

DOI: 10.11883/bzycj-2024-0089

围压作用下等离子体的爆破破岩效应*

王雁冰, 李 雪, 王兆阳, 黄哲航, 梅洪嘉, 李阳阳, 罗 林
(中国矿业大学(北京)力学与土木工程学院, 北京 100083)

摘要: 为向深部应力作用下爆破破岩工程提供新型破岩方法, 开展了 4 组不同围压作用下的等离子体砂岩爆破实验, 通过 CT 扫描和三维重构, 对比分析岩石内部三维裂纹的形态结构和分布状况, 研究等离子体爆破破岩技术在不同围压作用下破岩效果, 并通过 LS-DYNA 进行数值模拟, 建立了等离子体等效炸药模型, 补充验证耦合应力场中等离子体爆破的作用规律, 探究不同围压作用下等离子体爆破破岩机理以及岩体在爆破过程中内部裂纹扩展、分布及损伤演化规律。结果表明: 相同电压作用下, 随着三向围压的升高, 岩石表面裂纹的数量和分布范围都呈逐渐减小的趋势, 砂岩内部裂纹的复杂程度和贯通程度显著降低。由于在等离子体爆破产生的动态应力场和围压作用产生静态应力耦合场中, 等离子体爆破产生的冲击波在爆炸初始阶段发挥主要作用效果, 不同围压作用下岩石的裂纹形态和中心膨胀区域未出现明显差异, 随着冲击波的衰减, 三向围压在等离子体爆破过程的中后期发挥决定作用, 抑制岩体的裂纹扩展和损伤演化。同时, 随着围压升高, 其对岩体内部裂纹扩展的抑制效果越显著, 导致岩石内部三维裂纹的体分形维数和损伤度与围压作用均近似呈线性减小关系。

关键词: 等离子体爆破; 围压; 裂纹空间形态; 三维重构; LS-DYNA

中图分类号: O383 国标学科代码: 13035 文献标志码: A

Rock breaking effect of plasma blasting under confining pressure

WANG Yanbing, LI Xue, WANG Zhaoyang, HUANG Zhehang, MEI Hongjia, LI Yangyang, LUO Lin
(School of Mechanics and Architecture Engineering, China University of Mining
and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: Plasma blasting rock breaking technology is characterized by green, high efficiency, controllability, and has a good application prospect in deep rock breaking. In order to provide a new rock-breaking method for the rock-breaking engineering under deep stress, four groups of plasma sandstone blasting tests under different peripheral pressures were carried out. The morphology, structure and distribution of three-dimensional cracks inside the rock were comparatively analyzed by CT scanning and three-dimensional reconstruction, so as to study the effects of the plasma rock-breaking technology in rock-breaking under different peripheral pressures. Meanwhile numerical simulation is conducted by using LS-DYNA, and a plasma equivalent explosive model in the coupled stress field is established to assist the verification of the coupled stress field, the plasma blasting mechanism as well as the rock-breaking process in the blasting process. Numerical simulation is conducted by using LS-DYNA to establish the plasma equivalent explosive model, supplementing the verification of the role of plasma blasting in the coupled stress field, and investigating the mechanism of plasma blasting under different pressures, as well as the rock body in the blasting process of the internal crack expansion, distribution and damage evolution laws. The results show that under the same voltage, with the increase of the 3D peripheral pressure, the number and distribution range of cracks on the surface of the rock exhibit a trend of gradual reduction, while the complexity of the cracks within the sandstone

* 收稿日期: 2024-04-01; 修回日期: 2024-08-11

基金项目: 国家重点研发计划(2021YFC2902103); 国家自然科学基金(51934001); 中央高校基本科研业务费专项资金(2023JCCXLJ02);

第一作者: 王雁冰(1987—), 男, 博士, 副教授, ceowyb818@163.com

and the degree of penetration are significantly reduced. Due to the dynamic stress field generated by plasma blasting and the static stress coupling field generated by the surrounding pressure, the shock wave generated by the plasma blasting in the initial stage of the explosion plays a major role for the effect of different pressures under the action of the rock crack morphology and the center of the expansion of the region does not show obvious differences. With the attenuation of the shock wave, the 3D surrounding pressure in the middle and late stages of the plasma blasting process plays a decisive role in inhibiting the cracks of the rock mass expansion and damage evolution. At the same time, with the increase of the surrounding pressure, the more significant inhibition effect on the expansion of cracks in the rock body, resulting in the body fractal dimension and damage degree of 3D cracks in the rock body, while the role of the surrounding pressure approximately follows a linearly decreasing relationship.

Keywords: plasma explosion; confining pressure; crack spatial morphology; three-dimensional reconstruction; LS-DYNA

随着浅层矿物资源的不断开采直至枯竭, 深部矿物资源的开采逐渐成为一种趋势^[1], 岩石破碎技术是深部岩石开采中十分关键的一环, 传统爆破技术采用化学炸药需在爆炸后等待烟尘消散和碎石沉降, 这显著降低了破岩效率, 并且存在着产生毒害气体和炸药存放安全性等问题^[2], 在深部岩石破碎中存在很大的局限性, 并且随着开采深度的不断增加, 深部岩石所受的地应力逐渐增大, 这势必会影响矿物开采的难度和效率。因此需要开发新的破岩技术来取代传统爆破, 以提高和改善深部采矿过程的效率和爆破碎岩的性能。

等离子体爆破是近年逐渐发展起来的一项绿色破岩技术, 它通过高压电脉冲在液体介质中放电形成等离子体通道释放具有巨大能量的冲击波进行破碎岩石^[3]。相对于其他传统的破岩方法, 等离子体爆破在破碎过程中无污染、碎岩效率高、释放能量大并且破碎过程易于控制, 因此在深部岩石破碎领域具有很大的应用前景。

对于深部高应力岩体开采, 在理论研究方面, 何满潮等^[4]针对深部开采中的力学问题, 对深部岩体开采中的非线性力学特性进行了深入研究。陈明等^[5]借助摩尔库伦准则, 发现地应力可以有效抑制爆生裂纹区的面积扩展。杨栋等^[6]研究了高地应力条件下爆破荷载与地应力荷载作用下围压的损伤分布, 证实了随着侧压力系数增大, 损伤区形态发展呈现出显著的方向性。梁瑞等^[7]探究了在不同地应力下岩体爆破损伤效果, 发现地应力在一定程度上对岩体的损伤范围起抑制作用。马泗洲等^[8]通过建立理论模型和数值模拟探究了初始地应力限制了裂纹的扩展范围, 同时对裂纹的扩展方向具有导向作用。在实验分析方面, Li 等^[9]通过有限元建模与图像处理相结合的方法对深部岩体爆破碎裂进行数值研究分析, 讨论了地应力对平均破碎体尺寸和破碎长宽比的影响, 得出了随着应力大小、应力维数和深度的增加, 爆炸引起的破碎区域更圆, 岩石裂纹和碎屑粒度分布范围更宽。

对于等离子体爆破破岩技术, 作为近年新兴技术不仅在科技领域发挥作用, 也在不断向民用工业领域发展。在钻井石油开采方面, Timoshkin 等^[10]将脉冲放电技术应用于钻井领域, 验证了随着岩石内部放电能量的增加, 钻井速度随之提高。在环境保护方面, 韩育宏等^[11]将高压脉冲放电技术应用于水处理, 借助等离子体放电产生的物理化学效应进行催化有机污染物的降解。在爆破破岩方面, Yutkin^[12]首次提出借助液电效应产生的冲击波进行室内破岩实验, 发现了液电效应所产生的冲击波能量足够在岩石上进行钻孔破碎。Pen 等^[13-14]提出了利用电爆碎技术研究岩状材料破裂特性的方法, 验证了电爆碎区随着爆炸能量的提高而增大。张辉等^[14]开展了液相放电等离子体破岩实验, 随着放电电压的升高和冲击次数的增加, 岩样的破坏程度随之提高, 并且随着冲击波传播位置的不同, 岩石的损伤程度产生很大差异。

目前高应力下岩体破坏效果的影响研究方面大多是采用传统爆破实验或者数值模拟进行分析, 现有研究少有对于等离子体爆破作用下不同围压的岩体破碎效果的影响分析研究, 通过等离子体爆破破岩技术研究围压对于岩体破碎效果的影响将为深部岩石开采提供新的技术思路。

本研究选用普通砂岩作为实验材料, 利用等离子体爆破破岩设备进行实验室实验, 分析高压脉冲作

用下岩石试件的破裂机理, 探讨三向围压对于砂岩破裂的作用效果。实验完成后对试样进行 CT 扫描, 运用有限元分析软件 AVIZO 对爆后试件裂纹进行定性和定量分析, 并结合三维重构和数值模拟探究爆后裂纹的演化规律, 统计分析爆后裂纹的形态与破裂效果, 以期为深部高应力岩石爆破方法研究提供新的思路。

1 不同围压下等离子体爆破破岩实验

1.1 等离子体爆破破岩实验原理

等离子体爆破破岩技术^[5]是在极短时间内通过电极释放巨大能量进而致裂的技术, 其原理是将电源储能模块中的能量加载在高压电极上, 通过电极在液体中电离形成等离子体通道释放巨大能量破碎岩石。等离子体爆破主要有液相放电破碎和直接电破碎两种方式。

本研究等离子体爆破实验应用液相放电破碎技术, 液相放电破碎技术的原理是将高低两个电极置于电解溶液中, 进行高压脉冲放电, 电源储能模块中的能量通过放电电极释放, 通过电解溶液生成大量等离子体, 等离子通道受热不断向外膨胀, 在有限的钻孔空间中挤压周围的液体, 迅速积聚大量能量使得液态水瞬间汽化, 形成巨大的冲击波, 产生作用于岩石的张力进而使岩石破碎。具体的破碎过程为: 高压电脉冲进行放电瞬间, 由于液体介质和岩石的介电常数不一致, 强电场在液体介质中集中。电场作用下在高压电极尖端产生引燃区, 引燃区中的正负电荷在电场中不断撞击液体介质, 使得溶液受热气化, 同时气化后的水分子不断电离, 气化-电离过程不断循环, 在此过程中, 能量主要用于通道周围的液体进行加热, 如图 1(b) 所示; 两电极间生成细小的等离子体通道, 大量电能可在通道中释放并进行放电, 等离子通道中不断升温加压, 使得等离子体通道开始膨胀, 如图 1(c) 所示。等离子体通道不断向四周剧烈膨胀, 在有限孔径中的膨胀过程压缩了周围的液体介质, 从而形成初始冲击波。等离子体通道继续受热膨胀, 使得冲击波不断向外传播不断对岩石做功, 当应力超过岩石的动态抗拉强度时, 岩石发生破碎, 如图 1(d) 所示。

1.2 实验方案

1.2.1 实验装置与试件

等离子体爆破破岩实验装置系统主要是由等离子体爆破破岩设备和围压加载装置组成。等离子体爆破破岩设备包括充电电源、储能电容模块、操作面板、双线电极和充放电控制开关。其中充电电源输入电压为 AC 380 V, 储能模块中电容量范围为 50~20 000 μF , 储能范围 0.1~100 kJ, 等效串联电阻 $\text{ESR} \leq 5$, 脉冲放电电压范围 0.5~10 kV。

围压加载装置可以对岩石试样施加静载荷, 模拟深度的应力环境, 主要是由围压装置和液压加载装置组成。将岩石试件放置于围压加载装置中, 放置传力板于岩石试件上使三向围压在平面均匀加载, 由螺栓连接外部液压加载部分, 该部分主要包含 3 块反力板, 向内通过螺栓与装置支架相连, 向外连接分离式千斤顶的手动液压泵进行加载三向围压, 整体装置系统如图 2 所示。

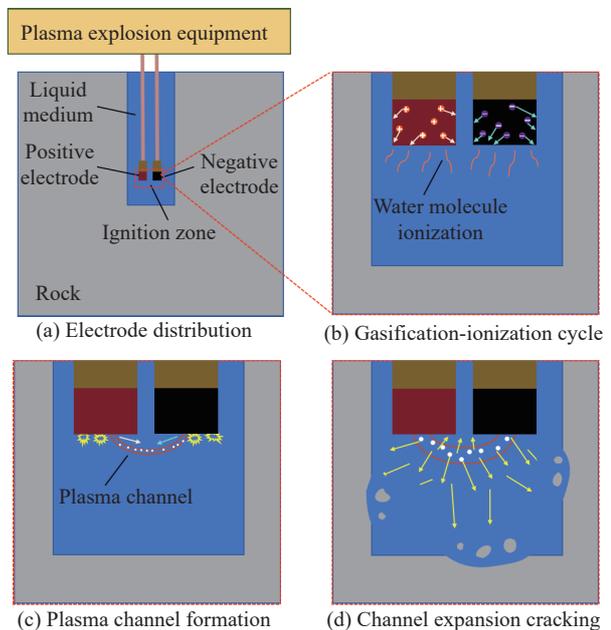


图 1 等离子体爆破破岩技术示意图

Fig. 1 Schematic diagram of plasma blasting rock breaking technology

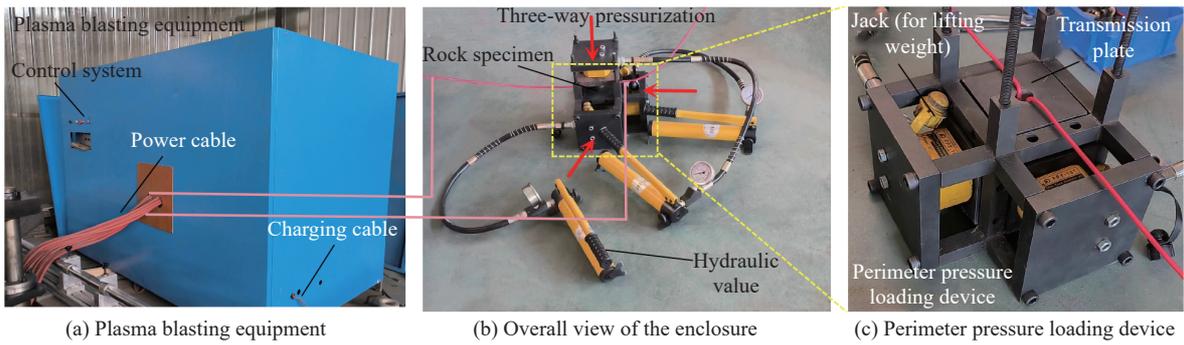


图 2 围压作用下等离子体爆破破岩实验装置图

Fig. 2 Device diagram of plasma blasting rock breaking test under confining pressure

本实验采用的岩石试件为 100 mm×100 mm×100 mm 立方体砂岩如图 3 所示, 在砂岩试件上部中心钻凿 70 mm 深的圆形钻孔, 钻孔直径为 20 mm。砂岩试件抗压强度为 65.8 MPa, 抗拉强度为 3.9 MPa, 弹性模量为 7.6 GPa, 泊松比为 0.3, 孔隙率为 6.7%, 密度为 1978.3 kg/m³。

1.2.2 实验流程

在试件加工完后, 进行等离子体爆破破岩实验, 实验操作流程如图 4 所示。(1) 进行无围压作用的预实验。将试件放置于围压加载装置中, 在无围压的状态下释放高压脉冲电压, 确定

使岩石试件破碎成块度较大的碎块且有明显裂纹状态时的电压作为实验电压, 正式实验中施加统一的实验电压, 以确保在相同放电电压条件下分析三向围压对于岩石试件破裂效果的影响, 由预实验确定最终实验电压为 3 kV, 将正式实验的 4 块试件分别编号为 H-1、H-2、H-3、H-4。(2) 固定电极和堵头。选用工业强力铸工胶进行粘接固定电极线和堵头, 以保证正负电极密封在电离溶液中, 同时电离溶液不易渗出影响实验效果, 固定时确保正负电极线两端长度保持一致, 并且保持垂直角度。根据实验经验, 待电极、堵头与试件粘接固化 24 h 后进行正式实验。(3) 围压装置组装。将岩石试件放置围压装置中, 配置一定电导率的饱和 NaCl 电离溶液, 注入配置好的电离溶液并用螺钉填塞密封堵头, 固定好试件后通过

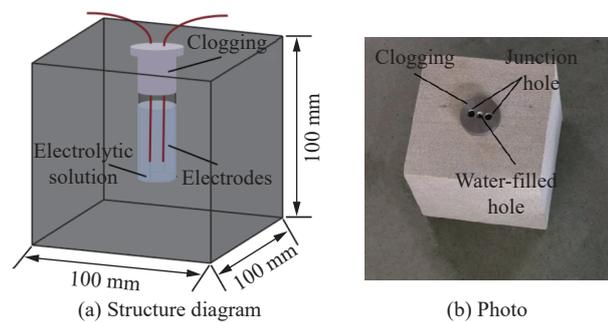


图 3 试件

Fig. 3 Specimen

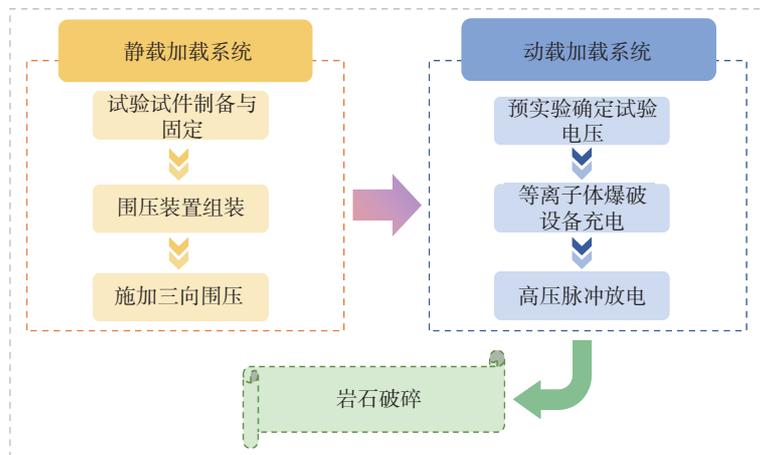


图 4 等离子体爆破破岩实验流程

Fig. 4 Process of plasma blasting rock breaking test

螺柱连接围压装置与液压加载装置。(4) 施加围压。通过手动液压阀进行施加设定的围压, 确保三向围压能够同时施加, 根据实验设计, 对试件 H-1、H-2、H-3、H-4 分别施加 0、2、4、6 MPa 的围压。(5) 连接电路与充电。将固定好的试件电极线连接至等离子体爆破设备, 检查电路的联通状态并对等离子体爆破设备进行充电至设定电压。(6) 放电爆破与采集数据。触发等离子体爆破设备启动按钮进行放电, 完成围压加载状态下的爆破过程, 爆后取出试件并采集相关数据。

1.3 爆后岩体形貌分析

不同围压作用下等离子体爆破实验后的砂岩试件破裂结果如图 5 所示。不同围压下的砂岩试件上表面裂纹状态表现出显著性差异。由实验结果图可知, 无围压条件下的试件 H-1 表面产生了 9 条主裂纹, 电脉冲能量从电极处向整个钻孔区域发散, 导致钻孔区域出现中心粉碎区, 在冲击应力作用下裂纹开始在中心粉碎区周围发育, 并随着冲击波传播, 裂纹呈辐射状向四周发展, 试件上表面的横向裂纹逐渐扩展到试件边缘, 随着冲击波的逐渐衰减, 裂纹宽度逐渐减小, 最终裂纹发展贯通使试件破碎开裂成 6 块, 并且破碎块度的尺寸较小。加载 2 MPa 围压的试件 H-2 处于等离子体爆破冲击应力和围压静应力的耦合应力场中, 对比无围压作用下的试件 H-1, 主裂纹数目明显减少, 试件 H-2 爆后主裂纹数量缩减为 4 条, 随着爆破冲击波的传播, 裂纹逐渐扩展到试件边缘, 其中 2 条主裂纹贯通至试件底面, 试件最终破裂为 3 块, 且破碎块度较大。随着围压增大, 试件整体的开裂程度由完全开裂转变为未完全开裂状态, 主裂纹的数量和长度也发生明显的减小。加载 4 和 6 MPa 围压的试件 H-3 和试件 H-4 呈未完全开裂, 裂纹区域面积明显减小, 只有 2 个侧表面可以观测到主裂纹的扩展路径。其中试件 H-3 表面产生了 3 条主裂纹, 当围压增至 6 MPa 时, 试件 H-4 表面主裂纹数目缩减为 2 条, 产生 1 条分支裂纹。由此可见, 无围压状态相较于有围压状态岩石试件表面裂纹数量变化显著, 加载不同围压后试件表面的主裂纹数目变化差异较小, 说明加载围压对岩石裂纹数量发展具有一定限制效果。

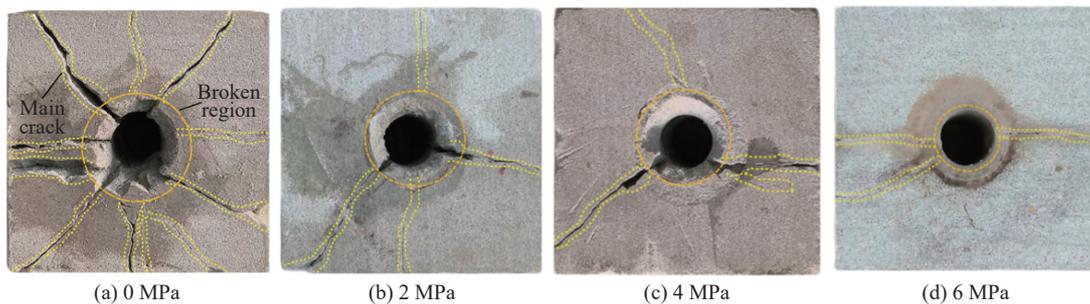


图 5 不同围压下砂岩试件上表面破裂结果

Fig. 5 Surface fracture results of sandstone specimens under different confining pressures

对比不同围压下的爆后砂岩试件, 由表 1 可知, 随着围压的提高, 裂纹中心粉碎区面积减小了 415.07、264.46 和 164.97 mm², 减小幅度分别为 35%、34% 和 32%, 试件上表面裂纹中心粉碎区域面积随着围压的提高逐渐减小, 并且变化幅度差异较小, 围压作用对中心粉碎区发育具有一定约束作用。随着围压由 0 MPa 提高到 2 MPa, 岩石上表面裂纹的平均宽度减小了 1.60 mm, 随着围压提高到 4 和 6 MPa, 裂纹平均宽度分别减小了 1.00 和 0.70 mm, 可以得出随着围压逐渐的提高, 试件表面裂纹平均宽度逐渐减小, 说明围压的约束作用减小了裂纹的扩展宽度。随着围压的提高, 试件上表面裂纹的最大长度呈减小趋势, 分别减小了 4.00、3.40 和 3.00 mm, 在低围压状态下, 围压对于裂纹扩展区域及长度的约束作用较小, 随着围压的提高, 裂纹扩展区域受围压的影响变大。

由此可见, 在耦合应力场中等离子体爆破产生的冲击能量导致上表面的裂纹由钻孔区域开始发展, 裂纹随着冲击波的传播呈辐射状向四周发散, 随着冲击波的衰减, 试件表面裂纹的宽度逐渐减小。加载围压的试件比无围压状态下的试件主裂纹的数目明显减小, 并且随着围压的提高, 试件中心粉碎区面积和最大裂纹长度值逐渐减小, 裂纹平均宽度和裂纹分布区域呈明显的减小趋势。这说明在耦合应力场中

围压不影响冲击波的传播,但对岩石表面裂纹的扩展有一定的抑制效果,并且有无围压加载作用主要影响主裂纹的数目,围压作用主要通过影响裂纹扩展的平均宽度和分布区域限制岩石损伤的发展。

表 1 爆后砂岩试件的上表面测量参数

Table 1 Upper surface measurement parameters of sandstone specimens after explosion

砂岩试件	施加围压/MPa	中心粉碎区面积/mm ²	裂纹平均宽度/mm	最大裂纹长度/mm
H-1	0	1193.99	3.90	53.40
H-2	2	778.92	2.30	49.40
H-3	4	514.46	1.30	46.00
H-4	6	349.49	0.60	43.00

2 不同围压下岩体内部损伤分析

2.1 爆后岩体 CT 扫描

2.1.1 CT 扫描实验

本次 CT 扫描实验采用 Nano 3052E CT 综合分析系统,如图 6 所示。该系统 CT 扫描参数为:输入电压 220 V,射线源电压 190 kV,额定电流 16 A,4 块试样的扫描分辨率在 50~55 μm 之间。

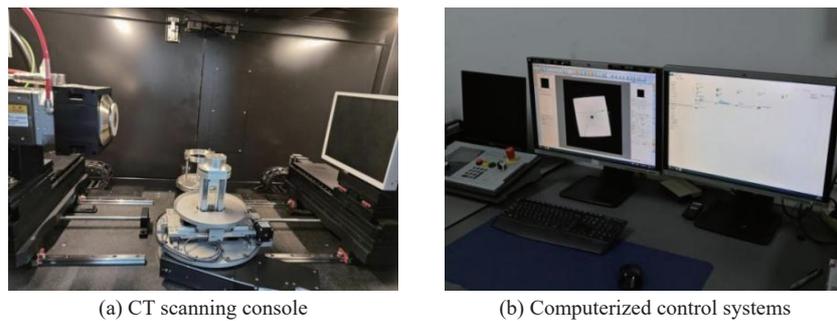


图 6 X 射线工业 CT 检测系统

Fig. 6 X-ray industrial CT testing system

本次 CT 实验通过对 4 个试件 H-1、H-2、H-3、H-4 进行扫描,选取一部分典型的原始 CT 图像进行分析(第 200、500、800 层),4 个试件 CT 图像中爆后裂纹的分布情况如图 7 所示。其中裂纹孔隙的密度较小,在图像中显示为黑色部分,由于中间存在伪影部分,对原始图像进行二值化处理,使裂纹显示为黑

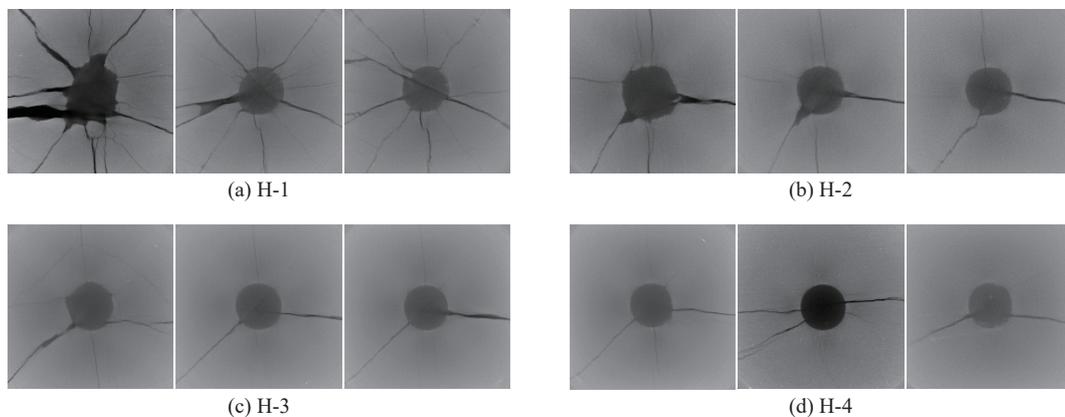


图 7 爆后试件 CT 扫描原始图像

Fig. 7 Original CT scan image of the specimen after explosion

色, 其他部分显示为白色, 如图 8 所示。可以清晰观察到试件中间部位的裂纹分布状况, 由于中间存在孔隙, 部分裂纹提取出现不连续现象, 由图可知, 随着围压的提高, 裂纹分布由辐射发散转化为沿钻孔轴向向外发散, 裂纹分布范围由沿整个横切面分布缩减为分布于试件的 1/2 横切面。从 4 个试样的 CT 扫描图片可以大致推测出, 试样内部的裂纹空间分布为拉压破坏, 并且随着围压不同, 试样内部裂纹空间分布情况也具有一定差异。

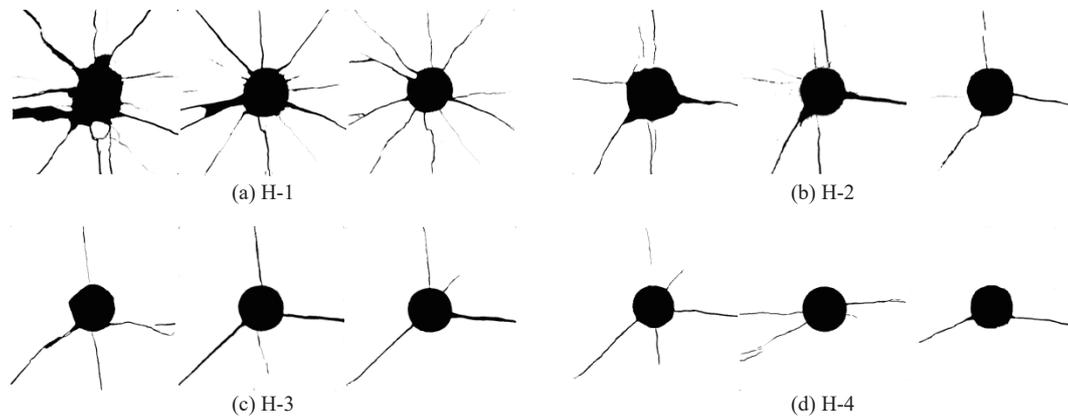


图 8 爆后试件提取裂纹后的二值化图像

Fig. 8 Binary image of post explosion specimen after extracting cracks

2.1.2 爆后岩体三维重构

不同围压作用下爆后砂岩只能观测到宏观状态下的试样表面裂纹, 内部的裂纹状况无法通过肉眼识别, 因此将处理后的 CT 图像导入三维可视化软件 AVIZO 提取试样内部裂纹结构, 进行爆后岩体三维重构以进一步分析爆后试件内部损伤状况, 不同围压条件下砂岩等离子体爆破后内部裂纹的三维重构图如图 9 所示。由透视图象可以清晰地观察到砂岩试样内部的裂纹形态结构及空间分布情况, 其中 H-1 试件由于处于无围压的自由状态, 试件内部多片裂纹面交叉形成了大块的砂岩岩芯损伤区域, 并且内部裂纹从试件顶部贯穿到试件的底部, 试件中间位置出现部分横向裂纹, 横向裂纹集中于试件的 1/4 部分

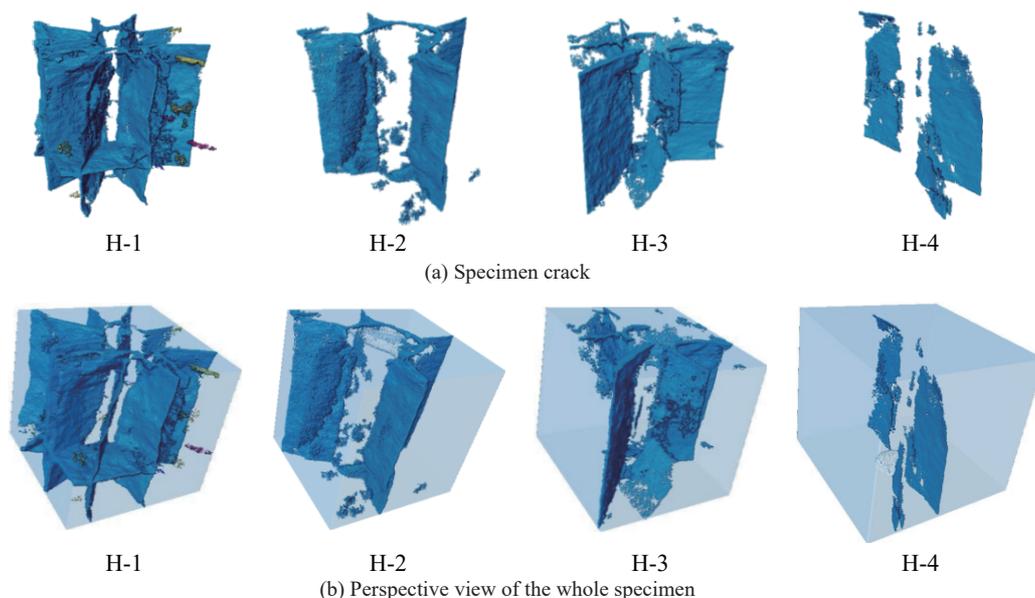


图 9 爆后砂岩试件三维重构

Fig. 9 3D reconstruction of sandstone specimens after explosion

区域内, 裂纹网络结构非常复杂, 同时由于部分孔隙区域发生扩展, 此时提取到零星分布的孔隙, 随着围压的提高, 可以观察到试件 H-2 和 H-3 中, 内部裂纹数量和分布范围明显减少, 主裂纹贯通上下横截面, 部分次生裂纹主要分布于试件上部位置, 试件中下部位置产生横向裂纹, 并都近似集中分布于试件横截面 $1/6$ 的区域中, 围压处于 6 MPa 时, 试件 H-4 裂纹分布范围大幅度缩减, 主要沿着纵向平面延伸, 并且 2 条裂纹基本纵向贯通上下平面, 并沿着钻孔呈相对方向的位置分布, 岩石中间位置没有出现横向裂纹。由此可见, 由于围压的约束作用, 爆后试件内部裂纹的数量、贯通程度和分布范围均随围压增大呈下降趋势。

2.2 岩体破坏形态与爆后裂纹分布

由不同视角分析爆后岩体的重构图像, 分析不同裂纹在试件内部的分布与连通状况, 以及岩体整体的破坏形态。不同视角下的内部裂纹分布如图 10 所示, 由 XY 平面可以看出 H-1 试件整体被裂纹结构贯通分为 7 块, 其中试件上表面的裂纹由钻孔处起裂, 向试件边缘处扩展, 形成了多翼裂纹, 并且在钻孔边缘形成了由微小裂纹组成的裂纹带。并且随着冲击波由钻孔中心向外能量逐渐减小, 其裂纹宽度也在逐渐变小, 部分裂纹没有发展到边缘, 并且裂缝的分布较为紧密, H-2 试件内部主要由 4 个裂纹分布区域, 且 4 条主裂纹均是由无数细小裂纹组成, 周围产生了多条分支裂纹, 整体裂纹从钻孔边缘向外延伸到试件边缘, 裂纹的疏密程度较 H-1 试件有所下降, H-3 试件内部被裂纹分为了 4 个区域, 并且其中部分主裂纹在试件边缘处出现分叉现象, 试件主裂纹周围存在很多微裂纹, H-4 试件内部主要被裂纹分为 2 个区域, 其中 2 条主裂纹贯通到试件边缘, 并且断续分布, 主裂纹周围仅有较小的面积存在微小裂纹, 整体裂纹的复杂程度和疏密程度较前 3 个试件明显降低。

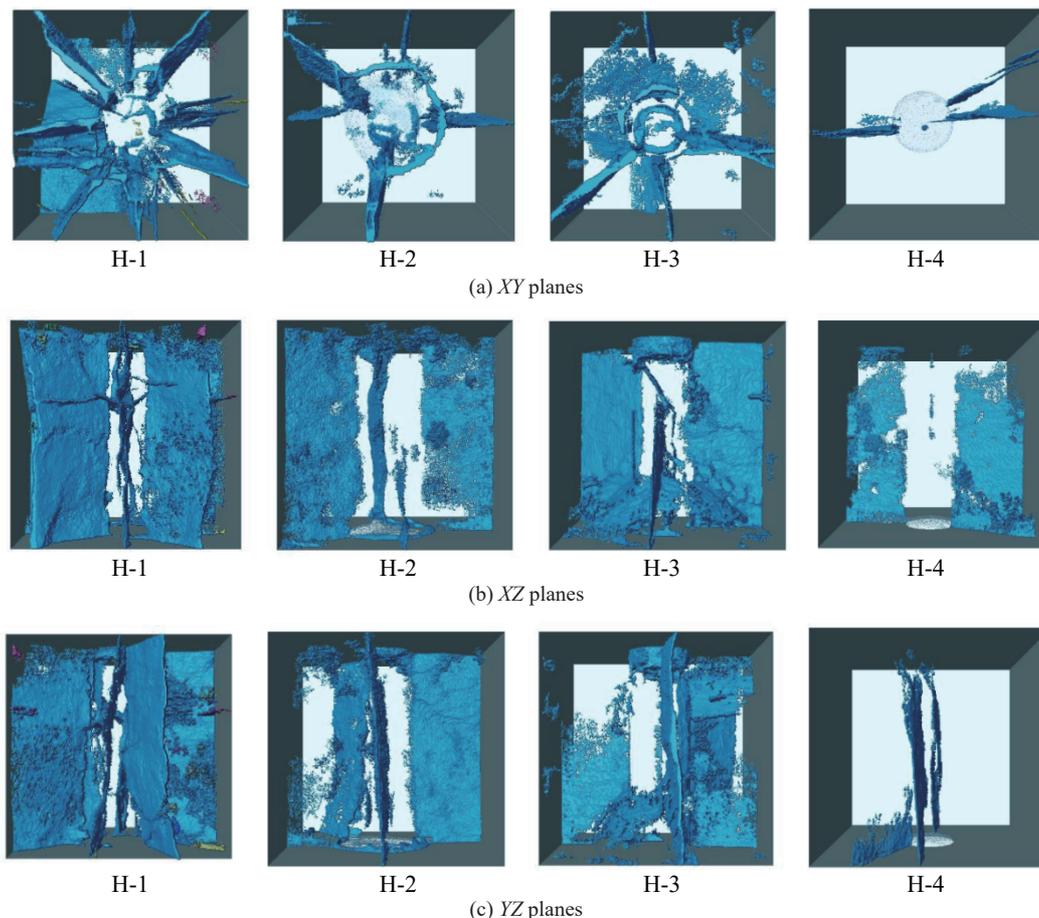


图 10 不同视角下内部裂纹分布图

Fig. 10 Distribution of internal cracks from different perspectives

XZ 平面中围压为 0 MPa 的试件 H-1 中竖向主裂纹表面较为粗糙, 并且提取的裂纹结构较为致密, 整体连续性较好, 主裂纹在钻孔周围交叉, 且纵向贯通整个试件。随着围压的提高, H-2 试件内部裂纹连续程度和表面粗糙程度较 H-1 下降, 并且部分裂纹结构仅分布在试件中间, 裂纹结构的复杂程度下降, 当围压增加到 4 MPa 时, H-3 试件的裂纹表面较为光滑, 连续性下降, 分支裂纹未贯通上下平面, 围压继续增加到 6 MPa 时, H-4 试件内部裂纹在竖直方向上断续分布, 其疏密程度明显降低, 裂纹交叉的复杂程度降低, 其中 2 条主裂纹贯通上下平面, 主裂纹周围的小裂纹的延展长度、面积都较小。

YZ 平面中可以看到, 随着围压的增大, 试件内部主裂纹上孔洞逐渐呈增加趋势, 裂纹面的连通性明显下降, 并且裂纹面的贯通程度存在很大差异, 高围压作用下的岩石主裂纹面较低围压作用下更粗糙、周围细小裂纹面积更大。由此可见, 在等离子体爆炸冲击波作用下, 砂岩试件内部的裂纹破坏形态、主裂纹的数量、贯通情况、连续程度随着加载围压的升高而明显降低, 施加围压越低, 试件内部主裂纹数量越多, 裂纹面的复杂程度越高, 微小裂纹所占面积越大, 裂纹结构越复杂, 裂纹发育的更充分, 试件整体的破坏状况越严重, 并且形成了一定的裂纹网络空间结构。围压作用降低了裂纹网络结构的复杂程度, 并且随着围压越高, 试件中裂纹的空间形态和分布特征变化明显。

采用裂纹密度对岩体的整体破坏状况进行定量分析, 其中裂纹密度为裂纹表面积与试件总体积的比:

$$\rho_s = S_s/V_s \quad (1)$$

式中: ρ_s 为试件的裂纹密度, S_s 为裂纹表面积, V_s 为试件的总体积。

根据重构的结果可以得到不同围压下岩石相对应的裂纹表面积、密度及有效直径值, 如表 2 所示。随着加载围压由 0 MPa 增加到 2 MPa, 裂纹表面积、裂纹密度和裂纹有效直径均有较明显的下降趋势, 分别下降了 39.96%、39.96% 和 11.58%, 随着围压由 2 MPa 增加到 4 MPa, 此阶段裂纹面积、裂纹密度分别下降了 27.67%、27.67% 和 10.95%, 下降幅度有所减缓, 随着围压升高到 6 MPa, 砂岩试件内部的裂纹表面积、裂纹密度和裂纹有效直径分别下降了 23.37%、23.37% 和 9.36%, 下降幅度减少。可见随着围压的增加, 砂岩试件内部裂纹面积、密度和有效直径均呈减小的趋势, 岩石的破坏效果更不明显, 说明围压作用通过限制裂纹扩展密度和裂纹扩展有效直径限制裂纹的扩展范围和岩石损伤。

表 2 裂纹特征参数表

Table 2 Table of fracture characteristic parameters

岩石试件	加载围压/ MPa	裂纹表面积/ mm ²	裂纹密度/ mm ⁻¹	裂纹有效 直径/mm
H-1	0	28558.44	0.029	4.75
H-2	2	17146.92	0.017	4.20
H-3	4	12401.51	0.012	3.74
H-4	6	9503.69	0.010	3.39

2.3 不同围压下岩体爆生裂纹分形特征和损伤分析

最早由 Mandelbrot 提出借助分形维数描述物体形态的复杂程度和不规则程度。经过学者们的不断研究, 分形理论目前已经广泛应用于各个领域, 在实际研究中常见的分形维数计算方法包括计盒维数、信息维数和相关维数等。为了进一步分析砂岩试件内部裂纹的分布复杂程度, 通过计算分形维数 D 来表征裂纹的相关特征及空间分布, 一般情况下分形维数 D 处于 1~3 之间时裂纹会具有较明显的分形特征, 并且 D 值越大, 内部微小裂纹越多, 形状越不规则, 裂纹表面呈现交叉弯曲状态更明显。其中盒维数 (也叫容量维数) 的计算方法为: 假定立方体盒子的边长为 $\delta_1, \delta_2, \dots, \delta_n$, 用正方形 ($\delta \times \delta$) 格子或立方体 ($\delta \times \delta \times \delta$) 盒子覆盖裂纹, 其中包含裂纹信息像素点的盒子数量为 $N(\delta)$, 边长经过不断变化形成若干个小盒子, 可以得到一系列 $\delta-N(\delta)$ 数据, 则可定义对应的盒维数 D 为^[16]:

$$D = -\lim_{\delta \rightarrow 0} \frac{\lg N(\delta)}{\lg \delta} = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\lg N(\delta)}{\lg(1/\delta)} \quad (2)$$

式中: $N(\delta)$ 为覆盖裂纹的盒子数目, δ 为裂纹区域小盒子的边长。

通常采用损伤变量进行表征岩石的损伤程度, 以分析岩石的损伤问题。将损伤变量与分形维数进行相关分析, 可以得到岩石的损伤度 d 为:

$$d = \frac{D_t - D_0}{D_{t, \max} - D_0} \quad (3)$$

式中: D_t 为爆破后试件内部损伤面积的分形维数, D_0 为爆破前试件内部初始损伤面积的分形维数, $D_{t, \max}$ 为试件达到最大损伤面积时的分形维数。

通过 Matlab 的 CT 图像盒维数计算方法, 对砂岩试件内部裂纹网络的体分形维数进行计算, 砂岩试件在不同围压作用下内部破坏程度不同, 其对应的体分形维数 D 也不同, 但是介于 2~3 之间, 说明试件中裂纹具有较好的分形特征。其中试件 H-1 处于无围压状态, 其内部破坏较大, 试件完整性较差, 内部裂纹发育较充分, 相对应的体分形维数 D 最大; 而试件 H-4 所处围压较大, 内部破坏较小, 完整性较好, 内部裂纹发育程度相较于试件 H-2 和 H-3 小, 其对应的体分形维数 D 最小。结果显示, 随着围压增大, 砂岩试件内部破坏体积越小, 其对应的体分形维数 D 越小。

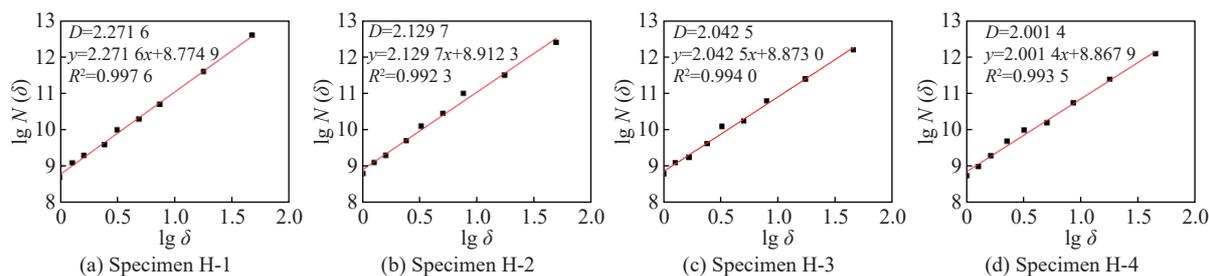


图 11 砂岩三维裂纹体的体分形数

Fig. 11 Volume fractal number of three-dimensional sandstone fracture body

将 4 块试件的体分形维数代入式 (2), 计算不同围压加载下爆后岩体的损伤度, 计算可得 0、2、4 和 6 MPa 的砂岩试件平均损伤度分别为 0.7572、0.7099、0.6808 和 0.6671。

不同围压作用下爆后试件的分形维数与损伤度变化曲线如图 12, 可以得出随着围压的增加, 砂岩的体分形维数减小的幅度变小, 试件损伤度的变化幅度也由 0.0473 减小为 0.0291, 随着围压的提高, 试件内部损伤度的变化幅度有一定减少, 最后缩减为 0.0137。说明试件内部的损伤程度随着围压的不断增大逐渐减小, 围压在一定程度上影响了试件内部的损伤变化。在工程实际中, 不同围压作用下爆后岩石的内部裂纹及损伤度变化规律, 为深部高应力矿物开采中岩体破碎提供了一定的理论依据。

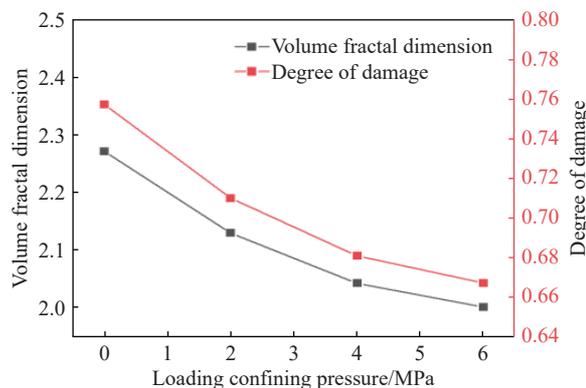


图 12 不同围压下试件体分形维数与损伤度

Fig. 12 Fractal dimensions and damage degrees of specimens under different confining pressures

3 不同围压下岩体等离子体爆破数值模拟实验

3.1 计算模型与工况

3.1.1 电爆炸等离子体与炸药等效关系建立

基于注入等离子通道中的能量与炸药爆炸产生能量相等的原则建立对应的等效关系, 具体关系公式为^[17]:

$$E_p = E_b = m_b W_b \quad (4)$$

式中: E_p 为注入等离子通道中的能量; E_b 为炸药爆炸产生的能量; m_b 为 TNT 炸药的质量; W_b 为 TNT 炸

药爆炸产生的热值,一般取值 4.52 kJ/g。

注入等离子通道中的能量 E_p 为^[18]:

$$E_p = \int_0^\tau P(t)dt = \int_0^\tau i^2(t)R_e dt = \eta_e E_e \quad (5)$$

式中: τ 为放电过程的持续时间, $P(t)$ 为等离子通道的电功率, $i(t)$ 为放电时电极两端的电流, R_e 为两电极间的电阻, η_e 为放电时能量转化为等离子通道能量的效率, E_e 为单次放电过程中所消耗的能量。

电爆炸过程中单次放电释放的能量 E_b 为:

$$E_b = \frac{1}{2}CU^2 \quad (6)$$

式中: C 为储能电容, U 为电极两端的充电电压。

本实验中采取的充电电压为 3 kV, 计算得到单次放电释放的能量为 0.088 kJ, 通过式 (5) 计算可得注入等离子中的能量为 31 J 和能量转化率为 35.23%。

3.1.2 模型建立与参数设计

使用有限元分析软件 LS-DYNA 进行不同围压下岩体等离子体爆破数值模拟实验, 计算模型分为岩石、炸药、水、空气和填充材料 5 部分, 模拟中所采用的岩石模型尺寸为 100 mm × 100 mm × 100 mm, 中心炮孔直径为 20 mm, 埋深为 70 mm。模型如图 13 所示。岩石与水介质间的流固耦合通过关键字 CONSTRAINED_LAGRANGE_IN_SOLID 实现^[19]。模拟中对施加 0、2、4 和 6 MPa 的三向围压模型分别编号为“H-1、H-2、H-3、H-4”。选取 2 个测点观测应力变化, 测点 1 位于距离钻孔中心 15 mm 处的爆炸近区, 测点 4 位于距钻孔中心 35 mm 处的爆炸远区。

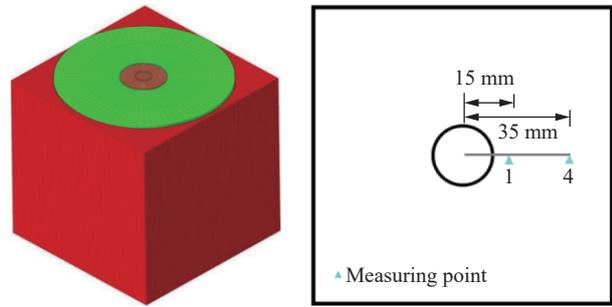


图 13 数值模拟模型

Fig. 13 Numerical simulation model

砂岩材料模型选用 RHT 本构模型, 该模型综合考虑了高应变和高压作用并且结合损伤和损伤积累, 适合研究岩石爆破的裂纹扩展与应力演化过程。模拟中采用岩石材料密度为 2661 kg/m³, 抗压强度为 147.6 MPa。

模拟中的炸药材料选用 HEB (HIGH_EXPLOSIVE_BURN) 材料模型, 并采用 JWL (Jones-Wilkins-Lee) 状态方程描述炸药爆炸过程压力和比容间的关系, JWL 状态方程为^[20]:

$$p_d = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V_d} \right) e^{-R_1 V_d} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V_d} \right) e^{-R_2 V_d} + \frac{\omega e_{e0}}{V_d} \quad (7)$$

式中: p_d 为爆炸过程中的压力, V_d 为爆炸产物的相对体积, e_{e0} 为爆炸产物的初始比内能, A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 均为材料输入参数。炸药的材料参数取自文献 [19], 密度为 1500 kg/m³, 爆轰速度为 7450 m/s, CJ (Chapman-Jouget) 压力为 22 GPa, $A=586$ GPa, $B=23.2$ GPa, $R_1=5.25$, $R_2=1.60$, $\omega=0.282$, $e_{e0}=8.56$ kJ/m²。

水作为流体材料, 通常有 2 种方式进行描述: 采用本构方程表征应力-应变关系或通过状态方程表示体积变化与压力间的关系。采用 NULL 材料本构模型来模拟爆炸中水介质传递冲击波的过程, 高压状态下的水体一般采用 Grüneisen 状态方程进行描述^[21]:

$$p = \frac{\rho_0 C^2 \mu \left[1 + \left(1 - \frac{\gamma_0}{2} \right) \mu - \frac{\alpha}{2} \mu^2 \right]}{\left[1 - (S_1 - 1) \mu - S_2 \frac{\mu^2}{\mu + 1} - S_3 \frac{\mu^3}{(\mu + 1)^2} \right]^2} + (\gamma_0 + \alpha \mu) e_{w0} \quad (8)$$

式中: ρ_{w0} 为水的初始密度; C 为质点速度变化曲线截距; $\mu = \rho/\rho_0 - 1$; γ_0 为 Grüneisen 方程参数; α 为 μ 和

γ_0 的一阶体积修正量; e_{w0} 为水的初始内能; S_1 、 S_2 、 S_3 为曲线斜率系数。具体水域材料的计算参数取自文献 [21], $\rho_{w0}=1000 \text{ kg/m}^3$, $C=0.148$, $S_1=2.599$, $S_2=-1.985$, $S_3=1.226$, $\gamma_0=0.35$ 。

3.2 模拟结果分析

3.2.1 不同围压下岩体等离子体爆破过程应力演化分析

图 14 为不同围压作用下测点 1 和测点 4 的有效应力变化曲线。由图 14(a) 可知, 不同围压下 4 块岩石在测点 1 处有效应力曲线随时间变化趋势一致, 由于爆破冲击波在电极附近作用, 4 块岩石的有效应力均在 $12 \mu\text{s}$ 左右达到峰值, 有效应力峰值分别为 180、200、210 和 19 MPa, 可知随着围压增大, 位于测点 1 处的有效应力峰值呈一定的增加趋势, 但近似分布于 200 MPa 附近, 且有效应力峰值的增加幅度有所减小, 说明围压作用在爆炸近区的影响作用较小, 在 $20 \mu\text{s}$ 时, 有效应力峰值逐渐下降, 近似分布在 75 MPa 周围。随着冲击波向四周传播, 测点 1 处的有效应力曲线逐渐下降, 4 条有效应力曲线近似重合为一条直线, 裂纹逐渐向四周扩展。说明在炮孔周围区域, 围压作用对冲击波在岩体中传播的影响效果较小。由图 14(b) 可知, 测点 4 处不同围压作用下岩体的有效应力曲线整体变化趋势一致, 在 $15 \mu\text{s}$ 前, 4 块岩石的有效应力曲线没有明显差异, 说明在爆炸前期, 等离子体爆炸产生的动态爆炸冲击波发挥主要作用, 围压对于岩石的作用效果较小, 在 $20 \mu\text{s}$ 时, 受等离子体爆炸冲击波影响, 当冲击应力到达测点 4 时, 该测点处 4 条有效应力变化曲线均达到峰值, 有效应力峰值分别为 30、44、54 和 62 MPa, 说明随着围压的增大, 有效应力峰值呈增大趋势, 且增大的幅度有所减小, 在 $25 \mu\text{s}$ 时, 由于冲击波逐渐传播, 有效应力峰值下降至 20 MPa 左右。可见, 在爆炸前期, 在爆炸冲击和围压的耦合作用下, 等离子体爆炸冲击波发挥主要作用, 使得不同围压下的有效应力几乎同时达到峰值, 爆炸中后期, 由于冲击波作用逐渐衰减, 围压作用起主导影响, 有效应力峰值随着三向围压的提高呈递增趋势, 并且其变化幅度减小。

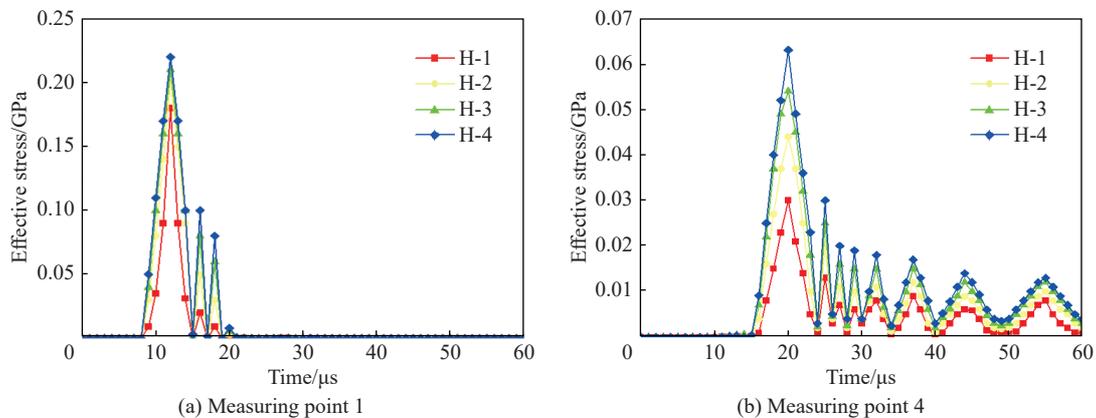


图 14 不同围压下测点有效应力随时间的变化

Fig. 14 Effective stress variation curve of measuring points under different confining pressures

从图 15(a) 可以看出, 不同围压作用下测点 1 处的位移变化情况, 在爆炸起始阶段, 等离子体不断电离并且形成初始的等离子体通道, 该阶段测点 1 没有出现明显位移, 等离子体通道不断膨胀, 在 $12 \mu\text{s}$ 时, 测点 1 位移开始随着时间呈急剧上升趋势, 在 $19 \mu\text{s}$ 时, 不同围压作用下测点 1 的位移达到峰值, 2 MPa 作用下测点 1 的位移相较于 0 MPa 作用下的位移峰值小, 4 和 6 MPa 作用下测点 1 的位移随着围压的提高呈减小趋势, 减小的幅度基本维持在 3.75% 左右, 不同围压下测点 1 处的位移变化差异不显著, 说明围压作用对爆炸近区的作用效应较小。随着冲击波传播, 在 $39 \mu\text{s}$ 时该测点位移达到峰值, 当冲击波达到边缘时, 位移不再增加并开始随着时间逐渐减小, 可知, 在爆炸前期冲击波发挥作用使测点 1 位移逐渐增大, 爆炸中后期, 由于冲击波能量衰减, 测点 1 处应力作用逐渐降低, 其变形效果由于围压作用逐渐减小, 并且不同围压对于测点变形的抑制效果不同。由图 15(b) 可知, 无围压作用下和有围压作用下测点

4 的位移曲线出现显著差异, 在 $20 \mu\text{s}$ 时, 冲击波传播至该测点, 无围压作用下测点 4 的位移开始增加, 有围压作用下的测点 4 位移发生变化, 并且无围压作用下位移曲线相较于有围压作用下的位移曲线呈显著上升趋势, 说明无围压作用时, 等离子体爆炸产生的冲击波影响该测点的变形, 并且变形的幅度随着冲击波的传播逐渐增加, 爆炸后期随着电爆冲击波逐渐衰减, 测点位移曲线的增幅逐渐减小。无围压作用时, 对比图 15(a) 和 (b) 可以看出, 测点 1 处无围压作用下的位移变化曲线与有围压作用下的位移变化曲线差异性不明显, 测点 4 处无围压作用下的位移曲线出现显著差异, 说明围压作用对于爆炸近区的影响作用较小, 主要作用于岩石试件爆炸远区, 并且有无围压作用差异效果显著。有围压作用时, 该测点的变形受到爆炸冲击波和围压的耦合作用, 并且在爆炸中后期, 该测点的变形与无围压作用时更显著, 说明围压作用在爆炸后期对测点变形的抑制效果更显著。

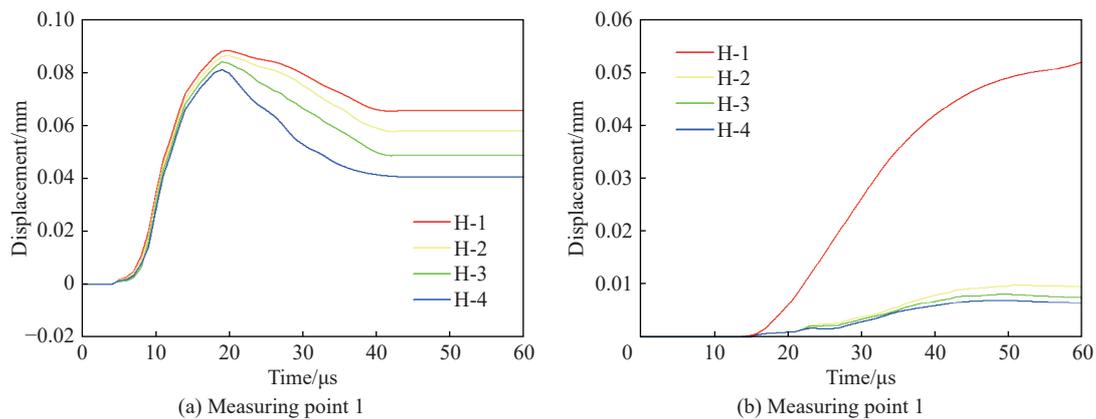


图 15 不同围压作用测点位移变化曲线

Fig. 15 Displacement variation curves of t points under different confining pressures

3.2.2 不同围压下岩体等离子体爆破过程损伤分析

通过数值模拟对不同围压作用下等离子体爆破岩石进行损伤分析, 不同围压作用下砂岩爆破的损伤演化云图, 如图 16 所示。由图 16(a) 可以得到, 0 MPa 作用下的试件 H-1 从第 $15 \mu\text{s}$ 开始向外起裂, 爆炸冲击波主要作用于中心破碎区域内, 损伤只发生在炮孔附近, 该阶段对应于等离子体爆炸过程中的电离气化阶段。 $30 \mu\text{s}$ 时, 应力主要作用于炮孔周围区域, 裂纹从中心破碎区开始向试件四周发展, 该阶段对应于等离子通道形成阶段, 冲击波作用于破碎区域外侧产生损伤。 $45 \mu\text{s}$ 时, 冲击波逐渐向试件四周扩散, 裂纹呈现明显的辐射状向边缘发散, 损伤区域范围基本到达试件边缘, 该阶段等离子通道不断膨胀, 释放出巨大的能量。 $60 \mu\text{s}$ 时, 损伤发展到试件的边缘, 冲击波的能量逐渐衰减使得岩石不再发生进一步损伤; 由图 16(b) 可知, 2 MPa 围压作用下的试件 H-2, 在 $15 \mu\text{s}$ 时开始发生损伤, 冲击波作用于钻孔附近, 并且开始形成 4 条主裂纹, 在 $30 \mu\text{s}$ 时, 应力分布在钻孔周围区域, 此时裂纹继续沿着主裂纹的方向扩展, 随着时间到达 $45 \mu\text{s}$, 应力变化越来越大, 冲击波扩展范围变大, 裂纹基本扩展到岩体边缘, 到 $60 \mu\text{s}$ 时, 应力逐渐减小, 损伤区域范围不再增大, 裂纹逐渐停止扩展; 由图 16(c) 可知, 4 MPa 围压作用下, 试件 H-3 在 $15 \mu\text{s}$ 时开始出现裂纹, 应力由集中于钻孔周围区域逐渐扩散, 损伤区域逐渐扩展到试件边缘; 由图 16(d) 可知, 6 MPa 作用下, 试件 H-4 在 $15 \mu\text{s}$ 时开始产生裂纹, 随着冲击波作用向四周扩展, 裂纹逐渐向四周扩展, 当应力逐渐减小, 损伤区域范围达到最大。 $15 \mu\text{s}$ 时, 不同围压作用下岩石试件裂纹仅分布于钻孔周围, 且裂纹扩展长度差异较小, $30 \mu\text{s}$ 时, 不同围压作用下裂纹向钻孔外扩展, 此时岩石主裂纹数目出现明显差异, 0 MPa 下岩石试件主裂纹呈辐射状向四周发展, 2 MPa 下岩石试件产生 6 条主裂纹, 4 MPa 下岩石试件产生 6 条主裂纹, 6 MPa 下岩石试件产生 4 条主裂纹, $45 \mu\text{s}$ 时, 不同围压下岩石试件裂纹随着冲击波扩展到试件边缘, 且裂纹扩展数目随着围压的提高呈递减趋势。说明围压对裂纹的扩展和损伤区域发展起抑制作用。

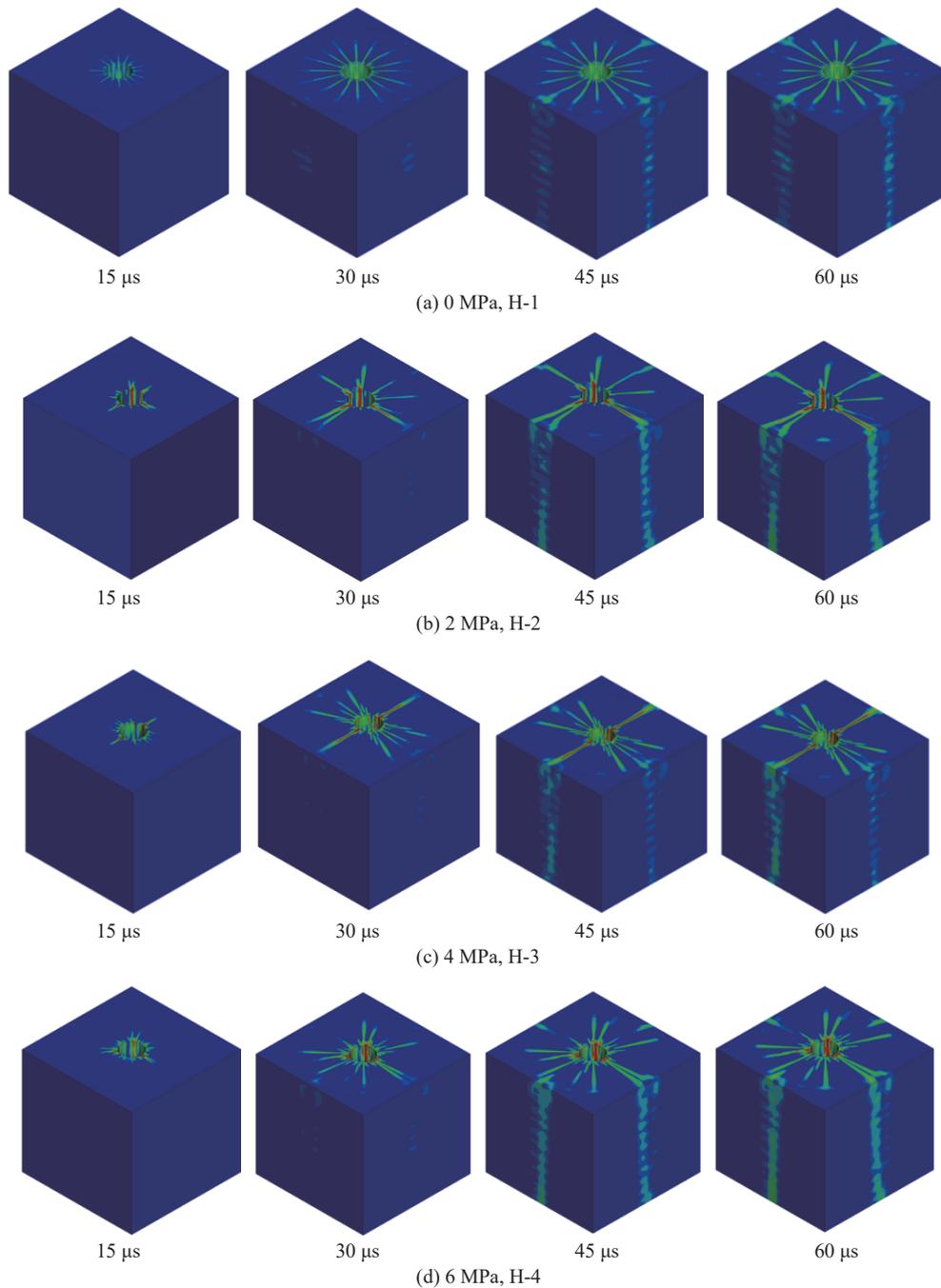


图 16 不同围压作用下试件损伤演化云图

Fig. 16 Cloud diagram of damage evolution of specimens under different confining pressures

等离子体爆炸放电会在电极周围形成强大的冲击波, 并且随着距离电极的距离增大, 冲击波的强度会呈逐渐减小的趋势, 中心粉碎区的膨胀过程如图 17 所示, 可以观察到, 放电瞬间电极释放巨大冲击波, 能量主要作用于电极附近, 此时中心粉碎区的膨胀体积较小, 随着冲击波的传播, 在 30 μs 左右, 大量冲击波作用于钻孔周围, 中心粉碎区的体积逐渐增大, 并且膨胀变化幅度明显, 随着应力不断增加, 在 45 μs 时, 中心粉碎区的膨胀体积明显增大, 并且基本占据整个钻孔区域, 在钻孔周围呈不规则状态膨胀, 冲击波继续扩展, 到 60 μs 时, 中心粉碎区的膨胀体积达到最大, 并且在钻孔周围扩展, 形成不规则的圆柱膨胀体。对比不同围压作用下等离子体爆炸冲击波造成的中心粉碎区变化状况, 明显发现在 15 μs 开始膨胀时, 随着围压的提高, 中心粉碎区域的膨胀体积差别不大, 随着冲击波扩散, 在 30 μs 时, 随着围压的增加, 中心粉碎区

域的膨胀体积出现一定程度的减小趋势, 6 MPa 作用下的试件 H-4 中心粉碎区膨胀体积最小, 应力继续增大, 在 45 μs 时, 不同围压作用下的中心粉碎区膨胀体积出现明显的差异, 随着围压的提高, 膨胀区域在高度和宽度上均出现较大幅度的缩减, 随着应力扩展到试件边缘, 此时随着围压升高, 中心粉碎区域的膨胀体积出现更为明显的减小趋势, 试件 H-1 和试件 H-2 中心粉碎区的膨胀部分呈上宽下窄的状态, 随着围压的提高, 试件 H-3 和试件 H-4 中心粉碎区的膨胀部分呈圆柱状。可以得出, 在等离子体爆炸初始阶段, 不同围压作用下试件中心粉碎区的膨胀体积差别不大, 该阶段主要是等离子体爆炸产生的冲击应力发挥主要作用, 随着冲击波逐渐传播, 在爆炸中后期阶段, 不同围压作用下试件中心粉碎区的膨胀体积差

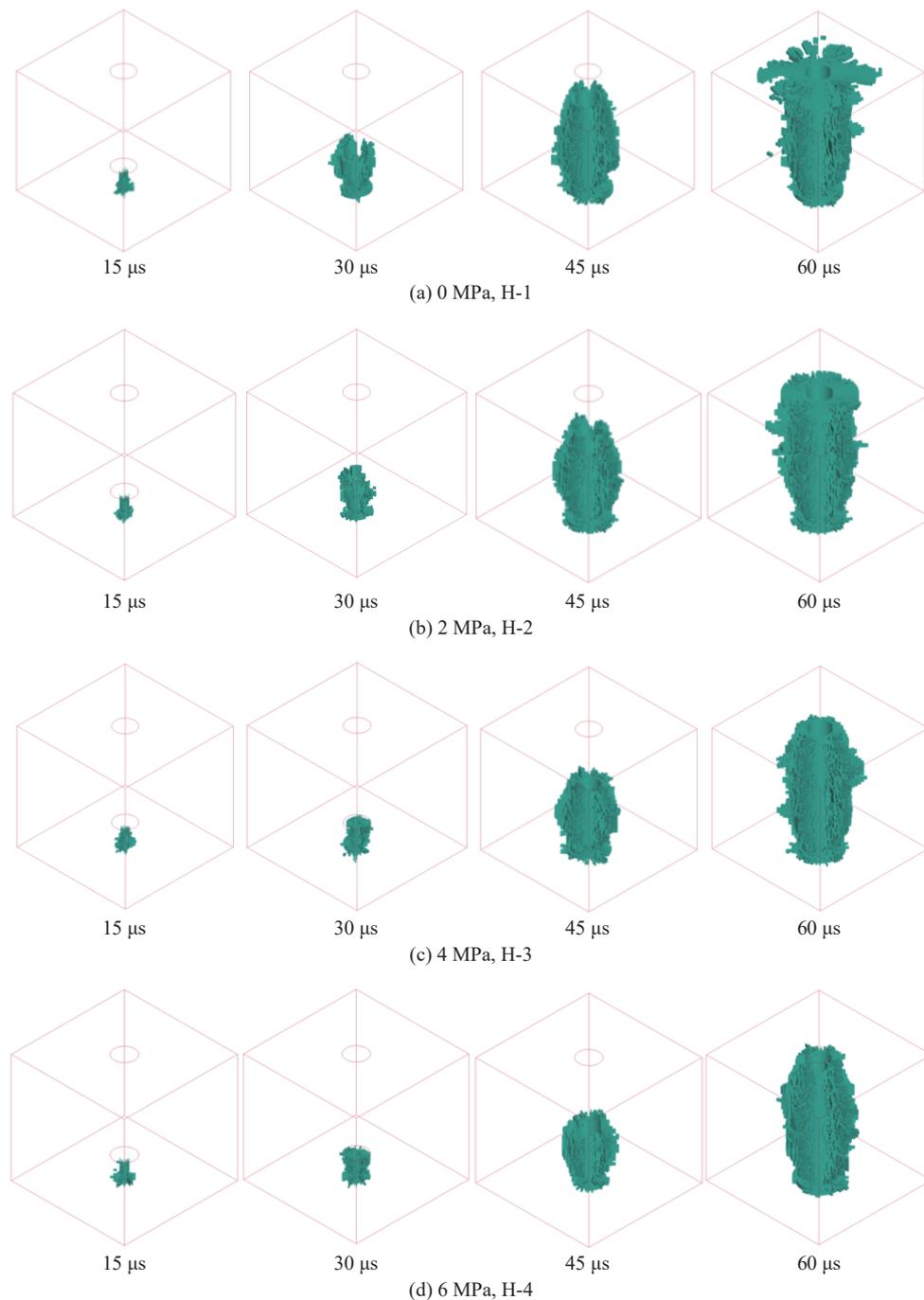


图 17 中心粉碎区膨胀过程

Fig. 17 Expansion process of the central crushing area

别明显, 该阶段围压发挥主导作用, 限制了损伤的扩展范围, 说明围压主要作用于等离子体爆破破岩的中后期阶段, 并且阻止了岩石损伤扩展范围, 对于实际工程深部地应力中的岩石破碎提供了一定的思路。

4 结 论

主要对不同围压作用下的岩石试件进行等离子体爆破实验研究, 并通过 CT 扫描三维重构与数值模拟进行对比, 研究围压作用对等离子体冲击破岩效果的影响, 得到的主要结论如下:

(1) 围压对岩石破碎和裂纹发育具有约束作用, 且随着围压增大约束效果越显著。随着围压由无到有主裂纹数量减小, 有无围压作用主要影响主裂纹数量的变化。随着围压的提高, 岩石试件中心粉碎区面积和最大裂纹长度值逐渐减小, 裂纹平均宽度和裂纹分布区域呈明显的降低趋势。围压作用主要通过影响裂纹扩展宽度和扩展范围限制岩石破碎。

(2) 围压作用影响岩石内部裂纹发育的复杂程度和贯通程度, 随着围压的提高, 裂纹形态的复杂度、裂纹密度和体分形维数值均呈减小趋势, 岩石的内部损伤度由 0.76 减至 0.66, 说明围压作用影响岩石内部的裂纹密度和贯通度进而抑制岩石内部损伤发展。

(3) 在爆炸初期, 等离子通道膨胀产生的冲击波对岩石破碎发挥主导作用, 不同围压作用下, 钻孔周围的破裂状况没有显著差异, 说明围压不影响岩石中电爆冲击波的传播, 在爆炸中后期, 等离子体冲击波作用逐渐衰减, 围压在耦合应力场中起决定性作用, 抑制岩体中裂纹扩展和损伤演化, 并且对于岩体边缘的变形抑制效果更明显。

参考文献:

- [1] 庞宁波, 杨永康. 地应力下岩石多孔爆破损伤演化数值模拟 [J]. *矿业研究与开发*, 2023, 43(10): 119–125. DOI: 10.13827/j.cnki.kyyk.2023.10.018.
PANG N B, YANG Y K. Numerical simulation on damage evolution of rock porous blasting under in-situ stress [J]. *Mining Research and Development*, 2023, 43(10): 119–125. DOI: 10.13827/j.cnki.kyyk.2023.10.018.
- [2] 吴立, 张时忠, 林峰. 现代破岩方法综述 [J]. *探矿工程(岩土钻掘工程)*, 2000(2): 49–51. DOI: 10.3969/j.issn.1672-7428.2000.02.022.
WU L, ZHANG S Z, LIN F. Synthesizing comment on modern rock fragmentation methods [J]. *Exploration Engineering (Rock & Soil Drilling and Tunneling)*, 2000(2): 49–51. DOI: 10.3969/j.issn.1672-7428.2000.02.022.
- [3] 孙冰. 液相放电等离子体及其应用 [M]. 北京: 科学出版社, 2013: 7–11.
SUN B. Discharge plasma in liquid and its applications[M]. Beijing: Science Press, 2013: 7–11.
- [4] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2005, 24(16): 2803–2813. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2005.16.001.
HE M C, XIE H P, PENG S P, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2005, 24(16): 2803–2813. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2005.16.001.
- [5] 陈明, 卢文波, 周创兵, 等. 初始地应力对隧洞开挖爆生裂隙区的影响研究 [J]. *岩土力学*, 2009, 30(8): 2254–2258. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.08.024.
CHEN M, LU W B, ZHOU C B, et al. Influence of initial in-situ stress on blasting-induced cracking zone in tunnel excavation [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(8): 2254–2258. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.08.024.
- [6] 杨栋, 李海波, 夏祥, 等. 高地应力条件下爆破开挖诱发围岩损伤的特性研究 [J]. *岩土力学*, 2014, 35(4): 1110–1116, 1122. DOI: 10.16285/j.rsm.2014.04.012.
YANG D, LI H B, XIA X, et al. Study of blasting-induced dynamic damage of tunnel surrounding rocks under high in-situ stress [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2014, 35(4): 1110–1116, 1122. DOI: 10.16285/j.rsm.2014.04.012.
- [7] 梁瑞, 李生荣, 包娟, 等. 高地应力下岩体的爆破损伤及能量特性 [J]. *高压物理学报*, 2022, 36(6): 064202. DOI: 10.11858/gywlb.20220599.
LIANG R, LI S R, BAO J, et al. Blasting damage and energy characteristics of rock mass under high in-situ stress [J]. *Chinese Journal of High Pressure Physics*, 2022, 36(6): 064202. DOI: 10.11858/gywlb.20220599.

- [8] 马泗洲, 刘科伟, 杨家彩, 等. 初始应力下岩体爆破损伤特性及破裂机理 [J]. *爆炸与冲击*, 2023, 43(10): 105201. DOI: 10.11883/bzycj-2023-0151.
MA S Z, LIU K W, YANG J C, et al. Blast-induced damage characteristics and fracture mechanism of rock mass under initial stress [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2023, 43(10): 105201. DOI: 10.11883/bzycj-2023-0151.
- [9] LI X D, LU K W, YANG J C, et al. Numerical study on blast-induced fragmentation in deep rock mass [J]. *International Journal of Impact Engineering*, 2022, 170: 104367. DOI: 10.1016/j.ijimpeng.2022.104367.
- [10] TIMOSHKIN I V, MACKERSIE J W, MACGREGOR S J. Plasma channel miniature hole drilling technology [J]. *IEEE Transactions on Plasma Science*, 2004, 32(5): 2055–2061. DOI: 10.1109/TPS.2004.835489.
- [11] 韩育宏, 陆彬, 李庆, 等. 高压脉冲放电等离子体水处理技术研究进展 [J]. *河北大学学报 (自然科学版)*, 2007, 27(S1): 190–194. DOI: 10.3969/j.issn.1000-1565.2007.z1.050.
HAN Y H, LU B, LI Q, et al. Research on wastewater treatment by high-voltage pulsed discharge plasma [J]. *Journal of Hebei University (Natural Science Edition)*, 2007, 27(S1): 190–194. DOI: 10.3969/j.issn.1000-1565.2007.z1.050.
- [12] 尹志强. 水中高压脉冲放电的液电特性及煤体致裂效果研究 [D]. 太原理工大学, 2016.
Yin Zhiqiang. Research on the Electro-Hydraulic Effect and Coal Crack Effect of Underwater High Voltage Discharge [D]. Taiyuan university of technology, 2016.
- [13] TIMOSHKIN I V, MACKERSIE J W, MACGREGOR S J. Plasma channel miniature hole drilling technology [J]. *IEEE Transactions on Plasma Science*, 2004, 32(5): 2055–2061. DOI: 10.1109/TPS.2004.835489.
- [14] 张辉, 蔡志翔, 陈安明, 等. 液相放电等离子体破岩室内实验与破岩机理 [J]. *石油学报*, 2020, 41(5): 615–628. DOI: 10.7623/syxb202005010.
ZHANG H, CAI Z X, CHEN A M, et al. Experiments and mechanism of rock breaking by the plasma shock wave generated by underwater discharge [J]. *Acta Petrolei Sinica*, 2020, 41(5): 615–628. DOI: 10.7623/syxb202005010.
- [15] 李铮. 脉冲放电破碎岩石影响规律仿真模拟研究 [D]. 大庆: 东北石油大学, 2022. DOI: 10.26995/d.cnki.gdqsc.2022.000906.
LI Z. Simulation research on influence law of pulse discharge on rock breaking [D]. Daqing: Northeast Petroleum University, 2022. DOI: 10.26995/d.cnki.gdqsc.2022.000906.
- [16] WANG G, QIN X J, SHEN J N, et al. Quantitative analysis of microscopic structure and gas seepage characteristics of low-rank coal based on CT three-dimensional reconstruction of CT images and fractal theory [J]. *Fuel*, 2019, 256: 115900. DOI: 10.1016/j.fuel.2019.115900.
- [17] PARK H, LEE S R, KIM T H, et al. Numerical modeling of ground borehole expansion induced by application of pulse discharge technology [J]. *Computers and Geotechnics*, 2011, 38(4): 532–545. DOI: 10.1016/j.compgeo.2011.03.002.
- [18] 余庆, 张辉, 杨睿智. 基于 LS-DYNA 的液电效应冲击波数值模拟 [J]. *爆炸与冲击*, 2022, 42(2): 024201. DOI: 10.11883/bzycj-2021-0214.
YU Q, ZHANG H, YANG R Z. Numerical simulation of the shock wave generated by electro-hydraulic effect based on LS-DYNA [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2022, 42(2): 024201. DOI: 10.11883/bzycj-2021-0214.
- [19] 黄佑鹏, 王志亮, 杨辉, 等. 流固耦合模拟岩石爆破时耦合范围的确定 [J]. *合肥工业大学学报 (自然科学版)*, 2019, 42(12): 1672–1678, 1694. DOI: 10.3969/j.issn.1003-5060.2019.12.016.
HUANG Y P, WANG Z L, YANG H, et al. Determination of coupling range in the simulation of rock blasting using fluid-solid coupling algorithm [J]. *Journal of Hefei University of Technology (Natural Science)*, 2019, 42(12): 1672–1678, 1694. DOI: 10.3969/j.issn.1003-5060.2019.12.016.
- [20] 姜鹏飞, 唐德高, 龙源. 不耦合装药爆破对硬岩应力场影响的数值分析 [J]. *岩土力学*, 2009, 30(1): 275–279. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.01.005.
JIANG P F, TANG D G, LONG Y. Numerical analysis of influence of uncoupled explosive-charge structure on stress field in hard rocks [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(1): 275–279. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.01.005.
- [21] 闫国斌, 于亚伦. 空气与水介质不耦合装药爆破数值模拟 [J]. *工程爆破*, 2009, 15(4): 13–19, 65. DOI: 10.3969/j.issn.1006-7051.2009.04.004.
YAN G B, YU Y L. Numerical simulation of air and water medium decoupling charge blasting [J]. *Engineering Blasting*, 2009, 15(4): 13–19, 65. DOI: 10.3969/j.issn.1006-7051.2009.04.004.

(责任编辑 张凌云)