

采动力学与岩层控制关键理论及工程应用

宋振骥¹, 文志杰^{1,2}, 蒋宇静³, 蒋金泉¹, 石永奎¹

(1. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266590; 2. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550025; 3. 长崎大学 工学研究科, 日本 长崎 852-8521)

摘要: 研究岩体采动力学响应和岩层控制技术对促进煤炭安全高效开采、保障能源稳定供给具有重要意义, 是实现煤炭资源科学开采的理论基础。矿山岩体灾害(围岩变形、冲击地压等)频发, 其形成-演化-发生全过程与采动力演化分布、岩层运动、开采扰动和能量演化密切相关。基于实用矿山压力控制理论, 提出并阐述了采场岩层控制进展与控制准则, 建立了定量分析的力学模型和设计方法, 发展了针对性的岩体灾害控制技术, 并创新研制了配套试验研究装备。采动力学与岩层控制理论将岩层控制分为采场岩层控制和巷道围岩控制; 提出控制或利用采动岩层运动改变致灾条件, 给出“给定变形”和“限定变形”准则; 调控“3S”因素准则(围岩应力环境、围岩结构属性、围岩支护结构)改变围岩自稳能力。以岩体灾害控制为目标, 提出了以“应力主控”为核心的释能主控技术; 建立了岩体灾害控制大小原理和弱面判据(安全系数 K 、冲击危险性系数 U); 研发了采场矿压机械模拟试验系统、采动力试验系统和蠕变及动力扰动冲击加载试验系统, 实现了实验室尺度还原采动力作用下岩体变形-破裂-运动过程, 为研究采动力作用下岩体力学响应提供了试验装备; 分别从采场岩层控制、地质软岩巷道控制、工程软岩巷道控制及冲击地压控制4个方向进行了工程案例研究, 相关研究成果在工程应用中得到了验证。

关键词: 采动力学; 岩层控制; 岩体灾害; “3S”因素; 弱面判据; 试验系统研发

中图分类号: TD325 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2024)01-0016-20

Theory and application of mining mechanics and strata control

SONG Zhenqi¹, WEN Zhijie^{1,2}, JIANG Yujing³, JIANG Jinqun¹, SHI Yongkui¹

(1. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. College of Mining, Guizhou University, Guiyang 550025, China; 3. Graduate School of Engineering, Nagasaki University, Nagasaki 852-8521, Japan)

Abstract: Studying the dynamic response of rock mass mining and strata control technology is of great significance for promoting safe and efficient coal production and ensuring stable energy supply. It is the theoretical basis for scientific mining of coal resources. Mine rock mass disasters (surrounding rock deformation, rock burst, etc.) occur frequently, and their formation-evolution-occurrence process is closely related to the evolution and distribution of mine-induced stress, strata movement, mine-induced disturbance and energy evolution. Based on the practical theory of ground pressure control, the progress and control criteria of strata control in the stope are presented. The mechanical models and design methods for quantitative analysis are established. Also, the targeted rock disaster control technology and the assorted equipment are innovatively developed. In the theory of mining mechanics and strata control, the strata control is divided into

收稿日期: 2023-11-15 修回日期: 2023-12-26 责任编辑: 张晓宁 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2023.1536

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51974174, 52274130); 贵州大学自然科学基金资助项目(贵大领军合字(2023)09号)

作者简介: 宋振骥(1935—), 男, 山东泰安人, 中国科学院院士。E-mail: sdust0532@gmail.com

通讯作者: 文志杰(1982—), 男, 山东平度人, 教授, 博士生导师。E-mail: 13969836340@139.com

引用格式: 宋振骥, 文志杰, 蒋宇静, 等. 采动力学与岩层控制关键理论及工程应用[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 16-35.

SONG Zhenqi, WEN Zhijie, JIANG Yujing, et al. Theory and application of mining mechanics and strata control[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 16-35.



移动阅读

rock control in stope and surrounding rock control in roadway. The control or utilization of strata movement to change the conditions of disaster is proposed, and the criteria of “given deformation” and “limited deformation” are provided. The self-stabilization ability of surrounding rock can be changed by regulating the “3S” factors criteria (stress environment, structural properties, and support structure). With the goal of controlling rock mass disasters, the system of control and energy release with core of stress control in roadway surrounding rock is presented. The principle of rock mass disaster control considering stress and energy and the assessment criteria for weak surface (safety factor K and impact hazard factor U) are established. The ground pressure mechanical simulation test system in stope, the mining-induced stress test system, and the creep and dynamic disturbance impact loading test system are independently developed. The series equipment can realize the laboratory-scale reduction of the deformation-fracture-movement process of rock mass under the action of mine-induced stress, providing experimental equipment for studying the mechanical response of rock mass. Engineering case studies are conducted from four directions: rock control in the mining area, geological soft rock control, engineering soft rock roadway control, and rockburst control. The relevant research results are validated in engineering applications.

Key words: mine-induced stress; strata control; rock mass disasters “3S” factors; weak surface criterion; development of experimental systems;

煤炭作为我国的主体能源,为国民经济平稳和快速发展提供了稳定的能源保障。自改革开放以来,原煤产量由 1978 年的 6.2 亿 t 增至 2022 年的 45.6 亿 t,增加了近 7.4 倍;煤矿百万吨死亡率则由 1978 年的 9.713 降低至 2022 年的 0.024,降低了 99.7%。我国已形成“华北、华南、西北”三大煤炭基地,煤炭工业逐步进入高质量发展轨道。

近 50 a 的煤炭开采技术创新对煤炭工业的快速发展提供了有效支撑。其中,“实用矿山压力控制理论”作为我国独立提出的两大矿压学说之一,在基础理论、关键技术及工程实践方面做出了重要贡献。同时,伴随地下煤炭资源大规模、高强度开采,危险程度不断增加,采场支护失稳、冲击地压等岩体灾害对矿山压力与岩层控制提出了挑战性新目标。基于此,笔者在采场岩层控制方面建立了采场拱结构力学模型及采场岩层控制准则;在巷道围岩灾变方面提出了巷道岩体灾害控制大小原理,并建立了灾变判别指标和一种量化控制方法,研究成果在工程应用得到了验证。

1 岩体灾害控制现状

随着资源开采与能源开发向深部转移,采场围岩力学环境日趋复杂,诱发巷道大变形、围岩冲击破坏等岩体灾害。现阶段岩体灾害控制思路主要分为 3 类:改变采动岩层孕灾条件、调控开采空间应力诱灾条件、调整开采空间围岩力学强度。

改变采动岩层孕灾条件方面,何满潮院士及其团队^[1]提出无煤柱自成巷技术,通过预裂切缝技术改变了巷道围岩结构和应力分布与传递;姜福兴等^[2-3]提出通过围岩卸压技术、源头动载控制技术和围岩弱化技术和协同支护技术改变岩层结构,实现灾害控制;窦

林名等^[4-5]提出强度弱化减冲防治理论,通过减冲措施降低煤(岩)体能量能量释放;王家臣^[6]认为采动岩层控制是实现科学煤炭安全开采理论基础;康红普院士等^[7-9]提出调控巷道围岩应力分布,减小巷道围岩变形。调控开采空间应力诱灾方面;谢和平院士等^[10-12]基于不同开采条件下煤体采动力学行为试验,提出改变开采条件实现采动力调控;蔡美峰院士^[13]提出优化“等效释放荷载”加载途径和力学效应可以实现更好的岩层控制;齐庆新等^[14]提出应力控制理论防治冲击地压;李夕兵等^[15]提出高地应力硬岩矿山诱导致裂方法改善诱灾条件。调整开采空间围岩力学强度方面,袁亮院士等^[16]提出应力恢复、围岩增强、固结修复和转移扩大为核心的深部岩巷围岩控制理论;张农等^[17-19]通过锚固支护和注浆技术实现减缓或消除灾变;马念杰等^[20]围绕围岩蝶形塑性区提出支护体要有足够的长度和延伸性能,保证最大破坏深度位置的有效控制;王爱文等^[21]认为锚杆支护与钻孔卸压等方式改变巷道围岩介质属性,可以防止巷道冲击破坏。

开采深度不断增加引发的围岩大变形、冲击地压等岩体灾害为煤炭开采带来了极大的挑战。因此,探究冲击地压、围岩失稳、空区灾害等问题与矿山压力、岩层运移等相关性,以及如何在开采资源的同时,预防控制围岩变形、煤(岩)体冲击、顶板大面积来压等灾害的发生,开展并攻克相关关键科学问题显得尤为重要(图 1)。充分认识采动力学与岩层控制问题,有助于解决煤矿开采中常见的顶板、冲击地压等岩体灾害^[6,22]。

2 采动力学

煤层一经采动,采动空间周围原始应力场将重新分布,并促使围岩向已采空间运动。工作面开拓后,



图 1 采动力学与岩层控制内涵框架

Fig.1 Connotation and framework of mining mechanics and strata control

首先打破煤壁附近煤体原岩应力平衡状态,产生高集中应力,若集中应力未超过煤体强度,采动力峰值位

于煤壁附近;若工作面开挖形成上覆岩层运动而产生的高集中应力超过煤体强度时,采动力峰值转移;随着采场继续推进,上覆岩层运动稳定前始终处于不平衡状态,造成煤体应力扰动,最终形成稳定的采动力分布状态。

如何描述煤体在上覆岩层断裂运动形成的采动力作用下发生的损伤破坏过程至今还是一个比较复杂的难题。由于相关参数难以获取或观测仪器操作复杂,对现场缺乏指导意义;同时,针对煤矿工程应用条件,采矿条件的复杂性也使严密计算失去意义。现阶段相关研究主要通过以下 3 种方式开展:① 理论计算。钱鸣高院士^[23]和宋振骐院士^[24]分别建立了采场支承压力的分布力学模型,并推导出支承压力的范围解算公式(图 2(a)中, L_i 为各传递岩梁跨度; S_1 为内应力场最大值位置; S_2 为内应力场最大值与外应力场边界的距离; S_3 为外应力场分布范围; S 为内外应力场分布范围);② 数值与物理模拟。实验室不同尺度物理相似

钱鸣高院士:

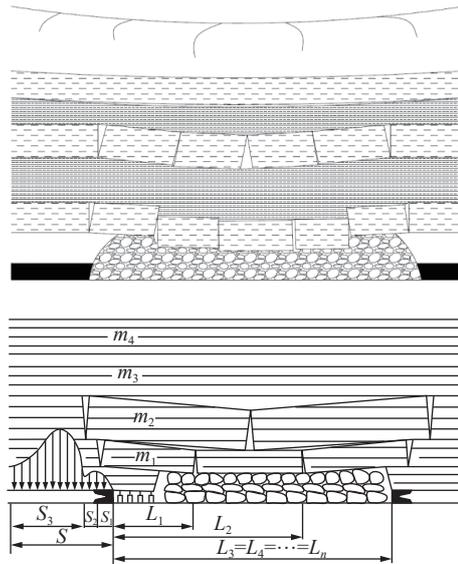
$$\sigma_y = N_0 e^{\frac{2fx}{m}(1+\sin\phi)}$$

式中, σ_y 为支承压力; f 为层间的摩擦因数; x 为岩石位置与巷帮之间的距离; m' 为采高; ϕ 为内摩擦角; N_0 为煤帮的支撑能力。

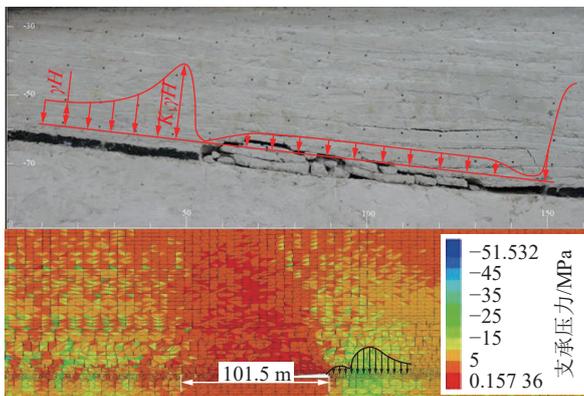
宋振骐院士:

$$\sigma_y = \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i + \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i L_i C_{ix}$$

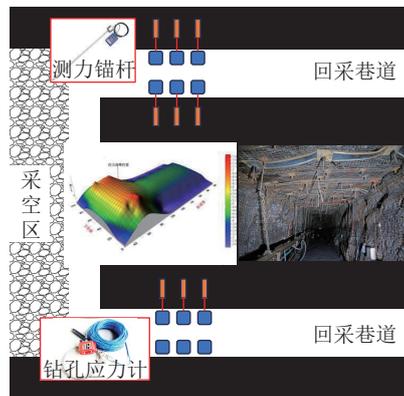
式中, n 为直接覆盖岩梁数; m 为各传递岩梁厚度; L 为各传递岩梁的跨度; C_x 为各传递岩梁的传递比率。



(a) 理论计算



(b) 数值与物理模拟



(c) 现场监测

图 2 支承压力的计算与监测

Fig.2 Calculation and monitoring of abutment pressure

模拟和数值模拟, 尽可能真实地模拟现场情况来更直观的分析覆岩运移过程中围岩内部的应力分布(图 2(b))^[25]; ③ 现场监测。通过应力传感器实时监测煤层采动力, 明确开采区域采动力场空间展布规律, 特别是应力高峰期范围及演化特征(图 2(c))。

采动力的形成和稳定是一个与采动条件相关, 由相应岩层运动的发展和稳定直接关联的发展过程, 其分布和显现随采场推进不断变化, 其规律由上覆岩层运动发展的规律决定。采动力显现不完全取决于压力的大小, 而是与围岩体的承载能力紧密相连的。采动力演化过程中, 采掘空间煤(岩)体经历了原岩应力、轴向应力升高而围压递减(卸载)到破坏卸荷的完整力学过程(图 3)。

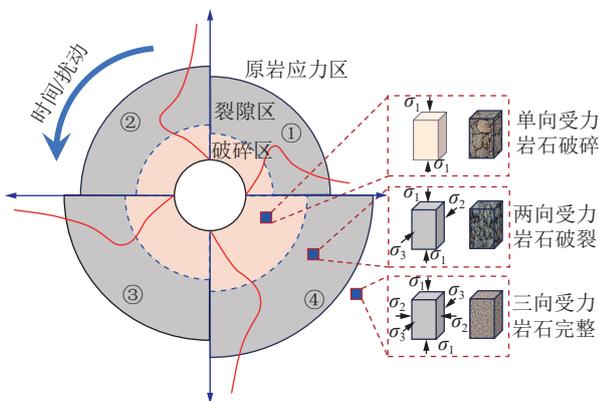


图 3 采动力演化与岩石损伤关系

Fig.3 Relationship between mine-induced stress and rock damage

该过程伴随着矿山岩体灾害形成-演化-发生全过程, 须从动态角度分析由开采引起的力学效应, 该力学效应称之为采动力学, 即研究经受(过)变形、遭受(过)破坏的煤(岩)体, 在采掘过程中促使煤(岩)体发生变形和破坏的科学, 其聚焦于岩体破裂前失稳运动及破裂后失稳再平衡过程。采动力是岩体变形-破裂-运动之源, 实现采场岩层、巷道围岩稳定控制的核心思想是调控采动力孕灾环境, 从根本上实现岩体灾害控制。

3 采场岩层控制

3.1 采场结构模型

岩层控制技术是煤炭资源安全、高效开采的保证。国内外专家学者认为已采空间是在某种结构掩护之下, 并相继提出了不同的掩护结构模型, 形成了多种假说, 大致可归纳为“自然平衡拱”假说、“压力拱”假说、“悬臂梁”假说、“预生裂隙梁”假说、“铰接岩块”假说、砌体梁结构力学模型与关键层理论以及传递岩梁理论等^[26-27]。

20 世纪 90 年代, 在采场砌体梁结构力学模型基础上, 钱鸣高院士^[28-30]提出了采动岩层运动结构关键层力学模型, 控制结构关键层的破断与运动是控制大范围采场矿压显现的关键; 笔者^[27, 31-32]提出了传递岩梁力学模型(即采煤工作面上覆岩层中除邻近煤层的采空区已垮落岩层外, 其他岩层均保持假塑性状态, 两端由煤体支撑, 或一端由工作面前方煤体支撑, 一端由采空区矸石支撑, 在推进方向上保持传递力的联系, 把每组同时运动或近乎同时运动的岩层看成一整体传递力的岩梁), 并建立了顶板控制准则; 何满潮院士^[1, 33-36]提出了用于无煤柱开采切顶悬臂梁模型。在此基础上国内学者进一步延伸提出了急倾斜采场力学模型^[37-42]、“载荷三带”模型^[43]、“斜台阶岩梁”结构模型^[44-47]、大空间采场模型^[48-49]、“类双曲(面)线”模型^[50-54]等。

基于传递岩梁力学模型进一步定义了直接顶及基本顶科学概念, 并在已有研究基础上进一步发展构建了采场三维空间力学结构模型, 将空间结构分为“应力拱”和“裂断拱”2 部分^[55], 主要学术思想为: 煤层上方岩层可分为覆岩空间结构和覆岩空间结构外 2 部分, 覆岩空间结构外部分是指“裂断拱”外未产生明显运动的岩层, 覆岩空间结构是由对采场矿压有直接影响的“裂断拱”内运动岩层结构组成的(图 4, L_0 为工作面宽度)。“裂断拱”内岩层对采场明显矿压显现起主导作用; “应力拱”内岩层承担并传递上覆岩层载荷, 是最主要的承载体, 当“应力拱”内覆岩结构失衡时, 诱发发生冲击地压等重大岩体灾害事故。通过改变或控制“应力拱”内岩层运动实现改变岩层致灾条件, 达到防灾减灾目标。

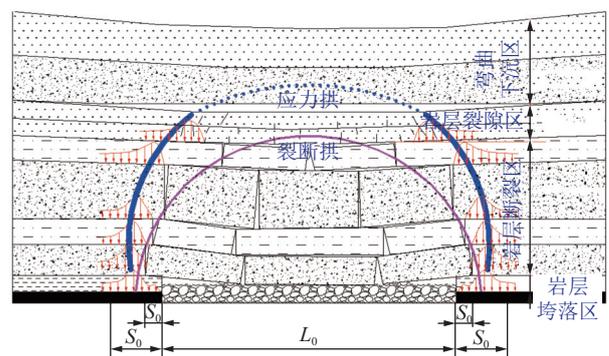


图 4 采场三维空间力学结构模型

Fig.4 Three dimensional spatial mechanical structural model

3.2 采场岩层控制准则及指标

围岩灾变显现伴随全开采过程, 围岩控制目标是合理降低采掘空间变形, 控制主要对象是顶板, 其中采动岩层运移及裂断产生的动载荷是顶板控制重点, 以期实现岩层控制安全上可靠、经济上合理、技术上

可行。基于此,从工程实践角度将岩层控制划分为给定和限定 2 种类型^[56-57];从控制地表变形分析,顶板控制分为给定变形和限定变形。

3.2.1 直接顶控制

直接顶出现悬顶情况,支架工作状态应该按照“给定变形”和“限定变形”2 种情形进行分析。

(1) “给定变形”工作状态。直接顶稳定时的位置状态由其强度及两端支撑情况确定,即支架缩量满足上覆岩层下沉,而支架阻力不足以抵挡直接顶下沉,只能在一定范围内降低其运动速度。结构模型如图 5 所示。

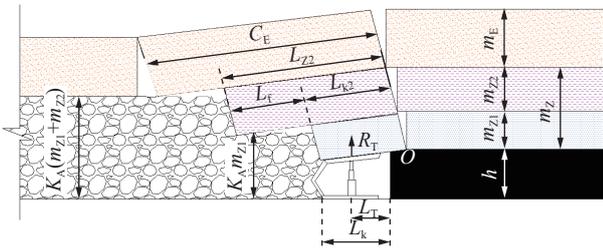


图 5 “给定变形”采场结构

Fig.5 Structure of given deformation

采场处于相对平衡稳定状态,根据力学平衡,支架支护强度为

$$q_Z = m_{Z1}\gamma_{Z1} + \frac{m_{Z2}\gamma_{Z2}}{2} \quad (1)$$

支架活柱缩量 ε_s 为

$$\varepsilon_s = \Delta h_A = \frac{h - m_Z(K_A - 1)}{C_{Z2}} l_{Z2} \quad (2)$$

式中, l_{Z2} 为直接顶悬度, m ; C_{Z2} 为直接顶来压步距, m ; K_A 为松散系数; m_{Z1} 、 m_{Z2} 为直接顶第 1、2 分层厚度, m ; γ_{Z1} 、 γ_{Z2} 为直接顶第 1、2 分层容重, N/m^3 , h 为采高。

(2) “限定变形”工作状态。直接顶稳定时的位态由支架支撑情况确定,即支架阻力能够完全限制直接顶下沉。结构模型如图 6 所示 (S_A 为基本顶下沉量)。

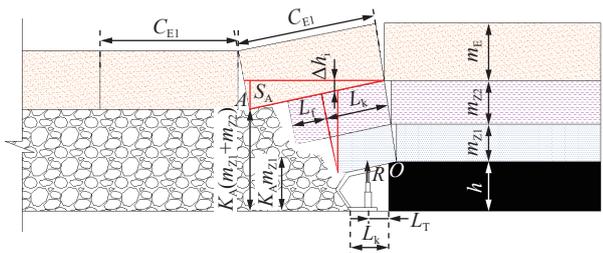


图 6 直接顶“限定变形”采场结构

Fig.6 Limited deformation for immediate roof

采场处于相对平衡稳定状态,支架支护强度:

$$q_Z = m_{Z1}\gamma_{Z1} + m_{Z2}\gamma_{Z2} + m_{Z2}\gamma_{Z2} \left[\left(\frac{l_f}{l_k} \right)^2 + 2 \frac{l_f}{l_k} \right] \quad (3)$$

式中, l_k 为控顶距, m ; l_f 为悬顶距, m 。

3.2.2 基本顶控制

(1) “给定变形”工作状态。岩梁末端触矸且运动稳定时的位置状态由岩梁强度及两端支撑情况决定。在岩梁由端部裂断、沉降至最终位态的整个运动过程中,支架只在一定范围内降低岩梁运动速度,但不对其运动起阻止作用。采场结构模型如图 5 所示。

“给定变形”工作状态下,岩梁运动全过程中支架作用力 R_j 与顶板压力 Q_d 之间的关系为

$$Q_d > R_j \quad (4)$$

此时,岩梁从运动到重新进入稳定的全过程中,均无法建立起支架受力与顶板压力之间的直接关系方程,但支架缩量根据图 5 可以求得。

$$\varepsilon_s = \Delta h_A = \frac{h - m_Z(K_A - 1)}{C_E} L_k \quad (5)$$

式中, C_E 为基本顶来压步距, m 。

(2) “限定变形”工作状态。岩梁末端未触矸且进入稳定时的状态由采场支架的阻力所限定。结构模型如图 7 所示。

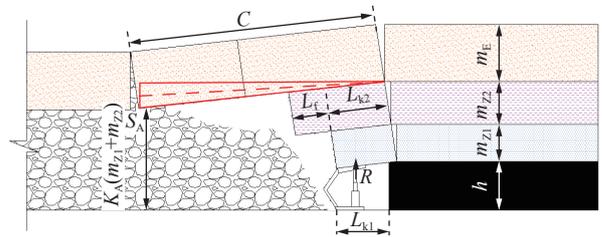


图 7 基本顶“限定变形”采场结构

Fig.7 Limited deformation for main roof

在“限定变形”工作状态下,有以下关系式成立:

$$\Delta h_i < \Delta h_A \quad (6)$$

式中, Δh_i 为由采场支架阻力所限定的采场顶板下沉量。

支架阻力与取得平衡的岩梁位态之间存在必然的力学联系,可以建立起二者间的函数方程,即在基本顶下沉量为 Δh_i 时所受顶板压力,包括基本顶岩梁作用力和直接顶作用力 2 部分。

$$P_E = f(\Delta h_i) = A + K' \frac{\Delta h_A}{\Delta h_i} \quad (7)$$

式中, A 为与控制位态无关的常数; K' 为岩梁位态常数,即顶板下沉量为 Δh_A 时单位面积岩梁作用力, $K' = \frac{m_E \gamma_E C}{K_T L_K}$, m_E 为基本顶厚度, m ; γ_E 为基本顶容重, N/m^3 ; C 为基本顶运动步距; K_T 为岩重分配系数。

工程实践中确定“支架-岩层”关系时,应首先明确其属于“限定变形”或“给定变形”。“限定变形”定阻力,即支架应承担基本顶下位岩梁单独裂断来压时的全部压力,将采场顶板下沉值控制到足以排除上位坚硬岩梁裂断来压时刻出现动击的可能性;“给定变形”定缩量,即支架缩量能够完全适应下位岩梁触矸(沉到底)时的采场顶板最大下沉值。

4 采场巷道围岩控制

我国已成为世界上井巷工程建设数量、规模和难度最大的国家。国内外学者针对不同开采条件开展了巷道围岩变形破坏机制、巷道围岩控制理论、围岩控制方法与技术等系统研究,并提出了围岩强度强化理论^[58-61]、“三位一体”协同控制理论^[62-64]、松动圈支护理论^[65-67]、巷道蝶形破坏理论^[68-70]等假说,基本形成了我国煤矿巷道围岩控制技术体系,推动了我国煤矿巷道围岩控制水平提高。

同时,也应注意到,巷道围岩控制是研究巷道全生命周期矿山压力显现规律及其控制的学科^[62],巷道赋存条件、开采条件等不同,使得巷道变形破坏失稳

也有较大差异,有必要针对不同诱灾条件针对性提出控制方法。

4.1 采场巷道控制思路

冲击地压及巷道围岩大变形都是能量释放过程,能量瞬时释放即冲击地压,缓慢释放即巷道围岩大变形。齐庆新等^[71]认为,“物性因素”、“应力因素”和“结构因素”是导致岩体灾害发生的主要因素,应针对煤岩介质属性、结构与应力环境的变化提出有效的防控机理,并从岩体灾害防控角度提出“3S”因素,即围岩应力环境、围岩结构属性、围岩支护结构。

考虑“3S”因素,笔者提出了改变岩层运动和致灾动力源演变条件的以“应力主控”为核心的释能主控技术体系,通过动态调控应力环境,实现能量均匀化,降低或消除采动岩体灾变条件。释能主控技术体系实现围岩灾害风险等级划分和高风险区域辨识、采动力分布特征定量识别与定位、高风险区域能量预释放和围岩主动控制,进而实现围岩灾害主动防控,是能量释放卸压与围岩控制相协调的控制技术。围岩灾害控制技术实现路径如图 8 所示。

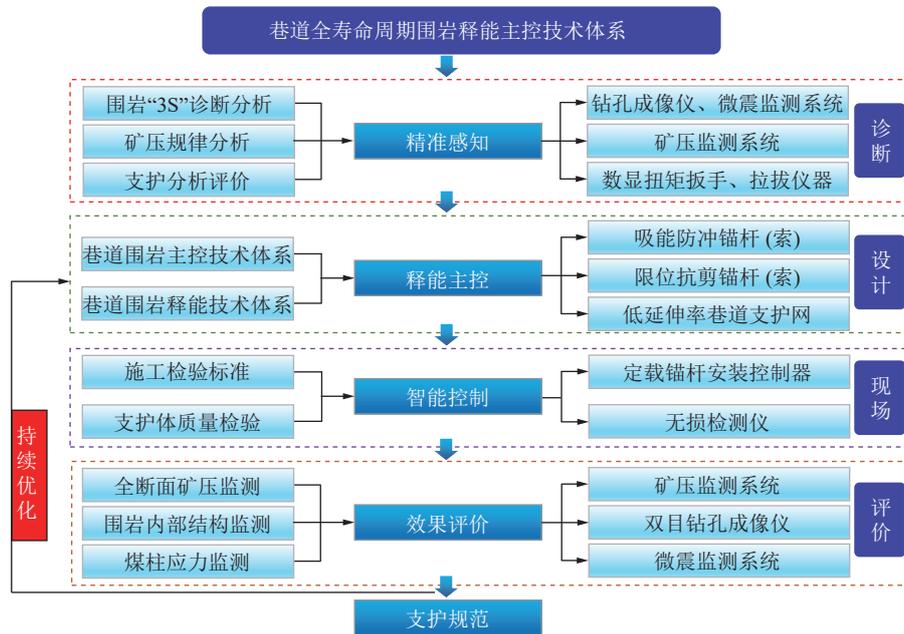


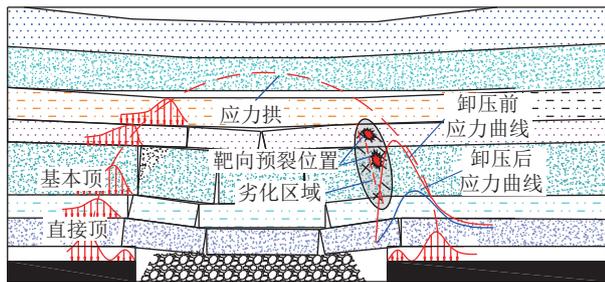
图 8 巷道全寿命周期围岩释能主控技术体系

Fig.8 System of control and energy release in roadway surrounding rock during the length of service

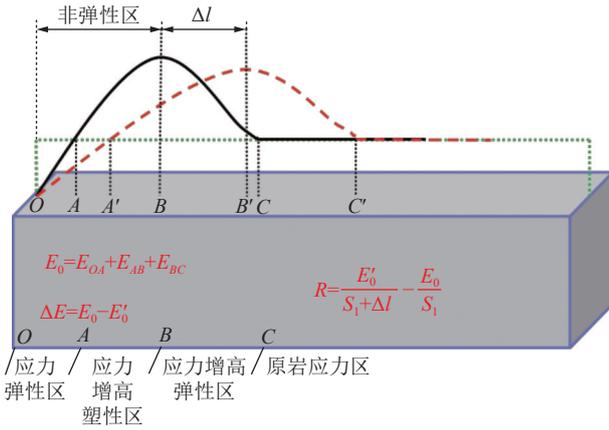
根据应力环境(静力型(静载)、采动型(动载))进行差异控制,根据围岩结构(完整型、节理发育型、块体发育型)进行针对控制,依据围岩应力和围岩结构选择合理的支护结构控制围岩。

(1) 围岩应力环境。基于不同岩层结构类型“应力拱”形态,定量划分了对开采空间压力显现有影响的岩层范围及灾害动力源分布区域;以控制“力源”为

切入点,通过卸压降低或转移围岩周边高应力,使之处于低应力状态,配合释能防冲支护结构,实现坚硬顶板靶向预裂卸压控制开采空间岩体灾变目标(图 9 中, E_{OA} 、 E_{AB} 、 E_{BC} 分别为对应区域的能量; Δl 为应力峰值转移距离; E_0 、 E_0' 、 ΔE 分别为应力发生转移前后的能量及其差值; R 为单位范围内的煤体弹性应变能释放率),并制定卸压效果定量评价方法。



(a) 动力源分布及靶向卸压



(b) 卸压效果评价方法

图 9 围岩应力调控与效果评价

Fig.9 Surrounding rock stress control and effect evaluation

(2) 围岩力学强度。加强巷道帮部支护可有效预防应力高峰向围岩深部转移,减少巷道帮部围岩破坏深度,从而减小顶底板岩层破坏范围(图 10);通过喷注浆实现围岩表面保护、内部损伤修复和围岩加固,研发了“亲泥性无机注浆材料”,注浆加固效果提高 20% 以上,实现了围岩改性加固(图 11)。

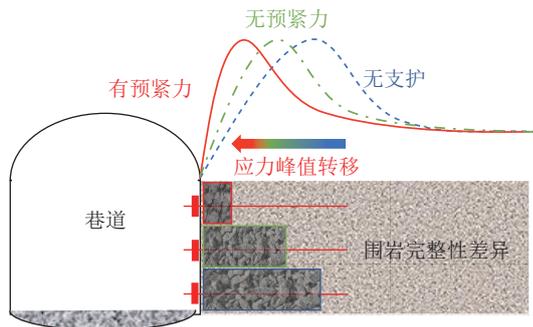


图 10 锚固效果

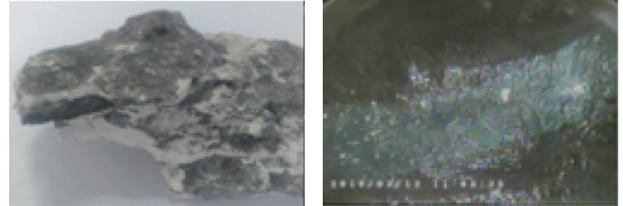
Fig.10 Anchoring and prestress effect

(3) 围岩支护结构。理论方面建立了基于 Mohr-Coulomb 准则、Drucker-Prager 准则以及 Hoek-Brown 准则下的围岩应力梯度求解模型,发展了基于应力梯度理论的锚杆(索)定量支护锚固围岩方法^[72](图 12);支护装备方面,针对采动岩体瞬时和缓慢灾变特征研发了吸能防冲支护装备,形成了“限位抗剪、吸能防冲、锚索防脱锚、防冲护表”系列化支护加固装备(图 13)。



注浆前

注浆后



围岩改性、强度提高

图 11 围岩改性

Fig.11 Modification of the surrounding rock

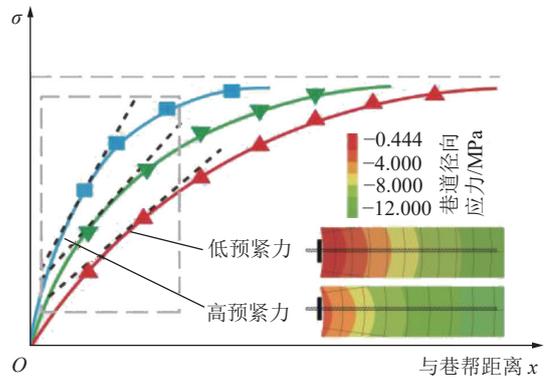


图 12 应力补偿效应

Fig.12 Stress compensation effect



图 13 吸能防冲系列装备

Fig.13 Series equipment for support

控制“3S”因素可以有效控制采动巷道围岩,控制原理为通过调控应力环境、提高围岩强度以及采用合理的支护技术,实现薄弱危险区的应力转移、残余强度加强和整体稳定提升。

4.2 采场巷道控制准则及指标

4.2.1 最大最小原理

从应力控制角度出发,基于控制和改变围岩应力场分布实现采动巷道围岩控制,并建立最小应力和最大能量为指标的围岩灾害控制理论和技术,以区别于

当下较为成熟的围岩控制机理和控制技术(图 14)。采动岩体灾害受开采及地质条件影响, 均与应力和能量直接相关。应力最小原理为采场岩体灾害失稳时, 将沿抵抗力最小的弱面结构破坏; 能量最大原理为采场(工作面、巷道)形成后, 围岩结构强度将会自行调整, 同时采动力将会时空演化形成最大诱灾能量, 积聚能量传播至弱面的能量达到平衡能量最大值时发生破坏。

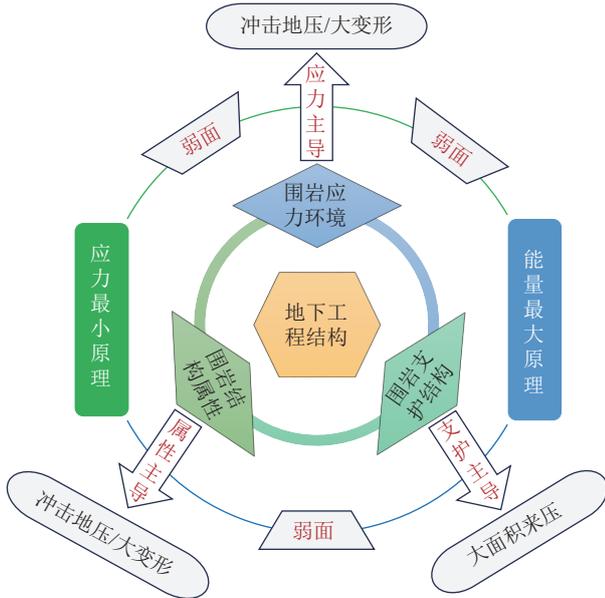


图 14 地下工程岩体灾害控制

Fig.14 Rock disaster control of underground engineering

煤岩采动力学行为特征尚缺乏科学的、量化的分析和判断, 基于采场围岩控制准则和灾害控制大小原理, 以及开采扰动能量聚集、演化和释放变化趋势, 以能量积聚和稳定/破坏时间为指标, 提出一种弱面判别方法, 为巷道围岩灾变判别和精准有效控制提供一种新的思路。

4.2.2 采场巷道灾变判别准则

当采动岩体中能量积聚到一定阶段时, 高弹性能释放并传播至弱面, 诱发巷道变形或冲击地压灾害。因此, 采场巷道灾变控制应提前识别弱面, 笔者从能量释放时间和程度 2 个方面入手提出巷道弱面判别准则。

(1) 巷道变形灾变。

由岩石全应力-应变曲线知(图 15), 岩石受载时, 能量积聚达到峰值时进入破坏失稳阶段。对于煤岩组合体巷道或巷道顶底板, 煤与岩石所处应力环境近乎相同, 2 者失稳先后顺序取决于各自的峰值能量阈值(Q_p)与其累积速度(μ)的相对快慢。

室内试验时, 单一岩性标准试件失稳峰值能量阈值(Q_p)可表示为

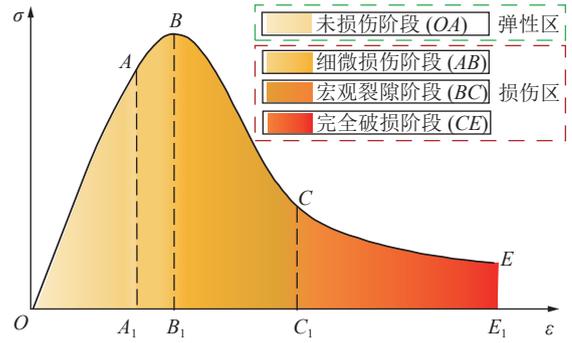


图 15 岩石损伤阶段划分

Fig.15 Division of rock damage stages

$$Q_p = \int_0^{\epsilon_p} \sigma(\epsilon) d\epsilon \quad (8)$$

原位岩层任意时刻 t 能量的累积速度(μ)可表示为

$$\mu = \frac{1}{\Delta t} \int_0^{\epsilon_t} \sigma_t(\epsilon) d\epsilon \quad (9)$$

其从时刻 $t_1 \sim t_2$ 所累积的能量(Q_t)可表示为

$$Q_t = \int_{t_1}^{t_2} \int_{\epsilon_{t_1}}^{\epsilon_{t_2}} \sigma_t(\epsilon_t) d\epsilon dt \quad (10)$$

因此, 无论针对煤岩组合巷或单一岩性的巷道, 均可利用其峰值能量阈值与初始能量之和的差值占峰值能量阈值比重表示其两帮及其顶底板抗变形失稳的安全系数 K , 系数越大则越安全。

$$K = 1 - \frac{\int_{t_1}^{t_2} \int_{\epsilon_{t_1}}^{\epsilon_{t_2}} \sigma_t(\epsilon_t) d\epsilon dt + \sigma_0^2 / (2E)}{\int_0^{\epsilon_p} \sigma(\epsilon) d\epsilon} \quad (11)$$

式中, ϵ_p 为峰值应力对应的应变; ϵ_t 为某一时刻的应变; σ_t 为原位岩层某一时刻的应力; σ_0 为原岩应力; E 为岩石弹性模量。

巷道变形灾变弱面识别流程如图 16 所示。

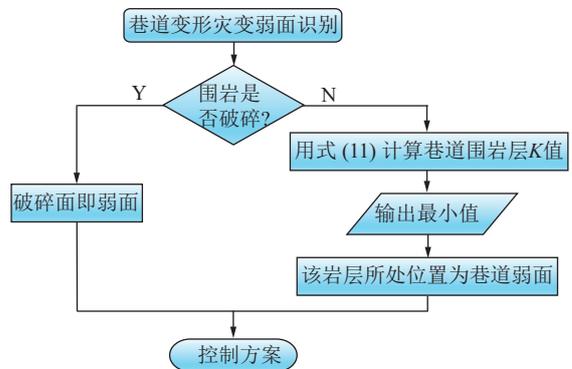


图 16 巷道变形灾变弱面识别流程

Fig.16 Flow of identification of weak surface for roadway deformation disaster

(2) 巷道冲击灾变。

冲击地压的突发性、瞬时性以及巨大破坏性是其孕育和发展过程中能量逐渐积聚及快速释放过程的

集中体现。对于单一岩性岩体,其冲击倾向性可从破坏过程的能量演化特征进行判别,根据岩石全应力-应变曲线分析总能量、弹性应变能及塑性变形所需的耗散能之间的关系,将积聚弹性能的释放速率作为冲击倾向性判别标准之一。

如图 17 所示,峰前阶段面积 S_{ABC} 为加载过程储存的弹性能,面积 S_{OAC} 为损伤及塑性变形所需的耗散能。峰后段面积 S_{BCDE} 为峰后总能量,面积 S_{ABDC} 为破坏过程耗散的断裂能,面积 S_{BDE} 为破坏后残余弹性能。

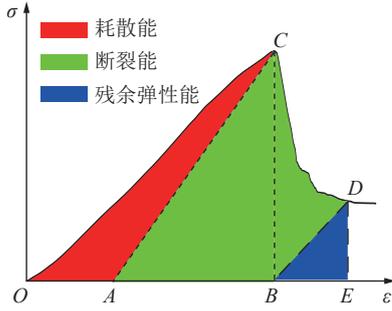


图 17 岩石峰前及峰后阶段的能量演化特征示意^[73]

Fig.17 Schematic of energy evolution of coal in peak and post-peak stages^[73]

$$\begin{aligned} S_{ABDC} &= S_{ABC} + S_{BEDC} - S_{BDE} \\ S_{ABC} &= \frac{1}{2} \overline{AB} \overline{BC} = \frac{\sigma_p^2}{2E} \\ S_{BEDC} &= \int_{\varepsilon_B}^{\varepsilon_E} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon \\ S_{BDE} &= \frac{1}{2} (\varepsilon_D - \varepsilon_C) \sigma_D \end{aligned} \quad (12)$$

$$S_{ABDC} = \frac{\sigma_p^2}{2E} + \int_{\varepsilon_B}^{\varepsilon_E} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon - \frac{1}{2} (\varepsilon_D - \varepsilon_C) \sigma_D \quad (13)$$

式中, σ_p 为峰值强度; ε_B 、 ε_E 、 ε_D 、 ε_C 分别为对应点的应变; σ_D 为点 D 处的应力。

断裂能为时间破坏失稳瞬时释放的能量,根据冲击地压的定义,能量释放速率越快则冲击危险性越大。因此,可定义单一岩性冲击危险性系数 U 为

$$U = \frac{\frac{\sigma_p^2}{2E} + \int_{\varepsilon_B}^{\varepsilon_E} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon - \frac{1}{2} (\varepsilon_D - \varepsilon_C) \sigma_D}{\Delta T} \quad (14)$$

其中, ΔT 为煤岩系统失稳阶段的持续时间。 U 越大,则表明能量释放越快,冲击危险性越高。

对于煤岩组合体(如巷道顶底板或煤岩组合体巷帮),冲击地压灾害本质上是受强开采扰动下“岩体-煤体”组合结构整体失稳的结果。左建平^[74]基于非平衡热力学和耗散结构的观点分析了煤岩组合系统的变形失稳过程,提出了以煤岩系统的峰值弹性能密度差与失稳阶段持续时间的比值作为评价煤岩组合体

冲击倾向性的指标,即煤岩差能失稳指标 G_{RC} 。 G_{RC} 越大,冲击倾向性越强。该指标的表达式为

$$G_{RC} = \frac{\Delta U_{c-r}^p}{\Delta T} = \left(\frac{1}{E_c} - \frac{1}{E_r} \right) \frac{\sigma_p^2}{2\Delta T} \quad (15)$$

式中, ΔU_{c-r}^p 为煤岩峰值弹性能密度差; E_c 为煤体弹性模量; E_r 为岩石弹性模量。

4.2.3 采场巷道灾变控制准则

开挖后的岩体因所处应力环境变化而劣化失稳^[75-76]。开采后,巷道灾变显现首先位于弱面,应主动进行支护。围岩应力梯度和合理预应力支护设计是保证巷道稳定的关键因素之一。现阶段采动巷道锚杆支护技术大多以浅部巷道支护理论为依据,主要支护理论有悬吊理论、组合梁理论、组合拱理论、最大水平应力理论及围岩松动圈理论,不完全适用于采动巷道围岩控制,采动巷道围岩稳定控制和支护理论有必要开展进一步研究。笔者提出了一种基于统一强度理论确定巷道围岩应力梯度与锚固合理预应力方法,通过解算应力梯度,求解锚固合理预应力,进而量化确定巷道围岩控制支护所需的合理预应力。

巷道开挖后围岩应力重分布,造成应力在空间上不均匀分布产生应力梯度(图 18),导致巷道围岩变形和应力变化,应力梯度越大,应力增长越快^[72]。为保持围岩完整性和自承能力,降低应力梯度导致的岩体劣化损伤,提出应力补偿,并明确支护合理预应力。

将地下洞室受力问题简化为平面应变问题,解算了基于统一强度理论的巷道围岩理想弹塑性解析解,得到了塑性区应力(式(16))及其应力梯度(式(17))、弹性区应力(式(18))及其应力梯度(式(19))。

$$\begin{cases} \sigma_r^p = \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1} - \frac{K_2}{K_1} \\ \sigma_\theta^p = \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) (1 + K_1) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1} - \frac{K_2}{K_1} \\ \sigma_z^p = \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) \left(1 + \frac{K_1}{2} \right) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1} - \frac{K_2}{K_1} \end{cases} \quad (16)$$

$$\begin{cases} \frac{\partial \sigma_r^p}{\partial r} = \frac{K_1}{r_0} \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1-1} \\ \frac{\partial \sigma_\theta^p}{\partial r} = \frac{K_1}{r_0} \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) (1 + K_1) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1-1} \\ \frac{\partial \sigma_z^p}{\partial r} = \frac{K_1}{r_0} \left(P_i + \frac{K_2}{K_1} \right) \left(1 + \frac{K_1}{2} \right) \left(\frac{r}{r_0} \right)^{K_1-1} \end{cases} \quad (17)$$

$$\begin{cases} \sigma_r^e = P - \left(P - \frac{2P - K_2}{2 + K_1} \right) \frac{r_p^2}{r^2} \\ \sigma_\theta^e = P + \left(P - \frac{2P - K_2}{2 + K_1} \right) \frac{r_p^2}{r^2} \end{cases} \quad (18)$$

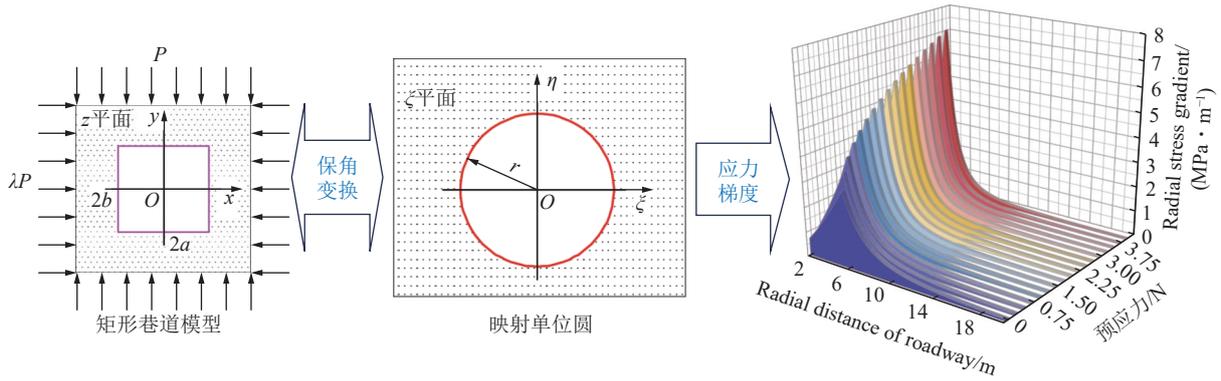


图 18 巷道围岩应力梯度分布^[77]

Fig.18 Stress gradient distribution of roadway surrounding rock^[77]

$$\begin{cases} \frac{\partial \sigma_r^e}{\partial r} = \frac{2M}{r^3} \\ \frac{\partial \sigma_\theta^e}{\partial r} = -\frac{2M}{r^3} \\ M = \left(P - \frac{2P - K_2}{2 + K_1} \right) r_p^2 \end{cases} \quad (19)$$

式中, σ_θ^p 为塑性区切向应力; σ_r^p 为塑性区径向应力; σ_z^p 为塑性区轴向应力; σ_θ^e 为弹性区切向应力; σ_r^e 为弹性区径向应力; σ_z^e 为弹性区轴向应力; P_i 为某一点的应力; P 为原岩应力; r 为某一点的径向半径; K_1 、 K_2 为相关系数。

基于对巷道围岩应力、位移和塑性区变化的分析可知: 中间主应力系数 b 取值影响围岩稳定和安全控制, 根据实际工况计算 b , 进而确定的强度准则更符合实际; 施加预应力对支护系统进行补偿, 应力梯度变大, 平衡围岩应力场, 保持和加强围岩自身承载力和稳定性。在预应力不断增加过程中, 支护体对巷道围岩的控制效果是逐渐减弱的, 并趋于不变。通过分析巷道围岩参数变化即可得出某 b 值工况下的最优支护预应力。

由巷道表面至巷道深部出现应力梯度峰值, 应力梯度峰值点与围岩弹塑性交界面重合, 在峰值前应力梯度逐渐增大, 峰值后应力梯度逐渐减小。调控应力梯度分布可有效实现巷道围岩稳定控制, 锚杆预应力对围岩应力梯度的补偿呈正相关关系, 如图 19 所示, 补偿系数增量逐渐减小并趋于稳定。对曲线进行拟合得到补偿系数与预应力的关系:

$$\eta = 0.32995 P_n^{0.42828} \quad (R^2 = 0.97939) \quad (20)$$

式中, η 为应力梯度补偿系数; P_n 为支护预应力。

综上所述, 不同 b 值工况下具有不同的应力梯度补偿系数。根据巷道围岩的剪切强度极限、抗拉压强度极限等参数计算得出 b , 即可知相对应的应力梯度补偿系数。基于预应力和围岩应力梯度之间的对应补偿关系可量化确定某一地质条件下巷道支护预应力施加值。

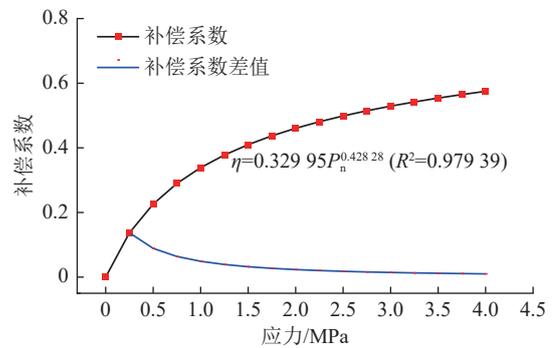


图 19 围岩应力梯度补偿系数

Fig.19 Stress gradient compensation coefficient of surrounding rock

5 试验系统研发

传统的岩石弹塑性力学理论研究均属基于加载试验的宏观唯象理论, 而非全应力空间路径力学行为理论。煤炭资源开采活动实际上是“高应力(地应力)+动力扰动(开采卸压)”双重作用的力学过程。因此, 需要开展基于开采扰动应力路径的动静组合加卸载试验, 分析在不同开采扰动应力路径下岩石的破坏规律与机理, 室内试验尺度下还原并捕获开采扰动作用下岩石破坏全过程, 从而建立开采扰动作用下岩体动力灾害致灾判据。

为此, 基于实用矿山压力控制理论, 团队研发了仿真真实开挖扰动力学环境的采场矿压机械模拟试验系统、采动力试验系统和蠕变及动力扰动冲击加载试验系统, 实现大尺度试件“准静态”、“工程扰动+准静态”伺服加载控制, 验证工程扰动作用下岩体破坏力学效应^[78-79], 为采动力学与岩层控制研究提供研究手段和试验装备。

5.1 采场矿压机械模拟试验系统

(1) 设备简介。采场支承压力的发展变化与上覆岩层运动之间的关系以及来压时刻支架与围岩(顶板)间相互作用的关系, 是解决采场矿压及控制问题

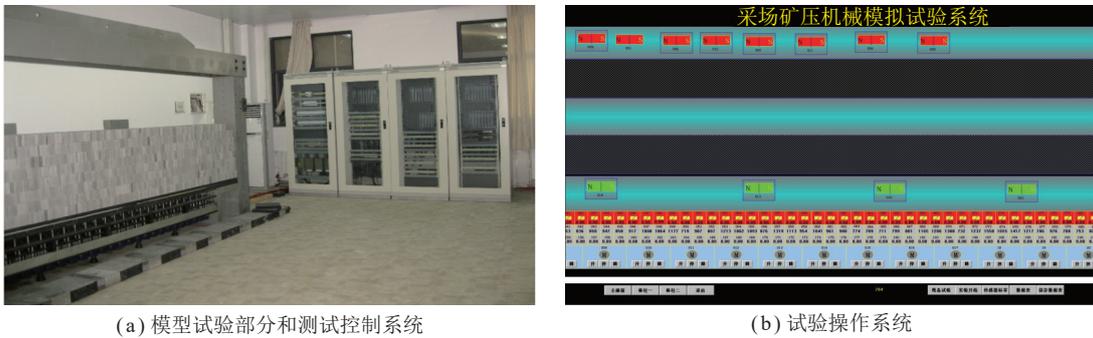
的基础。工程现场难以对随采场推进过程中采动力动态发展变化情况作全面连续的测定。为此,研制了采场矿压机械模拟试验系统,可实现采动过程中采动力发展演化与上覆岩层运动之间的关系研究。试验系统由模型试验部分和测试控制系统两大部分组成(图 20(a)),采用机械模拟与物理模拟相结合的方法,来满足模型试验的相似准则。操作界面如图 20(b)所示。

(2) 试验分析。以“裂断拱”采场结构采动力演化试验为例,分析覆岩回转裂断过程中煤壁采动力发展变化规律,模型如图 21 所示。“裂断拱”形成后,拱上

岩层因没有裂断空间不再裂断,而是逐渐下沉,最终达到采场稳定状态(图 22),拱上岩层载荷部分作用在“裂断拱”内,部分传递到两侧。弹性应力高峰值在岩梁逐次裂断过程中小幅度降低,以裂断线为界,外侧煤体支承压压力随岩梁裂断逐次升高,采动力不断降低。

5.2 采动力试验系统

(1) 设备简介。试验系统整体由采动力试验机、液压伺服控制系统和计算机控制及数据采集系统 3 部分组成,如图 23 所示。采动力试验机由垂向加载系统、侧向加载系统、加载主框架等部分组成。系统

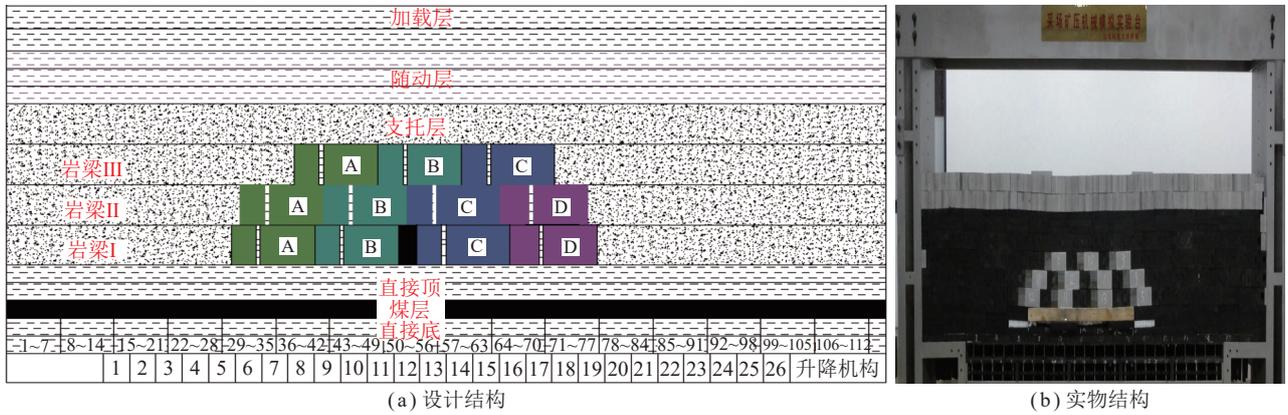


(a) 模型试验部分和测试控制系统

(b) 试验操作系统

图 20 采场矿压机械模拟试验系统

Fig.20 Ground pressure mechanical simulation test system in stope

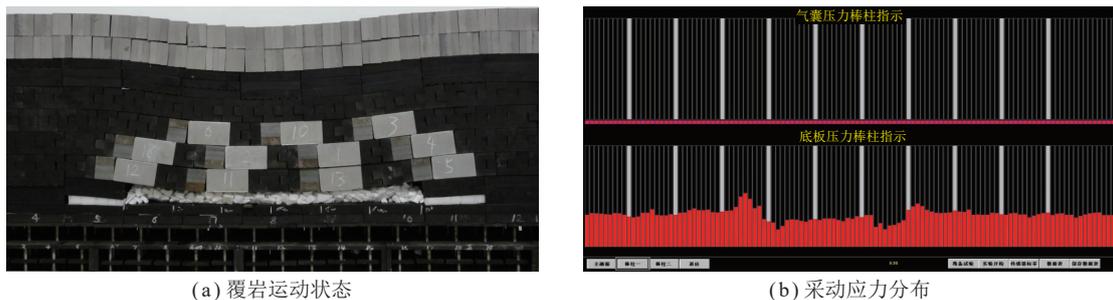


(a) 设计结构

(b) 实物结构

图 21 “裂断拱结构”力学模型设计示意

Fig.21 Mechanical model of fracture arch structure



(a) 覆岩运动状态

(b) 采动应力分布

图 22 采场稳定状态时覆岩结构与采动应力分布

Fig.22 Overlying strata structure and distribution of mining induced stress in stable state

可以实现对煤体的采动力演化规律及采动力演变过程中煤(岩)体的变形破坏特征进行实时监测和定量分析。

试验过程中,“控制模式”加载是指通过设定不同

阶段不同力或位移进行加载,“保持模式”加载是指以恒定力或位移进行控制加载。试验系统定义了 2 种不同的试验后期加载单元保持模式: 位移保持和力保持。应力施加及转移过程如图 24 所示。

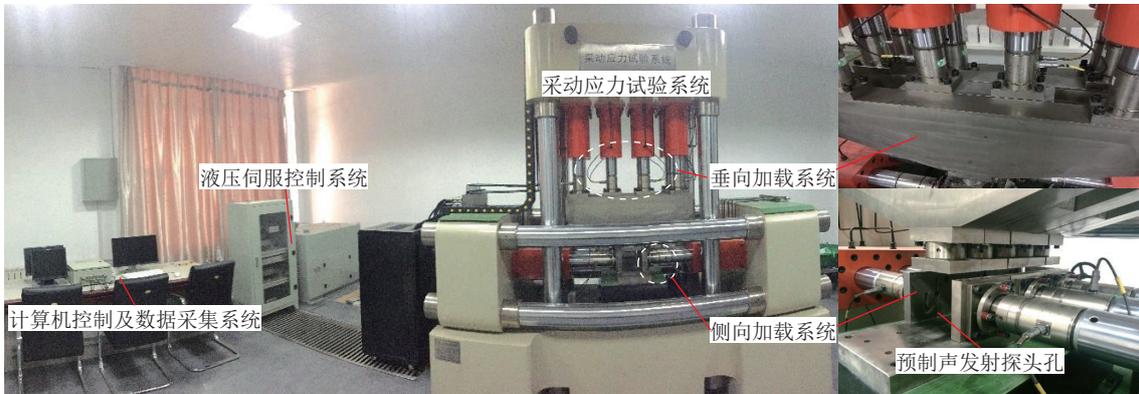


图 23 采动力试验系统

Fig.23 Mining-induced stress test system

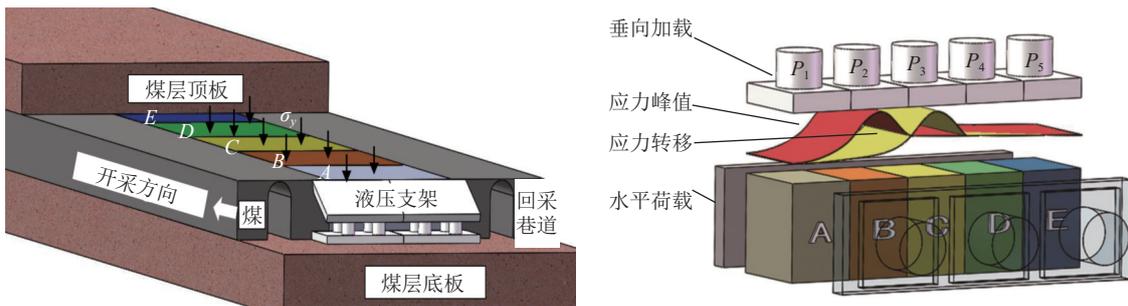


图 24 应力转移试验示意

Fig.24 Schematic diagram of stress transfer test

(2) 试验分析。以应力转移试验为例, 研究分析试验过程中试样各区域的应力与声发射特征(图 25)。试样主要研究区域为 A、B 和 C 区, D 和 E 区始终保持预设垂向压力、侧向压力不变, 模拟远离开采区域原岩应力环境。

试验发现, A、B 和 C 三区峰值应力强度较圆柱标准试样单轴抗压强度均有所增长, C 区峰值应力较 A 和 B 区成倍数增长, A 和 B 区提供的侧向压力提高了试件内部承载能力。A 区为首加载区, A 区卸载过程中一面临空, 整体承受荷载较小, 全过程仅监测到 1 455 次声发射事件数, 损伤事件大都产生在试件中部及邻近 B 区处, 绝大多数声发射事件产生在 A 区加载过程中, 后续区域加载对该区域影响较小。B 区受到 A、C 两区的扩展应力作用能承受较强荷载, B 区全时域共监测到 9 609 次声发射信号, 为 A 区总数的近 6 倍, 声发射事件产生贯通整个试验过程。C 区共监测到 3 440 次声发射事件, 为 A 区的 136%, C 区声发射事件数大都产生在 B 区扩展应力作用及自身应

力升高过程中, 受 A 区应力升高过程在 C 区产生声发射事件数较少。

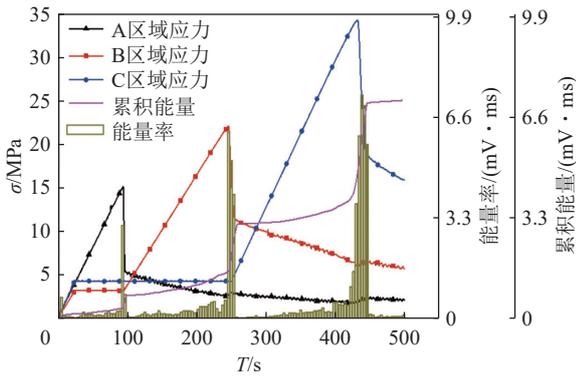
5.3 蠕变及动力扰动冲击加载试验系统

(1) 设备简介。该系统由主机加载系统、液压动力系统、伺服控制与数据采集系统等组成, 如图 26 所示。控制系统及软件具有位移控制、负荷控制和应变控制方式, 多种控制方式可以在试验过程中根据不同试验目的平滑进行切换, 可提供正弦、三角波、地震谱, 自定义波等波形输入方式。

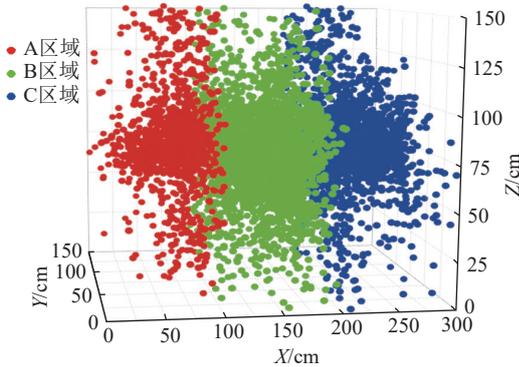
(2) 试验分析。以动静组合加载单次扰动试验为例, 研究岩石扰动应力作用下破坏特征。试验方案和结果如图 27 所示(图中, σ_{un-max} 为最大单轴抗压强度; $\sigma_{sin-max}$ 为正弦波扰动下最大单轴抗压强度; σ_{se-max} 为地震扰动下最大单轴抗压强度; A、B、C 分别表示峰值强度的 30%、60% 和 90%, 以 A30B0C0 为例, 其表示为试验方案中在 30% 应力水平施加 30% 峰值强度的扰动应力, 在 60% 应力水平不施加扰动应力, 在 90% 应力水平不施加扰动应力)。



(a) 模具及试样



(b) 分区应力与声发射能量积聚



(c) 声发射发生区域

图 25 应力转移试验结果

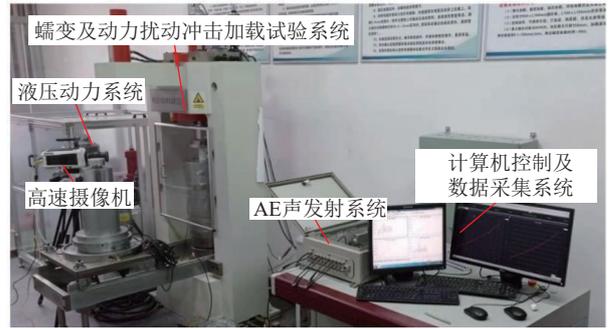
Fig.25 Result of stress transfer test

由图 27 可知, 扰动加载强度大于静态加载强度; 随着扰动幅值的增加, 扰动加载强度大于纯静态加载强度的程度减少, 当扰动幅值达到一定程度时, 试件会发生破坏。扰动加载通过多次小幅度“循环加-卸载”使岩石试件内部的微裂纹及颗粒之间的应力分布更加均匀, 减少了应力集中。

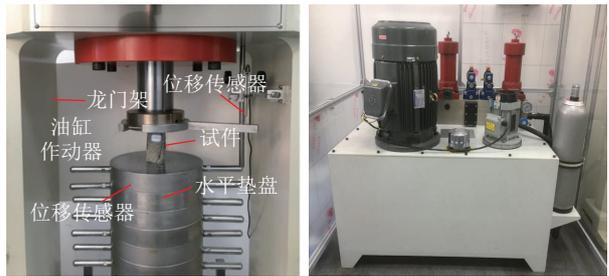
6 工程案例

6.1 煤矿采场岩层控制

西部某煤矿 8102 工作面煤层厚度 15 m, 直接顶主要以砂质泥岩和泥岩为主, 基本顶主要以细砂岩、中砂岩等砂砾岩为主 (图 28)。工作面基本顶初次来压步距 40 m, 周期来压步距为 20 m; 直接顶初次来压



(a) 整体实物

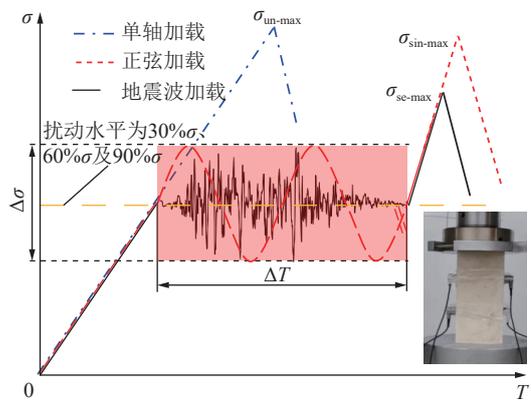


(b) 主机加载系统

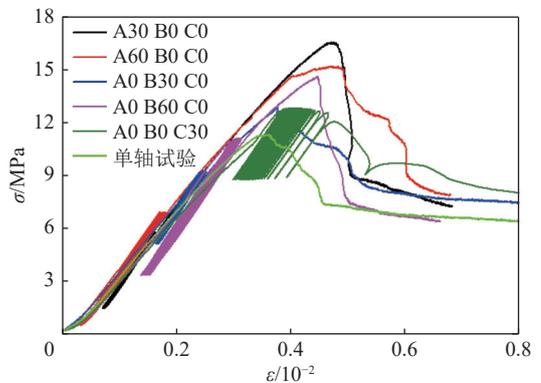
(c) 液压泵站系统

图 26 蠕变及动力扰动冲击加载试验系统

Fig.26 Creep and dynamic disturbance impact loading test system



(a) 试验加载方案



(b) 单次扰动加载岩石应力-应变曲线

图 27 动静组合加载试验

Fig.27 Dynamic and static combined loading test
步距为 15 m, 周期来压步距为 9 m。初步设计采用 5 m 单柱伸缩液压支架, 额定工作阻力为 8 000 kN, 最大

缩量为 1 m。工作面推进 32 m 时发生初次来压, 工作面支架发生大范围压架现象, 导致停产。

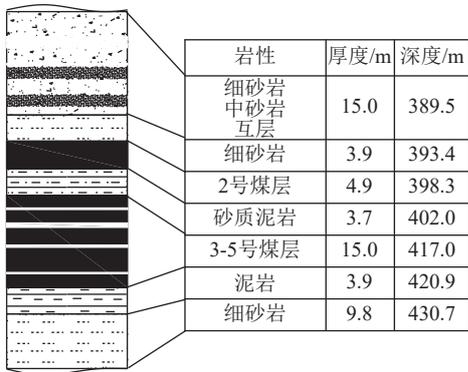


图 28 8102 工作面岩层柱状

Fig.28 Histogram of strata of 8102 working face

该煤矿开采过程基本顶顶板周期性运动, 矿山压力显现明显。因此, 比较“3S”因素可知, 需要设计合理的围岩支护结构来控制顶板运动。针对支架选用不合理问题, 应用采场顶板“给定变形”和“限定变形”控制准则, 重新对支架进行选型计算。

采用对直接顶“限定变形”定阻力, 防止出现动压冲击; 基本顶“给定变形”定缩量, 遵循防止支架压死原则对支架进行选型。直接顶重量由支架全部承担, 基本顶按“给定变形”计算支架缩量。支架支护强度为

$$P_T \geq A = h'_c \gamma_c + m_Z \gamma_Z f_Z = h'_c \gamma_c + m_Z \gamma_Z \frac{(l_k + l_s)^2}{2l_k l_i}$$

式中, f_Z 为悬顶系数; h'_c 为放煤厚度, m; m_Z 为直接顶厚度, m; l_s 为悬顶距, m; l_i 为支护合力作用位置, m。

计算得出支架支护强度为 1.19 MPa, 支架支护阻力为

$$R_T = P_T S_T = 9\ 517\ \text{kN} > 8\ 000\ \text{kN}$$

式中, S_T 为支架支护面积, $8\ \text{m}^2$ 。

支架缩量为

$$\varepsilon_s = \frac{h_c - m_Z (K_A - 1)}{C_E} L_K = 2.5\ \text{m} > 1\ \text{m}$$

经过计算分析, 初步选用的支架支护阻力和缩量均不满足生产要求。计算得出的支架缩量偏大, 因此在顶板来压区域适当留设一部分顶煤, 增大直接顶厚度, 进而减小支架压缩量。建议增大液压支架工作阻力和伸缩量, 最终选用 ZY12000/30/65D 型双伸缩掩护式液压支架, 现场应用效果良好。

6.2 上海庙地质软岩控制

上海庙榆树井煤矿 11505 工作面地质构造简单, 煤层平缓, 平均倾角 3° 。煤层底板主要以泥岩、泥

质粉砂岩为主 (图 29), 包含有膨胀性黏土矿物。工作面回采时, 巷道底鼓破坏引起顶板下沉与两帮收敛变形严重, 巷道断面收缩约 62%。

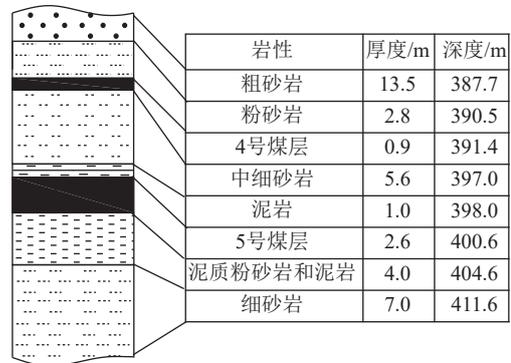


图 29 11505 工作面煤层柱状

Fig.29 Histogram of strata of 11505 working face

巷道底板破坏与应力集中、围岩软弱和支护强度不足有关。底板岩层软弱且应力集中, 由最大最小原理可知, 围岩变形失稳首先发生在抵抗力最小的底板岩层。明确巷道围岩“3S”主控因素, 即围岩结构属性, 实现变形靶向控制, 通过施工反底拱、喷注浆和优化巷道支护参数进行巷道围岩应力调控和围岩结构改性, 实现控制地质软岩大变形目的。反底拱设计调控巷道围岩应力原理如图 30 所示。施工后底鼓变形量减少 60%, 两帮移近量显著减小, 底鼓得到有效控制 (图 31)。

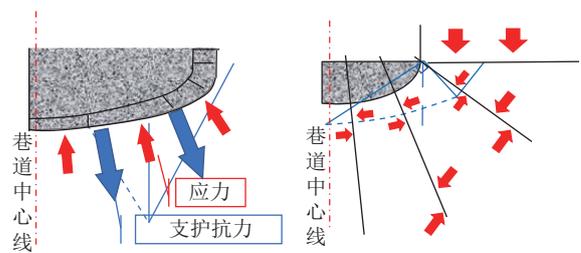


图 30 反底拱设计调控巷道围岩应力^[80]

Fig.30 Inverted arch regulates the stress of roadway surrounding rock^[80]

6.3 王楼煤矿工程软岩巷道控制

27304 工作面埋深 1 000~1 100 m, 煤层平均厚度 3.1 m。3_上煤层直接顶为泥岩, 平均 6.2 m; 基本顶为细砂岩, 平均 43 m (图 32)。受高地应力和上覆岩层结构影响, 巷道顶板下沉严重, 两帮局部移近量大, 导致巷道返修。

根据巷道变形灾变准则判别, 计算巷道围岩各岩层的安全系数 K 。巷道两帮相对于顶底板岩层抵抗力小、容纳能量少, 由最大最小原理可知, 巷道变形首先发生在抵抗力最小的巷帮, 进而诱发复合直接顶变形



图 31 地质软岩巷道控制效果

Fig.31 Control effect of geological soft rock roadway

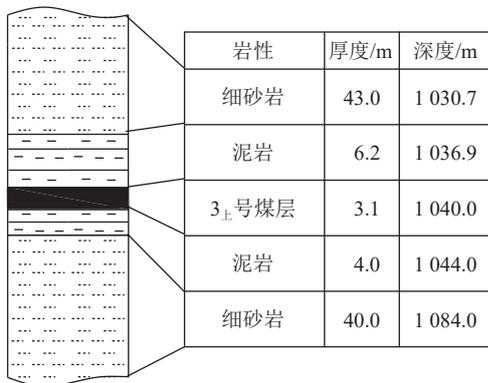


图 32 27304 工作面煤层柱状

Fig.32 Histogram of strata of 27304 working face

失稳。

明确巷道围岩“3S”主控因素,即围岩支护结构,实现变形靶向控制,提出高强高预紧力锚网索支护理念,通过优化巷道支护系统和设计合理预紧力进行巷道围岩应力调控,实现控制工程软岩大变形目的。高强预紧力锚杆施加 60~80 kN 的预紧力,锚杆长度设计 2.6 m。优化后,巷道整体良好,控制效果如图 33 所示。



图 33 巷道支护效果

Fig.33 Control effect of engineering soft rock roadway

6.4 冲击地压控制

东部某煤矿 6310 工作面开采 3 煤层,平均厚度 9.5 m,煤层倾角平均 2°,最大开采深度超过 950 m。直接顶平均厚度 11.9 m,抗压强度约 30 MPa,属不稳

定顶板 (图 34);基本顶平均厚度 10.2 m,抗压强度约 50 MPa,属稳定顶板,6310 回采工作面具有中等冲击危险性。

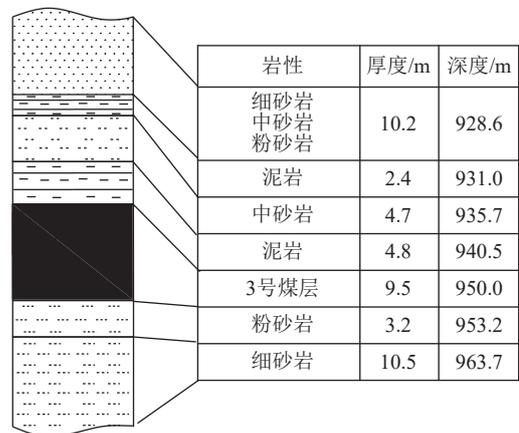


图 34 煤层柱状

Fig.34 Histogram of strata of 6310 panel

工作面上覆厚硬岩层是冲击地压发生的主要灾害力源。基于“3S”因素,明确围岩应力环境是主控因素,因此采取爆破断顶卸压措施对上覆厚硬岩层进行应力调控。

运用释能主控技术,进行了 6310 工作面煤柱留设宽度优化、终采线位置优化、回采底煤优化、工作面推采速度优化等开采设计优化,并针对动力源制定了冲击地压防治方案,包括煤层大直径钻孔卸压和爆破断顶卸压。

爆破断顶钻孔设计布置如图 35 所示。在工作面开切眼、初次来压区域、矿压显现强烈和采空区见方区域提前进行深孔爆破断顶,降低顶板矿压显现强度。切眼每隔 10 m 布置一组走向钻孔,设计断顶孔倾角 75°;工作面在初次“见方”前后 40 m 范围内,两回采巷道分别布置 3 组三孔扇形断顶孔,间距 20 m,倾角依次为 75°、60°、45°;工作面在二次“见方”前后 40 m 范围内皮带顺槽分别布置 3 组三孔扇形断顶孔,间距

20 m, 倾角依次为 75°、60°、45°; 6310 工作面两回采巷道按照间距 20 m 布置走向断顶孔, 与顶板水平方

向呈 75°夹角。卸压措施施工完毕后, 各项冲击预警指标均在临界值以下, 冲击危险性已消除。

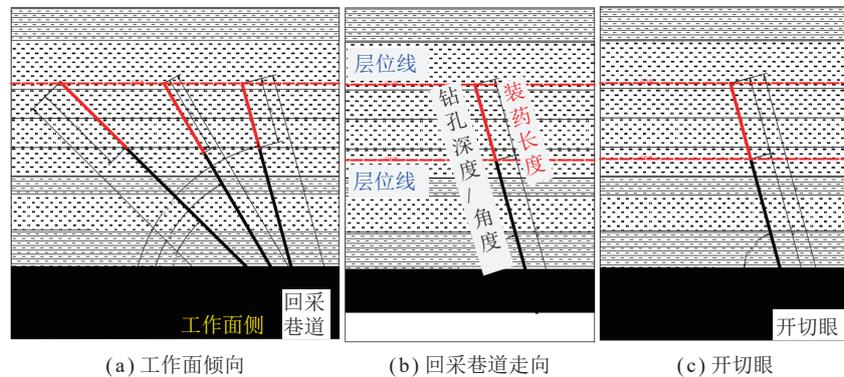


图 35 爆破断顶控制冲击地压

Fig.35 Blasting roof for rock burst control

7 结 论

(1) 矿山岩体灾害与应力场和围岩运动密切相关, 提出改变采动岩层孕灾条件、调控开采空间应力诱灾条件、调整开采空间围岩力学强度的岩体灾害控制思路; 定义采动力学, 从动态角度解释采动力演化和岩体灾害的关联, 采动力是岩体变形-破裂-运动之源。

(2) 提出了采场岩层控制准则和采场巷道灾变控制因素。工程实践中确定“支架-岩层”关系时, 应首先明确其属于“限定变形”或“给定变形”, “限定变形”定阻力, “给定变形”定缩量; 通过明确采场巷道“3S”因素(围岩应力环境、围岩结构属性、围岩支护结构)实现巷道灾变靶向控制。

(3) 建立了一种采场巷道围岩弱面超前识别方法, 并推导了巷道变形灾变判据(安全系数 K)和巷道冲击灾变判据(冲击危险性系数 U); 提出了以应力和能量为指标的岩体灾害控制大小原理和基于统一强度理论确定巷道围岩锚固预紧力设计方法, 为煤岩采动力学行为科学量化分析提供理论基础。

(4) 研发了采场矿压机模拟试验系统、采动力试验系统和蠕变及动力扰动冲击加载试验系统, 可开展开采扰动应力路径的动静组合加卸载试验, 实现大尺度试件非均布加载、“准静态”加载、“工程扰动+准静态”加载仿真真实开挖扰动力学环境。

矿山岩体灾害控制是复杂的科学问题, 论文观点是基于部分矿区工程实践提出的, 其中多项研究仍处于初级阶段, 需同行们联合协同研究, 在工程实践中不断改进完善。

致谢 感谢采动力学与岩层控制课题组文金浩副教授、孟凡宝博士、景所林博士、姜鹏飞博士、李秋

菊硕士及参与论文研究成果工程实践现场科技人员!

参考文献(References):

- [1] 何满潮, 高玉兵, 盖秋凯, 等. 无煤柱自成巷力学原理及其工法[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 19-30.
HE Manchao, GAO Yubing, GAI Qiukai, et al. Mechanical principle and mining methods of automagical entry formation without coal pillars[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 19-30.
- [2] 姜福兴, 张翔, 朱斯陶. 煤矿冲击地压防治体系中的关键问题探讨[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 203-213.
JIANG Fuxing, ZHANG Xiang, ZHU Sitao. Discussion on key problems in prevention and control system of coal mine rock burst[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 203-213.
- [3] 姜福兴, 刘焯, 刘军, 等. 冲击地压煤层局部保护层开采的减压机理研究[J]. 岩土工程学报, 2019, 41(2): 368-375.
JIANG Fuxing, LIU Ye, LIU Jun, et al. Pressure-releasing mechanism of local protective aver in coal seam with rock burst[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2019, 41 (2): 368-375.
- [4] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 煤岩体的强度弱化减冲理论[J]. 河南理工大学学报(自然科学版), 2005, 24(3): 169-175.
DOU Linming, LU Caiping, MOU Zonglong, et al. The theory of intensity weakening for rockburst in coal mine[J]. Journal of Henan Polytechnic University(Natural Science), 2005, 24(3): 169-175.
- [5] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J]. 煤炭学报, 2005, 30(6): 690-694.
DOU Linming, LU Caiping, MOU Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 690-694.
- [6] 王家臣. 基于采动岩层控制的煤炭科学开采[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(2): 40-47.
WANG Jiachen. Sustainable coal mining based on mining ground control[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2019, 1(2): 40-47.
- [7] 康红普, 姜鹏飞, 冯彦军, 等. 煤矿巷道围岩卸压技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(6): 1-15.

- KANG Hongpu, JIANG Pengfei, FENG Yanjun, et al. Destressing technology for rock around coal mine roadways and its applications[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50 (6): 1-15
- [8] 康红普, 王国法, 姜鹏飞, 等. 煤矿千米深井围岩控制及智能开采技术构想[J]. *煤炭学报*, 2018, 43(7): 1789-1800.
- KANG Hongpu, WANG Guofa, JIANG Pengfei, et al. Conception for strata control and intelligent mining technology in deep coal mines with depth more than 1 000 m[J]. *Journal of China Coal Society*, 2018, 43(7): 1789-1800.
- [9] 康红普, 冯彦军, 张震, 等. 煤矿井下定向钻孔水力压裂岩层控制技术及应用[J]. *煤炭科学技术*, 2023, 51(1): 31-44.
- KANG Hongpu, FENG Yanjun, ZHANG Zhen, et al. Hydraulic fracturing technology with directional boreholes for strata control in underground coal mines and its application[J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(1): 31-44
- [10] 谢和平, 高峰, 鞠杨. 深部岩体力学研究及探索[J]. *岩石力学与工程学报*, 2015, 34(11): 2161-2178.
- XIE Heping, GAO Feng, JU Yang. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(11): 2161-2178.
- [11] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. *煤炭学报*, 2019, 44(5): 1283-1305.
- XIE Heping. Research review of the state key research development program of China: Deep rock mechanics and mining theory[J]. *Journal of China Coal Society*, 2019, 44(5): 1283-1305.
- [12] 谢和平, 周宏伟, 刘建锋, 等. 不同开采条件下采动力学行为研究[J]. *煤炭学报*, 2011, 36(7): 1067-1074.
- XIE Heping, ZHOU Hongwei, LIU Jianfeng, et al. Mining-induced mechanical behavior in coal seams under different mining layouts[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(7): 1067-1074.
- [13] 蔡美峰. 深部开采围岩稳定性与岩层控制关键理论和技术[J]. *采矿与岩层控制工程学报*, 2020, 2(3): 5-13.
- CAI Meifeng. Key theories and technologies for surrounding rock stability and ground control in deep mining[J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2020, 2(3): 5-13.
- [14] 齐庆新, 雷毅, 李宏艳, 等. 深孔断顶爆破防治冲击地压的理论与实践[J]. *岩石力学与工程学报*, 2007, 26(S1): 3522-3527.
- QI Qingxin, LEI Yi, LI Hongyan, et al. Theory and application of prevention of rock burst by break-tip blast in deep hole[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2007, 26(S1): 3522-3527.
- [15] 李夕兵, 姚金蕊, 杜坤. 高地应力硬岩矿山诱导致裂非爆连续开采初探——以开阳磷矿为例[J]. *岩石力学与工程学报*, 2013, 32(6): 1101-1111.
- LI Xibing, YAO Jinrui, DU Kun. Preliminary study for induced fracture and non-explosive continuous mining in high-geostress hard rock mine—a case study of Kaiyang phosphate mine[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2013, 32(6): 1101-1111
- [16] 袁亮, 薛俊华, 刘泉声, 等. 煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术[J]. *煤炭学报*, 2011, 36(4): 535-543.
- YUAN Liang, XUE Junhua, LIU Quansheng, et al. Theory and support technology of surrounding rock control in deep rock tunnels of coal mines[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(4): 535-543.
- [17] 张农, 陈红, 陈瑶. 千米深井高地压软岩巷道沿空留巷工程案例[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(3): 494-501.
- ZHANG Nong, CHEN Hong, CHEN Yao. An engineering case of gob-side entry retaining in one kilometer-depth soft rock roadway with high ground pressure[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(3): 494-501.
- [18] 张农, 许兴亮, 李桂臣. 巷道围岩裂隙演化规律及渗流灾害控制[J]. *岩石力学与工程学报*, 2009, 28(2): 330-335.
- ZHANG Nong, XU Xingliang, LI Guichen. Fissure-evolving laws of surrounding rock mass of roadway and control of seepage disasters[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2009, 28(2): 330-335.
- [19] 张农. 巷道围岩强化支护技术体系及实践[C]// 煤炭开采新理论与新技术——中国煤炭学会开采专业委员会 2007 年学术年会论文集. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2007.
- [20] 马念杰, 赵希栋, 赵志强, 等. 深部采动巷道顶板稳定性分析与控制[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(10): 2287-2295.
- MA Nianjie, ZHAO Xidong, ZHAO Zhiqiang, et al. Stability analysis and control technology of mine roadway roof in deep mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(10): 2287-2295.
- [21] 王爱文, 孙郑齐, 潘一山, 等. 梯度围岩结构应力波透射模型与传播衰减规律[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(5): 1969-1984.
- WANG Aiwen, SUN Zhengqi, PAN Yishan, et al. Transmission model and propagation attenuation law of stress wave in gradient surrounding rock structure[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(5): 1969-1984.
- [22] 王家臣, 刘峰, 王蕾. 煤炭科学开采与开采科学[J]. *煤炭学报*, 2016, 41(11): 2651-2660.
- WANG Jiachen, LIU Feng, WANG Lei. Sustainable coal mining and mining sciences[J]. *Journal of China Coal Society*, 2016, 41(11): 2651-2660.
- [23] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010: 59-60.
- [24] 宋振骥, 卢国志, 夏洪春. 一种计算采场支承压力的新算法[J]. *山东科技大学学报(自然科学版)*, 2006, 25(1): 1-4.
- SONG Zhenqi, LU Guozhi, XIA Hongchun. A new algorithm for calculating the distribution of face abutment pressure[J]. *Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science)*, 2006, 25(1): 1-4.
- [25] 许国胜. 基于覆岩应力的岩层移动变形机理及预计模型研究[D]. 焦作: 河南理工大学, 2018.
- XU Guosheng. Mechanism and prediction model of overlying strata movement and deformation based on the stress distribution[D]. Jiaozuo: Henan University of Technology, 2018.
- [26] 钱鸣高. 20 年来采场围岩控制理论与实践的回顾[J]. *中国矿业大学学报*, 2000, 29(1): 1-4.
- QIAN Minggao. Review of the theory and practice of strata control around longwall face in recent 20 years[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2000, 29(1): 1-4.
- [27] 宋振骥, 郝建, 石永奎, 等. “实用矿山压力控制理论”的内涵及发展综述[J]. *山东科技大学学报(自然科学版)*, 2019, 38(1): 1-15.
- SONG Zhenqi, HAO Jian, SHI Yongkui, et al. An overview of con-

- notation and development of practical ground pressure control theory[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science), 2019, 38(1): 1-15
- [28] 钱鸣高. 采场围岩控制理论与实践[J]. 矿山压力与顶板管理, 1999(Z1): 12-15.
- [29] 钱鸣高, 许家林. 煤炭开采与岩层运动[J]. 煤炭学报, 2019, 44(4): 973-984.
QIAN Minggao, XU Jialin. Behaviors of strata movement in coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(4): 973-984.
- [30] 许家林. 岩层控制与煤炭科学开采——记钱鸣高院士的学术思想和科研成果[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(1): 1-6.
XU Jialin. Strata control and scientific coal mining-A celebration of the academic thoughts and achievements of Academician Minggao Qian[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(1): 1-6.
- [31] 宋振骥, 蒋金泉. 煤矿岩层控制的研究重点与方向[J]. 岩石力学与工程学报, 1996(2): 33-39.
SONG Zhenqi, JIANG Jinquan. The current research situation and developing orientation of strata control in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996(2): 33-39.
- [32] 宋振骥, 蒋宇静, 刘建康. “实用矿山压力控制”的理论和模型[J]. 煤炭科技, 2017(2): 1-10.
SONG Zhenqi, JIANG Yujing, LIU Jiankang. Theory and model of “practical method of mine pressure control” [J]. Coal Science & Technology Magazine, 2017(2): 1-10.
- [33] 何满潮. 110/N00 工法原理及关键技术进展[J]. 山西煤炭, 2023, 43(3): 1-4.
HE Manchao. 110/N00 mining method principle and key technology development[J]. Shanxi Coal, 2023, 43(3): 1-4.
- [34] 何满潮. 无煤柱自成巷开采理论与 110 工法[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 869-881.
HE Manchao. Theory and engineering practice for non-pillars mining with automagical entry formation and 110 mining method[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 869-881.
- [35] 何满潮, 盖秋凯, 高玉兵, 等. 坚硬顶板无煤柱自成巷碎胀平衡机理与调控研究[J]. 中国矿业大学学报, 2023, 52(5): 831-844, 930.
HE Manchao, GAI Qiukai, GAO Yubing, et al. Research on the mechanism and control of bulking equilibrium of non-pillar mining with automatic entry formation for hard roof[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2023, 52(5): 831-844, 930.
- [36] 何满潮, 陈上元, 郭志彪, 等. 切顶卸压沿空留巷围岩结构控制及其工程应用[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(5): 959-969.
HE Manchao, CHEN Shangyuan, GUO Zhibiao, et al. Control of surrounding rock structure for gob-side entry retaining by cutting roof to release pressure and its engineering application[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(5): 959-969
- [37] 王家臣, 杨胜利, 杨宝贵, 等. 深井超长工作面基本顶分区破断模型与支架阻力分布特征[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 54-63.
WANG Jiachen, YANG Shengli, YANG Baogui, et al. Roof sub-regional fracturing and support resistance distribution in deep longwall face with ultra-large length[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 54-63.
- [38] 王家臣, 王兆会, 唐岳松, 等. 千米深井超长工作面顶板分区破断驱动机制与围岩区域化控制研究[J]. 煤炭学报, 2023, 48(10): 3615-3627.
WANG Jiachen, WANG Zhaohui, TANG Yuesong, et al. Regional failure mechanism of main roof and zonal method for ground control in kilometer-deep longwall panel with large face length[J]. Journal of China coal society, 2023, 48(10): 3615-3627.
- [39] 伍永平. 大倾角煤层开采“顶板-支护-底板”系统的动力学方程[J]. 煤炭学报, 2005, 30(6): 685-689.
WU Yongping. Dynamic equation of system “roof(R)-support(S)-floor(F)” in steeply dipping seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 685-689.
- [40] 伍永平. 大倾角煤层开采“顶板-支护-底板”系统稳定性及动力学模型[J]. 煤炭学报, 2004, 29(5): 527-531.
WU Yongping. Dynamic model and stability of system “roof-support-floor” in steeply dipping seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(5): 527-531
- [41] 伍永平, 解盘石, 任世广. 大倾角煤层开采围岩空间非对称结构特征分析[J]. 煤炭学报, 2010, 35(2): 182-184.
WU Yongping, XIE Panshi, REN Shiguang. Analysis of asymmetric structure around coal face of steeply dipping seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(2): 182-184.
- [42] 伍永平, 王红伟, 解盘石. 大倾角煤层长壁开采围岩宏观应力拱壳分析[J]. 煤炭学报, 2012, 37(4): 559-564.
WU Yongping, WANG Hongwei, XIE Panshi. Analysis of surrounding rock macro stress arch-shell of longwall face in steeply dipping seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(4): 559-564.
- [43] 姜福兴, 刘懿, 张益超, 等. 采场覆岩的“载荷三带”结构模型及其在防冲领域的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(12): 2398-2408.
JIANG Fuxing, LIU Yi, ZHANG Yichao, et al. A three-zone structure loading model of overlying strata and its application on rock-burst prevention[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(12): 2398-2408.
- [44] 黄庆享, 唐朋飞. 浅埋煤层大采高工作面顶板结构分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(2): 282-286.
HUANG Qingxiang, TANG Pengfei. Roof structure analysis on large mining height longwall face in shallow coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(2): 282-286.
- [45] 黄庆享, 周金龙. 浅埋煤层大采高工作面矿压规律及顶板结构研究[J]. 煤炭学报, 2016, 41(S2): 279-286.
HUANG Qingxiang, ZHOU Jinlong. Roof weighting behavior and roof structure of large mining height longwall face in shallow coal seam[J]. Journal of China coal society, 2016, 41(S2): 279-286.
- [46] 黄庆享, 王小军, 胡俭, 等. 崩梁区浅埋采空区下开采顶板活化结构与支架动载研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 983-990.
HUANG Qingxiang, WANG Xiaojun, HU Jian, et al. Activated roof structure and dynamic load of support under goaf of shallow-buried close coal seams in loess hilly area[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 983-990.
- [47] 黄庆享, 王小军, 贺雁鹏, 等. 浅埋近距离煤层开采顶板活化结构及支架动载研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(5): 857-866.
HUANG Qingxiang, WANG Xiaojun, HE Yanpeng, et al. Activ-

- ated roof structure and support dynamic load in shallow-buried close coal seam mining[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2022, 39(5): 857–866.
- [48] 于斌, 邵阳, 匡铁军, 等. 大空间采场远近场坚硬顶板井上下控制理论及技术体系[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(5): 1875–1893.
YU Bin, TAI Yang, KUANG Tiejun, et al. Theory and technical system of control of far-near field hard roofs from ground and underground in a large space stope[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(5): 1875–1893.
- [49] 于斌, 匡铁军, 杨敬轩, 等. 特厚煤层开采坚硬顶板覆岩结构及其演化特征分析[J]. *煤炭科学技术*, 2023, 51(1): 95–104.
YU Bin, KUANG Tiejun, YANG Jingxuan, et al. Analysis of overburden structure and evolution characteristics of hard roof mining in extremely thick coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(1): 95–104.
- [50] 左建平, 李颖, 李宏杰, 等. 采动岩层全空间“类双曲面”立体移动模型[J]. *矿业科学学报*, 2023, 8(1): 1–14.
ZUO Jianping, LI Ying, LI Hongjie, et al. The model of spatial analogous hyperboloid for three-dimensional rock strata movement in mining engineering[J]. *Journal of Mining Science and Technology*, 2023, 8(1): 1–14.
- [51] 左建平, 于美鲁, 孙运江, 等. 采动岩层破断力学及内外类双曲线整体移动模型[J]. *中国科学基金*, 2022, 36(01): 128–136.
ZUO Jianping, YU Meilu, SUN Yunjiang, et al. Mining strata fracture mechanics and inner and outer analogous hyperbola integral movement model[J]. *Bulletin of National Natural Science Foundation of China*, 2022, 36(1): 128–136.
- [52] 左建平, 孙运江, 刘海雁, 等. 采动岩石多尺度破坏力学[J]. *矿业科学学报*, 2021, 6(5): 509–523.
ZUO Jianping, SUN Yunjiang, LIU Haiyan, et al. Multi-scale failure mechanics of rock in mining engineering[J]. *Journal of Mining Science and Technology*, 2021, 6(5): 509–523.
- [53] 左建平, 吴根水, 孙运江, 等. 岩层移动内外“类双曲线”整体模型研究[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(2): 333–343.
ZUO Jianping, WU Genshui, SUN Yunjiang, et al. Investigation on the inner and outer analogous hyperbola model (AHM) of strata movement[J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(2): 333–343.
- [54] 左建平, 孙运江, 钱鸣高. 厚松散层覆岩移动机理及“类双曲线”模型[J]. *煤炭学报*, 2017, 42(6): 1372–1379.
ZUO Jianping, SUN Yunjiang, QIAN Minggao. Movement mechanism and analogous hyperbola model of overlying strata with thick alluvium[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(6): 1372–1379.
- [55] 文志杰, 景所林, 宋振骥, 等. 采场空间结构模型及相关动力灾害控制研究[J]. *煤炭科学技术*, 2019, 47(1): 52–61.
WEN Zhijie, JING Sulin, SONG Zhenqi, et al. Study on coal face spatial structure model and control related dynamic disasters[J]. *Coal Science and Technology*, 2019, 47(1): 52–61.
- [56] 文志杰. 无煤柱沿空留巷控制力学模型及关键技术研究[D]. 济南: 山东科技大学, 2012.
WEN Zhijie. Study on the key technologies and mechanical model of gob-side retaining entry[D]. Jinan: Shandong University of Science and Technology, 2012.
- [57] 文志杰, 汤建泉, 王洪彪. 大采高采场力学模型及支架工作状态研究[J]. *煤炭学报*, 2011, 36(S1): 42–46.
WEN Zhijie, TANG Jianquan, WANG Hongbiao. Study on mechanical model and hydraulic support working state in mining stope with large mining height[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(S1): 42–46.
- [58] 侯朝炯, 王襄禹, 柏建彪, 等. 深部巷道围岩稳定性控制的基本理论与技术研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2021, 50(1): 1–12.
HOU Chaojiong, WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, et al. Basic theory and technology study of stability control for surrounding rock in deep roadway[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2021, 50(1): 1–12.
- [59] 侯朝炯. 煤巷锚杆支护的关键理论与技术[J]. *矿山压力与顶板管理*, 2002(1): 2–5, 109.
HOU Chaojiong. Key theory and technique of coal entry bolt supporting[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2002 (1): 2–5, 109
- [60] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理[J]. *煤炭学报*, 2001, 26(1): 1–7.
HOU Chaojiong, LI Xuehua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2001, 26(1): 1–7
- [61] 侯朝炯, 勾攀峰. 巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2000, 19(3): 342–345.
HOU Chaojiong, GOU Panfeng. Mechanism study on strength enhancement for the rocks surrounding roadway supported by bolt[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2000, 19(3): 342–345
- [62] 康红普. 我国煤矿巷道围岩控制技术发展 70 年及展望[J]. *岩石力学与工程学报*, 2021, 40(1): 1–30.
KANG Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(1): 1–30.
- [63] 康红普, 吴拥政, 何杰, 等. 深部冲击地压巷道锚杆支护作用研究与实践[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(10): 2225–2233.
KANG Hongpu, WU Yongzheng, HE Jie, et al. Rock bolting performance and field practice in deep roadway with rock burst[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(10): 2225–2233.
- [64] 康红普, 姜鹏飞, 黄炳香, 等. 煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(3): 845–864.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, HUANG Bingxiang, et al. Roadway strata control technology by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. *Journal of China coal society*, 2020, 45(3): 845–864.
- [65] 董方庭, 宋宏伟, 郭志宏, 等. 巷道围岩松动圈支护理论[J]. *煤炭学报*, 1994(1): 21–32.
- [66] 董方庭. 软岩巷道支护基础理论的研究[J]. *建井技术*, 1991(Z1): 40–44, 95.
- [67] 董方庭, 鹿守敏, 高树棠. 巷道围岩状态和支护理论的探讨——兼论软岩巷道支护[J]. *矿山压力*, 1987(2): 12–15, 65.
- [68] 马念杰, 马海燕, 王银伟, 等. 深部大变形巷道支护原理与柔性锚索支护技术[J]. *采矿与安全工程学报*, 2023, 40(5): 957–964.

- MA Nianjie, MA Haiyan, WANG Yinwei, et al. Support principle and flexible cable support technology of deep large deformation roadway[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(5): 957–964.
- [69] 马念杰, 李季, 赵志强. 圆形巷道围岩偏应力场及塑性区分布规律研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2015, 44(2): 206–213.
- MA Nianjie, LI Ji, ZHAO Zhiqiang. Distribution of the deviatoric stress field and plastic zone in circular roadway surrounding rock[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2015, 44(2): 206–213.
- [70] 马念杰, 冯吉成, 吕坤, 等. 煤巷冒顶成因分类方法及其支护对策研究[J]. *煤炭科学技术*, 2015, 43(6): 34–40.
- MA Nianjie, FENG Jicheng, LÜ Kun, et al. Study on cause classification method and support countermeasures of roof falling in coal drift[J]. *Coal Science and Technology*, 2015, 43(6): 34–40.
- [71] 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.
- [72] 文志杰, 张瑞新, 杨涛, 等. 基于应力梯度理论的锚杆合理预紧力[J]. *煤炭学报*, 2018, 43(12): 3309–3319.
- WEN Zhijie, ZHANG Ruixin, YANG Tao, et al. Reasonable pre-tightening force of bolt based on the theory of stress gradient[J]. *Journal of China Coal Society*, 2018, 43(12): 3309–3319.
- [73] KIVI I, AMERI M, MOLLADAVOODI H. Shale brittleness evaluation based on energy balance analysis of stress-strain curves[J]. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2018, 167: 1–19.
- [74] 左建平, 宋洪强. 煤岩组合体的能量演化规律及差能失稳模型[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(8): 3037–3051.
- ZUO Jianping, SONG Hongqiang. Energy evolution law and differential energy instability model of coal-rock combined body[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(8): 3037–3051.
- [75] ZHU W C, WEI J, ZHAO J, et al. 2D numerical simulation on excavation damaged zone induced by dynamic stress redistribution. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2014, 43: 315–326.
- [76] WALTON G, KIM E, SINHA S, et al. Investigation of shaft stability and anisotropic deformation in a deep shaft in Idaho, United States[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2021, 105: 160–171.
- [77] 左建平, 文金浩, 刘德军, 等. 深部巷道等强支护控制理论[J]. *矿业科学学报*, 2021, 6(2): 148–159.
- ZUO Jianping, WEN Jinhao, LIU Dejun, et al. Control theory of uniform strength support in deep roadway[J]. *Journal of Mining Science and Technology*, 2021, 6(2): 148–159.
- [78] WEN Zhijie, MENG Fanbao, JIANG Yujing, et al. Development and application of a series of experimental devices for coal mining dynamic behavior research[J]. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, 2022, 8: 71.
- [79] 文志杰, 黄景, 蒋宇静, 等. 动静组合循环加载试验系统研制及试验[J]. *中南大学学报(自然科学版)*, 2021, 52(8): 2817–2827.
- WEN Zhijie, HUANG Jing, JIANG Yujing, et al. Development and experiment of a coupled static-dynamic cyclic loading test system[J]. *Journal of Central South University(Science and Technology)*, 2021, 52(8): 2817–2827.
- [80] WEN Zhijie, JING Sulin, MENG Fanbao, et al. Control technology for floor heave of Jurassic soft rock in the Erdos Basin of China: A case study[J]. *Journal of Central South University*, 2022, 29 (12): 4051–4065.