DOI：10.3724/1000-6915.jrme.2025.0622

冲击荷载作用下预应力加锚煤体动态破坏特征及锚固损伤机制研究

齐 潮[1, 2, 3]，常聚才[1, 2]，殷志强[1, 2, 3*]，张 驰[2]，史文豹[2]，王 拓[2]，吴博文[2]，范 磊[2]，王宏达[2]

（1. 安徽理工大学 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室，安徽 淮南 232001；2. 安徽理工大学 矿业工程学院，安徽 淮南 232001；3. 安徽理工大学 深部煤炭安全开采与环境保护全国重点实验室，安徽 淮南 232001）

摘要：为研究深部巷道加锚煤体的动力响应特性，采用分离式霍普金森试验系统开展不同荷载强度下加锚煤体冲击试验，基于 Cohesive 黏聚力单元还原锚固界面，建立预应力加锚煤体数值模型与试验结果进行对比验证。研究结果表明：预应力加锚煤体通过锚杆预紧力提高试样整体的动态抗压强度，随冲击强度增加，试样峰值应力及动态弹性模量呈正相关增加，加锚煤体应变场扩展速度逐渐加快，试样端面率先达到煤体的极限应变，非均匀应变沿轴向快速发展向锚固中部区域形成应变集中带，锚固煤体沿冲击方向自锚固中心区域向外逐渐扩散破坏，加锚煤体宏观上破坏模式表现为由环向剪切破坏向拉伸破坏转变；冲击荷载小于 0.4 MPa 时，锚杆预紧力在动载应力波冲击时发挥一定的抗冲能力，冲击荷载过大时锚杆及锚固剂大范围脱离煤体，加锚煤体破碎程度较高，低荷载强度下试样裂纹分布以拉剪破裂为主，而较高荷载强度下试样裂纹形态以轴向劈裂破坏为主；应力波冲击加锚煤体时，入射压缩波由煤体介质穿过锚固界面向锚固剂及锚杆进行传递，应力波在锚固界面处发生透反射，不同荷载强度下锚固界面幅值呈线性增加趋势，应力波幅值增大 23%，随入射压缩波继续向锚固第一界面传递，应力波幅值增加幅度降低至 18%，锚杆残余应力波峰值为 25%；动载冲击作用下，加锚煤体介质不协同变形诱发界面应变失谐，锚固失效及煤体颗粒破碎等非连续变形导致压应力场逐渐弱化弥散，加剧煤体产生大变形破坏。研究结果可深化对动载应力波在锚固界面传播规律的认识，并为深部动压巷道稳定性控制提供一定的试验基础。

关键词：岩石力学；加锚煤体；破坏特征；黏聚力单元；锚固界面；压应力场

中图分类号：TU 45 **文献标识码**：A **文章编号**：1000－6915(2026)06－1787－19

第 一 作 者：齐 潮（1996－），现任讲师，主要从事巷道围岩控制、岩石力学试验研究方面的研究工作。E-mail：qichaominecoal@163.com

***通信作者**：殷志强（1983－），现任教授，主要从事岩石动力学方面的研究工作。E-mail：zhqyin@aust.edu.cn

Dynamic failure characteristics and mechanism of pre-stressed anchored coal under impact load

QI Chao[1, 2, 3], CHANG Jucai[1, 2], YIN Zhiqiang[1, 2, 3*], ZHANG Chi[2], SHI Wenbao[2], WANG Tuo[2], WU Bowen[2], FAN Lei[2], WANG Hongda[2]

(1. *Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining*, *Ministry of Education*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan*, *Anhui* 232001, *China*; 2. *School of Mining Engineering*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan*, *Anhui* 232001, *China*; 3. *National Key Laboratory of Safe Mining of Deep Coal and Environmental Protection*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan*, *Anhui* 232001, *China*)

收稿日期：2025－08－20；**修回日期**：2025－10－23

基金项目：安徽理工大学高层次引进人才科研启动基金项目（2024yjrc82）；安徽理工大学煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室开放基金项目（JYBSYS202404）；国家自然科学基金资助项目（52574098）

Supported by the Scientific Research Foundation for High-level Talents of Anhui University of Science and Technology(Grant No. 024yjrc82), Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology (Grant No. JYBSYS202404) and National Natural Science Foundation of China (Grant No. 52574098)

Abstract: To investigate the dynamic response characteristics of anchored coal in deep roadways, a split Hopkinson test system was utilized to perform impact tests on anchored coal samples subjected to varying load intensities. A numerical model of pre-stressed anchored coal was developed by incorporating a cohesive unit to simulate the anchorage interface, and the results of the model were compared with the experimental data. The findings demonstrate that the application of pre-stress enhances the dynamic compressive strength of anchored coal through the pre-tightening force of the bolt. Furthermore, as the impact intensity increases, both the peak stress and the dynamic elastic modulus of the samples show a positive correlation, while the expansion rate of the strain field within the anchored coal body accelerates. The end face of the sample first reaches the ultimate strain of the coal body, after which non-uniform strain rapidly develops along the axial direction, resulting in a strain concentration zone in the middle area of the anchorage. Subsequently, the anchored coal body exhibits outward diffusion from the anchorage center in the direction of the impact. The macroscopic failure mode evolves from circumferential shear failure to tensile failure. When the impact load is below 0.4 MPa, the pre-tightening force of the bolt provides some resistance to the propagation of the dynamic stress wave. However, when the impact load is excessively high, large-scale separation occurs between the bolt, the anchoring agent, and the coal body, leading to severe fragmentation of the anchored coal. Under low load strength, crack propagation within the sample is primarily governed by tensile-shear fractures, whereas at high load strength, the failure morphology is predominantly characterized by axial splitting. During stress wave loading, the incident compressive wave traverses the coal medium, crosses the anchorage interface, and propagates into the anchoring agent and bolt, where it undergoes transmission and reflection. The amplitude of the stress wave at the anchorage interface exhibits a linear increase with increasing load intensity, with the peak amplitude increasing by approximately 23%. As the incident compressive wave reaches the first anchorage interface, the stress wave amplitude decreases to 18%, while the peak residual stress wave in the bolt peaks at 25%. Under dynamic loading, the non-cooperative deformation of the anchored coal medium induces interface strain mismatch, and discontinuous deformations, such as anchorage failure and coal particle breakage, contribute to the gradual weakening and dispersion of the compressive stress field. This process exacerbates large-scale deformation and failure of the coal body. These findings enhance the understanding of dynamic stress wave propagation at the anchorage interface and provide an experimental basis for improving stability control strategies in deep roadways subjected to dynamic pressure.

Key words: rock mechanics; anchored coal; failure characteristics; cohesive unit; anchoring interface; compressive stress field

First author: QI Chao (1996－), assistant professor, is engaged in roadway surrounding rock control, rock mechanics test. E-mail: qichaominecoal@163.com

***Corresponding author:** YIN Zhiqiang (1983－), professor, is engaged in rock dynamics. E-mail: zhqyin@aust.edu.cn

1 引 言

锚杆支护作为井巷工程中最常用的支护方式，在煤炭安全高效开采的过程中起着非常重要的作用。锚杆通过施加预紧力，与锚固剂及围岩共同组成锚固承载体结构，共同维护巷道围岩稳定，实现了巷道的主动支护[1]。随着煤炭开采进入深部，采场结构越来越复杂，围岩遇到冲击动载的情况越来越频繁，如煤层开采过程中常伴随深部厚硬顶板周期性破断[2]、工程爆破[3]及爆破掘进[4]等作业的动载扰动，使得巷道围岩承载结构出现锚杆脱粘、预应力降低，甚至支护体破坏失效等问题，严重影响矿井正常生产[5-6]。因此，为了保证受动载影响的巷道围岩的稳定性，有必要研究冲击动载作用下预应力加锚煤体的破坏特征，揭示加锚煤体的损伤机制。

为探究冲击动载条件下锚固围岩的动力响应及锚固控制机制，许多学者采用试验及数值模拟手段进行了大量研究。针对锚固岩石内锚杆与岩石的力学响应，将锚杆与围岩的微单元体作为研究对象，杨 尚等[7]开展了不同预紧力锚固体动载冲击试验，获得动载作用下锚固体临界失稳应变率、损伤度及吸收能，构建锚固体莫尔应力圆分析模型，探讨锚固体抵抗动载冲击的力学机制。Q. H. Wu 等[8]研究了锚固红砂岩的静态与动态巴西劈裂试验下的力学特性，研究结果表明，在红砂岩弹性变形阶段，应力稳步增加，锚杆承担了拉应力作用，当裂纹扩展

导致承载力整体下降时，应力急剧增加。李青海等[9]采用数值模拟分析了动载振幅、动载频率对锚固效果的影响规律，研究了巷道预应力锚固防冲机制，分析了动载冲击下锚固预紧力演化趋势，发现动载振幅越大，对锚固体的损伤破坏越大，动载频率越小，对锚固体的损伤破坏越大，高振幅、低频率动载冲击较低振幅、高频率动载冲击对围岩的损伤破坏大。陈 淼等[10]从支护和卸压的角度研究了含孔锚固体的动态冲击压缩特性，分析了锚杆与预制钻孔对试样动态力学特性、能量耗散及破裂演化的影响规律，岩体试样加锚处理后，钻孔周边的拉裂纹抑制明显，远场裂纹的发育程度明显提高，试样的破坏模式由无锚的拉剪复合破坏转变为加锚后的劈裂拉伸破坏。祖国利等[11]开展了不同预紧力矩条件下预应力锚杆试件的冲击动载试验，分析了预应力锚杆对岩体动态断裂韧性、裂纹起裂时间、裂纹扩展速度的影响规律，揭示冲击载荷作用下预应力锚杆锚固阻裂效应。常聚才等[12-13]研究了不同冲击强度下锚固体试件的应力波传播规律，分析了锚杆、锚固剂及围岩三者动力响应的时序性，发现锚固围岩与锚固剂率先受到压缩应力波作用，锚杆产生滞后于锚固剂与围岩的拉伸应力波，阻止锚固体试件发生协同破坏，随冲击强度的增大，三者不协同作用逐渐加剧，锚固体试件加速劣化。

加锚煤体受动载冲击作用时，锚杆与锚固剂组成的锚固界面稳定性至关重要，吴拥政等[14]现场测试了冲击载荷作用后围岩损伤、锚固界面损伤及锚固性能，对比分析了冲击载荷前后锚杆力学性能，发现巷道锚固围岩和锚杆与锚索受反复压拉压作用，导致锚固系统锚固性能降低与失效。G. L. Xiang 等[15]基于波函数展开法推导了锚固结构周围受径向 P 波的动力响应解析解，并采用傅里叶变换得到瞬态响应，考虑锚固剂参数差异，引入弹性滑移模型分析了锚固剂的围岩与锚杆之间的相互作用。张农等[16]针对高频低能扰动下锚固结构的疲劳损伤进行了研究，发现压缩应力、拉伸应力与压拉快速转换形成的震荡效应是造成锚固结构损伤的三大要素，压缩、拉伸作用下介质抗压强度与不协调变形是导致锚固界面破坏的关键因素。周纪军等[17]分析了锚固结构不同部位在爆破作用下的振动规律与损伤，并结合小波包分析，对工作面不同位置处的锚杆振动响应进行了频带能量分析。李军臣等[18]研究了冲击动载作用下预紧力无锚、端锚和全锚 3 种试件的锚杆轴力变化规律，分析了锚杆与锚固剂及煤体在受冲击破坏过程中的相互影响机制。殷志强等[19]对不同锚固角度下的全锚节理岩体进行动载冲击试验，分析不同锚固角度下锚固岩体动态应力－应变、锚固锚杆应变与锚固基体滑移压剪行为。靖洪文等[20]基于颗粒流软件建立了锚杆索锚固巷道围岩结构的模型，分析了冲击荷载对不同支护方案巷道围岩位移场、力链场、裂纹场、破坏模式、顶板动能演化和顶板接触应力的影响规律，从细观层面揭示了锚固结构的失效机制。王 琦等[21]开展了锚杆在预应力状态下，在 0～200 kN 初始荷载条件下的动静耦合力学性能试验，明确了锚杆动静耦合下的力学性能与抗冲吸能特性。王爱文等[22]研究了预应力对冲击荷载作用下锚杆的动力响应，发现冲击加载时锚杆的屈服阶段可划分为瞬态屈服与稳态屈服，瞬态屈服的峰值载荷明显高于稳态屈服载荷，且相同直径条件下与静力加载相比锚杆屈服伸长量减小。

上述关于加锚煤体的力学特性研究初步揭示了动载作用下煤岩体的宏观力学响应和破坏特征，极大地推动了深部巷道围岩动力灾害防控进展，然而，预紧力作为锚杆支护的核心要素，在冲击过程中的动态弥散规律难以被捕捉；锚固界面作为支护体结构中的关键薄弱环节，其损伤演化过程规律尚不清晰。对于锚杆预紧力在动态冲击过程中的时空演化规律，以及锚固界面从细观损伤到宏观失效的演化机制仍需进一步细化研究。为此，制作预应力加锚煤体试样，分析不同冲击强度下预应力加锚煤体试样的应力－应变关系，研究加锚煤体的破坏模式及裂纹分布规律，采用 Cohesive 黏聚力单元模拟锚固界面，建立预应力加锚煤体受动态冲击的数值模型，还原加锚煤体受动载冲击时的应力波传播规律，分析锚固煤体介质协同受载特征，研究动载冲击作用下锚固界面的损伤特性，揭示动载应力波传递过程中加锚煤体的锚固劣化失效机制。

2 预紧力加锚煤体 SHPB 试验

2.1 加锚试样制备

深部巷道围岩受动载冲击，极易导致加锚煤体出现锚固界面损伤，围岩整体破坏等现象。以安徽某矿为研究背景，从现场取芯，将煤样切割成 50 mm×50 mm 的标准动态试验试样，在试样侧面轴向钻孔模拟现场锚孔，孔径为 4 mm，选用环氧树脂凝胶作为粘结剂，煤体试样及锚固剂力学参数如表 1 所示。选用高强度螺纹钢杆作为室内试验锚杆，试验锚杆尺寸为 3 mm，其力学参数如表 2 所示。

表 1　煤体试样及锚固剂力学参数

Table 1　Mechanical parameters of coal samples and anchoring agent

材料类型 (material type)	密度 (density)/ (kg • m^{-3})	抗压强度 (compressive strength)/MPa	弹性模量 (elastic modulus)/ GPa	泊松比 (Poisson′s ratio)
锚固煤体	1 857	10.03	2.01	0.27
锚固剂	1 530	15.32	3.73	0.30

表 2　试验锚杆力学参数

Table 2　Mechanical parameters of test rock bolts

材料类型 (material type)	直径 (diameter)/ mm	抗拉强度 (tensile strength)/ MPa	弹性模量 (elastic modulus)/ GPa	屈服强度 (yield strength)/ MPa	拉伸率 (stretch rate)/%
现场锚杆	24	≥500	200	≥335	20
相似锚杆	3	≥480	190	≥200	22

锚固煤体试样强度相似比为 1:1，几何相似比为 1:8，冲击加载方向与锚杆轴向垂直。为监测冲击荷载作用过程中锚杆受力变化过程，采用应变片粘贴在螺纹钢锚杆上，将螺纹钢锚杆穿过钻孔，如图 1 所示。

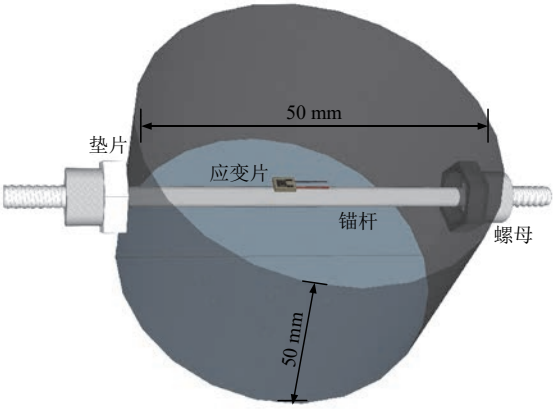
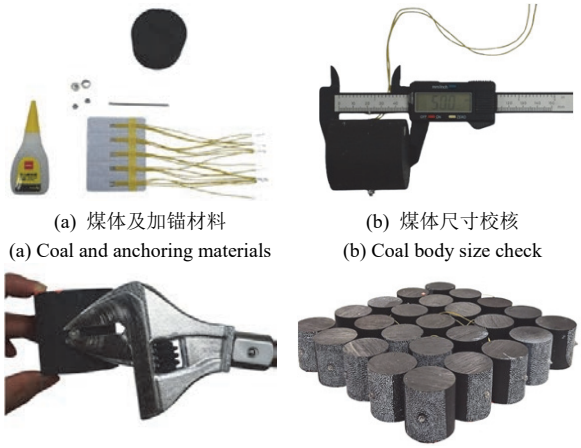


图 1　加锚煤体试样尺寸及应变片位置

Fig.1　The size of anchored coal sample and the position of strain gauge

预先在锚杆中部打磨光滑，采用胶水粘贴应变片，将应变片导线沿锚孔引出，如图 2(a)和(b)所示。采用扭力扳手对加锚煤体施加预紧力，如图 2(c)所示，对加锚煤体试样两端面分别进行磨平及涂抹润滑剂处理，以实现试件与入射、透射杆件的良好接触，制备加锚煤体试样如图 2(d)所示。



(a) 煤体及加锚材料　(a) Coal and anchoring materials

(b) 煤体尺寸校核　(b) Coal body size check

(c) 锚杆预紧力施加　(c) Application of bolt pre-tightening force

(d) 部分试样制备成品　(d) Part of the sample preparation finished product

图 2　加锚煤体试样制备流程

Fig.2　Preparation process of anchored coal sample

2.2　试验装置

利用 ϕ50 mm 分离式霍普金森(split Hopkinson pressure bar，SHPB)试验系统进行加锚煤体的冲击试验，如图 3 所示。

该试验系统主要由高压氮气动力系统、气阀、活塞缸、子弹、入射杆、透射杆、缓冲吸能装置、数据采集及处理系统组成，入射杆、透射杆及吸收杆采用弹性模量为 210 GPa 的高强度铬钢杆。

为满足试验要求，入射杆、透射杆的直径均为 50 mm，入射杆长度为 2 m，透射杆长度为 1.5 m。此外，为了减少波形弥散对试验结果的影响，获得具有缓慢加载段且易于识别峰值的半正弦波形，试

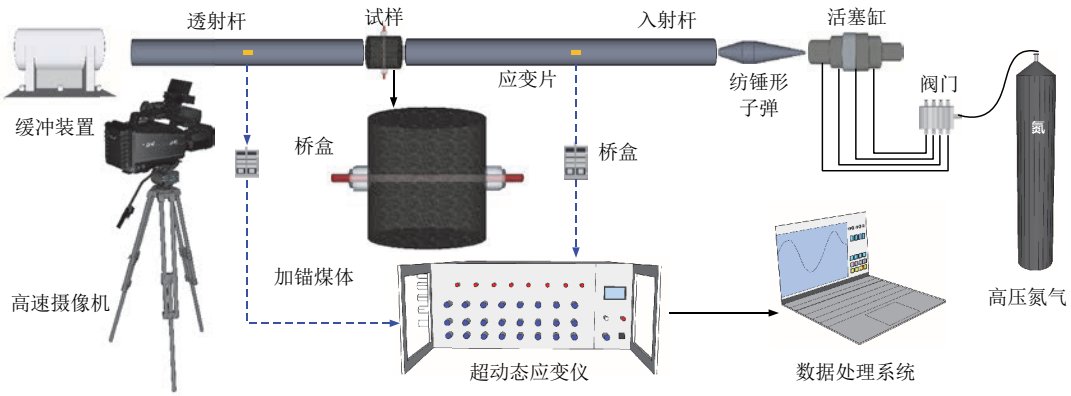


图 3　加锚煤体试样 SHPB 动载冲击试验系统

Fig.3　SHPB dynamic load impact test system for anchored coal sample

验采用纺锤形异形子弹作为冲击子弹，其尺寸与 ISRM 建议尺寸保持一致。数据采集系统主要包括测速仪、超动态应变仪及高速摄像系统，其中，激光测速仪用于监测子弹撞击的速度，精度为 10^{-5} m/s，超动态应变仪用于监测入射杆、透射杆及锚杆上的应变时程曲线，采样频率为 5 MHz，高速摄像系统用于实时记录试验过程中加锚煤体的变形破坏形态，其采样频率为 100 000 fps，分辨率为 640 Pixel×360 Pixel 试验前，预先在试样表面制作散斑，利用非接触式数字图像方法得到试样破坏过程中裂隙位移场的变化。

2.3　加载方法

经预试验发现，冲击强度小于 0.2 MPa 时，加锚煤体试样并未发生明显破坏，而冲击强度大于 0.6 MPa 时，锚杆应变曲线迅速上升至最大值后失效，试样发生粉碎性破坏，无法有效监测锚杆应变时程曲线，因此将试验冲击强度设计为 0.2～0.6 MPa。

分离式霍普金森杆试验系统主要是借助应变片对入射杆及透射杆中的波形应变进行采集、测量，根据一维应力波理论，采用三波法间接地计算出试样的动态应变 $\varepsilon(t)$、应变率 $\dot{\varepsilon}$ 和应力 σ，计算式分别为

$$\varepsilon(t)=c_0/[l_0\int_0^t(\varepsilon_i-\varepsilon_r-\varepsilon_t)\mathrm{d}t] \tag{1}$$

$$\dot{\varepsilon}=c_0/[l_0(\varepsilon_i-\varepsilon_r-\varepsilon_t)] \tag{2}$$

$$\sigma=AE/[2A_0(\varepsilon_i+\varepsilon_r+\varepsilon_t)] \tag{3}$$

式中：c_0 为压杆的弹性波速(m/s)；l_0 为试样的原始长度(m)；ε_i，ε_r，ε_t 分别为入射波、反射波及透射波在独立传播时的时程应变；A 为杆体横截面积(m^2)；E 为杆体弹性模量(GPa)；A_0 为横截面积(m^2)。

研究表明，试样破坏前的应力平衡是保证试验结果可靠的关键因素，图 4 为试验过程中监测的加锚煤体试样典型应力时程曲线。

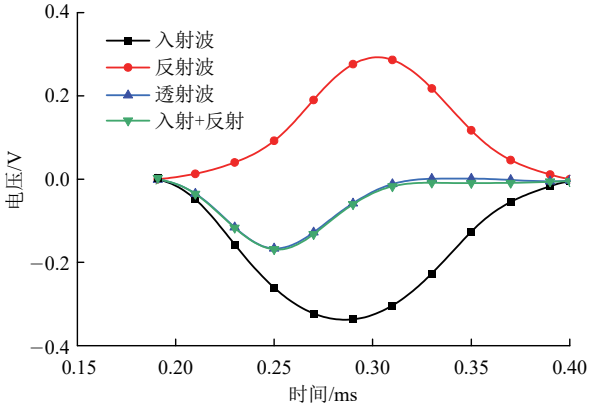


图 4　加锚煤体试样动态平衡曲线

Fig.4　Dynamic equilibrium curves of anchored coal specimen

由图 4 可知，入射波和反射波叠加后的应力与透射波曲线在加载前半段时程中几乎完全重合，表明试样两端达到了应力平衡，能够满足试验要求。

3　加锚煤体动态力学特性

3.1　应力－应变特性

采用超动态应变仪采集冲击加锚煤体试验过程中的入射杆及透射杆上的应变波形，如图 5 所示。

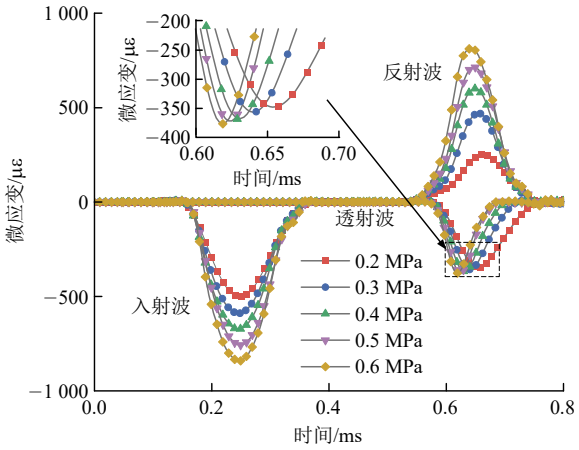


图 5　不同冲击强度下加锚煤体波形特性

Fig.5　Waveform characteristics of anchored coal under different impact strengths

随冲击荷载强度增大，加锚煤体试样受载逐渐剧烈，入射波、反射波及透射波三者应变波形逐渐增大，由于煤体试样内波速提升，反射波及透射波应变峰值逐渐左移，在 0.2～0.6 MPa 冲击强度范围内，波峰左移时间为 30 μs。采用三波法进行处理，获得加锚煤体试样动态应力－应变关系，如图 6 所示。

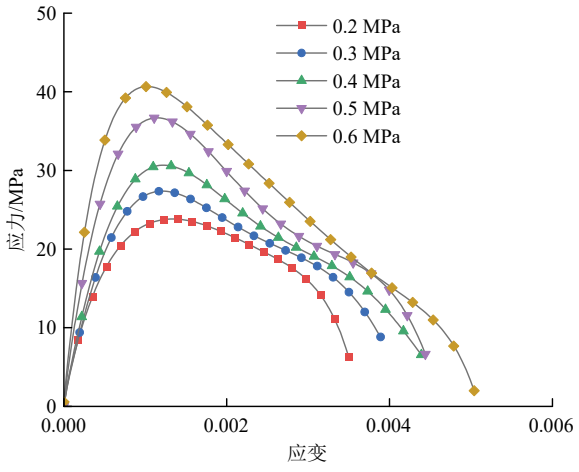


图 6　不同冲击强度下应力－应变曲线

Fig.6　Stress-strain curves under different impact strengths

图 6 为不同冲击强度下加锚煤体试样应力－应变关系，从图中可以看出，不同冲击强度影响下应力－应变曲线均呈现“开口状”，这表明试验过程中试样发生塑性变形，出现明显的宏观破损并失去一定承载能力。

对试样应力－应变曲线及不同气压影响下峰值应力、应变、弹性模量演化趋势进行统计，如图 7 所示。

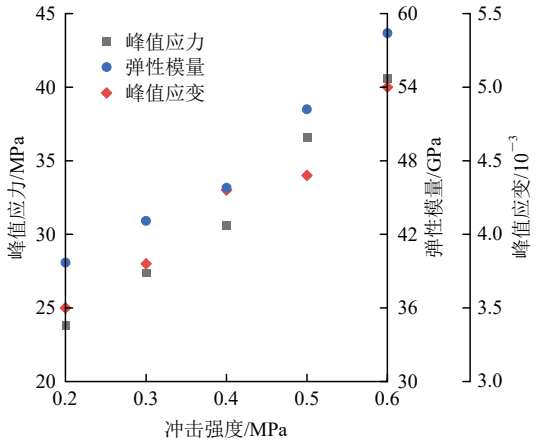


图 7　不同冲击强度下峰值应力、峰值应变及弹性模量演化规律

Fig.7　The evolution law of peak stress，peak strain and elastic modulus under different impact strengths

由图 7 可得，加锚试样峰值应力、应变及动弹性模量均表现出与冲击强度呈正相关变化的趋势，随冲击强度的增加，峰值应力分别为 23.8，27.4，30.6，36.6，40.6 MPa，最大增长幅值为 16.8 MPa。此外，冲击强度的增加导致初始加载阶段试样内部微裂纹扩展不及时，试样动弹性模量出现一定提升。在较高冲击强度下，煤体的惯性阻力会延缓宏观裂纹的瞬时断裂，使试样在更大的应变下发生破坏。

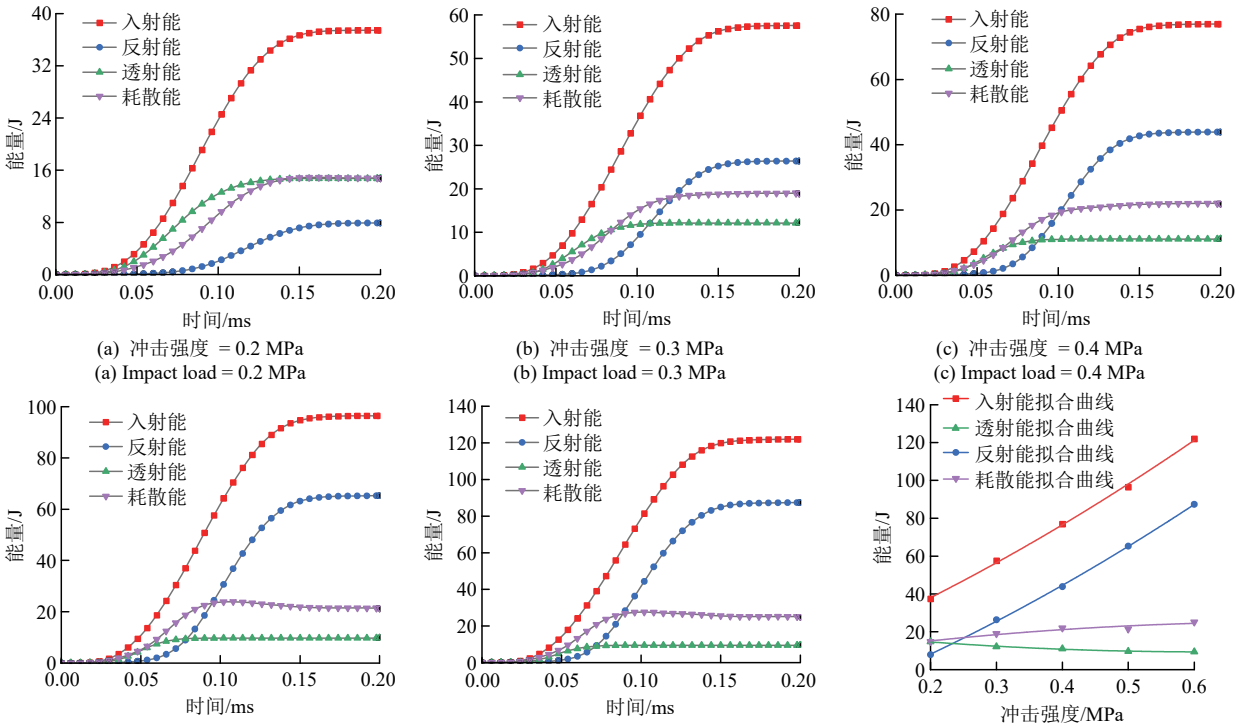
3.2　能量耗散特性

利用 SHPB 装置进行试验时，可通过入、反、透射三波求得加锚试样入射能、反射能、透射能以及试样耗散能，具体计算公式如下：

$$\left.\begin{aligned} W_{\mathrm{i}} &= AEc\int_0^t \varepsilon_{\mathrm{i}}^2 \mathrm{d}t \\ W_{\mathrm{r}} &= AEc\int_0^t \varepsilon_{\mathrm{r}}^2 \mathrm{d}t \\ W_{\mathrm{t}} &= AEc\int_0^t \varepsilon_{\mathrm{t}}^2 \mathrm{d}t \\ W_{\mathrm{a}} &= W_{\mathrm{i}} - W_{\mathrm{r}} - W_{\mathrm{t}} \end{aligned}\right\} \tag{4}$$

式中：c 为纵波波速；W_{i}，W_{r}，W_{t}，W_{a} 分别为入射能、反射能、透射能及耗散能。其中，耗散能主要用于加锚煤体内部裂纹的生成与扩展，试验过程中产生的热能、辐射能等忽略不计。

不同冲击强度加锚试样能量－时间演化趋势与能量吸收率变化规律如图 8 所示。



(a) 冲击强度 = 0.2 MPa
(a) Impact load = 0.2 MPa

(b) 冲击强度 = 0.3 MPa
(b) Impact load = 0.3 MPa

(c) 冲击强度 = 0.4 MPa
(c) Impact load = 0.4 MPa

(d) 冲击强度 = 0.5 MPa
(d) Impact load = 0.5 MPa

(e) 冲击强度 = 0.6 MPa
(e) Impact load = 0.6 MPa

(f) 能量变化规律
(f) Law of energy change

图 8　能量－时间演化趋势与能量吸收率变化规律

Fig.8　Energy-time evolution trend and energy absorption rate variation law

由图 8(a)～(e)可得，随着冲击强度的增大，加锚试样的能量分配显著变化，入射能、反射能与耗散能均与冲击强度呈正相关变化，其中入射能增幅最高，为 78 J，如图 8(f)所示。透射能与冲击强度呈负相关变化，由 14 J 降低至 7 J，反射能占比逐渐升高、透射能占比与耗散能占比逐渐下降，这是因为随着冲击强度增大，加锚煤体试样内部结构受高能量冲击而发生一定程度损伤，应力集中与微裂隙增多导致能量传递受阻，因此反射能占比升高而透射能占比下降；耗散能占比也因能量更多用于维持损伤状态而降低，导致能量分配发生显著变化。

3.3　动载破坏特征

动载冲击作用下加锚煤体内部裂纹扩展与汇聚导致宏观破坏形成，为此，采用高速摄像机及数字散斑测量技术捕捉动载冲击作用下加锚煤体由细观发育至宏观破坏的过程，图 9 为不同冲击强度作用下加锚煤体受动载响应的应变云图。

以冲击荷载作用在加锚煤体试样上为 0 时刻计时，由图 9(a)～(e)可得，加锚煤体由应变场均匀分布转为应变非均匀现象，试样开始出现塑性变形，两端面率先达到煤体的极限应变，且试样两端裂纹逐渐向加锚煤体区域中心扩散，随冲击荷载应力波的持续增加，两端面非均匀应变沿轴向快速发展向加锚中部区域形成应变集中带。

对比不同冲击强度下加锚煤体动载破坏的发展过程，加载初期阶段，随冲击强度的增加，加锚煤体应变场逐渐呈不对称分布，如 0.2～0.4 MPa 冲击强度下，60，50，40 μs 下应变场呈现较强的对称性，当冲击强度超过 0.4 MPa 时，应变场逐渐呈现明显的非对称性，说明冲击荷载强度通过改变加锚煤体应变传递速率，从而改变了加锚煤体的破坏方式，较小的冲击荷载强度下煤体应力场传递均匀，锚杆预紧力锚固作用效果较好，较大冲击强度下加载初期锚固煤体塑性变形逐渐转化为脆性变形，0.5～0.6

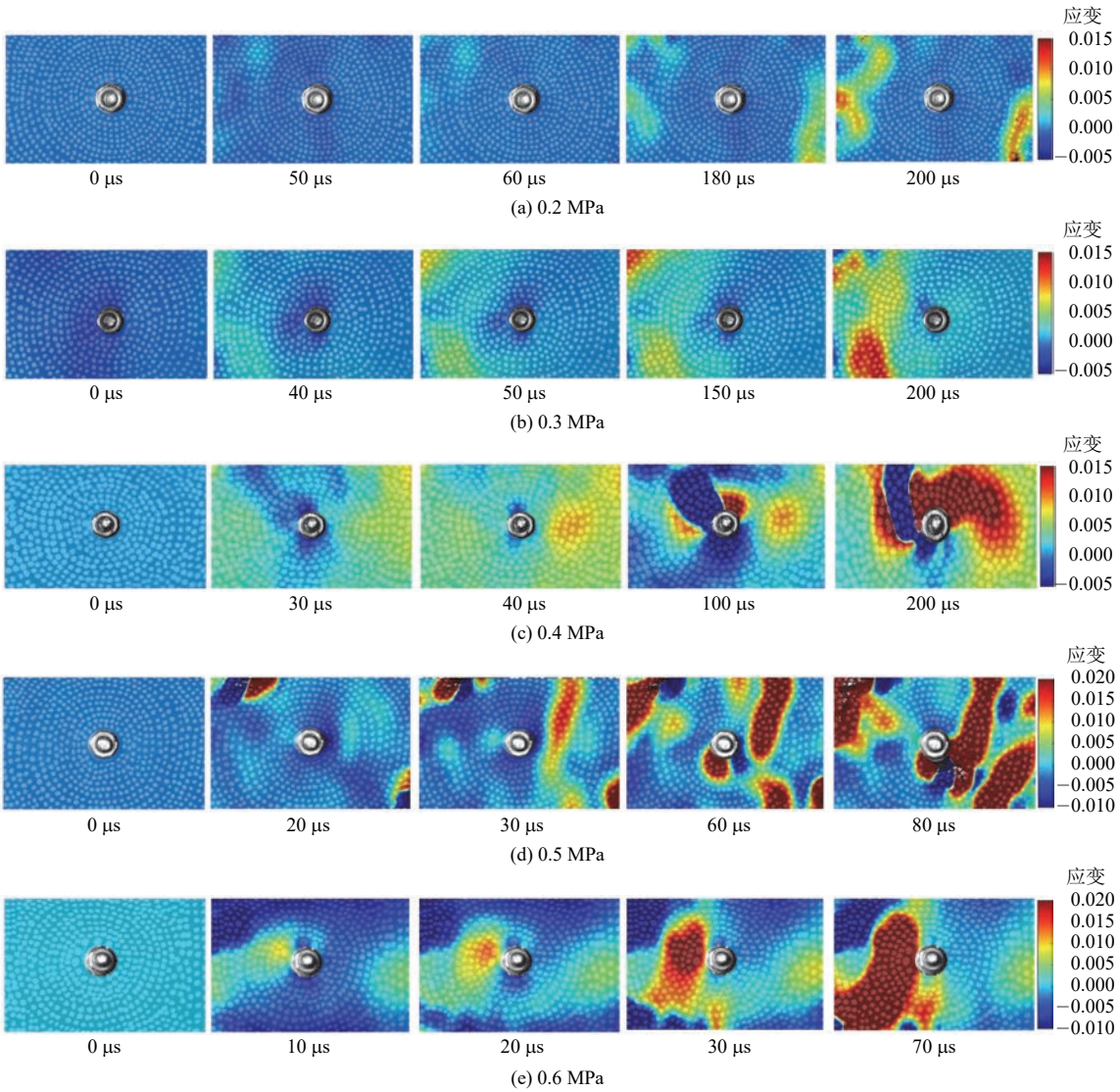


图 9　不同冲击强度下加锚煤体应变云图

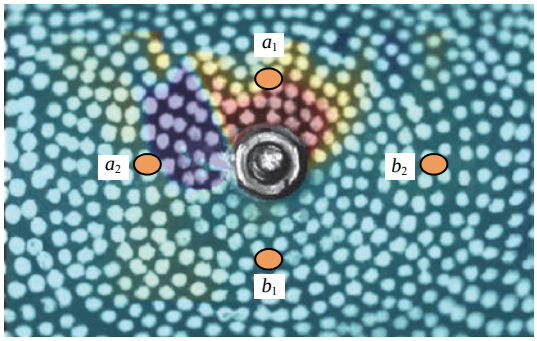
Fig.9　Strain cloud diagram of anchored coal under different impact strengths

MPa 冲击强度下，20，10 μs 时刻煤体冲击侧局部煤体受载后变形严重，导致应变场传递不均匀。加载中期阶段，加锚煤体应变场快速演化，在受试样冲击两端面形成主应变集中带，对 0.4 MPa 冲击强度以下的加锚煤体，锚固中心区域应变较小，0.5，0.6 MPa 冲击强度下，高应变裂隙开始贯穿锚固中心区域，导致煤体破坏严重。冲击加载后期阶段，裂纹急速扩展，试样受到不同程度破坏，随冲击动荷载强度的增加，锚固区域破碎逐渐加剧，锚杆锚固区域应变场骤增，加锚煤体宏观上裂纹表现形式为由环向剪切裂纹逐渐向拉伸裂纹。

此外，对比不同冲击强度下加锚煤体加载后期宏观破坏形态可知，低强度下试样以环向拉剪破裂为主，而较高强度下加锚煤体最终破裂形态以轴向劈裂破坏为主。这是由于较小的冲击强度下锚杆预紧力对煤体产生了一定的附加压力，抑制了锚固中心区域裂纹向外扩展，而较高的冲击动载强度下，加锚煤体颗粒块体破碎严重，预紧力难以抑制裂纹激活与扩展路径，裂隙面剪应力增大，无法限制加锚煤体横向变形，增大了相邻裂纹的交叉扩展现象，因此，裂纹扩展路径主要以垂直加载方向为主。

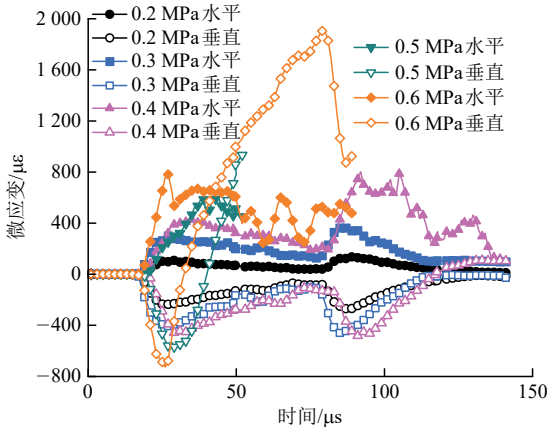
为获得加锚煤体受动载应力波过程中的变形特征，结合加锚煤体试样虚拟引伸计应变进行分析，在垂直于冲击方向及平行于冲击方向上设置 4 个测点，即图 10(a)中的(a_1，b_1，a_2，b_2 测点)，对两方向上引伸计之间的应变进行统计，如图 10(b)所示。

由图 10(b)可知，加锚煤体受动载冲击过程中，垂直于冲击方向与平行于冲击方向上应变曲线基本呈现对称形态。0.2 MPa 冲击强度下，平行于冲击方向上试样受夹持边界固定，a_1 与 b_1 测点间应变曲线呈正向递增趋势，峰值应变达 102 με，垂直于冲击方向上 a_2 与 b_2 测点间煤体迅速膨胀变形，煤体应变峰值达 238 με，大于平行方向上煤体应变峰值。随应力波持续作用于加锚煤体试样上，80 μs 时，由于拉伸应力波作用，应变进一步递增。随冲击强度



(a) 虚拟引伸计位置

(a) Virtual extensometer position



(b) 引伸计间应变

(b) Strain between extensometers

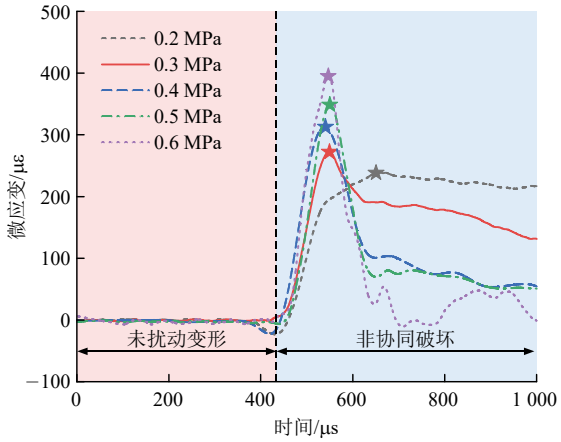
图 10　加锚煤体受动载应力波过程中的应变特征

Fig.10　Strain characteristics of anchored coal body under dynamic load stress wave

增大，加锚煤体应变值持续递增，0.5～0.6 MPa 冲击强度作用下，加锚煤体试样应变峰值递增速率逐渐加快，受动载压缩应力波作用下，应变峰值急剧增加，平行于冲击方向上应变峰值逐渐逼近甚至超过垂直于冲击方向应变峰值。0.6 MPa 下，平行于冲击方向上应变峰值为 781 με，而垂直于冲击方向上应变峰值为 726 με，分析原因可知，试样受压缩应力波作用的过程中已发生较严重破坏，锚杆预紧力未能发挥其自身紧固作用时已经失效，导致试样在平行于冲击方向及垂直于冲击方向上应变在入射压缩阶段基本保持一致。

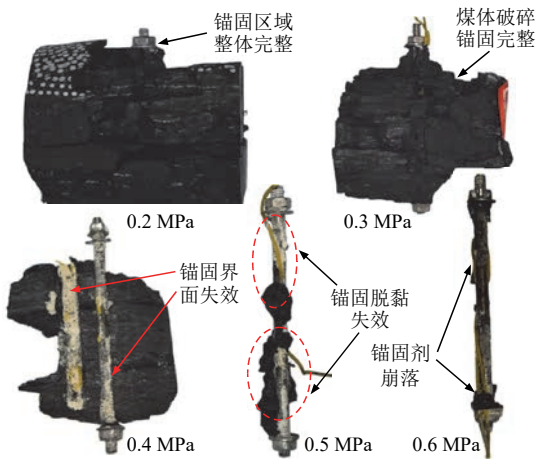
3.4　锚杆动应变特性

冲击动荷载作用于加锚煤体上时，压缩动荷载使煤体发生环向扩容变形，而锚杆通过与锚固剂及煤体形成一定的预应力场可有效限制煤体横向变形。结合不同冲击强度下锚杆应变响应及锚固破坏形态分析加锚煤体破坏形态，如图 11 所示。



(a) 锚杆应变响应规律

(a) Strain response law of bolt



(b) 锚固损伤特征

(b) Anchorage damage characteristics

图 11　冲击过程中锚杆应变规律及锚固破坏特征

Fig.11　The strain law and anchorage failure characteristics of bolt during impact process

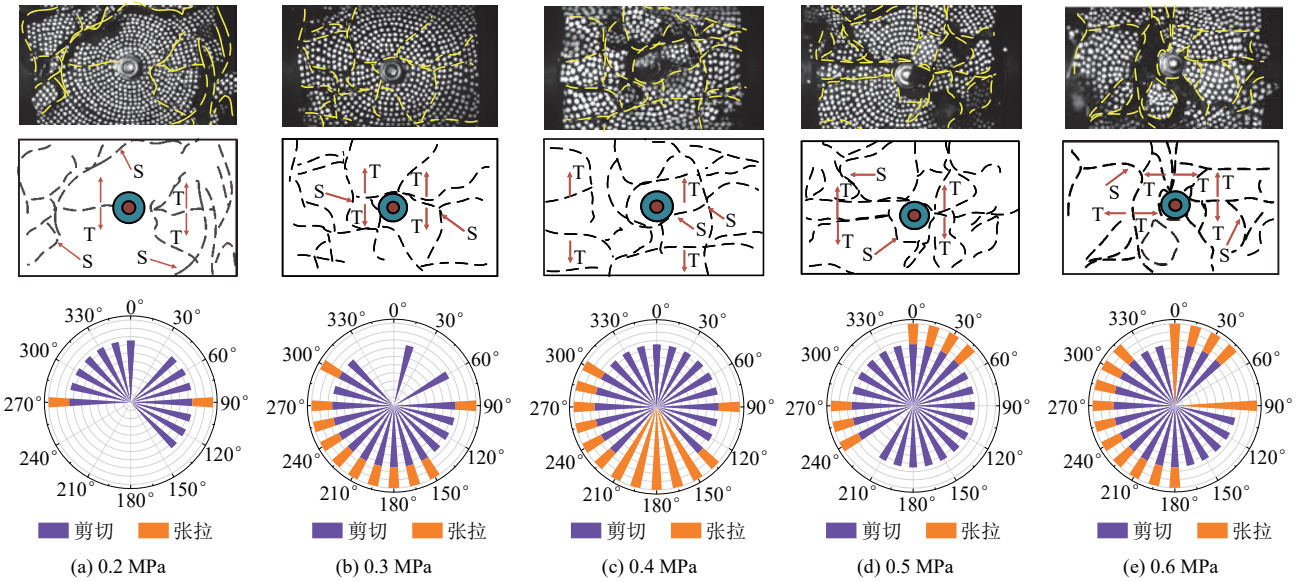
由图 11(a)可知，420 μs 前，锚杆受托盘及煤体产生的预紧力作用，锚杆应变未产生明显的波动，入射压缩应力波开始作用于加锚煤体试样时，锚杆产生与压缩波方向相反的应变，对煤体形成一定的紧固作用，锚杆逐渐被拉伸，500 μs 时应变迅速上升至峰值，随入射压缩波继续作用于加锚煤体上，压缩入射波在锚固界面来回折反射，煤体与锚固剂逐渐受损，锚杆预紧力形成的紧固效应被逐渐削弱，应变迅速下降。值得注意的是，不同冲击强度下锚杆应变下降速率不同，0.2～0.3 MPa 冲击强度下，锚杆应变降低较少，说明锚杆与加锚岩体共同作为承载基体抵抗冲击动载作用，锚固区域基本处于完整状态，而冲击强度大于 0.4 MPa 时，冲击强度越大，锚杆应变恢复至 0 点速率越快，此过程中的加锚煤体试样被动载应力波贯穿破坏，逐渐形成锚固界面失效、锚固脱黏及锚固剂崩落现象，锚固剂损伤后，预紧力失去紧固效果，导致煤体试样整体破坏严重。

综合冲击过程中锚杆应变规律及锚固破坏特征可以发现，如图 11(b)所示，冲击强度越大，锚杆应变上升及下降速率越快，加锚煤体破碎严重，沿冲击方向逐渐向试样中部锚固区域迁移，试样破碎程度对冲击强度具有较强的敏感性。因此，对冲击动载强度较大的巷道，适当增大锚杆预紧力，一方面可以提高加锚煤体试样的整体刚度，提升煤体抗冲效果，另一方面，可以有效地减缓锚杆应变下降速度，使锚固区域具有更好的承载效果。

3.5　破坏模式及裂纹分布规律

图 12 为不同冲击荷载下加锚试样下的破坏形态，加锚煤体最终破坏形态明显受冲击动载的影响。

由图 12(a)可得，0.2 MPa 冲击荷载下，煤体中部加锚区域破碎程度较小，受冲击动荷载影响，平行于冲击方向(90°，270°)上加锚煤体仅中部产生拉伸破坏，加锚煤体受冲击一侧裂纹发育明显，沿锚固中心环向方向上产生剪切破坏裂纹，煤体受冲击两侧裂纹扩展大致呈对称分布。由图 12(b)可得，0.3 MPa 冲击动载下，沿锚杆托盘环向区域出现大范围剪切破坏裂纹，与 0.2 MPa 冲击强度相比，平



(a) 0.2 MPa　(b) 0.3 MPa　(c) 0.4 MPa　(d) 0.5 MPa　(e) 0.6 MPa

图 12　不同冲击荷载下加锚煤体试样破坏模式及裂纹分布规律

Fig.12　The failure mode and crack distribution law of anchored coal samples under different impact strengths

行于冲击方向上的拉伸裂纹逐渐偏移锚杆中心，剪切裂纹伴随锚杆径向方向拉伸裂纹同时向外扩展，在加锚煤体试样 60°，135°，215°及 315°方向上形成对称剪切破坏形态，但加锚煤体受冲击荷载作用下锚固中心区域尚未出现明显破碎。

由图 12(c)可得，0.4 MPa 冲击动载下，较强的冲击荷载引起锚杆托盘失效，锚杆锚固区域内煤体颗粒胶结颗粒大范围破碎，加锚煤体受冲击两端面出现大范围拉伸裂纹，剪切裂纹自锚固范围呈环状向外扩散，大块煤体颗粒崩出，锚杆预紧力开始失效。由图 12(d)可得，0.5 MPa 冲击荷载作用下，加锚煤体受冲击侧破坏较为严重，伴随大量拉剪破坏裂纹产生，远离冲击侧端面产生两道平行于冲击方向的拉伸裂纹。由图 12(e)可得，0.6 MPa 冲击动载下，加锚煤体锚固区域煤体破碎最为严重，锚固区域出现竖向拉伸裂纹，动载荷快速压缩煤体，试样在压缩应力波的作用下产生一定的破碎，压缩应力波穿过锚固区域后变为反射拉伸应力波后损伤锚固界面，入射反射应力波在锚固界面来回传播，在锚固范围内产生竖向拉伸裂纹。

综合不同冲击动载强度下加锚煤体试样的裂纹分布特征发现，加锚煤体破坏特征为自锚固中心区域向外逐渐扩散，随冲击强度的增大，锚固中心区域破碎程度越来越严重，冲击强度小于 0.4 MPa 时，锚杆预紧力在动载应力波冲击时发挥着一定的抗冲能力，而冲击强度为 0.5，0.6 MPa 时，加锚煤体受冲击时破碎程度较高，动载应力波冲击锚固结构时导致煤体瞬间崩坏，锚杆及锚固剂大范围脱离煤体，是导致加锚煤体破碎的主要原因。

4　加锚煤体试样动态抗冲特性及锚固损伤机制

为了细化预紧力对加锚煤体的作用机制，采用 ABAQUS 有限元模拟软件，利用 Explicit 分析模块对 SHPB 冲击试验进行数值模拟，建立纺锥形子弹、入射杆、煤体、锚杆、锚杆垫盘、锚固剂及透射杆等实体单元，还原加锚煤体在冲击荷载作用下的应力波传播特性，揭示试样动态抗冲特性及锚固损伤机制。

4.1　数值模拟参数设置

数值模拟方案中，纺锤形子弹、入射杆、锚杆、托盘采用金属弹性材料本构，围岩及锚固剂采用 HJC 本构模型，纺锥形子弹长 360 mm，粗异形端头长 106.7 mm，直径 17.4 mm，细异形端长 186.7 mm，直径为 6.66 mm。入射杆长 2 000 mm，为了最大限度地模拟加锚煤体冲击试验的力学工况，数值模型尺寸参数与试验尺寸参数完全一致。加锚煤体数值模拟建模示意图如图 13 所示。

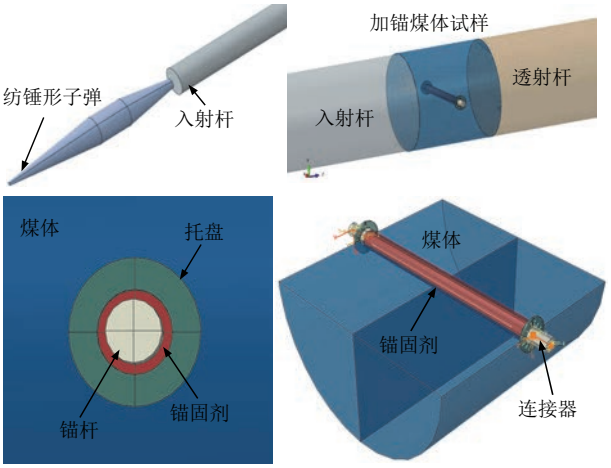


图 13　加锚煤体数值模拟建模示意图

Fig.13　Schematic diagram of numerical simulation modeling of anchored coal body

子弹、入射杆、锚杆等弹性材料参数密度取 7 800 kg/m^3，弹性模量为 210 GPa，泊松比取 0.2，加锚煤体数值本构模型参数如表 3 所示。其中，ρ 为煤体密度；G 为剪切模量；A_c 为归一化黏度强度系数；B 为压力硬度系数；C 为应变率系数；N 为压力硬度指数；f_c 为抗压强度；T 为抗拉强度；$EPS0$ 为应变率常数；ε_{MIN} 为最小塑性应变；σ_{MAX} 为最大标准化强度；P_c 为压碎压力；μ_c 为压碎体积应变；P_1 为压实压力；μ_1 为压实体积应变；D_1 为损伤参数 1；D_2 为损伤参数 2；K_1，K_2，K_3 均为压力常数。

表 3　加锚煤体 HJC 本构模型参数

Table 3　HJC constitutive model parameters of anchored coal mass

ρ /(kg • m^{-3})	G/GPa	A_c	B	C	N	f_c/MPa	T/MPa	$EPS0/10^{-6}$	ε_{MIN}
1 800	0.79	0.76	1.66	0.052	0.72	10.03	0.56	1	0.01
σ_{MAX}	P_c/MPa	μ_c	P_1/GPa	μ_1	D_1	D_2	K_1/GPa	K_2/GPa	K_3/GPa
7	3.34	0.009 4	0.8	0.1	0.31	1	85	−171	208

接触参数设置方面：在锚固第一界面与锚固第二界面分别插入一层零厚度的 Cohesive 单元以模拟黏聚力，锚固第一界面设置 20 MPa 黏聚力，锚固第二界面设置 30 MPa 黏聚力[23]。

边界和相互作用方面：在锚杆伸出试样两端面与垫盘外端面分别设置参考点，将锚杆端面与垫盘端面参考点相连接，设置为刚性连接器，对连接器施加集中力即可实现预紧力施加。加锚煤体数值模拟包括施加预紧力及冲击试样两步，在施加预紧力同时，控制冲击子弹速度与入射杆之间距离，使得预紧力施加后子弹恰好冲击到入射杆上。

4.2　数值模拟有效性验证

为验证数值模型的有效性，以 0.4 MPa 冲击强度为例，提取不同时刻下加锚煤体试样受动载冲击阶段下应力波传播云图，如图 14 所示。

由图 14 可得，自纺锤形子弹撞击入射杆为 0 时刻计时，250 μs 时压缩应力波传递至入射杆中部，420 μs 压缩应力波传递至加锚试样端部，此时，波阵面前端开始作用于试样，加锚煤体产生一定的压缩应变，510 μs 时，压缩应力波穿过锚固试样，由于入射杆与煤体试样介质属性差异，一部分入射压缩应力波穿过试样继续向透射杆传递，另一部分压缩应力波转变为拉伸应力波继续向入射杆冲击方向传递，650 μs 时拉伸应力波导致试样产生一定程度破碎，应力波继续向冲击方向传递。结合加锚煤体破碎过程可以发现，当冲击强度未达到加锚煤体的动态抗压强度时，压缩应力波冲击导致加锚煤体试样中锚固剂率先产生损伤，锚固剂损伤后试样整体强度发生弱化，拉伸应力波再作用于试样上，导致试样由透射杆断面向入射杆断面逐渐发生损伤破坏，这与试验现象是一致的。

图 15 为不同冲击强度下加锚煤体试样动态损伤破坏形态模拟与试验对比图，如图 15(a)～(d)所示，0.2～0.6 MPa 冲击强度下试验与数值模拟结果破碎主裂纹位置与方向基本吻合，破碎块度与试验结果基本类似。

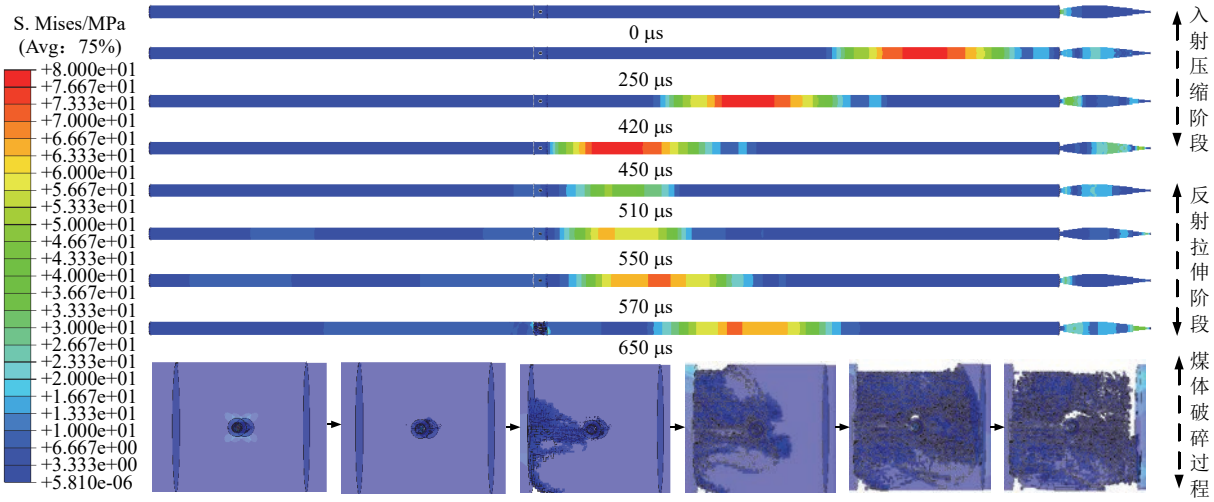
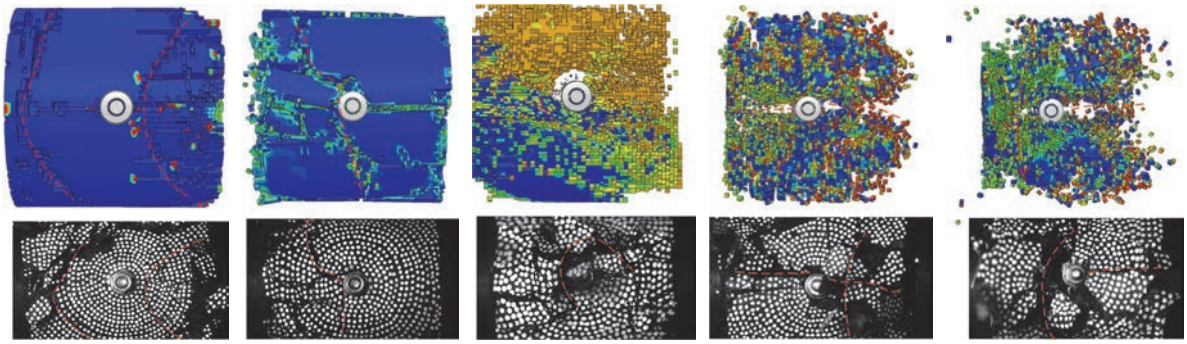


图 14　不同时刻下加锚煤体试样受动载冲击阶段下应力波传播云图

Fig.14　Contour maps of stress wave propagation of anchored coal mass specimens during dynamic impact at different times



(a) 0.2 MPa　(b) 0.3 MPa　(c) 0.4 MPa　(d) 0.5 MPa　(e) 0.6 MPa

图 15　不同冲击强度下加锚煤体试样动态损伤破坏形态模拟与试验对比

Fig.15　Comparison between simulation and experiment of dynamic damage and failure morphologies of bolt - reinforced coal specimens under different impact intensities

综合应力波传播过程与加锚煤体破碎形态可以发现，应力波在入射杆及加锚煤体试样上均匀传递，说明采用数值模拟 HJC 本构可以较好地模拟纺锥形子弹冲击产生的应力波传播规律，且试样破碎形态数值模拟与试验结果基本相同，模型有效性可以得到较好的对比验证。

4.3 预应力加锚煤体动态抗冲过程

为进一步研究加锚煤体在施加预紧力后受动载应力波冲击过程中的力学响应，提取预应力加锚煤体等值线应力云图分析。

由图 16 可知，0 μs 时加锚煤体靠近垫片位置处预紧力开始扩散，靠近加锚煤体垫片位置处初步形成压应力场，250～500 μs 时加锚煤体锚杆预紧力逐步扩散，应力泡范围逐渐增大。随着预紧力逐渐扩散，1 000 μs 时锚杆产生的压应力场逐渐稳定，加锚煤体中部通过锚杆附着应力逐渐扩散至端部，两端应力泡不再继续扩散，表明预紧力在 1 000 μs 时被稳定施加。

1 410 μs 时，动载应力波自入射杆传递而来，开始接触加锚煤体试样，1 420 μs 时，波阵面开始影响锚杆产生的压应力场，加锚煤体压应力场稳定状态被打破，试件中部预应力范围被大幅压缩，远离冲击一侧锚杆压应力场与冲击波阵面波头应力产生重叠，应力波波阵面峰值传递至加锚煤体应力泡中部时，锚固预应力范围内应力开始增大，同时，应力波波阵面形状由平缓变为内凹状，这是由于动载应力波冲击加锚煤体时，预应力范围内的应力泡逐级削弱了波阵面能量，波阵面能量衰减。1 460 μs 时，波阵面到达加锚煤体边界，波阵面经过衰减后导致其内凹特性更加明显，锚杆上垂直于冲击方向应力增大，煤体内形成一定程度的应力升高区。1 470～1 490 μs 范围，锚固界面损伤严重，波阵面逐渐消散，应力波冲击的过程中锚杆锚固预紧力泡逐渐弥散。由此可见，在一定预紧力水平下，锚杆产生的托盘托锚力及锚固剂产生的黏锚力对煤体产生附加压应力场，加锚煤体试样受动载冲击时，附加应力场提高了煤体试样的抗变形能力，煤体受动载冲击变形破坏达到极限应变后产生宏观破坏，其根本原因是动载波阵面对加锚煤体介质产生损伤，导致预应力场范围及强度大幅降低，当锚固介质严重损伤失效后，锚杆预应力场产生的锚固范围区应力泡弥散，试样发生大范围损伤。

4.4 预应力加锚煤体锚固损伤特征

加锚煤体试样受动载冲击作用时，锚固剂作为控制煤体变形的关键介质，其稳定性至关重要，因此，提取不同冲击强度下加锚煤体锚固损伤特征，进一步揭示预应力加锚煤体冲击损伤机制，为便于分析动载冲击过程中锚固损伤特征，以纺锤形子弹冲击入射杆为 0 时刻计时，如图 17 所示。

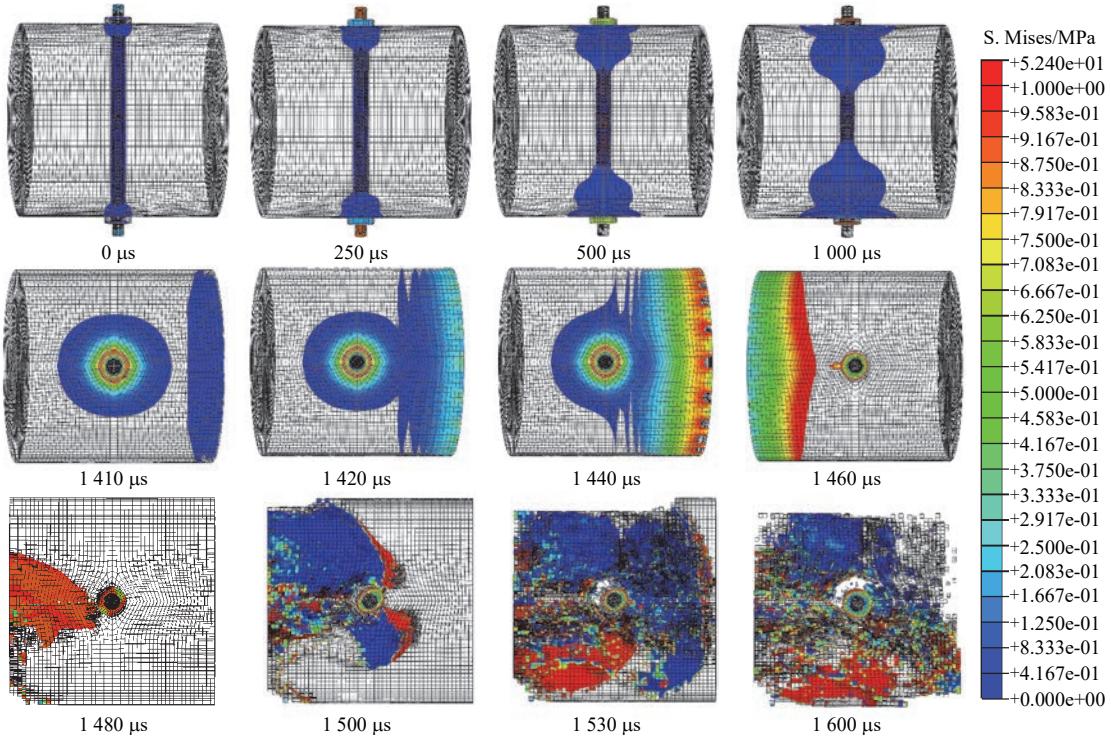


图 16　动载冲击过程中加锚煤体等值线应力云图

Fig.16　The isoline stress nephogram of anchored coal in the process of dynamic load impact



(a) 0.2 MPa



(b) 0.3 MPa



(c) 0.4 MPa



(d) 0.5 MPa



(e) 0.6 MPa

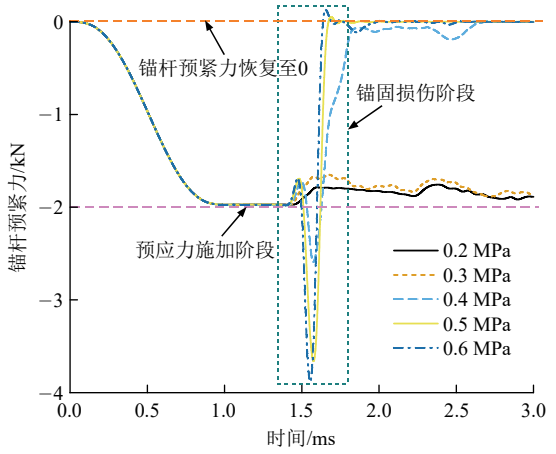
图 17　动载应力波冲击作用下锚固剂动态冲击损伤过程

Fig.17　Dynamic impact damage process of anchorage agent under dynamic stress wave impact

由图 17(a)～(e)可得，不同冲击强度下，锚固损伤特征差异较大，480 μs 时，锚固剂介质开始发生不同程度损伤，500 μs 时，入射压缩波穿过锚固试样，锚固剂介质损伤程度进一步增大，但此时不同冲击强度下锚固剂大部分介质仍未发生脱黏失效，580 μs 时，入射压缩波经加锚煤体传递至透射杆上时变为反射拉伸波，由于介质抗拉强度远小于抗压强度，因此，锚固剂在反射拉伸波作用下发生剧烈破坏，锚固损伤伴随锚固脱黏及颗粒崩出现象，且锚固剂损伤程度较大的范围靠透射杆一侧，随反射拉伸波继续作用，600 μs 时，锚固剂损伤达到峰值。

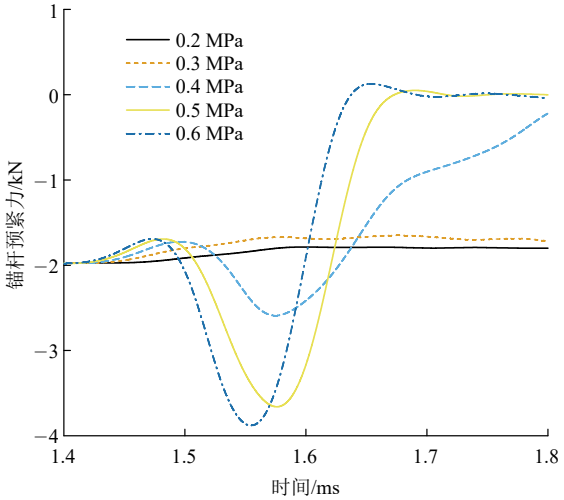
综合不同冲击强度下锚固损伤特征分析发现，0.2～0.3 MPa 冲击强度下锚固损伤较为轻微，整体稳定性较好，但靠近锚杆预应力施加端头位置损伤程度大于锚杆中心位置，加锚煤体锚杆锚固范围内仍具有一定的抗冲性能。而冲击强度大于 0.4 MPa 时，随冲击强度增大，锚固剂损伤程度及损伤范围逐渐加剧，相比于较小冲击强度下锚固损伤形态，锚固剂损伤严重区域位于锚杆锚固中心位置，锚杆锚固形式由全长锚固转变为“类端头锚固”，且随冲击荷载持续作用于加锚煤体试样上，端头位置锚固剂破坏逐渐显现，锚固界面发生整体失效现象。

为量化不同冲击强度下锚杆预紧力对锚固损伤的作用机制，提取 0.2～0.6 MPa 冲击强度下锚杆预紧力变化进行分析，如图 18 所示。



(a) 锚杆预紧力变化全时程曲线

(a) The full-time curve of anchor pre-tightening force change



(b) 锚杆预紧力动态变化特征

(b) Dynamic change characteristics of bolt pre-tightening force

图 18　加锚煤体受动载冲击过程中锚杆预紧力变化过程

Fig.18　The change process of anchor pre-tightening force during the impact process of anchored coal body under dynamic load

由图 18(a)可得，不同冲击强度下，锚杆预紧力率先被均匀施加至 2 kN，锚杆预紧力骤增，0.6 MPa 冲击强度下锚杆预紧力增加最大，峰值达 4 kN。分析原因可知，入射压缩波作用于加锚试样时，试样整体发生膨胀变形现象，锚杆预紧力形成的压应力场具有一定的紧固作用，阻止试样发生横向变形，因此，锚杆预紧力迅速增大，且随冲击强度增大，预紧力上升幅度及速率逐渐加快。对不同冲击强度下预紧力上升速率进行分析，由图 18(b)可得，发现 0.2，0.3 MPa 冲击强度下锚杆预紧力波动趋势较小，说明锚固第一、第二界面损伤程度较小，0.4～0.6 MPa 冲击强度下锚杆预紧力迅速下降后恢复至 0，但冲击强度越大，锚杆预紧力上升及恢复至 0 的速率越快。

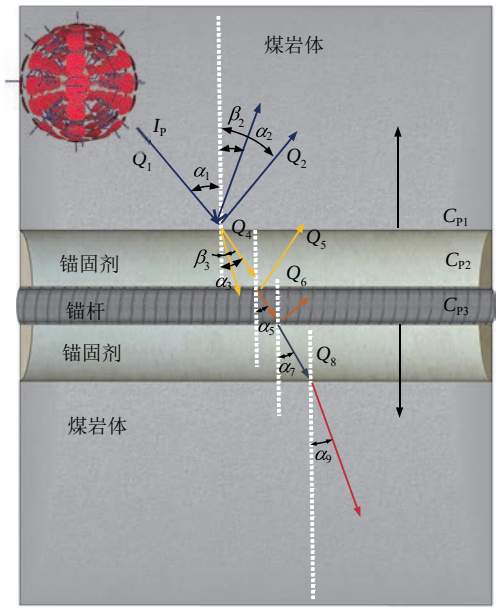
5　讨　论

应力波自围岩及锚固剂介质穿过锚固界面到达锚杆介质上，由于围岩、锚固剂及锚杆介质阻抗不同，在锚固第一界面及第二界面上会发生严重的透反射现象，加剧锚固界面损伤破坏，为进一步揭示应力波连续穿过加锚煤体三介质两界面的传播规律，建立锚固界面动载应力波传播模型，分析加锚煤体受动载冲击作用下的损伤机制，如图 19 所示。

建立煤体、锚固剂及锚杆三层连续介质，以煤体及锚固剂界面为例，根据锚固界面处应力及质点连续条件可知[24]：

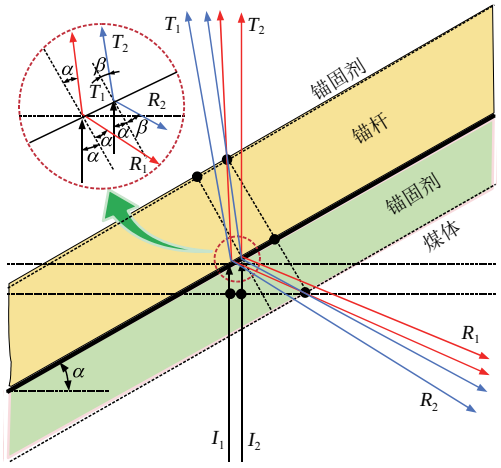
$$\left.\begin{aligned}
&(Q_1-Q_2)\cos\alpha_1+Q_{31}\sin\beta_2-Q_4\cos\alpha_3-Q_{51}\sin\beta_2=0\\
&(Q_1+Q_2)\sin\alpha_1+Q_{31}\cos\beta_1-Q_4\sin\alpha_3+Q_{51}\cos\beta_2=0\\
&(Q_1+Q_2)C_{\mathrm{P1}}\cos(2\beta_2)-A_{31}C_{\mathrm{S1}}\left(\frac{\rho_2}{\rho_1}\right)\sin(2\beta_2)-\\
&\quad Q_4C_{\mathrm{P2}}\left(\frac{\rho_2}{\rho_1}\right)\cos(2\beta_3)-Q_{51}C_{\mathrm{S2}}\left(\frac{\rho_2}{\rho_1}\right)\sin(2\beta_3)=0\\
&\rho_1C_{\mathrm{S1}}^2\left[(Q_1-Q_2)\sin(2\alpha_1)-Q_{31}\frac{C_{\mathrm{P1}}}{C_{\mathrm{S1}}}\cos(2\beta_2)\right]-\\
&\quad \rho_2C_{\mathrm{S2}}^2\left[Q_4\frac{C_{\mathrm{P1}}}{C_{\mathrm{P2}}}\sin(2\alpha_3)-Q_{51}\frac{C_{\mathrm{P1}}}{C_{\mathrm{P2}}}\cos(2\beta_3)\right]=0
\end{aligned}\right\}\tag{5}$$

式中：Q_1 为煤体介质入射纵波幅值，Q_2 为煤体介质反射纵波幅值，Q_{31} 为入射横波幅值，Q_4 为透射纵波幅值，Q_{51} 为煤体介质透射横波幅值，ρ_1 为煤体介质密度，ρ_2 为锚固剂介质密度，C_{S1} 为煤体介质的横波波速，C_{S2} 为锚固剂介质的横波波速，C_{P1} 为煤体介质的纵波波速，C_{P2} 为锚固剂介质的纵波波速，Q_5 为锚固剂反射纵波幅值，α_1 为煤体介质入



(a) 动载应力波穿过锚固界面示意

(a) Dynamic stress wave through the anchorage interface schematic



(b) 锚固界面处应力波传播特性

(b) Propagation characteristics of stress wave at anchorage interface

图 19　锚固界面动载应力波传播模型

Fig.19　Dynamic stress wave propagation model of anchorage interface

射角，α_3 为煤体介质透射角，β_2 为煤体介质横波反射角，β_3 为煤体介质横波透射角。图 19 中，I_P 为爆源入射纵波幅值，C_{P3} 为锚杆介质的纵波波速，Q_6 为锚杆介质入射纵波幅值，α_2 为煤体介质反射角，α_5 为锚固剂介质透射角，α_7 为锚杆介质透射角，α_9 为煤岩体介质第二次入射角，T_1 和 T_2 分别为界面透射纵波与横波，I_1 和 I_2 分别为界面入射纵波与横波，R_1 和 R_2 分别为界面反射纵波与横波，α 和 β 分别为界面反射角与入射角。

由马芹永等[25]的研究可得，平行或垂直于锚杆方向入射时，横波在界面处不产生剪应力。改变入射角度时，应力波在界面处产生的最大剪应力约为 8%，因此，忽略横波影响，令 C_{S1}，C_{S2}，β_2，β_3 均等于 0，对式(5)求解可得

$$\left.\begin{aligned}(Q_2-Q_1)\cos\alpha_1-Q_4\cos\alpha_3=0\\(Q_2+Q_1)\sin\alpha_1-Q_4\sin\alpha_3=0\\(Q_2+Q_1)C_{P1}-Q_4C_{P2}\left(\frac{\rho_2}{\rho_1}\right)=0\end{aligned}\right\}\tag{6}$$

根据 Snell 定律有

$$\frac{C_{P1}}{\sin\alpha_1}=\frac{C_{P2}}{\sin\alpha_2}=\frac{C_{P3}}{\sin\alpha_3}=\frac{C_{S2}}{\sin\beta_2}=Cr\tag{7}$$

联立式(5)～(7)可得

$$Q_2=Q_1\frac{C_{P2}\rho_2\cos\alpha_1-C_{P1}\rho_1\cos\alpha_3}{C_{P1}\rho_1\cos\alpha_3+C_{P2}\rho_2\cos\alpha_1}\tag{8}$$

$$Q_4=Q_1\frac{2C_{P1}\rho_1\cos\alpha_1}{C_{P1}\rho_1\cos\alpha_3+C_{P2}\rho_2\cos\alpha_1}\tag{9}$$

考虑层间应力波衰减，纵波在煤体中衰减公式满足以下规律：

$$Q_{41}=Q_4\mathrm{e}^{-v_1d_1}\tag{10}$$

$$Q_{61}=Q_6\mathrm{e}^{-v_2d_2}\tag{11}$$

其中，

$$\left.\begin{aligned}v_1=2-\frac{\mu_1}{1-\mu_1}\\v_2=2-\frac{\mu_2}{1-\mu_2}\end{aligned}\right\}\tag{12}$$

$$d_1=d/\cos\alpha_3\tag{13}$$

式中：μ_1 为煤体介质的泊松比，d 为应力波在煤体介质的直线传播距离，Q_{41} 为应力波在锚固剂介质内衰减后的纵波幅值，Q_{61} 为应力波在锚杆介质内衰减后的纵波幅值，d_2 为应力波在锚固剂介质的传播距离。

将式(12)～(13)代入式(11)中，可得

$$Q_6=Q_{41}\frac{2C_{P2}\rho_2\cos\alpha_3}{C_{P2}\rho_2\cos\alpha_5+C_{P3}\rho_3\cos\alpha_3}\tag{14}$$

$$Q_8=A_{61}\frac{2C_{P3}\rho_3\cos\alpha_5}{C_{P3}\rho_3\cos\alpha_7+C_{P4}\rho_4\cos\alpha_5}\tag{15}$$

化简式(14)～(15)，可得应力波穿过锚固第一界面及第二界面的纵波幅值为

$$Q_6=4\mathrm{e}^{-v_1d_1}\cos\alpha_1\cos\alpha_3C_{P1}C_{P2}\rho_1\rho_2/[(\cos\alpha_3C_{P1}\rho_1+\cos\alpha_1C_{P2}\rho_2)(\cos\alpha_5C_{P2}\rho_2+\cos\alpha_3C_{P3}\rho_3)]\tag{16}$$

式中：ρ_3 为锚杆介质密度。

应力波穿过第 n 层界面时的纵波幅值：

$$Q_{2(n+1)}=\frac{2^n\mathrm{e}^{\prod_{i=1}^{i=n}-d_iv_i}\prod_{i=1}^{i=n}\cos\alpha_{2i-1}\prod_{i=1}^{i=n}C_{Pn}\prod_{i=1}^{i=n}\rho_i}{\prod_{i=1}^{i=n}(\cos\alpha_{2i+1}C_{Pi}\rho_{P_i}+\cos\alpha_iC_{i+1}\rho_{i+1})}\tag{17}$$

令煤体介质波速 C_{P1} = 4 000 m/s，锚固剂介质波速 C_{P2} = 3 000 m/s，锚杆介质波速 C_{P3} = 5 000 m/s，ρ_1 = 1 800 kg/m^3，ρ_2 =1 500 kg/m^3，ρ_3 = 7 800 kg/m^3，α_1 = 90°，d = 0.02 m[26]，煤体介质幅值取值 A_i = 1～10，μ = 0.1，可求解得出不同应力波幅值由煤体介质穿过锚固介质传递至锚杆上的传播规律，如图 20 所示。

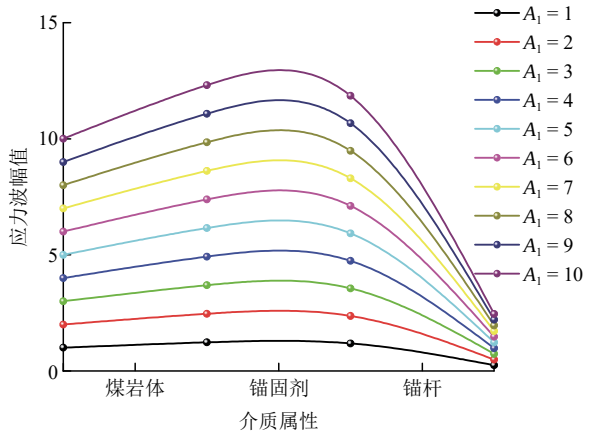


图 20　应力波穿过锚固界面的传播规律

Fig.20　The law of wave passing through anchorage interface

由图 20 可得，随着冲击入射压缩波由煤体介质穿过锚固界面向锚固剂及锚杆进行传递，不同应力波幅值作用下锚固第二界面应力波幅值呈逐渐增加趋势，而应力波由锚固剂介质传递至锚杆介质时，锚杆应力波幅值呈明显降低趋势，且不同入射应力波幅值下各介质幅值差异较大，对锚固介质传递规律进行统计，如表 4 所示。

表 4　不同应力波幅值下介质传递规律

Table 4　Media transfer law under different stress wave amplitudes

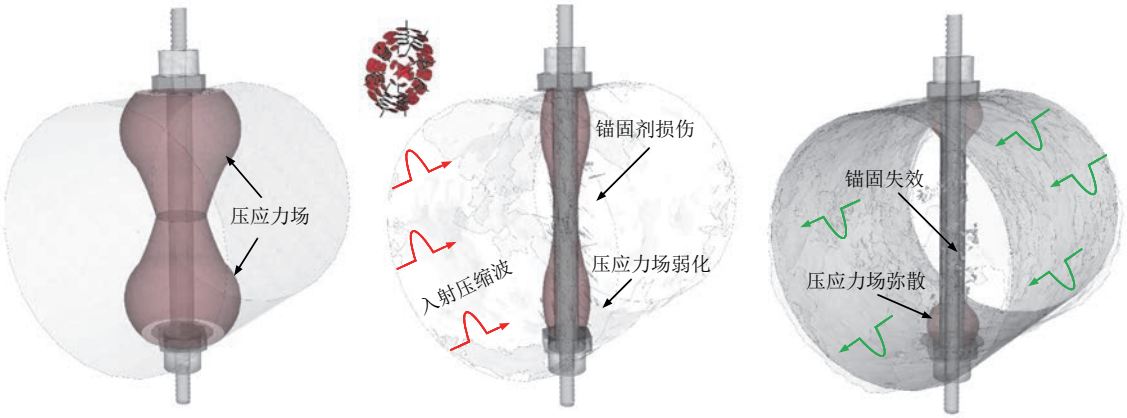
煤体 (coal)	应力波幅值(stress wave amplitude)		
	锚固第二界面 (second anchorage interface)	锚固第一界面 (first anchorage interface)	锚杆 (bolt)
1	1.231	1.185	0.245
2	2.461	2.370	0.490
3	3.692	3.555	0.736
4	4.923	4.740	0.981
5	6.154	5.925	1.226
6	7.384	7.111	1.471
7	8.615	8.296	1.716
8	9.846	9.481	1.962
9	11.076	10.666	2.207
10	12.307	11.851	2.452

随着应力波由煤体介质传递至锚杆介质后，应力波幅值明显降低，这是由于介质属性差异过大导致的，应力波由阻抗较小的介质传递至阻抗较大介质时，幅值会发生衰减。此外，由于煤体介质波阻抗大于锚固剂介质波阻抗，应力波在锚固第二界面处发生透射反射，锚固剂介质应力波幅值增大。随煤体介质入射应力波幅值增加，锚固第二界面应力波幅值呈线性增加趋势，增幅约为 23%。随应力波继续向锚固第一界面传递，由于锚固剂介质尺寸效应，加锚煤体锚固第二界面及第一界面处应力波幅值差异不大，应力波增幅约为 18%，但应力波在穿过围岩－锚固第二界面－锚固剂－锚固第一界面，应力波在锚固剂介质中来回传递，锚固剂同时承受围岩传递来的透射波及锚杆反射波，因此受动载冲击作用时，锚固剂介质率先发生破坏，这与数值模拟结果是一致的。

结合锚固界面应力波传播模型进一步分析预应力加锚煤体受动载冲击下的作用机制，由于锚杆预应力场的存在，压缩应力波冲击时加锚煤体试样锚固剂基本未发生大范围损伤破坏，此时锚杆预应力场作用于锚固煤体试样上，锚杆、锚固剂及加锚试样共同形成的预应力场，增大了锚固煤样的整体抗冲强度，如图 21(a)所示。根据节 4.4 可知，当应力波作用于锚固界面时，锚固界面应力波幅值增大，锚固剂发生一定损伤，此时压应力场范围大幅削减，如图 21(b)所示。当应力波继续透过锚杆传递至锚固剂及围岩，加锚煤体受动载冲击变形破坏达到极限应变后产生宏观破坏，由于锚固介质发生大范围损伤，锚杆产生的压应力场趋于弥散，锚固界面整体发生失效，反射拉伸波作用于围岩上，加锚煤体试样发生破坏，如图 21(c)所示。

为进一步揭示不同预紧力水平对冲击载荷下加锚煤体锚固损伤特性的影响机制，通过数值模拟手段，重点探究了锚固煤体受冲击后的残余应力场演化规律。分别设定了 1.1，1.4，1.7，2.0 及 2.3 kN 五个预紧力等级，对应于相似条件下锚杆屈服强度的 40%，50%，60%，70%与 80%。模拟从常规主动支护到高强主动支护等多种工况，分析深部巷道锚固体在不同支护强度下的抗冲击特性及锚固界面劣化过程，如图 22 所示。

对不同预紧力下冲击后的残余应力场进行分析，由图 22(a)～(e)可得，随着锚杆预紧力的逐级增大，由锚杆黏锚力及托盘作用形成的残余应力场范围呈显著扩张趋势。具体而言，当预紧力为 1.1 kN 时，残余应力场范围仅为 10 mm×8 mm；而当预紧

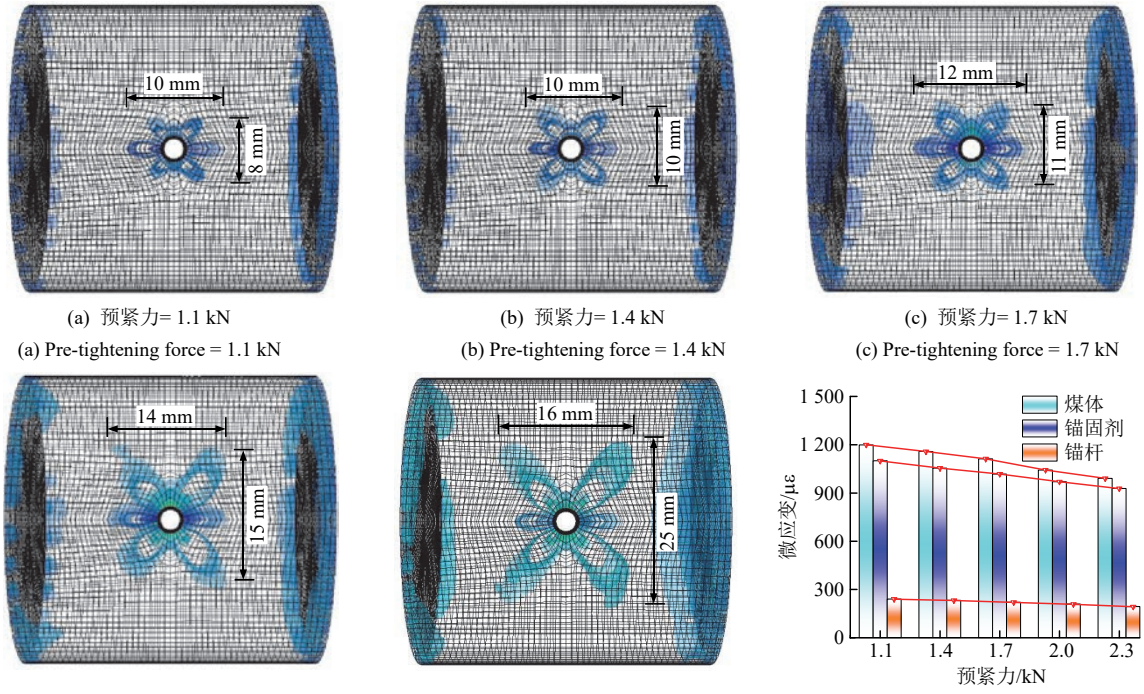


(a) 预应力强化阶段　(b) 预应力损失阶段　(c) 锚固失效阶段

(a) Prestressed strengthening stage　(b) Prestress loss stage　(c) Anchoring failure stage

图 21　动载应力波作用下预应力加锚煤体破坏示图

Fig.21　Damage diagram of prestressed anchored coal under dynamic load stress wave



(a) 预紧力= 1.1 kN　(b) 预紧力= 1.4 kN　(c) 预紧力= 1.7 kN

(a) Pre-tightening force = 1.1 kN　(b) Pre-tightening force = 1.4 kN　(c) Pre-tightening force = 1.7 kN

(d) 预紧力= 2.0 kN　(e) 预紧力= 2.3 kN　(f) 加锚介质峰值应变

(d) Pre-tightening force = 2.0 kN　(e) Pre-tightening force = 2.3 kN　(f) Peak strain of anchoring medium

图 22　不同预紧力下加锚煤体残余应力场分布特征

Fig.22　Distribution characteristics of residual stress field of anchored coal under different pre-tightening forces

力增至 2.3 kN 时，其影响范围已扩大至 16 mm×25 mm。此外，高预紧力工况下(如 2.0 与 2.3 kN)，残余应力场在锚杆中部周边区域分布更为集中，表明其形成了更强有力的“承载拱”。这证实了高预紧力不仅能扩大应力场范围，更能优化应力场分布，从而更有效地抑制锚固界面损伤的萌生与扩展，为试样提供了更高的初始抗冲击强度。为进一步量化预紧力的抑制效果，提取冲击过程中“煤体－锚固剂－锚杆”系统的最大峰值应变，如图 22(f)所示。不同预紧力下锚固介质峰值应变显示，预紧力的增大对煤体及锚固剂的峰值应变产生了明显的抑制作用，表明高预紧力有效约束了主体材料的变形。然而，锚杆自身的峰值应变随预紧力增加的变化幅度相对较小，这说明在锚杆屈服强度 80%内，预紧力的提升并未对锚杆造成过大损伤，其强化作用主要体现在优化煤体和锚固剂的受力状态上。

综合以上分析可得结论：在动载应力波冲击加锚煤体时，预紧力水平是控制锚固损伤的关键因素。预紧力越大，所形成的残余应力场范围越广、分布越集中，从而能更有效地抑制锚固界面损伤，降低

煤体与锚固剂的动态应变响应，最终实现对加锚煤体抗冲击性能的显著提升。

6　结论与展望

为研究冲击荷载作用下加锚煤体试样力学特性，开展不同冲击强度下的动态冲击试验，分析了既定预应力下加锚煤体的破坏模式及裂纹分布规律，基于 Cohesive 单元还原了加锚煤体的应力波传递过程，建立锚固界面应力波传播模型，分析了动载应力波作用下预应力加锚煤体锚固损伤机制，主要结论如下：

(1) 冲击过程中加锚煤体试样峰值应变及动态弹性模量差异明显。不同冲击强度影响下应力－应变曲线均呈“开口状”，试验过程中加锚煤体出现明显的宏观破损，随冲击强度的增加，加锚试样峰值应力、应变及动弹性模量均表现出与冲击强度呈正相关变化的趋势，应力最大增长幅值为 16.8 MPa。

(2) 不同冲击强度下锚固试样的能量分配显著变化，入射能、反射能与耗散能均与冲击强度呈正相关变化，入射能增幅最高为 78 J，透射能与冲击强度呈负相关变化。随冲击强度的增加，反射能占比逐渐升高、透射能占比与耗散能占比逐渐下降，由 14 J 降低至 7 J，加锚煤体试样应力集中与局部损伤增多导致能量传递受阻，导致能量分配发生显著变化。

(3) 低强度冲击下加锚煤体以环向拉剪破裂为主，而高强度冲击下加锚煤体最终破裂形态以轴向劈裂破坏为主。锚杆预紧力对煤体产生了一定的附加压力，抑制了锚固中心区域裂纹向外扩展，较高的冲击动载强度下，预紧力难以抑制裂纹激活与扩展路径，裂隙面剪应力增大，无法有效限制加锚煤体横向变形，增大了相邻裂纹的交叉扩展现象，裂纹扩展路径主要以轴向为主。

(4) 应力波波阵面作用下加锚煤体压应力场稳定状态被打破，预应力范围被大幅压缩，波阵面形状由平缓变为内凹状，能量产生一定衰减。随入射应力波冲击幅值增加，锚固第二界面及第一界面应力波幅值呈线性增加趋势，增幅分别约 23%，18%，锚固剂发生一定损伤，锚杆产生的压应力场趋于弥散，锚固界面整体发生失效，导致加锚煤体试样发生破坏。

研究聚焦于霍普金森杆试验系统应力波可控幅值条件下加锚煤体锚固界面损伤的核心机制，下一步将系统研究不同尺度下加锚煤体破坏特征及界面损伤机制，建立从实验室与现场尺度的对应关系，实现快速预测巷道锚固结构的抗冲击性能。

参考文献(References)：

[1] 康红普，高富强. 煤矿采动应力演化与围岩控制[J]. 岩石力学与工程学报，2024，43(1)：1－40.(KANG Hongpu，GAO Fuqiang. Evolution of mining-induced stress and strata control in underground coal mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2024，43(1)：1－40.(in Chinese))

[2] 王家臣，王兆会，孙文超，等. 超高工作面上覆厚硬岩组破断运动规律与多重动载产生机理[J]. 煤炭学报，2025，50(4)：1 876－1 893.(WANG Jiachen，WANG Zhaohui，SUN Wenchao，et al. Thick-hard strata movement law and multi-dynamic load mechanism in longwall face with ultra-large cutting height[J]. Journal of China Coal Society，2025，50(4)：1 876－1 893.(in Chinese))

[3] 于　斌，孟祥斌，邰　阳，等. 坚硬顶板特厚冲击煤层智能高效安全开采关键技术[J]. 煤炭学报，2025，50(1)：245－263.(YU Bin，MENG Xiangbin，TAI Yang，et al. Key technologies for intelligent，efficient，and safe mining of impact thick coal seams due to hard roof[J]. Journal of China Coal Society，2025，50(1)：245－263.(in Chinese))

[4] 于建新，孟鹏展，张　馨，等. 不同抵抗线影响下层状岩体爆破的破岩规律[J]. 煤炭科学技术，2024，52(12)：60－70.(YU Jianxin，MENG Pengzhan，ZHANG Xin，et al. Rock breaking regularity of layered rock mass blasting under the influence of different resistance lines[J]. Coal Science and Technology，2024，52(12)：60－70.(in Chinese))

[5] 刘学生，范德源，谭云亮，等. 深部动载作用下超大断面硐室群锚固围岩破坏失稳机制研究[J]. 岩土力学，2021，42(12)：3 407－3 418.(LIU Xuesheng，FAN Deyuan，TAN Yunliang，et al. Failure and instability mechanism of anchored surrounding rock for deep chamber group with super-large section under dynamic disturbances[J]. Rock and Soil Mechanics，2021，42(12)：3 407－3 418.(in Chinese))

[6] 焦建康，鞠文君. 动载扰动下巷道锚固承载结构冲击破坏机制[J]. 煤炭学报，2021，46(增 1)：94－105.(JIAO Jiankang，JU Wenjun. Burst failure mechanism of roadway anchorage bearing structure under dynamic load disturbance[J]. Journal of China Coal Society，2021，46(Supp.1)：94－105.(in Chinese))

[7] 杨　尚，宁建国，王　俊，等. 动载作用下锚固体动态失稳试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2025，44(2)：409－426.(YANG Shang，NING Jianguo，WANG Jun，et al. Experimental study on dynamic instability of anchorage body under dynamic loading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2025，44(2)：409－426.(in Chinese))

[8] WU Q H，CHEN L，SHEN B T，et al. Experimental investigation on rockbolt performance under the tension load[J]. Rock mechanics and Rock Engineering，2019，52(11)：4 605－4 618.

[9] 李青海，张浩然，纪永虎，等. 深部巷道预应力锚固防冲作用机制研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报，2024，6(6)：78－88.(LI

Qinghai，ZHANG Haoran，JI Yonghu，et al. Study on anti-impact mechanism of pre-stressed anchorage in deep roadway[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering，2024，6(6)：78－88.(in Chinese))

[10] 陈　淼，肖　灿，王肖珊，等. 动载作用下含孔锚固体力学特性及破坏机制研究[J]. 岩石力学与工程学报，2025，44(2)：342－358.(CHEN Miao，XIAO Can，WANG Xiaoshan，et al. Study on dynamic characteristics and failure mechanism of anchorage body with holes under dynamic load[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2025，44(2)：342－358.(in Chinese))

[11] 祖国利，王　俊，宁建国，等. 冲击载荷作用下预应力锚杆锚固阻裂效应试验研究[J]. 岩土工程学报，2023，45(8)：1 743－1 753.(ZU Guoli，WANG Jun，NING Jianguo，et al. Experimental study on anchoring crack-resistance effects of prestressed anchor under impact loads[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering，2023，45(8)：1 743－1 753.(in Chinese))

[12] 常聚才，齐　潮，殷志强，等. 动载作用下全锚锚固体应力波传播及破坏特征[J]. 煤炭学报，2023，48(5)：1 996－2 007.(CHANG Jucai，QI Chao，YIN Zhiqiang，et al. Propagation and failure characteristics of stress wave of full anchor solid under dynamic load[J]. Journal of China Coal Society，2023，48(5)：1 996－2 007.(in Chinese))

[13] 常聚才，齐　潮，殷志强，等. 动载作用下端锚锚固体力学响应特征研究[J]. 岩土力学，2022，43(12)：3 294－3 304.(CHANG Jucai，QI Chao，YIN Zhiqiang，et al. Study on mechanical response characteristics of end anchorage body under dynamic load[J]. Rock and Soil Mechanics，2022，43(12)：3 294－3 304.(in Chinese))

[14] 吴拥政，陈金宇，焦建康，等. 冲击载荷作用下锚固围岩损伤破坏机制[J]. 煤炭学报，2018，43(9)：2 389－2 397.(WU Yongzheng，CHEN Jinyu，JIAO Jiankang，et al. Damage and failure mechanism of anchored surrounding rock with impact loading[J]. Journal of China Coal Society，2018，43(9)：2 389－2 397.(in Chinese))

[15] XIANG G L，TAO M，ZHAO R，et al. Dynamic characteristics of rockbolt anchorage structure under radial cylindrical P wave[J]. Soil Dynamics and Earthquake Engineering，2023，173：108176.

[16] 张　农，王　朋，阚甲广，等. 高频低能冲击扰动下锚固结构渐进失效试验研究[J]. 煤炭学报，2024，49(1)：309－319.(ZHANG Nong，WANG Peng，KAN Jiaguang，et al. Experimental study on progressive failure of anchoring structure under high-frequency and low-energy impact disturbance[J]. Journal of China Coal Society，2024，49(1)：309－319.(in Chinese))

[17] 周纪军，汪小刚，贾志欣，等. 锚固结构爆破振动规律与损伤的模型试验[J]. 岩石力学与工程学报，2013，32(6)：1 257－1 263.(ZHOU Jijun，WANG Xiaogang，JIA Zhixin，et al. Vibration rule and damage of anchorage structure subjected to blasting using model test[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2013，32(6)：1 257－1 263.(in Chinese))

[18] 李军臣，吴拥政，付玉凯，等. 加锚煤样动态力学性能及变形破坏机制试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2025，44(4)：912－925.(LI Junchen，WU Yongzheng，FU Yukai，et al. Experimental investigation on dynamic mechanical properties and deformation failure mechanism of anchored coal samples[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2025，44(4)：912－925.(in Chinese))

[19] 殷志强，张　驰，张志雄，等. 锚固角度对节理岩体动态压剪响应的影响研究[J]. 矿业科学学报，2025，10(2)：163－172.(YIN Zhiqiang，ZHANG Chi，ZHANG Zhixiong，et al. Effect of anchorage angle on dynamic compression-shear response of jointed rock mass[J]. Journal of Mining Science and Technology，2025，10(2)：163－172.(in Chinese))

[20] 靖洪文，吴疆宇，尹　乾，等. 动载扰动下深部煤巷冲击冒顶的颗粒流数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报，2020，39(增 2)：3 475－3 487.(JING Hongwen，WU Jiangyu，YIN Qian，et al. Particle flow simulation of rock burst and roof fall of deep coal roadway under dynamic disturbance[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2020，39(Supp.2)：3 475－3 487.(in Chinese))

[21] 王　琦，许　硕，江　贝，等. 锚杆动静耦合力学性能与抗冲机制研究[J]. 煤炭学报，2025，50(11)：5 043－5 053.(WANG Qi，XU Shuo，JIANG Bei，et al. Research on the mechanical properties and impact resistance mechanism of anchor bolts under dynamic-static coupling conditions[J]. Journal of China Coal Society，2025，50(11)：5 043－5 053.(in Chinese))

[22] 王爱文，高乾书，代连朋，等. 锚杆静－动力学特性及其冲击适用性[J]. 煤炭学报，2018，43(11)：2 999－3 006.(WANG Aiwen，GAO Qianshu，DAI Lianpeng，et al. Static and dynamic performance of rebar bolts and its adaptability under impact loading[J]. Journal of China Coal Society，2018，43(11)：2 999－3 006.(in Chinese))

[23] 司林坡，娄金福，杨景贺，等. 轴向冲击下锚固锚杆变形与应力特征分析[J]. 煤炭学报，2022，47(10)：3 645－3 653.(SI Linpo，LOU Jinfu，YANG Jinghe，et al. Deformation and stress characteristics of anchor bolt under axial impact[J]. Journal of China Coal Society，2022，47(10)：3 645－3 653.(in Chinese))

[24] 李夕兵. 岩石动力学基础与应用[M]. 北京：科学出版社，2014：322－324.(LI Xibing. Rock dynamics：fundamentals and applications[M]. Beijing：Science Press，2014：322－324.(in Chinese))

[25] 马芹永，苏晴晴，马冬冬，等. 含不同节理倾角深部巷道砂岩 SHPB 动态力学破坏特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2020，39(6)：1 104－1 116.(MA Qinyong，SU Qingqing，MA Dongdong，et al. SHPB experimental study on dynamic characteristics and failure behaviors of sandstone containing weakly filled joints with various angles in deep roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2020，39(6)：1 104－1 116.(in Chinese))

[26] 樊克松，申宝宏，张风达. 树脂锚固体波导特性试验研究[J]. 煤炭科学技术，2016，44(11)：62－67.(FAN Kesong，SHEN Baohong，ZHANG Fengda. Experimental study on waveguide features of resin anchoring mass[J]. Coal Science and Technology，2016，44(11)：62－67.(in Chinese))