自适应巷道吸能液压支架防冲原理与工程应用

陈　策[1],王爱文[2,3],潘一山[2,3],王　涛[1],张建卓[1],肖永惠[2,3],于健洋[2,3],
李　超[2,3],魏向志[4],金耀辉[5],陈林林[4]

(1. 辽宁工程技术大学 机械工程学院,辽宁 阜新　123000;2. 辽宁大学 灾害岩体力学研究所,辽宁 沈阳　110036;
3. 辽宁大学 煤矿冲击地压机理与防控技术国家矿山安全监察局重点实验室,辽宁 沈阳　110036;
4. 河南大有能源股份有限公司,河南 义马　472300;5. 河南能源集团重型装备有限公司,河南 开封　475000)

摘要: 为了提高深部冲击地压巷道支护强度和稳定性,增强巷道防冲液压支架的支护和抗冲击性能. 基于围岩-支架互馈机制,提出涵盖力学性能自适应、空间结构自适应与冲击历程自适应的自适应支护设计思想,确立“封闭框架+围岩协同承载+冲击载荷适配”的自适应巷道吸能液压支架设计一般原则,并依此研发出自适应巷道吸能液压支架. 采用离散化方法建立了巷道围岩压力载荷模型,结合数值模拟对自适应巷道吸能液压支架力学特性进行了分析,并进行了井下应用试验. 结果表明:该自适应巷道吸能液压支架可通过封闭框架被动位姿变换优化围岩压力载荷分布,降低侧帮中部围岩载荷压力,提升整体支护能力;借助吸能防冲构件和位姿变换功能,该支架可吸收冲击能量并具备调整位姿适配冲击工况的功能;标准等腰梯形位姿适用于抵抗高速度、低能量冲击地压;顶底凸起位姿适用于抵抗低速度、大能量冲击地压.

关键词: 冲击地压;自适应;防冲支架;围岩协同承载;冲击载荷适配
中图分类号: TD 353　　**文献标志码:** A　　**文章编号:** 1000-1964(2026)03-0823-21

Anti-impact mechanism and engineering application of adaptive energy-absorbing roadway hydraulic supports

CHEN Ce[1], WANG Aiwen[2,3], PAN Yishan[2,3], WANG Tao[1], ZHANG Jianzhuo[1], XIAO Yonghui[2,3], YU Jianyang[2,3], LI Chao[2,3], WEI Xiangzhi[4], JIN Yaohui[5], CHEN Linlin[4]

(1. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China; 2. Institute of Disaster Rock Mechanics, Liaoning University, Shenyang, Liaoning 110036, China; 3. Key Laboratory of Coalburst Theory and Prevention Technology, National Mine Safety Administration, Liaoning University, Shenyang, Liaoning 110036, China; 4. Henan Dayou Energy Co., Ltd., Yima, Henan 472300, China; 5. Henan Energy Group Heavy Equipment Co., Ltd., Kaifeng, Henan 475000, China)

Abstract: To improve the support strength and stability of deep rockburst-prone roadways and enhance the supporting capacity and anti-impact performance of hydraulic supports, an adaptive support design concept encompassing mechanical performance adaptability, spatial structure adaptability, and impact process adaptability was proposed based on the surrounding rock-support mutual feedback mechanism. The general design principles of adaptive roadway energy-absorbing hydrau-

收稿日期: 2025-11-02　　**修回日期:** 2025-12-28　　**DOI:** 10.13247/j.cnki.jcumt.20250491
基金项目: 国家重点研发计划项目(2022YFC3004605);国家自然科学基金项目(52304218)
第一作者: 陈　策(1993—),男,河北省衡水市人,博士研究生. E-mail: 18304181368@163.com
通信作者: 王爱文(1982—),男,辽宁省建昌县人,教授,博士生导师. E-mail: waw_lnt@126.com
引用格式: 陈　策,王爱文,潘一山,等. 自适应巷道吸能液压支架防冲原理与工程应用[J]. 中国矿业大学学报,2026,55(3):823-843.
CHEN Ce, WANG Aiwen, PAN Yishan, et al. Anti-impact mechanism and engineering application of adaptive energy-absorbing roadway hydraulic supports[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2026, 55(3): 823-843.

lic supports, namely closed frame + surrounding rock collaborative bearing + impact load adaptation, were established, and the corresponding adaptive roadway energy-absorbing hydraulic supports were developed. A discretized surrounding rock pressure model was constructed, and the mechanical characteristics of the supports were analyzed via numerical simulations, followed by underground field tests. The results show that the adaptive roadway energy-absorbing hydraulic supports can optimize surrounding rock load distribution through passive posture adjustment of the closed frame, reduce the load borne by the support at the middle of roadway sidewalls, and improve the overall supporting capacity. By virtue of energy-absorbing anti-impact components, the supports can effectively dissipate impact energy, and realize pre-adjustment of posture to adapt to potential impact conditions. The standard isosceles trapezoidal posture is suitable for resisting high-velocity and low-energy rockbursts, while the top-bottom convex posture is suitable for resisting low-velocity and high-energy rockbursts.

Key words: rock burst; adaptive support; support for anti-impact roadway; synergistic bearing of surrounding rock; synergistic bearing of surrounding rock; adaptation to impact load

随着我国煤炭资源开采深度的增加,深部高应力、强采动扰动与复杂地质条件叠加,导致冲击地压等动力灾害频发,已成为制约深部资源安全高效开采的关键[1-2]. 冲击地压作为深部开采典型动力灾害,具有突发性、破坏性显著的特征[3-5],其瞬间释放能量可导致支护结构破坏、围岩垮塌等恶性事故,不仅造成严重的经济损失,更对井下作业人员生命安全构成直接威胁[6-10]. 因此,开展冲击地压巷道防冲支护技术与装备研究对提高煤炭的安全开采具有重要意义.

目前,国内外学者针对冲击地压巷道防冲支护已经开展了大量研究. 文献[11]通过增加支护系统的支护强度与吸能量实现巷道防冲支护,研发了系列巷道防冲液压支架;文献[12]提出“低初撑、高工阻”非等强耦合支护理念及超前支护设计思路,通过优化支护强度分布与载荷传递路径,提升了支护系统对复杂应力环境的适应性;文献[13]提出深部开采冲击地压巷道“三级”吸能支护思想与成套技术,通过高冲击韧性强力支护锚杆、稳构恒阻吸能“O型”棚和吸能液压支架三级吸能设置构建了完整的冲击地压巷道吸能支护技术体系. 在巷道支护领域,型钢、混凝土等能够适应巷道断面形状,提供全方位的初始支撑,但此类支护体固有的刚性力学属性使其变形协调能力受限,易在围岩变形挤压或冲击荷载作用下发生结构损伤,失去有效支护功能[14-15];现有巷道支架均具有较好的竖向承载能力,但在复杂应力环境下,其抗弯扭能力与侧向承载能力均较弱[16-18]. 在关键构件研发方面,防冲吸能构件作为能量耗散的核心载体,已形成预折纹式、摩擦耗能式、液压阻尼式等多种技术方案[19-22],相关研究表明,这类构件可通过可控变形、有序断裂或摩擦等方式吸收冲击能量,显著降低冲击载荷对围岩与支架主体结构的破坏,在部分冲击地压矿井应用中实现了支护系统的稳定承载与可控让位[23-25]. 上述支护装备的推广应用,有效改善了巷道的防冲支护效果,对避免巷道冲击破坏造成严重人员伤亡起到了巨大作用. 然而,我国煤矿地质与开采条件复杂,受复杂地质赋存环境与开采扰动双重作用[26-27],围岩载荷多呈现非均布与非对称特征并面临冲击地压风险[28]. 一方面,围岩在非均布载荷作用下导致顶板沉降、底鼓和侧帮挤出等非对称变形现象,导致支架承受非对称载荷[29-30];另一方面,冲击地压造成的毫秒级动载峰值远超静载,当支架承载突破临界阈值,将造成结构姿态失稳与动力破坏失稳,导致支护系统失效[31]. 巷道液压支架作为深部开采动力灾害防控的核心承载装备,其支护效能直接决定巷道系统的动态稳定性[18,32]. 因此,提高巷道液压支架位姿适应能力和冲击载荷适应能力是设计巷道液压支架的核心需求.

针对防冲巷道液压支架的现有问题,本研究基于围岩与支架的互馈机制,提出自适应支护思想,并建立了“封闭框架+围岩协同承载+冲击载荷适配”的自适应巷道吸能液压支架设计原则,旨在从结构构型层面突破传统支架性能不足的技术瓶颈. 基于此框架,设计了一款自适应巷道吸能液压支架,建立了自适应巷道吸能液压支架的力学

分析模型，并分析了该液压支架的围岩协同承载性能和冲击载荷适配性能．通过现场工程示范，验证了自适应巷道吸能液压支架的可靠性．研究可为深部冲击地压巷道支护提供新型装备与技术的参考方案．

1　现有防冲巷道液压支架破坏特征及问题

1.1　现有防冲巷道液压支架破坏特征

综合现场实际情况，冲击地压作用下防冲巷道液压支架的破坏主要表现为支架姿态失稳、结构件破坏、立柱失效等典型模式，其根源多与围岩载荷方向不确定、抗冲击性能不足及非均衡载荷等因素密切相关．

深部巷道围岩载荷的动态变化，会导致顶底板不均匀沉降或两帮移近量不同，造成支架承受偏载或扭转载荷，进而使其发生倾斜、扭转或滑移．在此情况下，当冲击地压发生时，冲击载荷作用在支架上产生水平分力，推动支架继续倾斜，并形成正反馈，加速支架垮落、倾倒等失稳状态变化速度，丧失对巷道的支护功能，如图 1 所示．

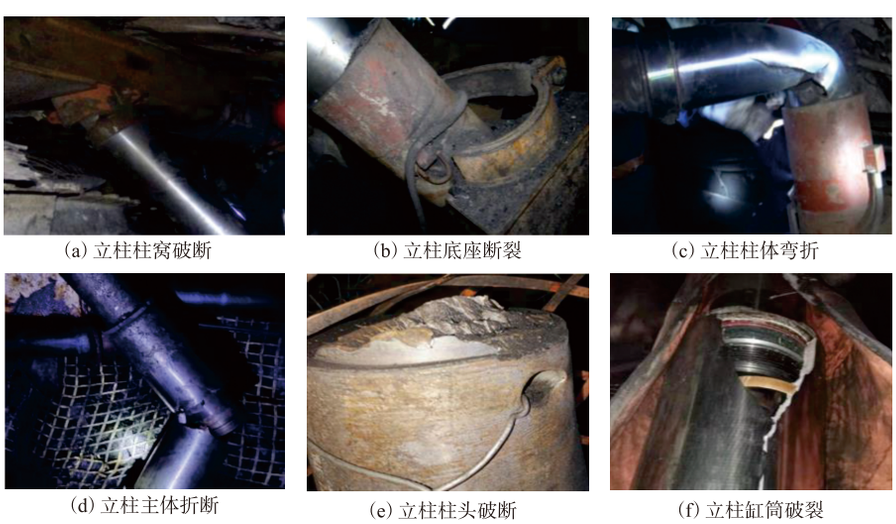


(a) 支架垮落　　(b) 支架倾倒

图 1　支架姿态失稳

Fig. 1　Instability of the support structure′s posture

立柱失效是巷道液压支架的最为常见破坏形式，如图 2 所示．其破坏形式可归结为 2 类：一是因弯扭载荷过大导致的结构性破坏（图 2a～2e）；二是因抗冲击性能不足导致的动态超载破坏（图 2f）．当支架受偏载时，立柱与柱窝和底座连接处产生巨大的弯矩、剪力和扭矩，交变载荷作用下导致薄弱区域微裂纹萌生并扩展，最终发生脆性或疲劳断裂；在纯轴向压力下，立柱稳定性很高，但在弯矩作用下，立柱杆体一侧受拉、一侧受压，导致杆体最中部或约束端屈曲失稳；冲击地压发生时，立柱缸内液体压力瞬间飙升，产生极高的环向应力，若立柱不能及时卸荷则会发生爆裂性破裂．



(a) 立柱柱窝破断　(b) 立柱底座断裂　(c) 立柱柱体弯折

(d) 立柱主体折断　(e) 立柱柱头破断　(f) 立柱缸筒破裂

图 2　立柱失效

Fig. 2　Failure of hydraulic props

防冲巷道液压支架结构件通常具有较高的静载荷结构强度，但难以直接承受冲击地压产生的冲击载荷，因此在大能量冲击地压发生时，若支架抗冲击性能不足，则结构件会发生破坏，如图 3 所示．在冲击载荷作用下，结构件承受压弯组合载荷，由于应变率效应，材料延性降低，失稳后直接发生脆性断裂而非缓慢屈曲；并且当冲击能量输入远超结构件自身所能吸收的能量时，多余的能量只能靠支架自身塑性变形或破坏来耗散，主要表现为结构件的撕裂、屈曲和断裂等．



图 3　结构件破坏

Fig. 3　Structural component failure

1.2 现有防冲巷道液压支架存在的问题

随着开采深度的增加，巷道围岩在高应力作用下呈现显著的时空演化特征：顶板沉降量、两帮挤出量和底鼓量随着时间的延长逐渐增大．这种空间变形在围岩-支架界面形成复杂的时变载荷分布场，其方向不确定性、幅值瞬变性和作用点漂移特性，对支架多方向承载能力提出严苛要求．现阶段常用巷道液压支架主要有单元式巷道液压支架和门式巷道液压支架等，以顶、底板竖向支撑为主，具有承载性好、布置灵活等特点，能够承受顶板沉降或底鼓造成的竖向载荷，但对于巷道两帮挤出造成的巷道液压支架侧向载荷承受能力较弱．并且受立柱结构特性影响，现阶段常用巷道液压支架难以承受围岩产生的偏载和扭转载荷．

针对冲击地压过程产生的冲击载荷，现阶段防冲巷道液压支架主要通过立柱安全阀排液卸压让位或立柱下方内置吸能防冲构件让位吸能保护支架不发生破坏．安全阀受结构影响存在开启延迟时间较长、排液让位速度较小等问题；内置吸能防冲构件能够快速响应冲击载荷，达到让位吸能的效果，但其让位行程和吸能量受限于立柱外径和巷道空间，造成大能量冲击地压发生时支架的抗冲击性能不足．

综上，针对巷道围岩时变载荷和冲击载荷，现有巷道液压支架主要面临3个方面的支护问题：

1）抗弯扭载荷能力弱的问题：巷道围岩应力分布不均会导致支架局部过载，产生弯扭载荷．现有巷道液压支架立柱多采用抱箍加柱头-柱窝球面方式连接，支架在弯折载荷作用下易导致立柱承受较大的弯矩，造成立柱失效．

2）承载方向单一的问题：现有巷道液压支架主要针对轴向压力设计，侧向支撑能力弱，抗倾斜能力不足，难以承受巷道围岩变形产生的不同方向的时变载荷，易发生失稳现象；现有巷道液压支架各连接部位可动空间较小，仅顶、底梁具有自由度，易承受集中载荷，造成连接部位或结构薄弱处发生破断现象，导致支护失效．

3）抗冲击性能不足的问题：现有部分巷道液压支架通过安全阀和吸能防冲构件的组合配置已具备吸能防冲功能，但仍面临吸能量较小和让位行程不足等问题．

2 自适应巷道吸能液压支架及工作原理

2.1 自适应支护思想

针对现有防冲巷道液压支架的破坏特征和存在的问题，基于防冲支架和围岩的互馈机制提出自适应支护思想框架，如图4所示．其核心是指防冲巷道液压支架具备根据围岩动态变化与冲击地压响应主动或被动调整自身支护状态的能力．旨在通过力学性能自适应提高支架抗弯扭载荷的能力；通过空间结构自适应解决支架承载方向单一的问题；通过冲击历程自适应提高整架抗冲击性能．

力学性能自适应是指防冲巷道液压支架能够针对巷道围岩应力分布特点改变自身的支护强度和支护刚度，均布液压立柱压力，避免支架局部过载，减少应力集中区域．

空间结构自适应是指防冲巷道液压支架可根据巷道断面变化允许支架在一定范围内随围岩变形而协调变形，通过调整支撑姿态与接触状态，重新分布巷道围岩载荷，增强支架结构稳定性，保持全断面有效支护，避免刚性破坏．

冲击历程自适应是指防冲巷道液压支架能够通过吸能材料应对不同冲击力、冲击速度、冲击位移和冲击能量，即吸能材料抗冲击性能的上限更高，并可根据支架姿态优化抗冲击性能．

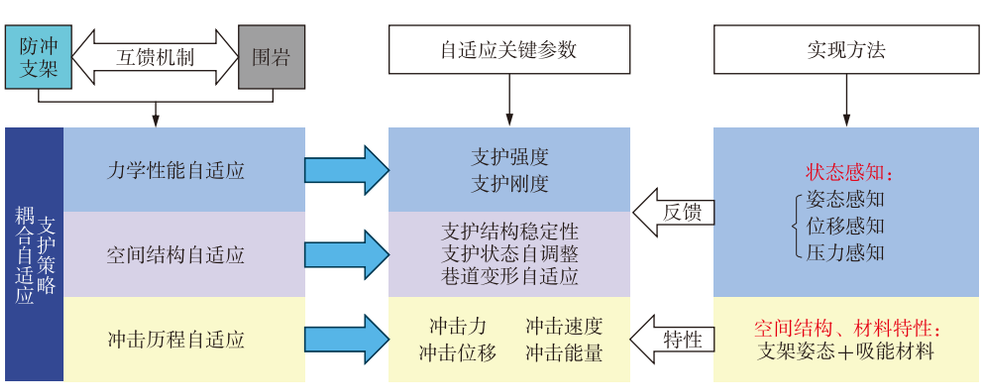


图4 自适应支护思想

Fig. 4 Adaptive support theory

2.2　自适应巷道吸能液压支架设计的一般原则

为实现防冲巷道液压支架的自适应支护功能，提出“封闭框架＋围岩协同承载＋冲击载荷适配”设计原则，如图5所示.

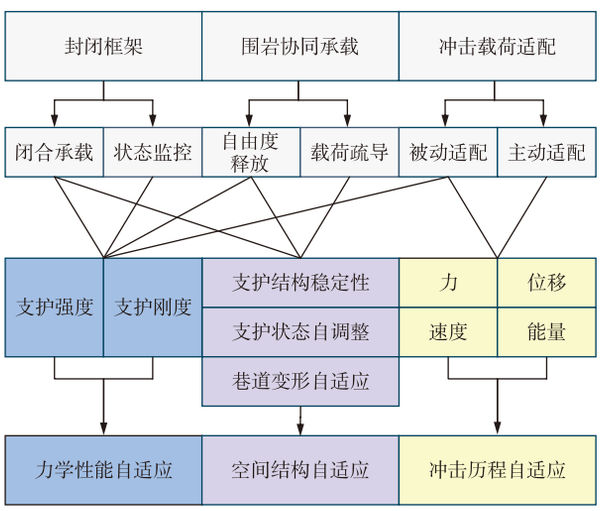


图5　自适应巷道吸能液压支架设计的一般原则

Fig. 5　General principles for the design of adaptive roadway energy-absorbing hydraulic supports

封闭框架：以巷道轮廓线为基础，采用封闭框架结构作为基础承载单元，形成闭合承载体系，限制围岩变形；设置导向伸缩机构，限制立柱承受弯扭载荷；集成姿态监测与位姿调控功能，为支护系统的动态响应提供数据支撑. 通过闭合承载结构，全方位保障支护的基础强度和刚度，消除支护界面的空缺区域；通过支架姿态监测和位姿调整功能并根据支架实时状态调整自身位姿状态，动态优化支护强度与刚度的匹配关系.

围岩协同承载：构建围岩-支架联合承载体系，采用适度释放支架的自由度等位姿变化能力赋予支架载荷疏导功能，通过改变支架的轮廓，将冲击地压启动前静载荷进行重新疏导，优化围岩载荷分布. 并能将时变围岩载荷部分传递至围岩，由其自身承担，从而降低液压支架薄弱部位所承受的围岩载荷，提升液压支架的整体承载性能. 支架以闭合承载结构为基础，依托自由度释放与载荷疏导功能，可被动调整支护结构的稳定性、动态优化支护状态，并通过结构形态的自适应调整适配巷道围岩的变形特征，最终实现空间结构自适应功能.

冲击载荷适配：涵盖被动适配与主动适配2个维度. 被动冲击载荷适配指巷道液压支架针对不同量级的冲击载荷具备相应的变形响应能力，在冲击载荷作用瞬间，系统刚度从冲击前的高弹性刚度，自动转变为冲击中的低塑性刚度，并通过构件的屈曲来自动将支护强度限制在安全水平，从而保障作业空间的稳定性；主动冲击载荷适配强调巷道液压支架需具备位姿感知与自主调控能力，在维持作业空间形态的前提下，通过姿态调整降低自身失稳风险，以抗冲击姿态应对突发冲击载荷. 以被动适配为基础构建支架的基础抗冲击功能，可覆盖不同冲击力、冲击位移、冲击速度与冲击能量的各类冲击工况；在此基础上，通过主动适配功能，针对可能发生的不同冲击工况调整支架的抗冲击特性，进一步强化对复杂冲击场景的适配能力.

2.3　自适应巷道吸能液压支架

以自适应支护的设计思想为核心，依照“封闭框架＋围岩协同承载＋冲击载荷适配”设计原则和梯形巷道的断面形式，设计出一款新型自适应巷道吸能液压支架，如图6所示.

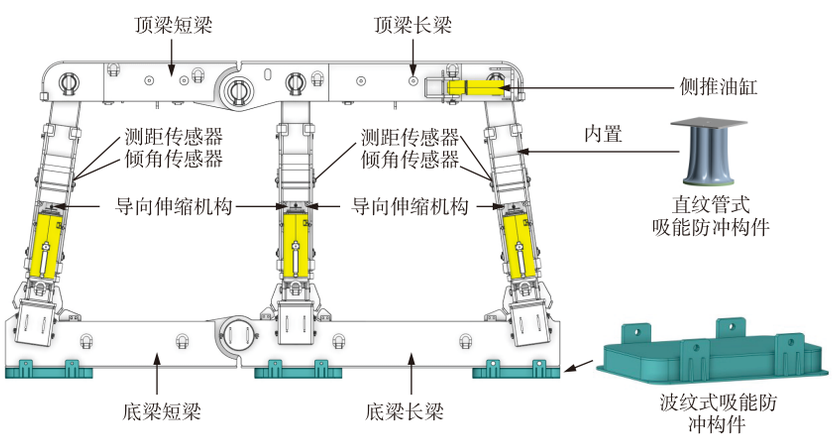


图6　自适应巷道吸能液压支架

Fig. 6　Adaptive roadway energy-absorbing hydraulic support

自适应巷道吸能液压支架采用梯形封闭框架结构，由两段式底梁、两段式顶梁和3个导向伸缩机构组成．支架底梁长6 360 mm，顶梁长5 520 mm，高度为3 500～4 500 mm．每个导向伸缩机构内配有2根双伸缩升降立柱，缸径为230 mm，行程1 000 mm；顶梁两侧各安装1个侧推液压缸，缸径为140 mm．其中导向伸缩机构内置直纹管式吸能防冲构件，底梁下方铺设波纹板式吸能防冲构件以增大支架吸能量和让位行程．整架工作阻力为8 600 kN，总重量为19 t，吸能行程大于300 mm．

自适应巷道吸能液压支架采用导向伸缩机构加销轴连接的组合设计，形成承载闭环，如图7所示．该结构限制沿巷道轴向方向的自由度，仅释放沿巷道径向方向的自由度，通过结构约束为抗扭刚度提供基础保障．导向伸缩机构采用双伸缩矩形嵌套结构，可约束升降立柱的弯折、扭转变形，仅保留沿升降立柱轴向升降方向的自由度，同时在导向滑道口设置加强筋增强结构强度，强化抗弯承载能力．自适应巷道吸能液压支架为一体化封闭框架结构，巷道顶板或巷道底板产生的扭转载荷可由导向伸缩机构和销轴承受；巷道侧帮产生的挤压载荷主要由导向伸缩机构矩形嵌套结构承受，并经顶梁和底梁传递至对侧导向伸缩机构，升降立柱主要承受轴向载荷，避免被弯扭载荷破坏．

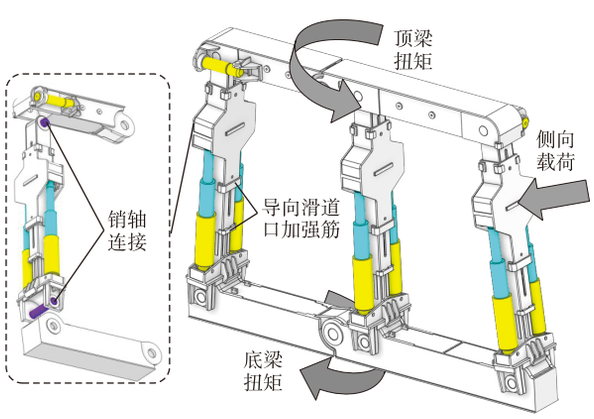


图7 支架抗弯扭结构形式

Fig. 7 The form of the support's bending and torsion resistance structure

整架通过6个升降液压缸调整支架高度和顶底梁形状，以适应巷道断面形状；通过2个侧推液压缸调整梯形腰线的角度．导向伸缩机构侧面安装无线雷达测距传感器和无线倾角传感器，可监测导向伸缩机构的升降高度和倾斜角度．电液主阀上安装3个无线压力传感器，可监测6根升降立柱的压力．电液主阀配备电液控制装置控制器，能够远程遥控升降液压缸并控制侧推液压缸的升降或伸缩，以调整支架位姿．

2.4 自适应巷道吸能液压支架工作原理

力学性能自适应：自适应巷道吸能液压支架的力学性能自适应功能主要调控支护强度和支护刚度这2个参数．支护强度可由立柱乳化液压力进行调控，冲击过程中可由吸能构件调控；支护刚度的调控可通过支架整体位姿变化和吸能防冲构件变形实现．通过支架的自由度释放可使支架被动适应围岩应力，优化支护刚度；通过吸能防冲构件的被动冲击载荷适配功能，可变刚性支撑为柔性支撑，避免高应力区域对支架局部过载．

空间结构自适应：自适应巷道吸能液压支架的空间结构自适应功能主要服务于冲击地压孕育过程，确保冲击地压发生前支架处于稳定支护状态，由围岩协同承载功能实现．围岩协同承载功能通过梯形框架的被动位姿变换实现．自适应巷道吸能液压支架底梁、顶梁和导向伸缩机构之间均采用转动副连接，导向伸缩机构内部有滑动副．整架具有多个方向小范围变形能力，能够疏导顶板、底板和侧帮的围岩载荷，具体如图8所示．当自适应巷道吸能液压支架在某个特定方向上承受较大的围岩压力时，液压支架能够依据实际受力情况，在相应方向上向相对一侧产生一定范围的摆动，通过挤压围岩，增大相对一侧的围岩抗力，从而在一定程度上降低液压支架所承受的弯扭力．通过这种液压支架的自适应摆动调整，可实现对围岩压力分布的优化，确保液压支架在复杂地质条件下的稳定性和可靠性．

冲击历程自适应：自适应巷道吸能液压支架的冲击历程自适应功能针对于冲击启动后动载荷冲击过程：由吸能材料的动载让位功能实现被动冲击载荷适配，通过支架姿态调控实现主动冲击载荷适配．动载让位功能采用3个直纹管式吸能防冲构件和3个波纹式吸能防冲构件实现，分别置于导向伸缩机构内部和底梁下方．

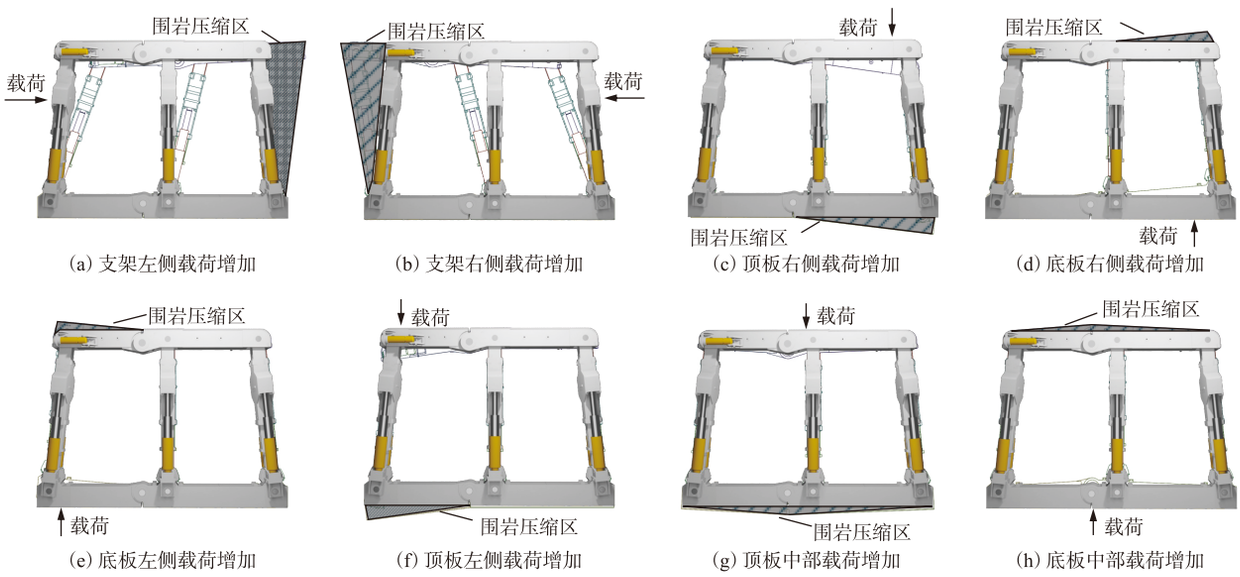


图 8　自适应巷道吸能液压支架载荷疏导示意

Fig. 8　Schematic diagram of load diversion for adaptive roadway energy-absorbing hydraulic support

3　自适应巷道吸能液压支架力学分析模型

为验证自适应巷道吸能液压支架的刚柔协同支护性能，需对其进行力学性能分析．鉴于本研究的重点在于液压支架的结构设计，因此未深入探讨巷道围岩的具体力学性能，而是建立液压支架的边界载荷方程，简化围岩压力力学状态，构建用于力学分析模拟的液压支架模型．

3.1　边界载荷平衡方程

为简化自适应巷道吸能液压支架的边界载荷模型，首先提取自适应巷道吸能液压支架的梯形轮廓线，并沿巷道轴向方向拉伸成边界平面．然后将自适应巷道吸能液压支架与巷道围岩接触面投影到边界平面上．接着将边界平面展开并划分为 $m\times n$ 个尺寸为 $l_a\times l_b$ 的矩形方块作为边界载荷单元，每个边界载荷单元包含 1 个法向压力 p_{ij} 变量、法向单位向量 $\boldsymbol{n}_{ij}\left(n_{ij}^x,n_{ij}^y,n_{ij}^z\right)$ 和中心点位置矢量 $\boldsymbol{s}_{ij}\left(x_{ij},y_{ij},z_{ij}\right)$，坐标原点位于底梁短梁销轴中心，如图 9 所示．受巷道围岩复杂力学性质影响，边界单元的切向摩擦力计算具有显著非线性特征，且其对支架结构稳定性和抗冲击性能具有增益作用．为突出核心研究目标，在不影响规律性分析的前提下，本研究仅保留法向压力载荷的作用效应，暂不计入切向摩擦力的影响．该简化可有效降低数值模拟的复杂度，又可放大巷道围岩与支架的协同支护特性．

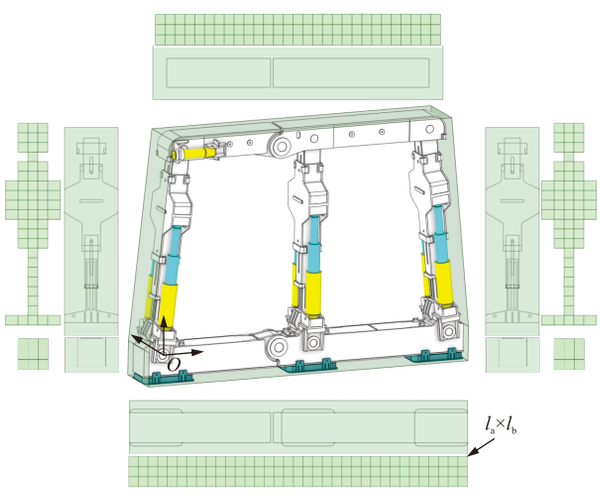


图 9　自适应巷道吸能液压支架边界载荷单元

Fig. 9　Adaptive roadway energy-absorbing hydraulic support boundary load unit

每个边界载荷单元的载荷在 3 个坐标轴上的投影为

$$\begin{cases}F_{ij}^x=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot n_{ij}^x,\\F_{ij}^y=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot n_{ij}^y,\\F_{ij}^z=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot n_{ij}^z,\end{cases}\tag{1}$$

式中：$F_{ij}^x,F_{ij}^y,F_{ij}^z$ 分别为每个边界载荷单元上沿 x，y，z 轴方向的力．

由于力矩 $\boldsymbol{M}_{ij}=\boldsymbol{s}_{ij}\times\boldsymbol{F}_{ij}$ 可得每个边界载荷单元的载荷对 3 个坐标轴的力矩为

$$\begin{cases}M_{ij}^x=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot\left(y_{ij}n_{ij}^z-z_{ij}n_{ij}^y\right),\\M_{ij}^y=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot\left(x_{ij}n_{ij}^z-z_{ij}n_{ij}^x\right),\\M_{ij}^z=p_{ij}\cdot l_a\cdot l_b\cdot\left(x_{ij}n_{ij}^y-y_{ij}n_{ij}^x\right),\end{cases}\tag{2}$$

式中：M_{ij}^{x}，M_{ij}^{y}，M_{ij}^{z}分别为每个边界载荷单元上绕x，y，z轴产生的力矩.

通过力平衡和力矩平衡建立自适应巷道吸能液压支架边界载荷平衡方程：

$$\begin{cases}\sum F_x=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}F_{ij}^{x}=0,\\ \sum F_y=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}F_{ij}^{y}=0,\\ \sum F_z=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}F_{ij}^{z}=0,\\ \sum M_x=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}M_{ij}^{x}=0,\\ \sum M_y=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}M_{ij}^{y}=0,\\ \sum M_z=\sum\limits_{i=0}^{m-1}\sum\limits_{j=0}^{n-1}M_{ij}^{z}=0,\end{cases}\tag{3}$$

式中：F_x，F_y，F_z分别为沿x，y，z轴方向的力；M_x，M_y，M_z分别为绕x，y，z轴产生的力矩；m，n分别为边界载荷单元沿横、纵向的个数.

3.2　液压支架位姿自适应模型

自适应巷道吸能液压支架的姿态通过MDH参数法进行描述，如图10所示. 自适应巷道吸能液压支架属于闭链运动机构，首先构建外轮廓连杆机构的MDH参数和关节变量，如表1所示.

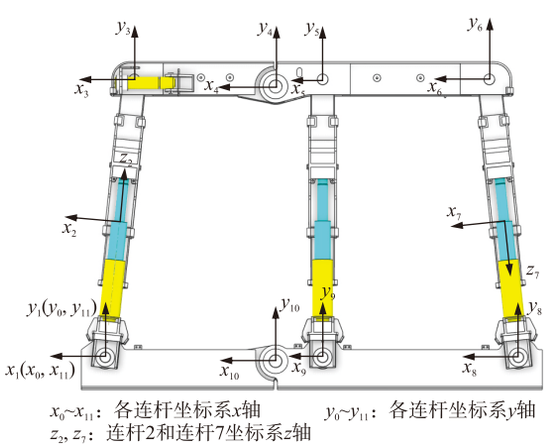


图10　MDH坐标系示意

Fig. 10　Schematic diagram of the MDH coordinate system

由于外轮廓连杆机构转动副11坐标与转动副1坐标重合，因此具有约束关系：

$${}_{11}^{0}\boldsymbol{T}=\boldsymbol{A}_1\boldsymbol{A}_2\boldsymbol{A}_3\boldsymbol{A}_4\boldsymbol{A}_5\boldsymbol{A}_6\boldsymbol{A}_7\boldsymbol{A}_8\boldsymbol{A}_9\boldsymbol{A}_{10}\boldsymbol{A}_{11}=\boldsymbol{A}_1,\tag{4}$$

式中：${}_{11}^{0}\boldsymbol{T}$为连杆11的运动方程；$\boldsymbol{A}_1$～$\boldsymbol{A}_{11}$为变换矩阵.

由于存在中间导向伸缩机构对坐标系5和坐标系9进行约束，因此具有约束关系：

$$|\boldsymbol{P}_5\boldsymbol{P}_9|=d_8,\tag{5}$$

式中：$\boldsymbol{P}_5$为坐标系5相对于基础坐标系的坐标向量；$\boldsymbol{P}_9$为坐标系9相对于基础坐标系的坐标向量，d_8为中间导向伸缩机构端部销轴孔间距.

表1　外轮廓各连杆的MDH参数和关节变量

Table 1　Improved MDH parameters and joint variables of each connecting rod in the outer contour

连杆	绕z轴旋转角θ/(°)	绕x轴旋转角α/(°)	沿x轴平移距离a/m	沿z轴平移距离d/m
1	θ_1(变量)	0	0	0
2	0	−90	0	d_2(变量)
3	θ_3(变量)	90	0	0
4	θ_4(变量)	0	1.953	0
5	−8.75	0	0.658	0
6	θ_6(变量)	0	2.300	0
7	0	90	0	d_7(变量)
8	θ_8(变量)	−90	0	0
9	4.40	0	2.700	0
10	θ_{10}(变量)	0	0.652	0
11	θ_{11}(变量)	0	2.351	0

注：θ_1～θ_{11}为各连杆绕对应z轴的旋转角度；d_2，d_7为连杆2和连杆7沿z轴的平移距离.

由式(4)和式(5)可简化自适应巷道吸能液压支架的位姿参数由θ_1，θ_3，θ_4，d_2，d_7，d_8和基础坐标系姿态矩阵描述，因此设定自适应巷道吸能液压支架位姿参数矩阵$\boldsymbol{Y}$：

$$\boldsymbol{Y}=\begin{bmatrix}r_{11}&r_{12}&r_{13}&x&\theta_1\\ r_{21}&r_{22}&r_{23}&y&\theta_3\\ r_{31}&r_{32}&r_{33}&z&\theta_4\\ 0&0&0&1&d_2\\ 0&0&0&0&d_7\\ 0&0&0&0&d_8\end{bmatrix},\tag{6}$$

式中：r_{ij}为第i行第j列的元素(i=1，2，3，j=1，2，3)，即空间姿态旋转耦合矩阵元素；x，y，z为支架基础位置空间平移坐标；左上角4×4矩阵为基础位置姿态矩阵${}^{\mathrm{G}}\boldsymbol{Q}_{\mathrm{H}}$：

$${}^{\mathrm{G}}\boldsymbol{Q}_{\mathrm{H}}=\begin{bmatrix}r_{11}&r_{12}&r_{13}&x\\ r_{21}&r_{22}&r_{23}&y\\ r_{31}&r_{32}&r_{33}&z\\ 0&0&0&1\end{bmatrix}=\begin{bmatrix}\cos\gamma\cos\psi&\sin\theta\sin\gamma\cos\psi-\cos\theta\sin\psi&\cos\theta\sin\gamma\cos\psi+\sin\theta\sin\psi&p_x\\ \cos\gamma\sin\psi&\sin\theta\sin\gamma\sin\psi+\cos\theta\cos\psi&\cos\theta\sin\gamma\sin\psi-\sin\theta\cos\psi&p_y\\ -\sin\gamma&\sin\theta\cos\gamma&\cos\theta\cos\gamma&p_z\\ 0&0&0&1\end{bmatrix},\tag{7}$$

式中：p_x为x轴坐标；p_y为y轴坐标；p_z为z轴坐标；θ为俯仰角；γ为横滚角；ψ为偏航角．θ,γ,ψ可由式(8)得到：

$$\begin{cases}\theta=\arctan\left(\dfrac{r_{32}}{r_{31}}\right),\\ \gamma=\arcsin\left(r_{31}\right),\\ \psi=\arctan\left(\dfrac{r_{21}}{r_{11}}\right).\end{cases}\tag{8}$$

现场每2架自适应巷道吸能液压支架之间布置1架单元式液压支架．单元式液压支架限制自适应巷道吸能液压支架沿巷道轴向方向倾倒，因此偏航角ψ为恒值．

3.3　边界载荷单元模型

由于每个边界载荷单元相对于自适应巷道吸能液压支架的位置是固定的，因此可以通过自适应巷道吸能液压支架的位姿参数矩阵$\boldsymbol{Y}$获得每个边界载荷单元的法向单位向量$\boldsymbol{n}_{ij}\left(n_{ij}^{x},n_{ij}^{y},n_{ij}^{z}\right)$和中心点位置矢量$\boldsymbol{s}_{ij}\left(x_{ij},y_{ij},z_{ij}\right)$，表达式为：

$$\begin{cases}\boldsymbol{n}_{ij}\left(n_{ij}^{x},n_{ij}^{y},n_{ij}^{z}\right)=\dfrac{\boldsymbol{R}_I^0\cdot\boldsymbol{n}_{ij}^{\text{local}}}{\left|\boldsymbol{R}_I^0\cdot\boldsymbol{n}_{ij}^{\text{local}}\right|},\\ \boldsymbol{s}_{ij}\left(x_{ij},y_{ij},z_{ij}\right)={}_I^0\boldsymbol{T}\cdot\begin{bmatrix}\boldsymbol{s}_{ij}^{\text{local}}\\1\end{bmatrix},\end{cases}\tag{9}$$

式中：$\boldsymbol{R}_I^0$为各连杆运动方程中的坐标变换矩阵，其中I为连杆编号；$\boldsymbol{n}_{ij}^{\text{local}}$为各边界载荷单元初始法向单位向量；${}_I^0\boldsymbol{T}$为各连杆的运动方程；$\boldsymbol{s}_{ij}^{\text{local}}$为各边界载荷单元初始中心的位置矢量．

由式9结合边界载荷平衡方程(式(3))和液压支架位姿MDH模型可得自适应巷道吸能液压支架位姿参数矩阵$\boldsymbol{Y}$和边界载荷单元法向压力p_{ij}的耦合关系，如式(10)所示．

$$\boldsymbol{P}_{mn}=\begin{bmatrix}p_{11}&p_{12}&\cdots&p_{1n}\\p_{21}&p_{22}&\cdots&p_{2n}\\\vdots&\vdots&\vdots&\vdots\\p_{m1}&p_{m2}&\cdots&p_{mn}\end{bmatrix}\leftrightarrow\boldsymbol{Y},\tag{10}$$

式中：$\boldsymbol{P}_{mn}$为支架边界载荷单元压力矩阵；p_{mn}为各个边界载荷单元的压力．

p_{ij}的大小与围岩抗力有关，可通过温克尔假定模型获得，复杂工况下也可以通过试验拟合、数值模拟和等效模型等方法获得．由于本研究主要对自适应巷道吸能液压支架的力学性能进行规律性分析，因此采用温克尔假定模型，假定围岩抗力的大小与其位移成正比，忽略围岩塑性形变，即

$$p_{ij}=p_{ij}^{0}+k_{ij}\Delta u,\tag{11}$$

式中：p_{ij}^{0}为边界载荷单元初始压力；Δu为边界载荷单元相对位移；k_{ij}为围岩抗力系数．通过调整各个边界载荷单元的p_{ij}^{0}和k_{ij}可模拟不同巷道围岩对自适应巷道吸能液压支架的载荷作用．

3.4　边界载荷单元尺寸

为确保边界载荷单元尺寸选取的合理性，首先以顶梁长梁为例进行数值模拟试验．分别采用270，180，135，108，90，60 mm作为矩形边界载荷单元的边长对顶梁长梁中心区域进行静力学加载，顶梁宽度设为540 mm．数值模拟模型如图11所示，对照组模型在顶梁上表面中心选取540 mm×540 mm矩形区域施加线性增长压力，压力公式为$p=0.001(X+Y)$，其中X和Y为矩形区域的横纵坐标，销轴孔采用位移约束；其余试验模型在划分的边界载荷单元内施加压力载荷p_{ij}，其表达式为：

$$p_{ij}=\frac{\iint_R 0.001(X+Y)\,\mathrm{d}A}{A},\tag{12}$$

式中：R为边界载荷单元区域；A为边界载荷单元面积，采用静力学求解器进行求解．

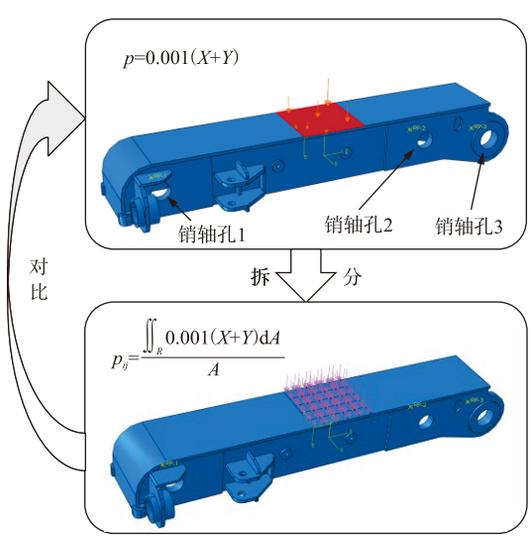


图11　边界载荷单元尺寸分析模型

Fig. 11　Boundary load element size analysis model

以对照组数值为标准对边界载荷单元划分数值模拟结果进行误差分析，结果如图12所示．由图12可知，边界载荷单元尺寸对顶梁应力、变形影响较小，对顶梁支撑力影响较大．边界载荷单元尺寸小于180 mm时，应力、变形和各个销轴孔力的误差均小于5%，因此选取180 mm作为自适应巷道吸能液压支架边界载荷单元尺寸．

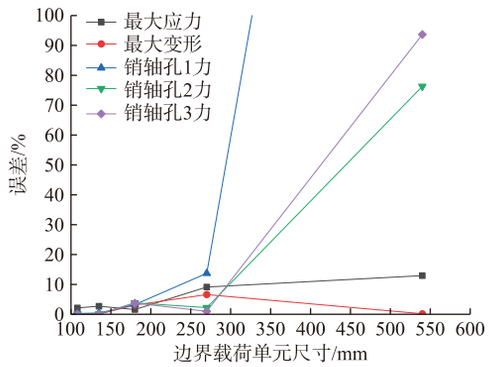


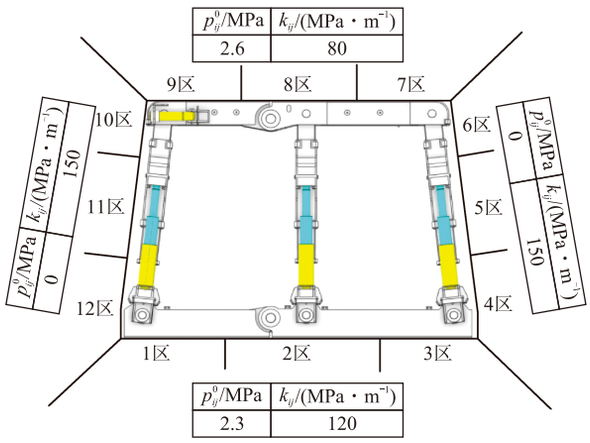
图 12 边界载荷单元尺寸收敛曲线

Fig. 12 Convergence curve of boundary load element size

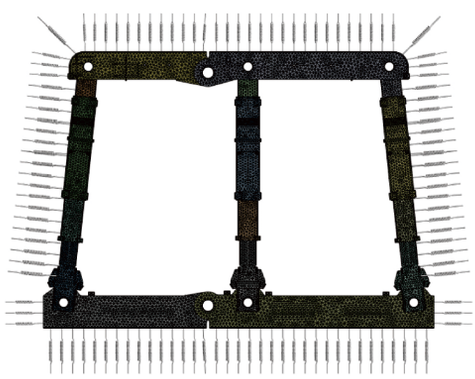
4 自适应巷道吸能液压支架-围岩协同静力承载特性分析

为分析自适应巷道吸能液压支架的围岩协同承载性能，首先对自适应巷道吸能液压支架的边界载荷单元进行分区，如图 13a 所示. 通过增加不同区域中边界载荷单元的载荷，模拟不同巷道围岩非均布应力对自适应巷道吸能液压支架的影响. 由于直纹管式吸能防冲构件和波纹式吸能防冲构件不影响支架位姿与围岩的协同承载，因此在模拟不同载荷作用下自适应巷道吸能液压支架位姿过程中，不考虑吸能防冲构件. 根据示范工作区现场地质工况获得巷道顶板围岩抗力系数为 80 MPa/m(7～9 区)，初始位姿下自适应巷道吸能液压支架顶梁边界载荷单元初始压力为 2.6 MPa；巷道两帮围岩抗力系数为 150 MPa/m(4～6 区和 10～12 区)，初始位姿下自适应巷道吸能液压支架两侧导向伸缩机构边界载荷单元初始压力为 0 MPa；巷道底板围岩抗力系数为 120 MPa/m(1～3 区)，初始位姿下自适应巷道吸能液压支架底梁边界载荷单元初始压力为 2.3 MPa.

结合本文第 3 章力学分析模型，构建围岩协同承载分析数值模拟模型，如图 13b 所示. 各销轴位置设置转动副，以限制伸缩导向机构位移，支撑底梁和顶梁. 对照组模型锁定自适应巷道吸能液压支架的旋转副，以模拟刚性支撑，其他边界条件与上述分析模型一致. 数值模拟模型采用瞬态动力学模型，弹簧选用单项受压单元，避免产生拉力. 求解器采用瞬态动力学. 由于围岩抗力系数 k_{ij} 的非线性特征对围岩-支架协同承载的规律性分析影响较小，因此保持弹簧刚度不变. 分别增大 1～3 区和 7～9 区弹簧单元初撑压力至初始压力的 1.5 倍，增大 4～6 区和 10～12 区弹簧单元初撑压力至 1 MPa，以模拟各个方向围岩压力增大现象.



(a) 分区设置



(b) 数值模拟模型

图 13 围岩协同承载分析模型

Fig. 13 Analysis model of co-bearing capacity of surrounding rock

4.1 1~3 区载荷增大工况下围岩协同承载分析

1～3 区围岩载荷增大后自适应巷道吸能液压支架稳定状态如图 14 所示，图中数据为各区最大围岩载荷，应力云图的变形放大系数为 50.

1 区围岩载荷增大后，柔性液压支架顶梁短梁呈现向上抬起趋势，1 区围岩载荷经左侧导向伸缩机构传递至 9 区围岩；刚性液压支架整架呈现顺时针旋转趋势，整架最大应力为 439.01 MPa，较柔性液压支架(最大应力为 348.58 MPa)增加 90.43 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架 9 区和 12 区为主要受影响区域，结构薄弱区域 5 区和 11 区围岩载荷增加较小，各导向伸缩机构销轴对应边界载荷单元区域的围岩载荷较大，相较于刚性液压支架受力状态更为稳定.

2 区围岩载荷增大后，柔性液压支架顶梁呈现向上凸起趋势，2 区围岩载荷经中间导向伸缩机构传递至 8 区围岩；刚性液压支架呈现整体向上趋势，整架最大应力为 557.73 MPa，较柔性液压支架(最大应力为 379.17 MPa)增加 178.56 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架通过底梁和顶梁上凸，疏导 2 区围岩载荷，结构薄弱区域 5 区和 11 区围岩载

荷未增加，均为 0 MPa，各导向伸缩机构销轴对应边界载荷单元区域的围岩载荷较大.

3区围岩载荷增大后，柔性液压支架顶梁长梁呈现向上抬起趋势，3区围岩载荷经右侧导向伸缩机构传递至7区围岩；刚性液压支架整架呈现逆时针旋转趋势，整架最大应力为 386.74 MPa，较柔性液压支架（最大应力为 359.90 MPa）增加 26.84 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架通过底梁长梁和顶梁长梁上抬疏导 3 区增大围岩载荷，结构薄弱区域 5 区和 11 区围岩载荷增加较小，受力状况更为稳定.

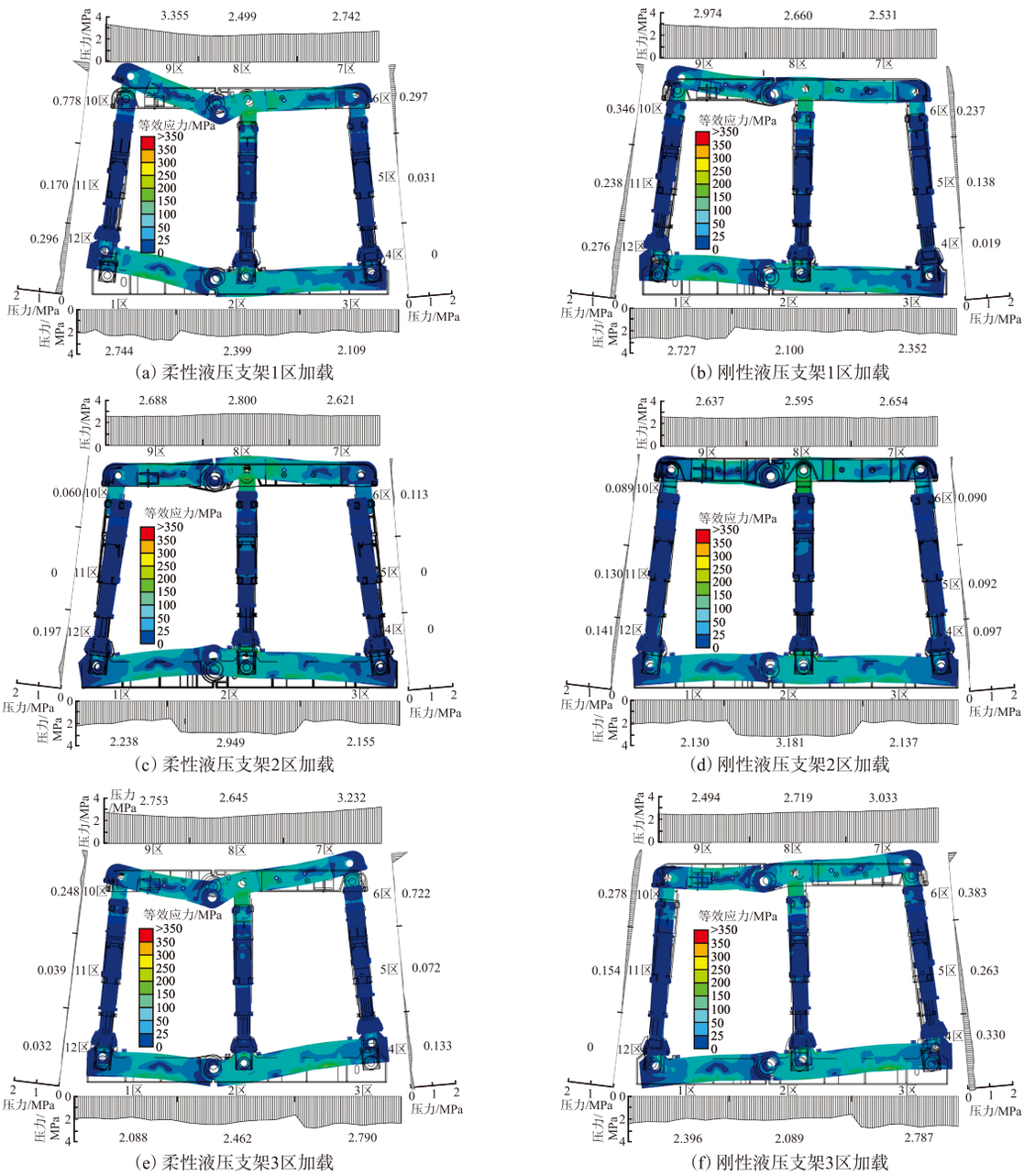


图 14　1～3区围岩载荷增加后液压支架稳定状态

Fig. 14　The stable state of the hydraulic support after the increase of the surrounding rock load in zones 1—3

4.2　4~6区载荷增大工况下围岩协同承载分析

4～6区围岩载荷增大后自适应巷道吸能液压支架稳定状态如图 15 所示，图中数据为各区最大围岩载荷，应力云图的变形放大系数为 50.

4区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架底梁均呈现向左移动趋势，4区围岩载荷经底梁传递至 11 区和 12 区围岩；刚性液压支架整架最大应力为 403.40 MPa，较柔性液压支架（最大应力为 322.65 MPa）增大 80.75 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架通过底梁左移和顶梁右移将 4 区围岩增加载荷疏导至 6 区、11 区和 12 区围岩，虽然增大了 11 区围岩载荷，但相较于刚性液压支架增量较小.

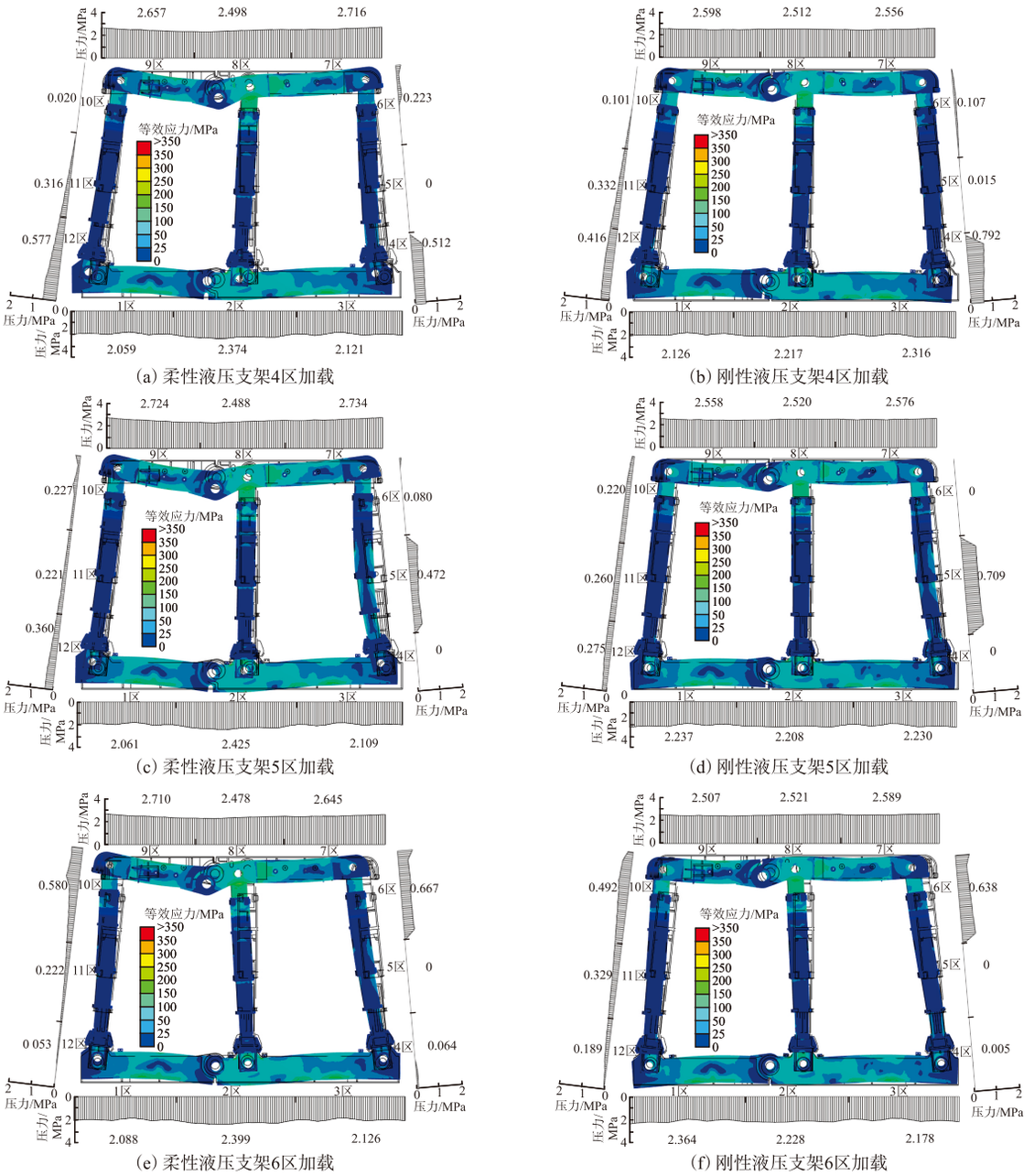


图 15 4～6 区围岩载荷增加后液压支架稳定状态

Fig. 15 The stable state of the hydraulic support after the increase of the surrounding rock load in zones 4—6

5 区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现整架向左移动趋势，底梁向左移动距离较大，4 区围岩载荷经底梁和顶梁传递至 10～12 区围岩；刚性液压支架整架最大应力为 548.88 MPa，较柔性液压支架（最大应力 358.81 MPa）增大 190.07 MPa. 对比分析可知，同样依靠左侧导向伸缩机构对应的 10～12 区围岩平衡 5 区围岩增加的载荷，刚性液压支架 11 区围岩载荷增量较大，5 区围岩载荷减小量比较小，对于支架承载较为不利.

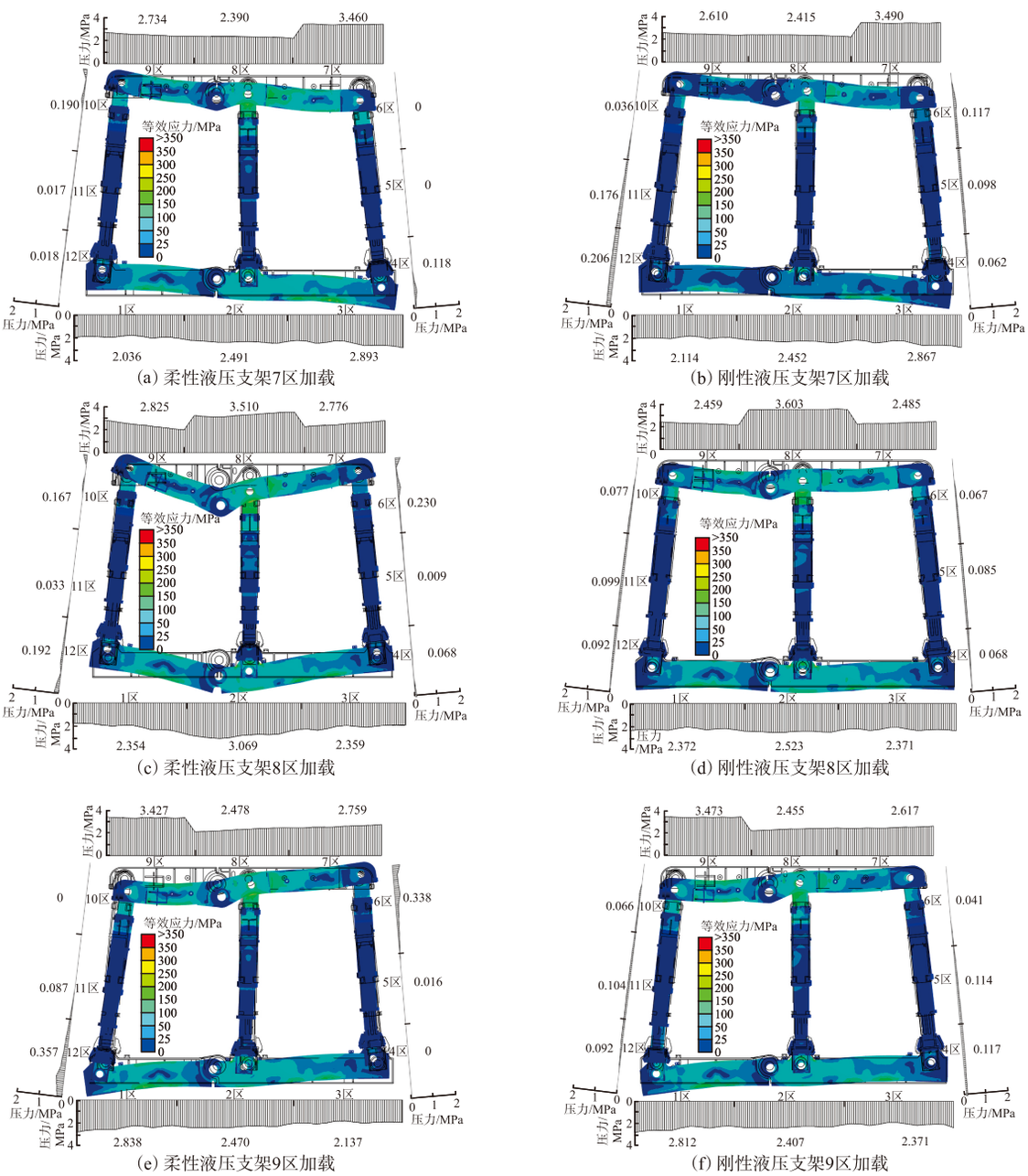
6 区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现顶梁向左移动趋势，6 区围岩载荷经顶梁传递至 10 区和 11 区围岩；刚性液压支架整架最大应力为 404.40 MPa，较柔性液压支架（最大应力为 324.08 MPa）增加 80.32 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架通过顶梁左移将 6 区围岩增加载荷疏导至 9 区、10 区和 11 区围岩，6 区围岩载荷最大值相较于刚性液压支架较大，但靠近导向伸缩机构中部围岩载荷较小，虽然导致 11 区围岩载荷增大，但相较于刚性液压支架 11 区围岩载荷仍较小，受力状态更为稳定.

4.3　7~9区载荷增大工况下围岩协同承载分析

7～9区围岩载荷增大后自适应巷道吸能液压支架稳定状态如图16所示，图中数据为各区最大围岩载荷，应力云图的变形放大系数为50.

7区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现整架顺时针旋转趋势，7区围岩载荷经导向伸缩机构传递至2区和3区围岩；刚性液压支架整架最大应力为385.17 MPa，较柔性液压支架（最大应力为352.51 MPa）增加32.66 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架顶梁长梁和底梁长梁顺时针转动，将7区围岩增加载荷疏导至3区围岩，虽然导致11区围岩载荷增大，但相较于刚性液压支架11区围岩载荷仍较小，并且5区围岩载荷未增加.

8区围岩载荷增大后，柔性液压支架底梁呈现向下凸起趋势，8区围岩载荷经导向伸缩机构传递至2区围岩；刚性液压支架呈现整架向下移动趋势，整架最大应力为415.30 MPa，较柔性液压支架（最大应力为387.24 MPa）增加28.06 MPa. 对比分析可知，柔性液压支架底梁和顶梁下凸，疏导8区围岩载荷，5区和11区围岩载荷增加较小，各导向伸缩机构销轴对应边界载荷单元区域的围岩载荷较大，受力状态更为稳定.



(a) 柔性液压支架7区加载　(b) 刚性液压支架7区加载

(c) 柔性液压支架8区加载　(d) 刚性液压支架8区加载

(e) 柔性液压支架9区加载　(f) 刚性液压支架9区加载

图16　7～9区围岩载荷增加后液压支架稳定状态

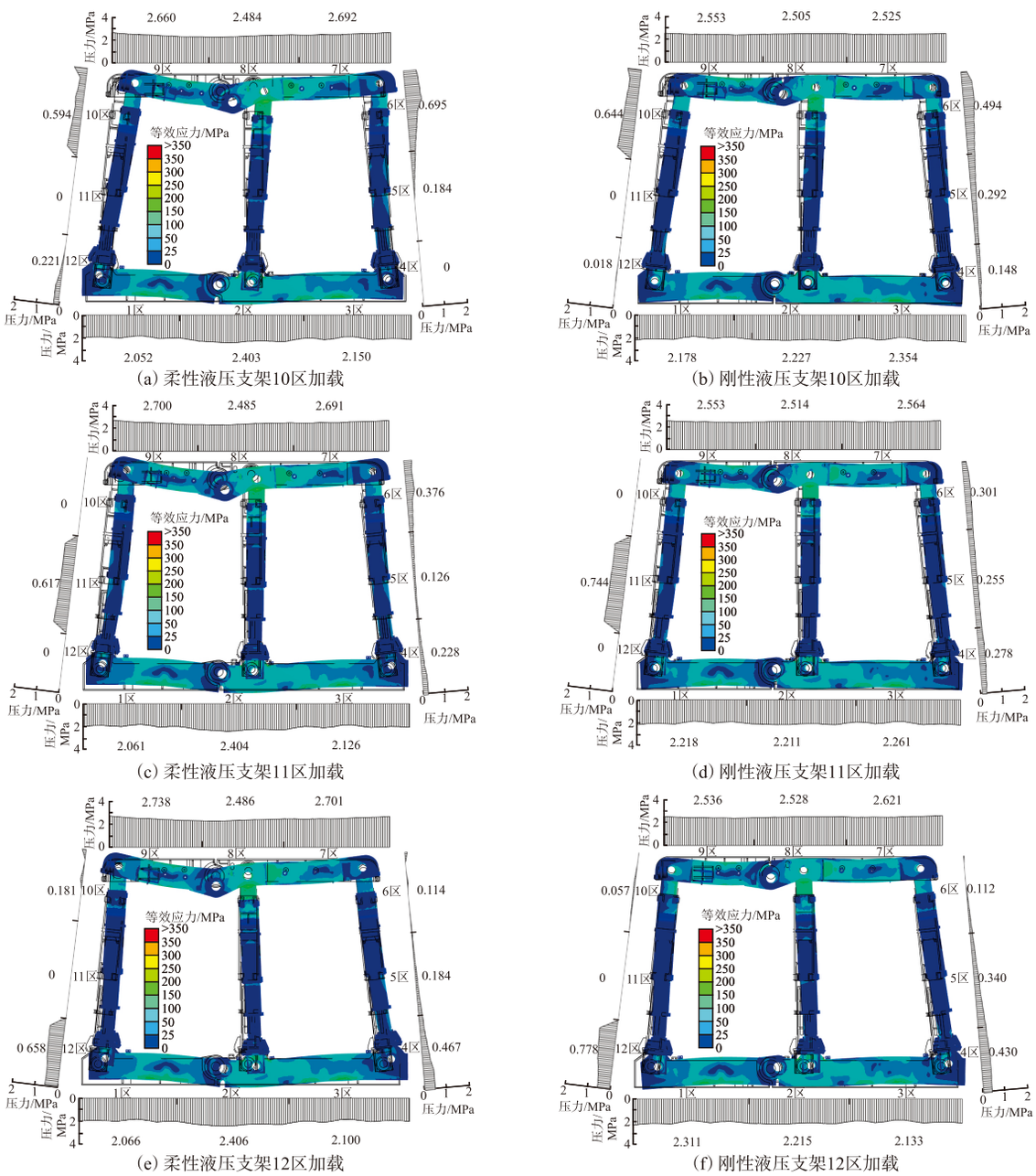
Fig. 16　The stable state of the hydraulic support after the increase of the surrounding rock load in zones 7—9

9区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现整架逆时针旋转趋势，9区围岩载荷经导向伸缩机构传递至1区和2区围岩；刚性液压支架整架最大应力为459.03 MPa，较柔性液压支架（最大应力为347.38 MPa）增大111.65 MPa. 对比分析可知，刚性液压支架9区围岩载荷增大后，多区域围岩对9区增大围岩载荷进行了分担，降低了1区和2区围岩载荷峰值，但1区围岩载荷降低较小，由于降低了部分7区和8区围岩载荷，导致5区和11区围岩载荷增大，对于支架承载较为不利.

4.4 10~12区载荷增大工况下围岩协同承载分析

10～12区围岩载荷增大后自适应巷道吸能液压支架稳定状态如图17所示，图中数据为各区最大围岩载荷，应力云图的变形放大系数为50.

10区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现顶梁向右移动趋势，10区围岩载荷经顶梁传递至5区和6区围岩；刚性液压支架整架最大应力为408.74 MPa，较柔性液压支架（最大应力为323.51 MPa）增加85.23 MPa. 对比分析可知，刚性液压支架与柔性液压支架变形趋势类似，但柔性液压支架顶梁向右偏移量稍大，因此，6区围岩载荷增量较大. 刚性液压支架5区围岩载荷增量较大，对于支架承载较为不利.



(a) 柔性液压支架10区加载　(b) 刚性液压支架10区加载

(c) 柔性液压支架11区加载　(d) 刚性液压支架11区加载

(e) 柔性液压支架12区加载　(f) 刚性液压支架12区加载

图17　10～12区围岩载荷增加后液压支架稳定状态

Fig. 17　The stable state of the hydraulic support after the increase of the surrounding rock load in zones 10—12

11区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈整架向右移动趋势，11区围岩载荷经底梁和顶梁传递至4～6区围岩；刚性液压支架整架呈向右移动趋势，整架最大应力为375.19 MPa，较柔性液压支架（最大应力为323.55 MPa）增大51.64 MPa. 对比分析可知，11区围岩载荷增大后刚性液压支架与柔性液压支架变形趋势类似，但柔性液压支架底梁向右偏移量稍大，顶梁向右偏移量稍小，因此6区围岩载荷增量较大，4区、5区和11围岩载荷增量较小，受力状态更为稳定.

12区围岩载荷增大后，柔性液压支架和刚性液压支架均呈现底梁向右移动趋势，12区围岩载荷经底梁传递至4区和5区围岩；刚性液压支架整架最大应力为362.86 MPa，较柔性液压支架（最大应力为323.26 MPa）增大39.6 MPa. 对比分析可知，12区围岩载荷增大后刚性液压支架与柔性液压支架变形趋势类似，但柔性液压支架底梁向右偏移量稍大，因此4区围岩载荷增量较大，5区围岩载荷增量小于刚性液压支架，受力状态更为稳定.

综上分析，自适应巷道吸能液压支架销轴连接处的转动能够调整自身位姿，降低结构应力值，减少5区和11区的围岩载荷（5区和11区为支架结构薄弱区域）. 图8中预计的围岩压缩区和围岩协同承载功能均得到验证，证明随着各区载荷幅值增大，具备载荷疏导功能的液压支架能够被动适应围岩载荷变化，提高各销轴连接处围岩载荷，降低各结构中薄弱区围岩载荷，从而增强液压支架的承载能力.

5　自适应巷道吸能液压支架-冲击载荷适配特性分析

5.1　被动冲击载荷适配特性

自适应巷道吸能液压支架的被动冲击载荷适配功能通过直纹管式吸能防冲构件和波纹式吸能防冲构件实现. 直纹管式吸能防冲构件的力-位移曲线如图18所示：力-位移曲线呈现多阶段演化特点，启动阶段（①～②阶段）力值随位移快速攀升，直至达到3.24 MN的启动阈值，该阶段为刚度主导承载；平稳吸能阶段（②～⑤阶段）曲线首先平稳上升，然后波动缓慢上升，构件进入稳定塑性变形阶段，结构通过壁面褶皱、渐进屈服等方式实现能量的均匀耗散，具有低波动和高稳定的吸能优势；由于直纹管翻转部位与上盖发生挤压，位移达到0.196 3 m（⑥）时构件支撑强度变大，力快速上升；最终位移达到0.230 0 m（⑦）时力增大至14.10 MN，吸能量达到1.13 MJ.

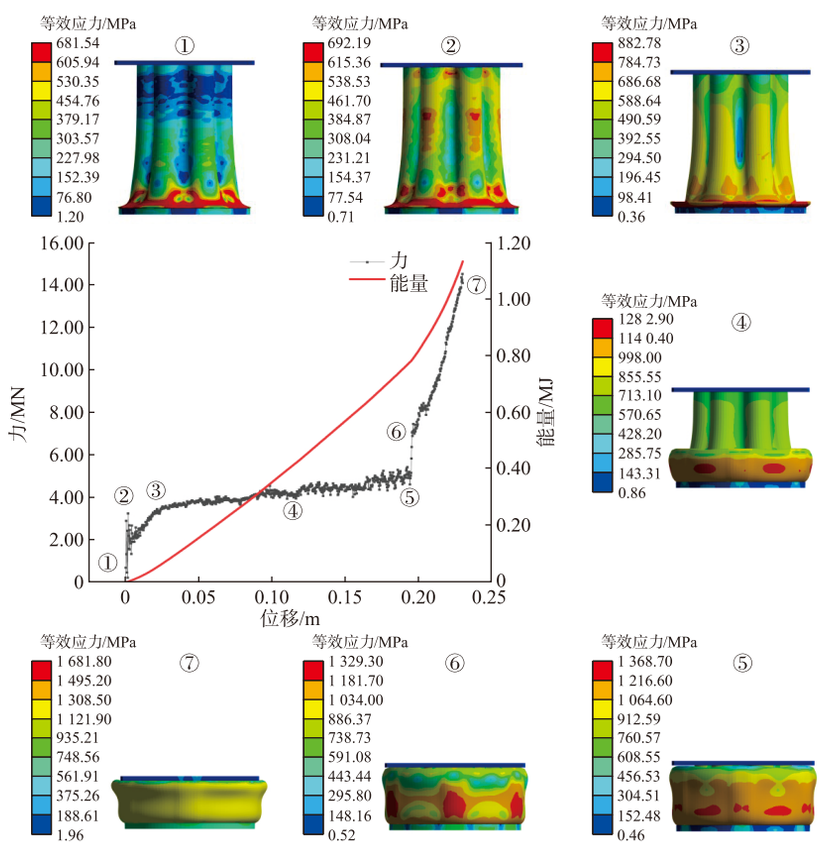


图18　直纹管式吸能防冲构件抗冲击特性

Fig. 18　Impact resistance characteristics of straight-tube energy-absorbing anti-impact components

波纹式吸能防冲构件的主要功能是适应地形凸起或倾斜，平滑围岩冲击载荷，适应地形能力．如图 19 所示，波纹结构能够针对不同地形凸起或斜坡产生相应的变形，将局部集中荷载转化为自身的变形能，减少集中载荷对液压支架的破坏．

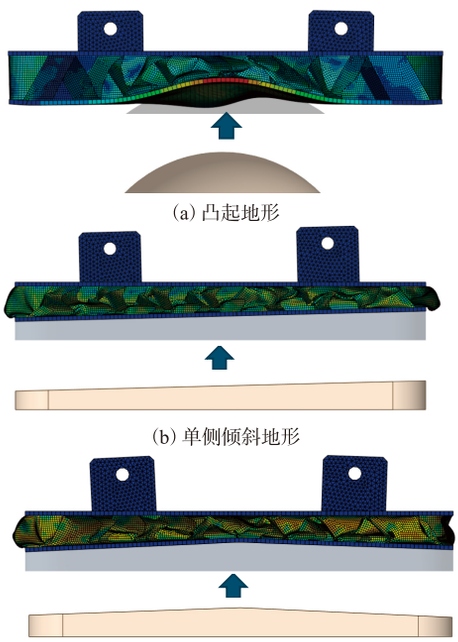


图 19 波纹式吸能防冲构件地形适应功能验证

Fig. 19 Verification of the terrain adaptation function of corrugated energy-absorbing anti-impact components

通过直纹管式吸能防冲构件和波纹式吸能防冲构件的组合，可提高自适应巷道吸能液压支架整体的抗冲击性能，实现冲击历程中自动调整支架的支护力学性能．

5.2 主动冲击载荷适配特性

自适应巷道吸能液压支架的位姿会对整架冲击载荷适配性能产生影响，因此需要定期调整支架位姿，提高整架抗冲击性能．自适应巷道吸能液压支架的位姿通过升降液压缸和侧推液压缸调控．升降液压缸和侧推液压缸由具备 10 个功能和 10 个接口的电液主阀进行调控，位姿控制参数主要包括 3 个导向伸缩机构高度和 2 个外侧导向伸缩机构倾角．

根据巷道形状和空间最大化需求设定 2 种自适应巷道吸能液压支架位姿，如图 20 所示．图中由虚线表示的位姿为标准等腰梯形位姿，A^1H^1 和 D^1E^1 高度和倾斜角度相同，C^1F^1 垂直于底梁，高度低于 A^1H^1．由实线表示的位姿为顶底凸起位姿，AH，CF 和 DE 高度均相等，AH 和 DE 倾斜角度相同，呈现出顶梁和底梁中间略凸的支撑形式．

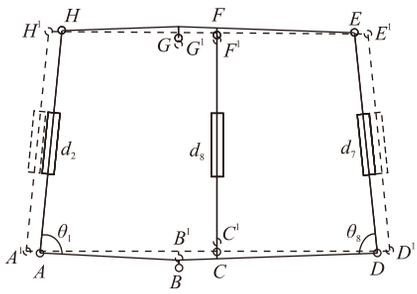


图 20 位姿示意

Fig. 20 Pose schematic diagram

为分析 2 种位姿的抗冲击特性，通过显示动力学对其进行数值模拟，如图 21 所示．忽略支架和围岩之间的耦合作用，底板施加固定约束，顶板施加 0.35 m 向下位移，限制顶板其他方向自由度，时间设定为 0.03 s，乳化液采用 ALE（Arbitrary Lagrangian-Eulerian）网格，回填硬土采用 SPH（Smoothed Particle Hydrodynamics）粒子，其他结构采用拉格朗日网格．各个位姿力-位移和能量曲线如图 22 所示．

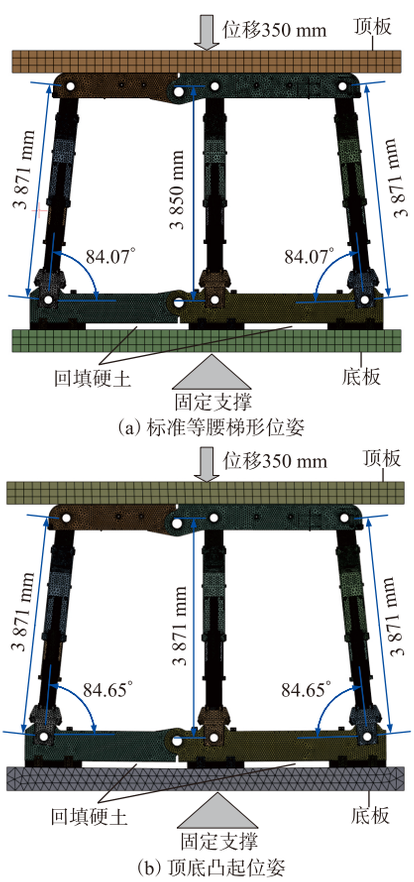


图 21 位姿分析数值模拟模型

Fig. 21 Pose analysis numerical simulation model

由图 22 可知，标准等腰梯形位姿下自适应巷道吸能液压支架力-位移曲线呈现先升后降再上升的变化规律．左、中、右的直纹管式吸能防冲构

件让位位移接近；波纹板式吸能防冲构件靠近底梁端部让位位移较大；回填硬土靠近底梁中部被压缩量较大．支架让位过程中受波纹式吸能防冲构件和回填硬土影响，底梁两端让位位移较大，底梁短梁中部和底梁长梁中部让位位移较小．顶梁位移 0.083 m 时，支架支反力达到第 1 个峰值 12.3 MN；顶梁位移 0.106 m 时，支反力达到第 2 个峰值 13.3 MN；后续随着顶梁位移增加，支反力开始下降，谷值为 5.74 MN；随后支反力随着顶梁位移增加快速增大，顶梁 2 位移 0.338 m 时，支反力达到 3.10 MN；然后支反力有下降趋势，最终总吸能量为 4.00 MJ.

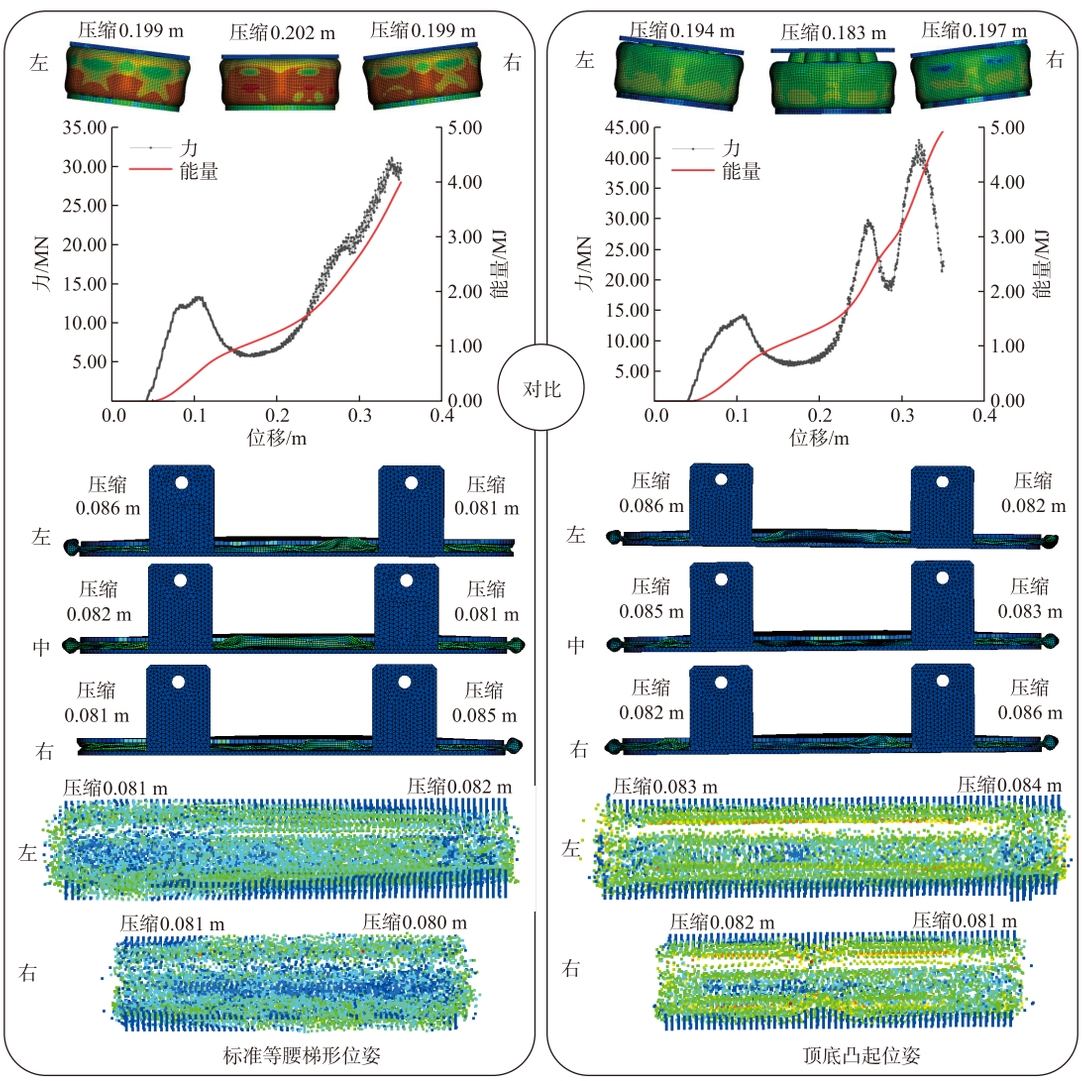


图 22　位姿对比分析

Fig. 22　Posture comparison and analysis

顶底凸起位姿下自适应巷道吸能液压支架力-位移曲线呈现先升后降再波动上升的变化规律．中部直纹管式吸能防冲构件溃缩存在滞后性，左右两侧直纹管式吸能防冲构件让位位移较大；波纹板式吸能防冲构件靠近底梁端部和中部让位位移较大；回填硬土靠近底梁中部被压缩量较大．支架让位过程中受顶底凸起位姿影响，底梁两端和中部让位位移均较大且比较均匀．顶梁位移 0.107 m 时，支架支反力达到第 1 个峰值 14.2 MN；后续随着顶梁位移增加，支反力开始下降，谷值为 5.82 MN；顶梁位移 0.259 m 时，支反力达到第 2 个峰值 29.4 MN；顶梁位移 0.320 m 时，支反力达到第 3 个峰值 42.8 MN，后续随着顶梁位移增加，支反力开始下降，最终总吸能量为 4.93 MJ.

综合上述分析，标准等腰梯形位姿下自适应巷道吸能液压支架力-位移曲线波动较小，直纹管式吸能防冲构件让位位移较为均匀，底梁位移均匀性较差，底梁中部位移存在滞后性．标准等腰梯形位姿下自适应巷道吸能液压支架让位吸能后期支反力快速增大，能够降低冲击速度，但总吸能量

小于顶底凸起位姿下，因此适合抵抗高速度、低能量冲击地压；顶底凸起位姿下自适应巷道吸能液压支架力-位移曲线波动较大，直纹管式吸能防冲构件让位位移均匀性较差，底梁位移均匀性较好．顶底凸起位姿下自适应巷道吸能液压支架整体吸能量较高，后期剩余让位行程较大，因此适合抵抗低速度大能量冲击地压．

6 工程应用

耿村煤矿煤层整体呈向南东方向倾斜的单斜构造，矿井西区 12240 和 12250 工作面埋深 700 m 左右，两工作面上覆 300 m 巨厚砾岩层，北侧均已采空，两工作面受 F16 巨型逆冲断层切割形成东北侧孤立煤体单元，受断层和巨厚砾岩等地质环境影响均处于高应力环境，面临高冲击地压危险性．复杂的采动叠加效应加剧了动力灾害风险，两工作面回采过程中，非对称布置加剧了支承压力分布异常，该面承压煤体极易失稳，特别是应力集中区域，易发生高应力状态下孤立煤体整体失稳冲击．

为验证自适应巷道吸能液压支架可靠性，将研制的自适应巷道吸能液压支架在义马耿村煤矿 12240 和 12250 工作面进行现场示范应用，现场布置示意如图 23 所示．

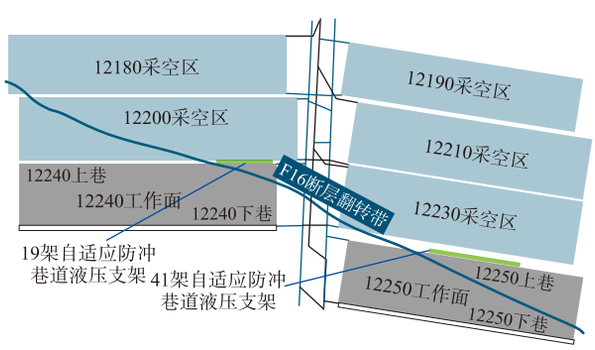
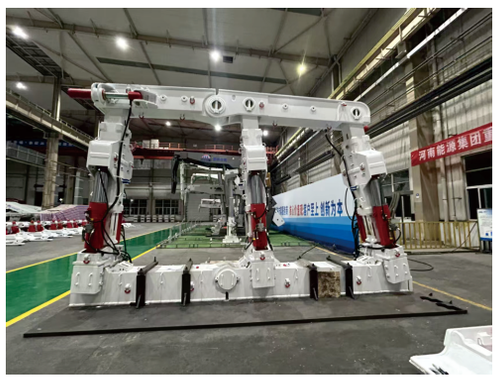


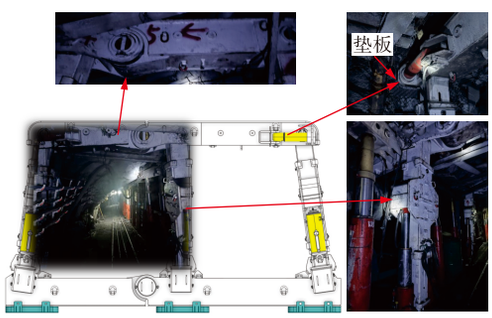
图 23 现场布置示意

Fig. 23 On-site layout diagram

自适应巷道吸能液压支架实物如图 24a 所示，总计安装 60 架，每 2 架自适应巷道吸能液压支架之间布置 1 架单元式液压支架．12240 工作面安装 19 架，重点关注巷道围岩变形控制及应力分布规律，通过动态监测支架运行效果，验证支护设计方案的针对性和有效性；12250 工作面在掘进施工期间提前同步布置自适应巷道吸能液压支架 41 架，以应对应力集中现象和掘进期间存在的较大风险．现场安装如图 24b 所示，侧推油缸端部放置垫板，用于侧推油缸调整液压支架姿态．



(a) 支架实物照片



(b) 现场安装示意

图 24 自适应巷道吸能液压支架实物

Fig. 24 Adaptive roadway energy-absorbing hydraulic support in its actual form

图 25 展示了自适应巷道吸能液压支架现场使用情况．其中，图 25a 顶梁中部下凹，与 8 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似．图 25b 顶梁长梁降低，与 7 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似．图 25c 顶梁长梁升高，与 3 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似．图 25e 顶梁中部上凸，与 2 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似．由于支架中各个立柱最大液体压力未超过 30 MPa，因此上述工况不是由冲击地压造成的．

图 25e 导向伸缩机构向右倾斜，与 10 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似；图 25g 导向伸缩机构向左倾斜，与 6 区围岩载荷增大工况数值模拟结果类似．图 25f 出现侧帮侵入工况，侧帮围岩挤压左侧导向伸缩机构，受导向伸缩机构保护，立柱未发生明显弯折现象，能够自由升降．图 25h 和图 25i 对比了有、无自适应巷道吸能液压支架工况，未安装自适应巷道吸能液压支架区域巷道轮廓线收缩严重，工作空间明显减少；安装自适应巷道吸能液压支架区域巷道轮廓线较为完整，能够满足生产需求．上述工况的试验结果表明，自适应巷道吸能液压支架通过被动位姿调节可有效实现围岩载荷的重分布，并展现出显著的支护效能优化特征．



(a) 顶板中部向下挤压　(b) 顶板右侧向下挤压　(c) 底板右侧向上挤压　(d) 底板中部向上挤压

(e) 侧板挤压

(f) 侧帮入侵　(g) 侧帮挤压　(h) 无支架支撑　(i) 有支架支撑

图 25　自适应巷道吸能液压支架现场使用情况

Fig. 25　The on-site usage situation of the adaptive roadway energy-absorbing hydraulic support

7　结　论

1)针对深部巷道液压支架支护问题提出力学性能自适应、空间结构自适应、冲击历程自适应的自适应支护思想,并在此基础上建立“封闭框架＋围岩协同承载＋冲击载荷适配”的自适应巷道吸能液压支架设计一般原则,进而设计出新型自适应巷道吸能液压支架.

2) 借助于巷道围岩抗力作用,自适应巷道吸能液压支架能够通过被动位姿变化适应巷道径向方向的围岩压力载荷变化,实现围岩压力场的优化重构,降低导向伸缩机构中部压力,提高销轴连接处围岩压力载荷. 对比刚性连接支架,自适应巷道吸能液压支架能够显著降低结构件应力,适应巷道围岩压力变化,提高巷道支护能力.

3) 同样布置吸能防冲构件的条件下,不同位姿下自适应巷道吸能液压支架力-位移曲线和吸能曲线有着明显不同. 通过主动位姿调控,能够改变支架的抗冲击性能,应对可能发生的不同冲击载荷.

4)通过现场工程应用,证明了自适应巷道吸能液压支架满足巷道支护需求,并具有较好的载荷疏导能力. 表明自适应巷道吸能液压支架在应对复杂载荷工况方面的有效性,为深部冲击地压巷道支护提供了新的理论依据和技术路径,对完善煤矿动力灾害防控体系具有重要实践价值.

后续将深入研究不同方向冲击载荷对自适应巷道吸能液压支架的影响. 深入研究巷道围岩和液压支架的耦合特性,分析支架的分布形式对巷道支护的影响作用. 并针对拱形、矩形及不规则断面巷道的围岩应力分布特征,基于现有自适应思想与设计原则的通用性基础,开展结构模块化重构与抗冲击特性研究.

参考文献:

[1] 齐庆新,李一哲,赵善坤,等. 我国煤矿冲击地压发展70年:理论与技术体系的建立与思考[J]. 煤炭科学技术,2019,47(9):1-40.
QI Qingxin, LI Yizhe, ZHAO Shankun, et al. Seventy years development of coal mine rockburst in China: Establishment and consideration of theory and technology system[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(9): 1-40.

[2] 王国法,潘一山,赵善坤,等. 冲击地压煤层如何实现安全高效智能开采[J]. 煤炭科学技术,2024,52(1):1-14.
WANG Guofa, PAN Yishan, ZHAO Shankun, et al. How to realize safe-efficient-intelligent mining of rock burst coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(1): 1-14.

[3] 康红普,姜鹏飞,张　农,等. 煤矿复杂条件巷道快速智能掘进研究策略及关键技术与装备分析[J]. 中国矿业大学学报,2025,54(2):237-257.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, ZHANG Nong, et al. Key technology and equipment analysis and research strategies of rapid and intelligent driving in complex roadways of coal mines[J]. Journal of China Uni-

versity of Mining & Technology, 2025, 54(2): 237-257.

[4] 卢志国,高富强,杨 磊,等.深埋巷道动静载叠加诱冲物理模拟试验系统研制与应用[J].中国矿业大学学报,2025,54(5):959-970.
LU Zhiguo, FU Guoqiang, YANG Lei, et al. Development and application of a novel physical simulation test system for deep coal burst roadway with dynamic-static combined loading[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2025, 54(5): 959-970.

[5] 潘一山,宋义敏,刘 军.我国煤矿冲击地压防治的格局、变局和新局[J].岩石力学与工程学报,2023,42(9):2081-2095.
PAN Yishan, SONG Yimin, LIU Jun. Pattern, change and new situation of coal mine rockburst prevention and control in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(9): 2081-2095.

[6] 袁 亮,马衍坤,黄勤豪,等.煤岩动力灾害模型试验灾变地层模拟材料研制现状与展望[J].中国矿业大学学报,2024,53(5):827-856.
YUAN Liang, MA Yankun, HUANG Qinhao, et al. Development status and prospects of simulation materials for catastrophic prone strata in the physical model experiments on coal and rock dynamic disasters[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2024, 53(5): 827-856.

[7] 高明仕,赵世帆,席国军,等.重复冲击特厚煤层巷道围岩裂隙演化及破坏特征[J].中国矿业大学学报,2024,53(4):634-646.
GAO Mingshi, ZHAO Shifan, XI Guojun, et al. Fracture evolution and failure characteristics of roadway surrounding rock in extra-thick coal seams subjected to multiple coal bursts[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2024, 53(4): 634-646.

[8] LI N, FENG X D, JIMENEZ R. Predicting rock burst hazard with incomplete data using Bayesian networks[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2017, 61: 61-70.

[9] 窦林名,周坤友,宋士康,等.煤矿冲击矿压机理、监测预警及防控技术研究[J].工程地质学报,2021,29(4):917-932.
DOU Linming, ZHOU Kunyou, SONG Shikang, et al. Occurrence mechanism, monitoring and prevention technology of rockburst in coal mines[J]. Journal of Engineering Geology, 2021, 29(4): 917-932.

[10] 陈明浩,郭佳策.冲击地压与煤体自燃复合灾害特征及综合防治技术研究[J].中国矿业,2025,34(增2):340-345.
CHEN Minghao, GUO Jiace. Research on characteristics and comprehensive prevention technology of composite disaster in rock burst and coal spontaneous combustion[J]. China Mining Magazine, 2025, 34(Sup 2): 340-345.

[11] 潘一山,肖永惠,李国臻.巷道防冲液压支架研究及应用[J].煤炭学报,2020,45(1):90-99.
PAN Yishan, XIAO Yonghui, LI Guozhen. Roadway hydraulic support for rockburst prevention in a coal mine and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(1): 90-99.

[12] 王国法,庞义辉.基于支架与围岩耦合关系的支架适应性评价方法[J].煤炭学报,2016,41(6):1348-1353.
WANG Guofa, PANG Yihui. Evaluation method of scaffolding adaptability based on the coupling relationship between the scaffold and surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(6): 1348-1353.

[13] 齐庆新,潘一山,李海涛,等.煤矿深部开采煤岩动力灾害防控理论基础与关键技术[J].煤炭学报,2020,45(5):1567-1584.
QI Qingxin, PAN Yishan, LI Haitao, et al. Theoretical basis and key technology of prevention and control of coal-rock dynamic disasters in deep coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1567-1584.

[14] 成云海,马梦想,胡兆峰,等.顶板锚杆离散工作阻力影响巷道抗冲能力分析[J].采矿与安全工程学报,2025,42(6):1269-1277.
CHENG Yunhai, MA Mengxiang, HU Zhaofeng, et al. Analysis on the influence of discrete anchor working resistance of the roof on rock burst resistance of the roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2025, 42(6): 1269-1277.

[15] 李 昂,吕璐娜,周永根,等.大埋深强矿压扰动下窄煤柱支护加固机理及应用研究[J].中国矿业大学学报,2025,54(2):355-371.
LI Ang, LYU Luna, ZHOU Yonggen, et al. Study on the mechanism and application of support reinforcement for narrow coal pillars under high-pressure disturbances in deep mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2025, 54(2): 355-371.

[16] 王根盛,宋淑光,曹连民,等.垛式超前支架在大采高巷道支护中的应用研究[J].煤炭科学技术,2017,45(8):159-163.
WANG Gensheng, SONG Shuguang, CAO Lianmin, et al. Study on stack type advanced powered support applied to roof support of high cutting gateway[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45

(8)：159-163.

[17] 韩会军，王国法，李明忠，等．超大采高综采工作面支护技术及装备研究现状[J]．煤矿安全，2024，55(5)：213-221.
HAN Huijun，WANG Guofa，LI Mingzhong，et al. Present situation of support technology and equipment in fully mechanized mining face with supermining height[J]. Safety in Coal Mines，2024，55(5)：213-221.

[18] 王成龙，刘润升，耿聪杰．巷道液压支架仿生袋鼠腿智能抗冲击机构[J]．浙江大学学报(工学版)，2026，60(1)：117-126.
WANG Chenglong，LIU Runsheng，GENG Congjie. Kangaroo leg-like intelligent anti-impact mechanism applied to hydraulic supports of roadways[J]. Journal of Zhejiang University (Engineering Science)，2026，60(1)：117-126.

[19] 肖永惠，潘一山，陈建强，等．巷道防冲支架吸能构件屈曲吸能可靠性研究[J]．采矿与安全工程学报，2022，39(2)：317-327.
XIAO Yonghui，PAN Yishan，CHEN Jianqiang，et al. Buckling energy absorption reliability of energy absorption component of roadway rockburst preventing support[J]. Journal of Mining & Safety Engineering，2022，39(2)：317-327.

[20] 张建卓，刘　欢，王　洁．直纹管外翻式构件设计与吸能特性研究[J]．振动与冲击，2020，39(9)：49-56.
ZHANG Jianzhuo，LIU Huan，WANG Jie. Design and energy-absorbing properties of the everting components of straight corrugated tubes[J]. Journal of Vibration and Shock，2020，39(9)：49-56.

[21] GUO C H，MAO J，XIE M. Analysis of energy absorption characteristics of corrugated top beam of anti-impact hydraulic support[J]. Alexandria Engineering Journal，2022，61(5)：3757-3772.

[22] 王书文，张万久，金　峰，等．预折纹填充乳化液式吸能构件研究[J]．机械设计与制造，2025(7)：120-126.
WANG Shuwen，ZHANG Wanjiu，JIN Feng，et al. Study on pre-folded emulsion-filled energy absorbing member[J]. Machinery Design & Manufacture，2025(7)：120-126.

[23] 王凯兴，吴佳成，潘一山，等．巷道吸能支护的减震防冲效应分析[J]．工程力学，2023，40(6)：204-212.
WANG Kaixing，WU Jiacheng，PAN Yishan，et al. Analysis of shock absorption and anti-impact effect of energy-absorbing support in roadway[J]. Engineering Mechanics，2023，40(6)：204-212.

[24] 张建卓，张佳林．吸能型防冲立柱液体冲击问题研究[J]．振动与冲击，2020，39(8)：51-57.
ZHANG Jianzhuo，ZHANG Jialin. A study on liquid shock of energy-absorbing anti-impact hydraulic column[J]. Journal of Vibration and Shock，2020，39(8)：51-57.

[25] 张建卓，万传旭，肖永惠，等．吸能构件阻力特性对液压立柱抗冲击特性影响研究[J]．振动与冲击，2025，44(4)：217-228.
ZHANG Jianzhuo，WAN Chuanxu，XIAO Yonghui，et al. Influence of resistance characteristics of energy-absorbing components on impact resistance of hydraulic columns[J]. Journal of Vibration and Shock，2025，44(4)：217-228.

[26] CHANG Q L，GE S G，SHI X Y，et al. Determination of narrow coal pillar width and roadway surrounding rock support technology in gob driving roadway[J]. Sustainability，2022，14(8)：4848.

[27] MENG N K，BAI J B，YOO C. Failure mechanism and control technology of deep soft-rock roadways：Numerical simulation and field study[J]. Underground Space，2023，12：1-17.

[28] YU K P，REN F Y，PUSCASU R，et al. Optimization of combined support in soft-rock roadway[J]. Tunnelling and Underground Space Technology，2020，103：103502.

[29] WANG T，CHANG J C，GUO Y J. Study on deformation characteristics of surrounding rock of roadway with coal-rock interface[J]. Sustainability，2023，15(6)：5347.

[30] ASKARIPOUR M，SAEIDI A，ROULEAU A，et al. Rockburst in underground excavations：A review of mechanism，classification，and prediction methods[J]. Underground Space，2022，7(4)：577-607.

[31] 郝志勇，陶　鹏，黄　进．矿用单元式液压支架立柱“井”形防冲吸能构件特性分析[J]．安全与环境学报，2024，24(11)：4180-4193.
HAO Zhiyong，TAO Peng，HUANG Jin. Analysis of the characteristics of the “well” shaped anti-impact energy- absorbing component in unit-type hydraulic support columns for mining[J]. Journal of Safety and Environment，2024，24(11)：4180-4193.

[32] 安　栋，陈　征，宋义敏，等．冲击地压矿井巷道吸能防冲液压支架防冲效果研究[J]．煤炭科学技术，2022，50(11)：12-19.
AN Dong，CHEN Zheng，SONG Yimin，et al. Research on energy absorption characteristics and anti-bump effect of anti-bump hydraulic support in rockburst mine roadway[J]. Coal Science and Technology，2022，50(11)：12-19.

(责任编辑　沈春妮　宋　爽)