孔的切向产生切向拉应力，同时，冲击波和应力波遇到岩石中的微裂纹会反射和衍射而形成拉伸波^[10]。由于药包周围岩石在超高温、超高压下会形成粉碎区，所以本文只考虑粉碎区外岩石微裂纹的线性动态响应，即 I 型微裂纹的二维线性动态响应。裂纹尖端动态响应计算模型如图 1 所示。假设砂岩预存微裂纹尺寸为 0.5 mm，弹性模量

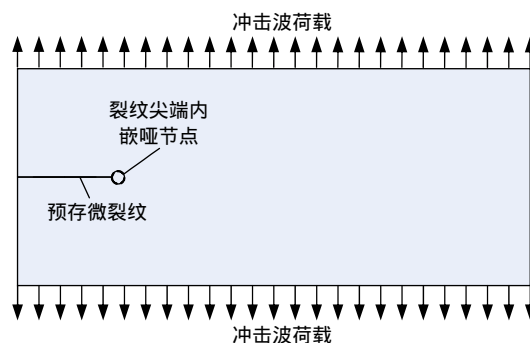


图 1 裂纹尖端动态响应计算模型

Fig.1 Calculation model of dynamic response at crack tip

为 43.5 GPa，泊松比为 0.15，密度为 2 400 kg/m³，模型尺寸为 52 mm×20 mm(长×宽)。

采用 ABAQUS 中虚拟裂纹闭合法对爆炸冲击荷载下岩石 I 型微裂纹动态起始扩展进行计算，裂纹尖端内嵌解德等^[14]开发的哑节点断裂单元。利用该类型的单元，可将断裂参数的计算过程镶嵌到断裂单元中，使其与有限元分析过程结合为一体，提高计算效率，同时结合虚拟裂纹闭合技术使模型计算精度对网格尺寸依赖性降低。解德等^[14]证明了以上计算方式是一种有效的数值方法。图 2 为计算模型对称网格划分图。

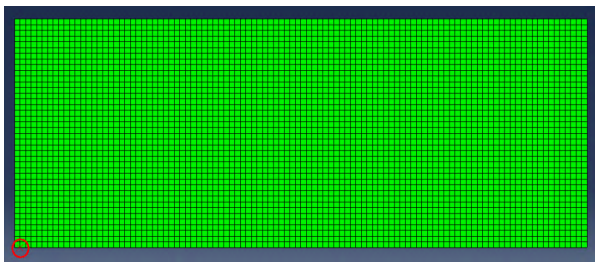
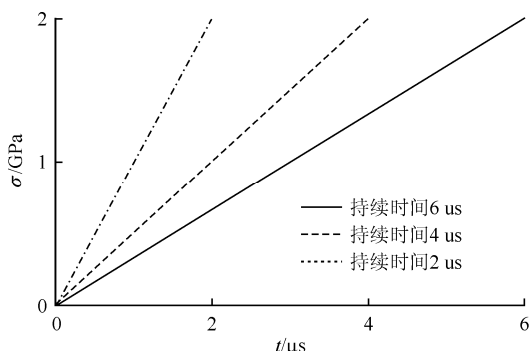


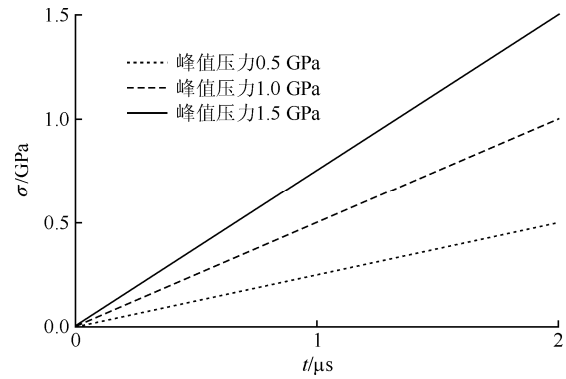
图 2 计算模型对称网格划分图

Fig.2 Diagram of symmetrical mesh of calculation model

低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法中，爆炸冲击波的特征为超高速加载及超高峰值压力，其冲击波型可分解为冲击波上升沿时段、峰值和下降沿时段，S. H. Cho 和 K. Kaneko^[6]证明了爆炸冲击波下降沿时间相对上升沿时间对岩石动态断裂影响甚小，故以下分析着重研究冲击波上升沿时间和峰值压力对岩石微裂纹的动态起始扩展的影响，借此揭示爆炸冲击荷载下微裂纹动态起始扩展的规律和关键控制因素。由于初始爆炸冲击波加载时间量级为 10⁻⁶ s，为了更好地研究不同形式的冲击波对裂纹动态响应的规律，将施加在模型上不同上升沿持续时间和不同峰值压力的冲击波进行了分解简化，施加在模型上不同上升沿持续时间和不同峰值压力的冲击波如图 3 所示。



(a) 不同上升沿持续时间



(b) 不同峰值压力

图 3 施加在模型上不同上升沿持续时间和不同峰值压力的冲击波

Fig.3 Shock wave with different rising times and peak pressures imposed to the model

本文中，施加的爆炸冲击波分 2 种情况：

- (1) 不同冲击波上升沿持续时间，相同峰值压力。由于篇幅限制，在此仅讨论冲击波峰值为 2 GPa，上升沿持续时间分别为 2，4 和 6 μs 三种情况，如图 3(a)所示。
- (2) 不同冲击波峰值压力，相同冲击波持续时间。同样在此仅讨论冲击波持续时间固定为 2 μs，冲击波峰值分别为 0.5，1.0 和 1.5 GPa 三种情况，如图 3(b)所示。

2.2 模拟结果及分析

(1) 冲击波上升沿持续时间

图 4 为模型在冲击波上升沿持续时间为 4 μs 时裂纹尖端最大主应力的变化，由于只研究裂纹动态起始问题，所以计算模型裂纹并未扩展。图 5 为不同冲击波上升沿持续时间的裂纹尖端动态能量释放率随时间变化曲线，将图 5 中关键数据点提取至表 1 进行分析比较。

观察图 5 和表 1 可以发现：冲击波上升沿持续时间对动态能量释放率影响显著，加载时间为 6 μs 时，其动态能量释放率的峰值达到了 18.530 N/mm，是 2 μs 情况下峰值的 6 倍。冲击波上升沿持续

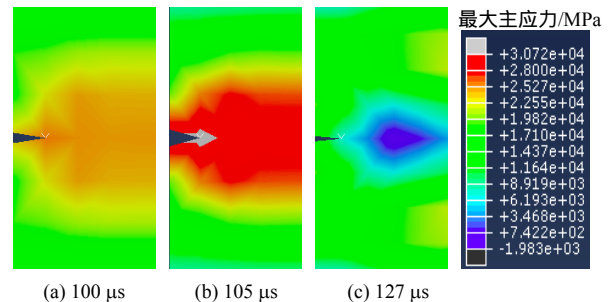


图 4 冲击波上升沿持续时间为 4 μs 时裂纹尖端最大主应力的变化

Fig.4 Variation of the maximum principal stress in crack tip with shock wave rising in 4 μs

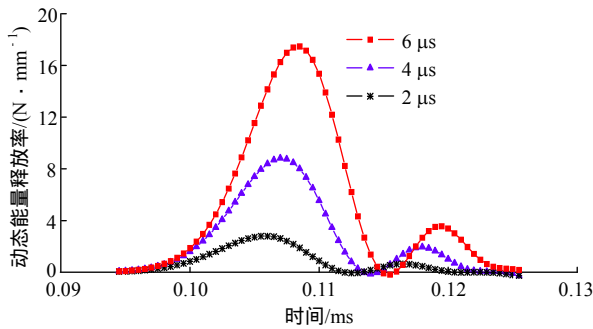


图 5 不同冲击波上升沿持续时间的裂纹尖端动态能量释放率随时间变化曲线

Fig.5 Curves of dynamic energy release rate changing along with time of crack tip with different rise times for shock wave

表 1 图 5 中关键数据点对比

Table 1 Comparisons of key data in Fig.5

冲击波持续时间/ μs	动态能量释放率最大值/ $(\text{N} \cdot \text{mm}^{-1})$	峰值时刻/ μs
2	2.831	105.0
4	9.058	105.5
6	18.530	106.0

时间较短时，其裂纹尖端动态能量释放率最先达到峰值，相应的持续时间有缩减，但缩减幅度很小。动态能量释放率峰值到达时间最大差距仅为 1 μs ，冲击波加载时间在 μs 量级内，对动态能量释放率的持续时间并无太大影响。

当动态能量释放率大于材料的动态起始扩展断裂韧度时，裂纹动态起始扩展，如图 5 所示的曲线中，持续时间为 6 μs 时，显然其单位时间内能量释放最多，对裂纹的动态起始扩展提供了更多的动力。此外，受到材料本身属性限制，其裂纹扩展速率存在极限值^[15-16]，导致其单位时间内通过裂纹扩展吸收的能量也存在一个最大值，当一条裂纹吸收能量的速率小于能量释放速率时，根据能量平衡原理，材料本身势必会激活更多的微裂纹动态起始扩展来平衡总的能量释放，因此，上升沿持续时间较长的冲击波可激活更多的微裂纹动态起始扩展。

(2) 冲击波峰值压力

图 6 为图 3 中不同冲击波峰值裂纹尖端动态能量释放率随时间变化曲线，冲击波峰值为 1 GPa 时裂纹尖端最大主应力云图如图 7 所示。观察图 6 可发现，3 条裂纹尖端动态能量释放率时间曲线走势基本相同，但幅值差别显著。为方便与他人研究成果对比，将图 6 中曲线转化成不同冲击波峰值裂纹尖端动态应力强度因子随时间变化曲线，如图 8 所示，图 8 中平行于横轴的 2 条虚线为倪敏等^[17]对 3

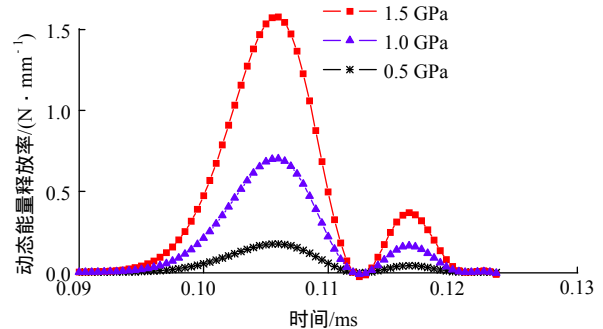


图 6 不同冲击波峰值裂纹尖端动态能量释放率随时间变化曲线

Fig.6 Curves of dynamic energy release rate changing along with time of crack tip in different shock wave peaks

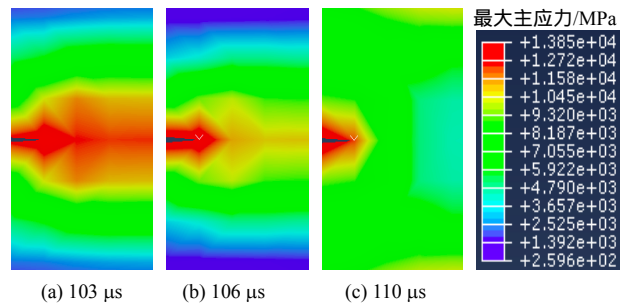


图 7 冲击波峰值为 1 GPa 时裂纹尖端最大主应力变化

Fig.7 Variation of the maximum principal stress in crack tip with shock wave peak of 1 GPa

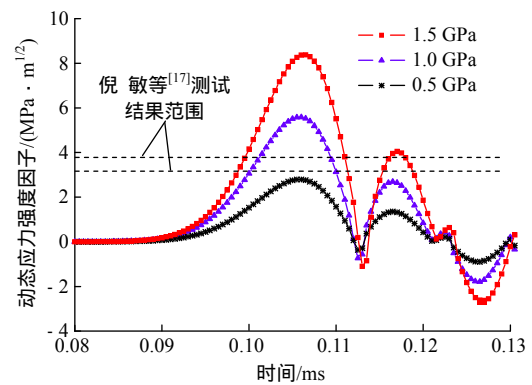


图 8 不同冲击波峰值裂纹尖端动态应力强度因子随时间变化曲线

Fig.8 Curves of dynamic stress intensity factor changing along with time of crack tip in different shock wave peaks

种类型的砂岩动态断裂韧度测试结果范围。由图 8 可知，冲击波峰值荷载为 0.5 GPa 时，裂纹动态应力强度因子无法突破动态断裂韧度，裂纹不会动态起始扩展，而冲击波峰值荷载为 1.0, 1.5 GPa 时，裂纹尖端的应力强度因子超过了阈值，裂纹动态起始扩展。然而，过大的冲击波峰值压力突破断裂韧度的同时产生了能量耗散。此外，由王伟等^[18]的研究可知，大的冲击波峰值压力往往可超过岩石抗压强度极限的几十倍，药包周围岩石形成粉碎区，

进一步造成能量耗散。

由图 5, 8 中知, 在爆炸冲击波的作用下, 裂纹尖端的动态能量释放率或动态应力强度因子突破岩石动态断裂韧度的时间范围在 μs 量级, 与此同时, 由于爆炸冲击波的波速高达 10^3 m/s , 因此, 在突破岩石动态断裂韧度的时间段内, 由于裂纹最大扩展速率的限制, 裂纹甚至来不及扩展传播, 爆炸冲击波波阵面已穿过裂纹, 因此可忽略爆炸冲击波对裂纹快速传播的作用。

(3) 爆炸冲击波波型优化分析

通过以上分析讨论, 得到不同冲击波形式引起的裂纹尖端动态响应规律, 发现冲击波上升沿持续时间和冲击波峰值对裂纹的动态起始扩展有十分重要的影响。因此, 低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法中, 在一定范围内如何合理优化爆炸产生的冲击波波型, 对赋矿岩层产生大量连通的微小裂纹, 以达到大范围、大幅度、较均匀地提高低渗透赋矿岩层渗透性的目的有重要作用。

在常见的岩石耦合装药爆破中, 与不耦合装药爆破相比, 作用到岩石上的爆炸冲击波加载速率高, 峰值压力大。根据节 2 结果, 高峰值压力和较短的上升沿持续时间不仅使炮孔周围岩石形成粉碎区, 而且不利于更多微裂纹的动态起始扩展, 这与力图应用爆炸方法在近、远场提高岩层渗透性的低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法背道而驰。因此, 根据上文分析得到的初步结论, 为使爆破增渗方法达到更好的效果, 可通过削减冲击波峰值和增加冲击波上升沿持续时间来控制能量释放, 使其保持在一定临界状态幅值水平内缓慢释放, 这样既能避免能量过多消耗形成粉碎区, 又能最大程度地使更多微裂纹拥有足够持续的能量激活, 达到增渗目的。

因此, 在现有技术条件下, 在规模化应用低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法时, 可以通过有针对性地选择炸药种类(如降低冲击波压力峰值)、利用合适的装药结构(如不耦合装药)以及采取适当的炸药网络起爆方式(如炮孔内及炮孔间的微差起爆)等来实现爆炸能的合理利用。

3 爆生气体计算模型构建与结果分析

3.1 爆生气体计算模型

节 2 讨论了稳定裂纹在爆炸冲击波作用下的能量释放率(应力强度因子)的变化规律, 基于此便可评价裂纹的起始扩展问题。在爆炸的全过程中, 爆生气体作用作为第二阶段, 表现出一定的滞后性。

经过多年不断地研究和探索, 肖正学等^[19]发现爆生气体是驱动裂纹开展的另一主要因素。特别是在低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法中, 封孔爆破后, 大量无处可去的高温高压爆生气体将驱动裂纹继续扩展^[20], 气楔荷载示意图如图 9 所示。在本文分析中, 爆炸荷载下岩石的动态破碎过程被简化描述成冲击波导致微裂纹动态起始扩展, 爆生气体驱动裂纹增长。

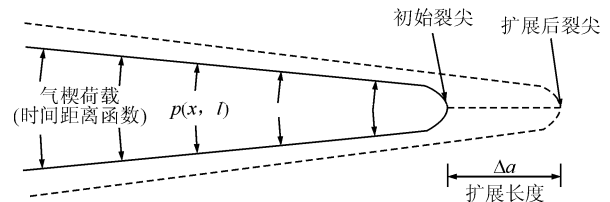


图 9 气楔荷载示意图^[20]

Fig.9 Sketch of air wedge load^[20]

D. E. Grady 等^[21-22]基于准静态理论将 Nilson 应力场模型与损伤理论相结合, 开展裂缝扩展问题研究。然而, 爆破产生的爆生气体会使井内急剧升压, 随后快速驱动裂纹扩展, 其破岩过程本身属于动态断裂力学范畴, 本节内容将对爆生气体对裂纹扩展的动静差异, 探索分析爆生气体的动态效应对裂纹扩展产生的影响。

以 ABAQUS 软件虚拟裂纹闭合技术为基础, 采用自主开发的气楔型荷载子程序, 程序代码如图 10 所示, 通过 DLOAD 子程序改编, 可以实现实际效果的爆生气体运移加载过程。

```

SUBROUTINE
DLOAD(F,KSTEP,KINC,TIME,NOEL,NPT,LAYER,KSPT,
COORDS,ILTYP,SNAME)
C
C   INCLUDE 'ABA_PARAM.INC'
C
DIMENSION TIME(2), COORDS (3)
CHARACTER*80 SNAME
parameter (v=1000,ini=12)
a=v*TIME(1)
xmax=a+ini
xmin=0
x=time(1)
if(COORDS(1).gt.xmin.and.COORDS(1).lt.xmax.and.
COORDS(2).gt.19.and.coords(2).lt.21)THEN
if(TIME(1) >= 0.015) THEN
F=f1(x)
Else
F=f2(x)
End if
End if
RETURN
END
    
```

图 10 气楔型荷载子程序代码

Fig.10 Subroutine code of air wedge load

陆文等^[23]的研究中炮泥封孔压力-时间曲线如图 11 所示。图 11 中， p 为爆生气体压力， p_0 为岩石破坏临界压力。 t_1 、 t_2 、 t_3 三者之和为破岩作用总时间。以此为基础，对封孔爆破情况下爆生气体时间压力曲线进行模拟，并用 origin 软件进行拟合，得到封孔压力-时间拟合曲线如图 12 所示，拟合方程为

$$P = y_0 + Ae^{-\frac{(x-x_c)^2}{2w^2}} \quad (1)$$

式中： x 为时间变量； y_0 、 A 、 x_c 、 w 均为常量。

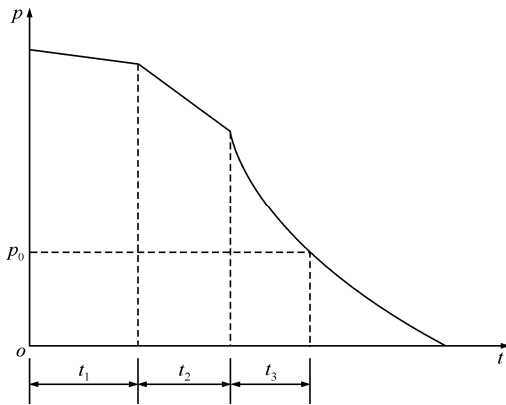


图 11 炮泥封孔压力-时间曲线

Fig.11 Pressure-time curve of mudding hole

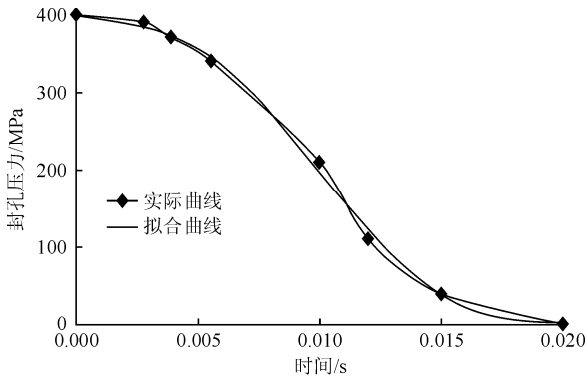


图 12 封孔压力-时间曲线

Fig.12 Pressure-time curves of hole sealing

将式(1)代入自主开发的气楔型荷载子程序以开展爆生气体作用下裂纹动态扩展的数值模拟研究。

爆生气体准静态、动态计算模型依然采用节 2 中冲击波荷载模型，改变输入荷载和哑节点信息，此处哑节点使用节点松绑处理，判据为时间，裂速恒定为 1 000 m/s。模型弹性模量为 43.5 GPa，泊松比为 0.15，密度为 2 400 kg/m³，模型尺寸为 20 m×52 m(长×宽)。

3.2 计算结果及分析

将建立的爆生气体计算模型分别进行动态、准

静态分析，图 13 为裂纹动态扩展最大主应力云图，采用预设裂纹节点松绑技术，气楔子程序作用在裂纹上下表面，并跟随裂纹的扩展不断延伸作用面，同时气楔荷载也随时间产生变化。通过计算得出爆生气体动态和准静态效应对比图(见图 14)，动态准静态数据节点见表 2。

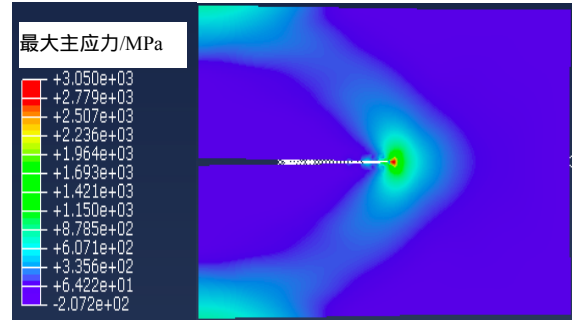


图 13 裂纹动态扩展最大主应力云图

Fig.13 Nephogram of maximum principal stresses of dynamic crack extension

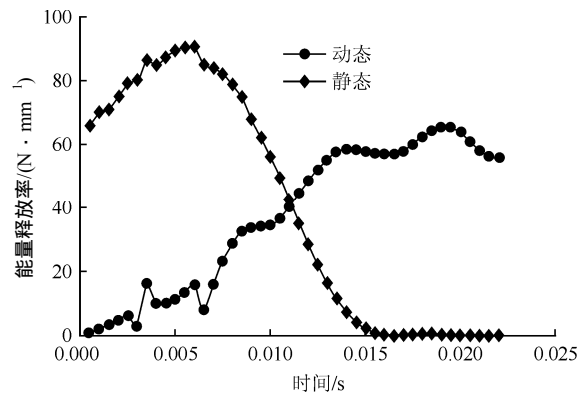


图 14 爆生气体动态和静态效应对比图

Fig.14 Comparison of dynamic and static effects of detonation raw gas

表 2 动态和静态效应数据节点

Table 2 Node data of dynamic and static effects

计算形式	断裂应力强度因子峰值时刻/s	断裂应力强度因子峰值/(MPa·m ^{1/2})	突破断裂初度时间/s
动态	0.020 0	44.346	0.022
准静态	0.007 5	52.264	0.018

准静态分析时应力强度因子的峰值约高于动态分析结果 17.8%，准静态条件下应力强度因子峰值时刻滞后加载峰值 6 ms，此现象为荷载随裂纹不断扩大作用范围的结果，应力强度因子的变化趋势基本与加载曲线吻合。

动态分析时动态应力强度因子的峰值低于准静态分析结果，其峰值在加载结束时刻出现。动态分析时应力强度因子值缓慢增长，在加载结束后应力场缓慢减弱，并未出现迅速置零的现象，说明爆生

气体动态分析下，其破岩过程产生了动能，动能在加载结束后能够继续提供裂纹扩展的能量，动态效应下爆生气体的有效作用时间要长于准静态效应作用时间。

在本文研究条件下，虽然准静态应力强度因子峰值大于动态应力强度因子峰值，但是爆生气体的动态效应显然更能反映其破岩机制和揭示破岩过程。岩石动态断裂试验过程中也经常当力不再增大(或减小)，裂纹依然加速运动的现象，进一步论证了裂纹运动传播不可忽略动态惯性因素^[24]。

4 已实施模型试验结果的对比分析

根据王 伟等^[18]提出的低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法，开展了爆破增渗模型试验，其目的是从试验中验证此方法的可行性、增渗效果以及探索和分析相同药量、不同装药结构和起爆方式对增渗效果的影响。模型试验结果表明：耦合装药爆破使模型表面出现大裂缝，模型破坏，爆破开裂结果如图 15 所示；合理的不耦合装药爆破使其渗透率大幅度提高了 2~3 个数量级(爆破前模型的渗透率 $k_p = 4.62 \times 10^{-5} D$)，图 16 为爆破气泡涌出图，模型表面未开裂，但在炮孔周围几十倍炮孔半径范围内有大量气泡涌出，爆破后模型的渗透性检测结果如表 3 所示。



图 15 爆破开裂结果
Fig.15 Cracking in blasting



图 16 爆破气泡涌出图
Fig.16 Photo of explosion bubble spring up

表 3 爆破后模型的渗透性检测结果

Table 3 Test results of model permeability after blasting

模型编号	测孔编号	不耦合系数 k	渗透率 k_p/D
9 [#]	2 [#]	1.79	0.044 0
	3 [#]		0.063 0
	5 [#]		0.100 0
10 [#]	2 [#]	2.57	0.020 0
	3 [#]		0.086 0
	4 [#]		0.035 0
	5 [#]		0.066 0
11 [#]	2 [#]	2.57	0.014 4
	3 [#]		0.013 9
	4 [#]		0.071 0
	5 [#]		0.083 2
12 [#]	2 [#]	3.29	0.001 5
	4 [#]		0.002 8
	5 [#]		0.002 0

上述模型试验的增渗结果从宏观上验证了本文的分析结论。模型试验中通过合理的不耦合装药优化了爆炸冲击波波形，不仅避免炮孔周围岩石形成粉碎区，而且有利于更多微裂纹的动态起始扩展，减少爆炸冲击波能量的耗散，增大了模型试验的渗透性。此外，封孔爆破与开孔爆破的试验结果表明大量密封的高温高压爆生气体对微裂纹的动态扩展和贯通起到了重要作用。

5 结 论

以低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法为研究背景，以断裂动力学为基础，采用 ABAQUS 内嵌哑节点数值模块与气楔荷载子程序，对爆炸冲击波荷载作用下岩石微裂纹的动态起始扩展规律和爆生气体的动态作用效果进行了数值研究和分析，得到以下结论：

(1) 爆炸冲击波上升沿持续时间对岩石微裂纹的激活有重要作用，较长的冲击波上升沿持续时间可激活岩石中更多的微裂纹动态起始扩展。

(2) 爆炸冲击波的峰值压力对裂纹尖端的动态应力强度因子能否突破岩石的断裂韧度有重要影响。过大的冲击波峰值压力不仅会过多地超越岩石的断裂韧度，而且会造成炮孔周围岩石的过度破碎，造成爆炸能的浪费。过小的冲击波峰值压力无法突破岩石的断裂韧度，使岩石中微裂纹无法动态起始

扩展。依据上述研究对如何优化爆炸冲击波波型以满足爆破增渗方法的预期目的进行了探讨。

(3) 在爆生气体驱动裂纹增长的分析中,与准静态分析相比,考虑爆生气体的动态效应更加合理,其惯性能可更长时间推动裂纹的动态扩展与贯通。

此外,根据低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗方法的技术特征,结合本文研究结果及前人的研究成果,依据断裂动力学理论和岩石爆破理论,笔者对爆炸荷载下深层岩体的动态破裂过程有了更新的认识:

(1) 爆炸冲击波作用在炮孔周边岩石,使岩石中产生瞬时切向拉应力,瞬时拉应力作用在岩石原有微裂纹(微缺陷)表面,引起微裂纹动态起始扩展。

(2) 距离炮孔较远处,冲击波演化为应力波,岩石中微裂纹对应力波的散射作用成为微裂纹动态起始扩展的主要诱发因素。

(3) 如应力波遇到自由面,则反射膨胀波与随后的爆生气体一起驱动这些微裂纹快速传播直到最后止裂。由于冲击波(应力波)的传播速度比裂纹传播速度快得多,因此可忽略冲击波(应力波)对裂纹快速传播的作用。为简化岩石爆破破裂问题的复杂性,抓住问题的关键影响因素,在上述表述中忽略了岩石爆破破裂问题中爆炸冲击波对炮孔边岩石的塑性压缩作用。

本文仅对爆炸冲击波荷载下岩石 I 型微裂纹动态起始扩展和爆生气体的动态作用效果进行了初步研究。但爆炸荷载下岩石的动态破碎是一个瞬时连续的复杂过程,特别是基于断裂动力学理论的岩石爆破破碎机制分析还需开展大量深入的理论和试验研究。

参考文献(References):

[1] 苏学斌,杜志明. 我国地浸采铀工艺技术发展现状与展望[J]. 中国矿业,2012,21(9):79-83.(SU Xuebin, DU Zhiming. Development and peospect of China Uranium in-situ leaching technology[J]. China Mining Magazine, 2012, 21(9): 79-83.(in Chinese))

[2] 王 伟,李小春. 低渗透砂岩型铀矿床增渗方法及其可行性研究[J]. 岩土力学,2009,30(8):2309-2314.(WANG Wei, LI Xiaochun. Study of enhanced permeability methods and their feasibility in low-permeability sandstone-type uranium deposit[J]. Rock and Soil

Mechanics, 2009, 30(8): 2309-2314.(in Chinese))

[3] 范天佑. 断裂动力学原理与应用[M]. 北京:北京理工大学出版社,2006:108-109.(FAN Tianyou. The principle and application of dynamic facture[M]. Beijing: Beijing Institute of Technology Press, 2006: 108-109. (in Chinese))

[4] 王明洋,葛 涛,戚承志,等. 爆炸荷载作用下岩石的变形与破坏研究(I)[J]. 防灾减灾工程学报,2003,23(2):43-54.(WANG Mingyang, GE Tao, QI Chengzhi, et al. Study of deformation and failure of rock under explosion load(Part I)[J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2003, 23(2): 43-54.(in Chinese))

[5] NIKOLAEVSKIY V N, KAPUSTYANSKIY S M, THIERCELM M, et al. Explosion dynamics in saturated rocks and solids[J]. Transport in Porous Media, 2006, 65(3): 485-504.

[6] CHO S H, KANEKO K. Influence of the applied pressure waveform on the dynamic fracture processes in rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41(5): 771-784.

[7] ZHU Z, MOHANTY B, XIE H. Numerical investigation of blasting-induced crack initiation and propagation in rocks[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2007, 44(3): 412-424.

[8] ZHU Z, XIE H, MOHANTY B. Numerical investigation of blasting-induced damage in cylindrical rocks[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2008, 45(2): 111-121.

[9] ZHU Z. Numerical prediction of crater blasting and bench blasting[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2009, 46(6): 1088-1096.

[10] 胡 荣,朱哲明,胡哲源,等. 爆炸动荷载下裂纹扩展规律的实验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2013,32(7):1476-1481.(HU Rong, ZHU Zheming, HU Zheyuan, et al. Experimental study of regularity of crack propagation under blasting dynamic loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(7): 1476-1481.(in Chinese))

[11] 朱哲明,李元鑫,周志荣,等. 缺陷岩体在爆炸荷载下的动态响应[J]. 岩石力学与工程学报,2011,30(6):1157-1167.(ZHU Zheming, LI Yuanxin, ZHOU Zhirong, et al. The response of defected rock under blasting loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(6): 1157-1167.(in Chinese))

[12] MA G W, AN X M. Numerical simulation of blasting-induced rock fractures[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2008, 45(6): 966-975.

[13] 左宇军,唐春安,朱万成,等. 动荷载作用下岩石破坏过程的数值试验研究[J]. 岩土力学,2008,29(4):887-892.(ZUO Yujun, TANG

- Chun'an , ZHU Wancheng , et al. Numerical test on failure process of rock subjected to dynamic loading[J]. Rock and Soil Mechanics , 2008 , 29(4) : 887 – 892.(in Chinese))
- [14] 解 德, 钱 勤, 李长安. 断裂力学中的数值计算方法及工程应用[M]. 北京: 科学出版社, 2009 : 36 – 44.(XIE De , QIAN Qin , LI Chang'an. Method and application of numerical calculation in fracture mechanics[M]. Beijing : Science Press , 2009 : 36 – 44.(in Chinese))
- [15] FINEBERG J ,GROSS S P ,MARDER M ,et al. Instability in dynamic fracture[J]. Physical Review Letters , 1991 , 67(4) : 457 – 460.
- [16] FINEBERG J , GROSS S P , MARDER M , et al. Instability in the propagation of fast cracks[J]. Physical Review B , 1992 , 45(10) : 5 146 – 5 154.
- [17] 倪 敏, 汪 坤, 王启智. SHPB 冲击加载下四种岩石的复合型动态断裂实验研究[J]. 应用力学学报, 2010 , 27(4) : 697 – 703.(NI Min ,WANG Kun ,WANG Qizhi. Experimental study on mixed-mode dynamic fracture of four rocks under impact loading using split hopkinson pressure bar[J]. Chinese Journal of Applied Mechanics , 2010 , 27(4) : 697 – 703.(in Chinese))
- [18] 王 伟, 李小春, 石 露, 等. 深层岩体松动爆破中不耦合装药效应的探讨[J]. 岩土力学, 2008 , 29(10) : 2 837 – 2 843.(WANG Wei , LI Xiaochun , SHI Lu. Discussion on decoupled charge loosening blasting in deep rock mass[J]. Rock and Soil Mechanics , 2008 , 29(10) : 2 837 – 2 843.(in Chinese))
- [19] 肖正学, 郭学彬, 张志呈, 等. 切槽爆破在爆炸冲击波和爆轰气体作用下的力学效应[J]. 岩石力学与工程学报, 1998 , 17(6) : 650 – 654.(XIAO Zhengxue ,GUO Xuebin ,ZHANG Zhengcheng ,et al. The mechanical effect of notched blasting under the explosive shock wave and explosive gas[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering , 1998 , 17(6) : 650 – 654.(in Chinese))
- [20] 王 伟. 低渗透砂岩型铀矿床爆破增渗的机理及模型试验研究[博士学位论文][D]. 武汉: 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2008.(WANG Wei. Model tests and mechanism study of blasting enhanced permeability in low-permeability sandstone-type uranium deposit[Ph. D. Thesis][D]. Wuhan : Institue of Rock and Soil Mechanics Chinese Academy of Sciences , 2008.(in Chinese))
- [21] GRADY D E , KIPP M E. Continuum modelling of explosive fracture in oil shale[C]// International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts. Pergamon [s. n.] ,1980 ,17(3) : 147 – 157.
- [22] NILSON R H. An integral method for predicting hydraulic fracture propagation driven by gases or liquids[J]. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics , 1986 , 10(2) : 191 – 211.
- [23] 陆 文, 李世禄, 张志呈. 钻孔爆破中炮孔堵塞作用机理研究[J]. 爆破器材, 2001 , 30(3) : 26 – 29.(LU Wen , LI Shilu , ZHANG Zhicheng. Study on stemming function of borehole explosion[J]. Explosion Materials , 2001 , 30(3) : 26 – 29.(in Chinese))
- [24] DAI F , XIA K , ZHENG H , et al. Determination of dynamic rock mode-I fracture parameters using cracked chevron notched semi-circular bend specimen[J]. Engineering Fracture Mechanics , 2011 , 78(15) : 2 633 – 2 644.