

浅埋复采工作面厚硬岩层 - 煤柱结构模型 及其稳定性研究

张 明¹, 成云海¹, 王 磊¹, 姜福兴², 李 骐³

(1. 安徽理工大学 省部共建深部煤矿采动响应与灾害防控国家重点实验室, 安徽 淮南 232001; 2. 北京科技大学 金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083; 3. 中国矿业大学(北京) 资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要: 厚硬岩层和煤柱是浅埋复采工作面开采诱发动力灾害的主要因素。以山东高庄煤矿浅埋水采复采工作面为工程背景, 为了揭示厚硬岩层运动和煤柱应力演化之间的关系及其组成系统失稳规律, 提出采场“厚硬岩层 - 煤柱”结构模型, 分析结构模型的不同岩层重力形式、范围大小和变形特征, 推导出厚硬岩层岩梁在固支端集中力和周期破断步距表达式, 并以此为基础, 综合煤体煤柱“动 - 静”载应力与其综合支承强度之间关系, 探讨了厚硬岩层 - 煤柱失稳的力学判据、煤柱应力变化特征及其灾害防控方法。研究结果表明: (1) 厚硬岩层条件下, 水采复采工作面能够形成连续的“┌”型空间结构, 包括水平方向的“传递体”和高度方向的“支撑体”, 传递体周期性运动是形成支撑体煤柱煤体支承应力集中和转移的主要原因; (2) 煤柱煤体的静态支承应力 p 主要由支撑体受到的自身岩层重力 (G 和 F_1) 与传递体转移岩层重力 F_2 共同形成, 传递体结构的厚硬岩层破断运动是产生动载应力 p_d 的主要原因, 阐释了厚硬岩层 - 煤柱结构模型的 I, II - 1, II - 2 和 II - 3 失稳类型。成果成功运用于 3_上301 工作面开采实践, 微震和应力监测等结果佐证了预测模型的合理性, 并通过实施冲击防控措施, 最终实现了工作面安全回采。

关键词: 采矿工程; 浅埋煤层; 复采工作面; 厚硬岩层; 煤柱; 失稳判据; 灾害防控

中图分类号: TD 325

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2019)01 - 0087 - 14

Structure model and stability research of thick hard strata-coal pillar in shallow-buried re-mined panels

ZHANG Ming¹, CHENG Yunhai¹, WANG Lei¹, JIANG Fuxing², LI Qi³

(1. State Key Laboratory of Mining-induced Response and Disaster Prevention and Control in Deep Coal Mines, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 2. State Key Laboratory of High-efficient Mining and Safety of Metal Mines, Ministry of Education, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 3. School of Resources and Safety Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: Thick hard strata and coal pillars are the main factors for the mining-induced dynamic disasters in shallow-buried re-mined panels. In order to reveal the relation between the thick hard strata movement and the evolution of the coal pillar stress and its instability regularities, the shallow-buried re-mined panels in Gaozhuang mine in Shandong Province, China, is investigated as the engineering background. A “thick hard strata-coal pillar”

收稿日期: 2018 - 07 - 17; **修回日期:** 2018 - 08 - 04

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51674014, 51574008); 安徽省教育厅高校科学研究项目(KJ2018A0077)

Supported by the National Natural Science Foundation of China(Grant Nos. 51674014 and 51574008) and Anhui Provincial Department of Education(Grant No. KJ2018A0077)

作者简介: 张 明(1987 -), 男, 2017 年于北京科技大学采矿工程专业获博士学位, 现任讲师, 主要从事矿山压力与岩层控制和冲击地压等方面的教学与研究。E-mail: ok_ming_ming@126.com。通讯作者: 王 磊(1980 -), 男, 现任教授、博士生导师。E-mail: leiwang723@126.com

DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2018.0825

structure model of the stope is proposed, and the gravity form, range size and deformation features of different strata of the structure model are analyzed. An expression of the concentrated force of the solid support and the periodic breaking step of thick hard strata is derived, and the mechanical instability criterion of “Thick Hard Strata-Coal Pillar”, the variation features of the coal pillar stress, and disaster prevention and control methods are discussed considering the relationship between the “dynamic-static” loading stress of coal pillar and its comprehensive supporting strength. The research results indicate that the hydraulic re-mining panel can form a continuous “└” type space structure under the condition of thick strata, which includes a horizontal “deliver body” and a vertical “support body”, and that the periodic motion of the “deliver body” is the main reason for the stress concentration and transfer of the coal pillar. It is also shown that the static support stress p of the coal pillar is mainly formed by the “support body” gravity (G and F_L) and the “deliver body” transferring gravity F_2 , and the break motion of the thick strata of the “deliver body” is the main cause of the dynamic stress p_d , which interprets the instability types of I, II - 1, II - 2 and II - 3 of “Thick Hard Strata-Coal Pillar” structure model. The research results were successfully applied to the No.3_{upper}301 panel and safe recovery of the panel was carried out by using prevention and control measures. The rationality of the prediction model was further proven by the microseismic and stress monitoring results.

Key words: mining engineering; shallow-buried seam; re-mined panels; thick hard strata; coal pillars; instability criteria; disaster prevention and control

1 引言

我国煤炭资源分布广泛, 矿井开采深度变化范围大, 采动灾害种类繁多, 随着矿井开采强度的不断加大, 矿震或冲击地压灾害事故被频繁报道, 已经引起了政府、生产单位和科研人员的持续关注^[1]。据不完全统计, 1985 年我国受矿震或冲击地压影响的矿井数量仅有 32 座, 到 2016 年底, 这类矿井数量达到了 167 座^[2], 同时仍有许多已有矿震或冲击地压显现但还未正式纳入冲击地压管理的矿井, 矿震或冲击地压动灾害成为影响我国煤矿安全生产和制约矿区和谐发展的瓶颈问题。近年来, 浅部煤层矿井也发生了冲击地压事故, 主要诱发因素包括: 煤层冲击倾向性、顶板赋存厚硬岩层、存在老巷(空区)以及孤岛工作面开采等, 比较典型的是新疆宽沟煤矿 W1143 工作面(平均采深 317 m), 在 2010 年发生的“10·8”冲击地压事故^[3], 造成了 4 人死亡、多人受伤以及设备损坏的严重后果, 是新疆地区浅埋煤层开采首例冲击地压事故。

诸多学者开展了厚硬岩层采场条件下的矿震或冲击地压研究, 取得了许多有用的成果。在厚硬岩层运动及其覆岩结构形成、失稳方面, 钱鸣高等^[4]提出了关键层理论与砌体梁理论, 为揭示采场覆岩运动、应力演化和动力显现之间的关系提供了理论基础; 姜福兴等^[5-6]首先提出了采场平面方向的 O, S, C 和 θ 四类覆岩结构模型, 随后建立了影响冲击

地压应力场的“载荷三带”岩层结构模型, 将上覆岩层组划分为“即时加载带”、“延时加载带”和“静载带”三带, 拓展了采场矿压研究的范围; L. M. Dou 等^[7]分析了采场竖直方向 OX-F-T 覆岩空间结构演化规律, 为空间结构失稳型矿震预测和防治提供了依据; 蒋金泉等^[8]建立了高位厚硬岩层弹性基础支承下的 Winkler 基础正交梁力学模型, 得到了高位厚硬岩层破断规律的演化特征; 王树立等^[9]研究了多煤层重复采动条件下厚硬岩层二次失稳运动与矿震发生的关系, 得到了“剪切滑落型”和“滑移沉降型”两类冲击机制。在厚硬岩层条件下煤层(柱)冲击失稳与防治方面, 王存文等^[10]采用微震监测手段, 分析了深井厚硬岩层条件下遗留煤柱的应力状态及其强剪切区内岩层受剪断裂诱发冲击机制; 朱广安等^[11]提出了孤岛工作面的长臂对称、短臂对称和非对称 3 类覆岩结构的应力传递机制及其工作面静载荷、动载荷分析方法, 得到了孤岛工作面采前冲击危险性评估模型; 李新华和张向东^[12]以浅埋缓倾斜工作面坚硬直接顶为背景, 分析了其破断运动过程的冲击地压能量来源和灾变机制; 张明等^[13]研究了两侧不对称采动条件下厚硬岩层与煤柱协同变形机制及其系统失稳判据; 刘金海等^[14]、刘志刚等^[15]分别阐述了压裂注水和爆破技术在深井煤柱等应力集中区防治冲击灾害方面的应用。

已有研究成果揭示了采场厚硬岩层运动与煤岩体冲击之间的关系, 涉及的矿井煤层埋深绝大部分超过 400 m, 甚至接近和超过 1 000 m, 对类似条件

矿井安全开采具有一定的借鉴意义。国家煤矿安监局最新颁布的《防治煤矿冲击地压细则》第十条对矿井埋深超过 400 m 的煤层冲击地压的防治提出了明确的要求，但是某些开采条件复杂的浅埋矿井也需要重视。例如山东高庄煤矿西三采区为水采复采区，首先复采 3_上煤(3_下煤暂未开采)，3_上301 首采工作面为采区最浅的工作面，采深约 244.8 m，煤层具有冲击倾向性，工作面内遗留了较多的水采老巷，老巷切割形成的煤柱宽度约 20 m，同时采场上覆多组厚硬岩层。同属滕南煤田的联创公司(原陶庄煤矿)2012 年 3 月 1 日，二煤层 266 采区(20 世纪 70~80 年代)进行水采区复采的过程中，首采面采掘期间发生了一次冲击地压事故，“3·1”事故造成 2 人死亡，冲击附近的煤层具有冲击倾向性(煤层单轴抗压强度约 16 MPa)，煤层上方约 30.8 m 位置赋存的坚硬中砂岩基本顶厚约 26.0 m。因此，需要针对水采复采工作面的厚硬岩层与煤柱耦合作用机制、结构模型的形成与失稳条件、灾害预测和防控等方面开展系统性研究。鉴于此，为了揭示此类开采条件下灾害发生特征和条件，并为后续深部开采提供理论基础，本文针对高庄煤矿浅埋复采工作面“厚硬岩层 - 煤柱”结构模型及其稳定性开展研究，以期对相似条件矿井灾害预测和防控提供参考。

2 研究背景

高庄煤矿西三采区原先为水力穿采区，采用了单面漏斗采煤法，在开采范围形成了近似“条带状”或“网状”的穿梭巷道(群)，这些区域内煤层及其顶板整体性遭到了一定的破坏，二者裂隙发育较为严重，存在部分严重垮落可能性。工作面井下相对位置如图 1 所示，3_上301 工作面位于西三采区西南部，是西三采区首采工作面，工作面主要开采区域煤层底板等高线 -180~-220 m，地面标高为 +33.1~+35.2 m，工作面自切眼推进 850 m，经调斜后推进 360 m 左右至停采线，工作面切眼宽度为 60 m，自切眼开始，工作面进行续架扩面，工作面推进 125 m 左右时，工作面拓宽至 166 m，工作面调斜后至停采线过程中，工作面宽度缓慢缩减至 95 m。3_上301 工作面的水采巷道主要位于调斜区域，这些区域内的穿采巷道大致沿着工作面倾斜方向分布，切割煤体形成了近似“条形状”的连续煤柱，水采老巷宽 4~6 m，“条形状”煤柱宽约 20 m。工作面采用倾斜长壁综合机械化采煤法，顶板管理方

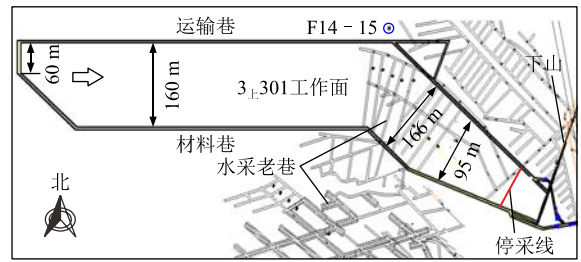


图 1 3_上301 工作面平面位置

Fig.1 Plane position of No.301 work face

法为全部垮落法。

3_上煤层特征为灰黑~黑色，弱玻璃~玻璃光泽，条带状、透镜状结构，沉积稳定、结构简单，仅在极少数钻孔见有一层夹矸，厚度 0.4~1.6 m，岩性以黏土岩为主。3_上煤厚 4.6~6.5 m，平均 5.5 m，煤层硬度较大，根据煤层冲击地压倾向性鉴定结果：3_上煤具有强冲击倾向性(煤层单轴抗压强度约 14.3 MPa)，顶板弱冲击倾向性、底板无冲击倾向性。临近工作面的 F14 - 15 钻孔柱状如图 2 所示，直接顶为 3.6 m 厚的细砂岩，基本顶为厚约 24.8 m 的细砂岩(低位亚关键层)，距离 3_上煤层底板约 118.0 m 的位置赋存 42.7 m 厚细砂岩层，构成了采场的高位主关键层。工作面顶板以砂岩(组)为主，硬度较大，局部含泥岩，存在坚硬顶板运动诱发冲击地压等强动力显现的可能性。

名称	岩性	柱状	厚度/m	累计厚度/m
表土层	黏土		84.1	244.8
	细砂岩		42.7	160.7
基岩层	含泥质夹层砂岩组，单层厚度一般小于 10m		76.5	118.0
基本顶	细砂岩		24.8	41.5
	粉砂岩		5.7	16.7
	中砂岩		1.9	11.0
直接顶	细砂岩		3.6	9.1
3 _上 煤	煤层		5.5	5.5
	粉砂岩		2.1	0.0
	细砂岩		5.6	
3 _下 煤	煤层		3.8	
	细砂岩		5.3	

图 2 F14 - 15 钻孔柱状图

Fig.2 Drilling histogram of F14 - 15

3 复采工作面连续开采“厚硬岩层 - 煤柱”结构基本特征分析

3.1 厚硬岩层悬臂梁或砌体梁结构辨析

矿山压力理论认为，采场上覆关键层破断后可

能出现 2 种基本形态特征：关键层悬臂梁结构和砌体梁结构(或称为铰接结构)，这两类关键层结构决定了工作面来压大小，控制了灾害的发生类型和危险程度。采场关键层形成何种形态的主要因素是采高和关键层距煤层高度，即关键层破断后，破断岩块的回转量是否超过其保持稳定结构的最大回转量。煤层采出后低位直接顶逐层垮落运动并充填采空区，根据钱鸣高等^[16]研究结果，厚硬岩层的破断岩块回转量 Δ_j 与其形成悬臂梁结构所需要的最大回转量 Δ_{max} 分别为

$$\left. \begin{aligned} \Delta_j &= m - (K_S - 1)h_L \\ \Delta_{max} &= h - L\sqrt{2(q_0 + \gamma h)/[\sigma]} \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中： m 为煤层厚度或者采高； K_S 为顶煤(板)至厚硬岩层底部之间的低位垮落岩层(块)综合碎胀系数； h_L 为厚硬岩层距煤层的高度； L 为厚硬岩层的破断步距； q_0 为厚硬岩层岩梁所承受的上覆岩层载荷； γ 、 h 分别为厚硬岩层的容重和厚度； $[\sigma]$ 为厚硬岩层破断后岩块的抗压强度，一般取 $[\sigma] = (0.3 \sim 0.4)[\sigma_h]$ ，其中， $[\sigma_h]$ 为厚硬岩层极限抗压强度。

厚硬岩层悬臂梁结构形成条件^[16]为 $\Delta_j \geq \Delta_{max}$ ，反之则形成砌体梁结构。开采实践表明，当厚硬岩层距离煤层较远时，通常会形成厚硬岩层砌体梁结构，相反如果开采煤层厚度越大、厚硬岩层距煤层越近，则越容易形成厚硬岩悬臂岩梁结构。针对 3_上301 复采工作面的基本条件，分析工作面推采过程中，厚约 24.8 m 的细砂岩基本顶(低位亚关键层)周期破断运动阶段形成的岩梁结构类型。根据现场开采实践，竖直方向上覆岩最大破裂高度距 3_上煤层 0~70 m， $q_0 = 0.71$ MPa，基本顶周期破断步距 $L = 19 \sim 28$ m(相关具体分析见下文)，其他参数分别取为： $m = 5.5$ m， $K_S = 1.25$ ， $h_L = 16.7$ m， $h = 24.8$ m， $\gamma = 26$ kN/m³， $[\sigma] \approx 40$ MPa，代入式(1)得到 $\Delta_j = 1.33$ m， $\Delta_{max} = 17.5 \sim 20.1$ m，满足 $\Delta_j < \Delta_{max}$ ，表明 3_上301 工作面开采时，细砂岩(基本顶)周期破断后能够形成稳定的砌体梁结构。下文重点研究 3_上301 工作面开采过程中厚硬岩层砌体梁结构特征的“厚硬岩层 - 煤柱”结构模型，其他条件下形成的悬臂梁结构特征及其“厚硬岩层 - 煤柱”结构模型，可参考本文研究方法。

3.2 3_上301 工作面连续开采“厚硬岩层 - 煤柱”结构特征演变

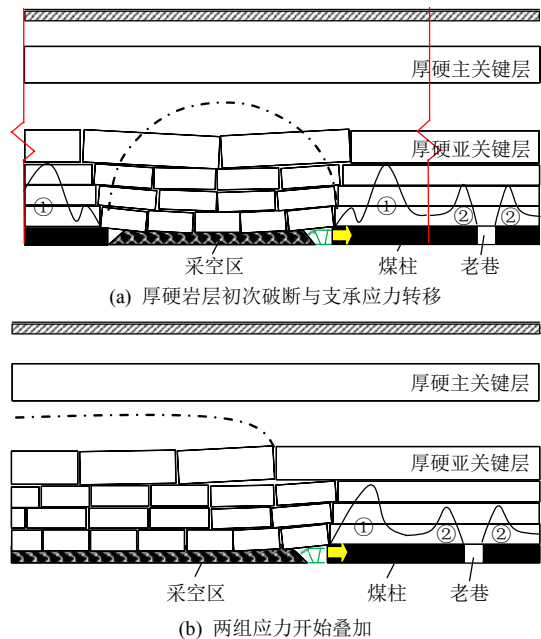
“采场覆岩运动 - 应力演化 - 矿压和动力显现”之间存在一定的关系，研究上覆岩层特别是厚

硬岩层的运动状态，是采场压力分析与灾害预测的基础^[17]。厚硬岩层作为采场地层系统的主要“骨架”，影响覆岩运动状态和分布特征，并对动力灾害发生起控制性作用，为了探索“厚硬岩层 - 煤柱”结构形成和破坏的基本特征，需要采用矿压理论分析 3_上301 工作面连续开采条件下，厚硬岩层运动情况、工作面与老巷之间的煤柱支承应力演化及其稳定性状态，并为后续力学模型构建和灾害预测提供基础。

3_上煤层上方赋存 2 组细砂岩关键层，首选需要推测开采过程竖直方向上能够影响的关键层，辨析各级关键层的运动状态，找到影响灾害发生的关键层。根据 X. Luo 和 P. Hatherly^[18]研究和本矿其他工作面开采经验^[19]：一般垮落式回采工作面在进入充分采动之前，覆岩在竖直方向最大破裂高度约为采空区短边宽度的 1/2，3_上301 工作面宽度最大约 166 m，预计采空区覆岩最大破裂高度约 84 m，厚度 42.7 m 的高位细砂岩距 3_上煤 118 m，其赋存范围距 3_上煤为 118~160.7 m，大于高位细砂岩距 3_上煤顶板的距离 112.5 m，推测 3_上301 工作面回采时，高位细砂岩关键层未发生破断运动，因此，对工作面采动影响较大的是低位厚 24.8 m 细砂岩(为了方便表述，后文在未特别说明情况下，所提及厚硬岩层均为该组岩层)。

沿 3_上301 工作面推采方向，开采过程“厚硬岩层 - 煤柱”结构典型状态与演化示意图如图 3(a)~(b)所示。

随着工作面推采距离的增加，煤层上方低位岩层能够逐层垮落运动，由于低位岩层与厚硬岩层的



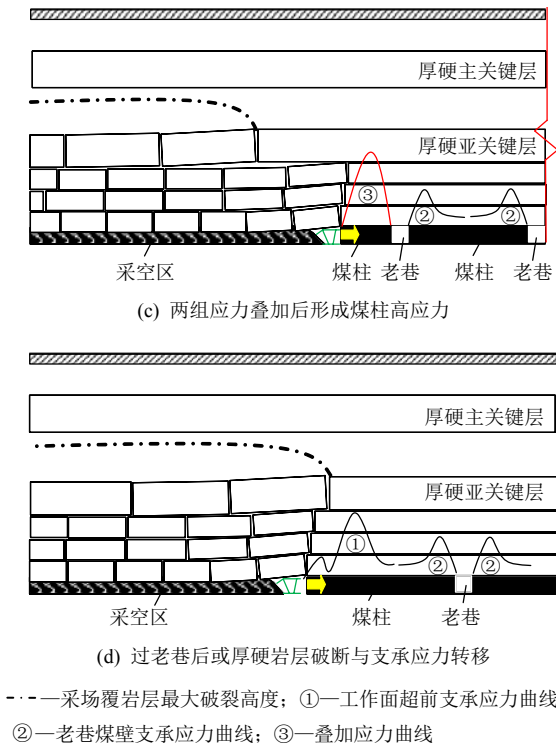


图 3 连续开采覆岩结构特征和煤柱超前支承应力变化
Fig.3 Strata structure features and abutment stress changes during work mining

抗弯刚度不同，且前者小于后者，造成了低位岩层逐渐与其上方厚硬岩层缓慢离层，厚硬岩层呈“U”型悬顶状态，在工作面煤体周边逐渐形成支承应力，当推采距离达到一定范围时，厚硬岩层达到其极限破断步距，同时支承应力达到峰值，此时厚硬岩层能够发生初次破断，厚硬破断岩块回转下沉，呈近似“V”型的铰接状态，此时的支承应力峰值降低、转移，并在工作面前方产生内应力场和外应力场^[20]，内、外应力场的分界线大致位于厚硬岩层破断位置附近，如图 3(a)所示，此时工作面距前方老巷水平距离较远(煤柱宽度较大)，工作面超前支承应力与老巷的煤壁集中应力相互独立，煤柱整体上处于“完全弹性状态”，覆岩载荷对煤柱的应力增量影响较小，煤柱的弹性区处于原岩应力状态，煤柱处于稳定状态。伴随着工作面继续推采，厚硬层进入周期运动状态，厚硬岩层在其自身强度和其下方工作面“支撑”煤岩体的共同作用下，工作面上方厚硬岩层与低位岩层离层并产生悬顶，同时能够与采空区后方厚硬破断岩块形成空间铰接结构，在推采范围不断增加(厚硬岩层悬伸长度增加)情况下，厚硬岩层作周期性的“暴露 - 挠曲 - 破断 - 暴露”运动，内应力场伴随着厚硬岩层周期运动也出现周期性消失和形成。由于剩余煤柱宽度的不断减小，工作面

超前支承应力不断接近老巷煤壁集中应力曲线，直至产生第一次“接触”，如图 3(b)所示。此时煤柱边缘处于塑性状态，中间大部分区域近似处于弹性状态，称之为“弹性核状态”，煤柱中间部分处于三向围压状态，覆岩载荷对煤柱的应力增量开始产生影响，但是初始阶段煤柱整体承受的岩层载荷重量超过了覆岩自重，煤柱仍处于稳定状态。当工作面继续推进，若剩余煤柱宽度小于工作面超前支承应力影响范围与老巷煤壁集中应力影响范围之和，上述 2 种应力产生叠加效应(煤柱支承应力由此前的“双峰值”演化成“单峰值”)，煤柱两侧塑性范围开始扩展，同时受到厚硬岩层载荷的转移应力影响，形成的高应力不断“腐蚀”煤体的强度(称之为强度“腐蚀”^[21])，并进一步削弱了煤柱整体支承强度，煤柱在破坏之前整体上处于“弹 - 塑性过渡状态”或“冲击失稳临界状态”，此时极易造成高应力条件下煤柱冲击失稳，如图 3(c)所示。当工作面过老巷或者厚硬岩层破断后，采场“厚硬岩层 - 煤柱”结构进入下一周期运动阶段，如图 3(d)所示。

4 厚硬岩层 - 煤柱结构模型与关键参数分析

4.1 厚硬岩层 - 煤柱结构体系及其受力状态

在暂不考虑煤体赋存特征，地质构造等因素的情况下，将采场煤层和顶板等的赋存条件视为各自连续、均匀、各向同性和完全弹性的材料，即满足弹性力学的基本假设条件。根据上文工作面连续开采过程中厚硬岩层、煤柱运动状态和形成的厚硬岩层 - 煤柱结构特征演化规律，进一步分析厚硬岩层 - 煤柱结构体系及其受力状态，建立厚硬岩层周期性破断之前(悬顶状态)、煤柱未发生失稳情况下的采场矿压示意图，如图 4 所示。

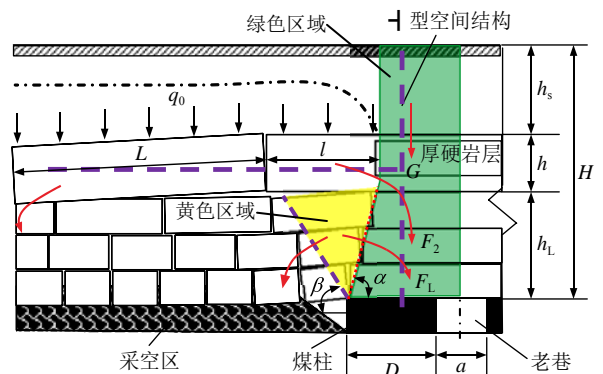


图 4 厚硬岩层 - 煤柱采场空间模型
Fig.4 Stope pressure model of thick hard rock-coal pillar

设工作面与前方巷道之间煤柱煤体的水平距离为 D ，巷道的宽度为 a ，采深 $H = h_s + h + h_L$ 。图 4 中， h 为厚硬岩层厚度，距地表、煤层高度分别为 h_s 和 h_L ， α 和 β 分别为覆岩综合移动角和采空区破裂岩层触矸角， L 为厚硬岩层岩梁周期破断岩块的长度， l 为厚硬岩层岩梁的悬露长度。工作面前方的煤柱煤体、岩柱(煤柱上方未受到明显的采动影响的岩体)和未破断的厚硬岩层(悬顶状态)及其左侧铰接岩块破断岩块，构成了“厚硬岩层 - 煤柱”空间结构体系。

系统几何外形呈近似的“⊥”型空间结构，煤柱煤体和岩柱组成了“⊥”型结构高度方向的主要“支撑体”，水平方向的悬臂岩梁及其破断岩块铰接结构(厚硬岩层破断前)是转移静态覆岩重力的主要“传递体”。取巷道顶板至地面的岩层重力 $1/2$ 转移到煤柱上(即在结构体系中近似考虑有巷道宽度 a 一半的尺寸)，此厚硬岩层 - 煤柱结构体系的几何尺寸为：竖直高度 $H = h_s + h + h_L$ ，水平方向的宽(长)度为 $L + l + D + a/2 - h_L \cot \alpha$ 。

从结构系统的受力与变形角度分析：(1) 参与变形的结构主要包括了“⊥”型结构中高度方向的支撑体，以及水平方向传递体；(2) 水平方向上，分别受到一侧固支岩体、一侧破断岩块的水平挤压作用，传递体内部悬臂岩梁 - 破断岩块在岩层重力(自重及其控制的上覆岩层重力)作用下，形成了摩擦(内)力和空间铰接结构；(3) 高度方向上，悬臂岩梁及其破断岩块铰接结构在自重及其控制岩层覆岩重力的作用下发生挠曲变形，一方面悬臂岩梁在其固支端对底部的支撑体岩体造成压缩效应，固支端岩体对悬臂岩梁产生了支承反力，另一方面，一端呈铰接结构状态的破断岩块通过轻微的回转变形，其另一端在采空区形成触矸。支撑体在高度方向除了受到传递体转移岩层重力之外，还承受了未受到明显的采动影响的岩层重力和厚硬岩层下方低位垮落岩层的岩层重力作用。

如图 4 所示，绿色区域表示了未受到明显的采动影响的岩层，其对应的岩层重力用 G 表示，悬臂岩梁及其破断岩块铰接结构的自重及其控制岩层覆岩重力用 F_2 ，黄色区域表示厚硬岩层下方低位垮落岩层的岩层，其对应的岩层重力用 F_L 。

4.2 力学模型构建

通过分析厚硬岩层 - 煤柱结构体系及其受力状态，进一步简化得到静态条件下厚硬岩层 - 煤柱结构力学模型，如图 5 所示。为了便于分析计算，将

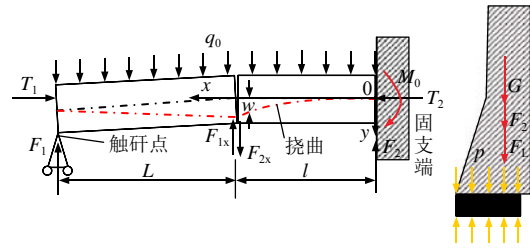


图 5 厚硬岩层 - 煤柱结构力学模型(静态条件下)
Fig.5 Mechanics model of thick hard rock and coal pillar space structural

悬臂岩梁固支端受到的支撑力近似为集中力 F_2 ，水平方向悬臂岩梁 - 破断岩块构成的传递体结构主要以挠曲变形为主，高度方向煤柱煤体和岩柱组成的支撑体结构主要以受迫压缩变形为主。进一步总结平衡的特征或条件：(1) 固支端悬臂岩梁的悬伸长度未超过了铰接结构平衡条件下的极限破断步距(水平方向传递体平衡)；(2) 固支端底部煤柱煤体承受的应力低于其综合支承强度(高度方向的支撑体平衡)。

模型受两侧岩体挤压形成水平推力 T_1 ， T_2 ，竖直方向触矸点和固支端的支承作用简化成集中力 F_1 ， F_2 ，悬臂岩梁 - 破断岩块结构挠曲变形的挠度记为 w 。因此，结构失稳之前的缓慢变形近似平衡过程，其稳定的充分必要条件为：结构系统内任意一点力系的主矢和主矩均为 0，系统平衡方程为

$$\left. \begin{aligned} \sum F_{(x)} &= 0 \\ \sum F_{(y)} &= 0 \\ \sum M_{(F)} &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

为了分析厚硬岩层 - 煤柱结构模型的稳定性及其失稳判据，下文重点对上述力学模型进行定量分析，并求解关键参数。

4.3 固支端集中力

水平方向上，破断岩块回转变形过程中与紧邻岩梁相互挤压，从而形成了水平推力，不难得出 T_1 ， T_2 是一对作用力与反作用力，满足平衡条件：

$$T_1 - T_2 = 0 \quad (3)$$

竖直方向上，忽略破断岩块转角的影响，将覆岩移动线以外未受到明显采动煤岩体近似为刚性体、固支端集中力 F_2 与触矸点支承端集中力 F_1 之和，与悬臂岩梁及其破断岩块铰接结构重力(自重及其控制岩层覆岩重力)保持平衡。满足平衡条件：

$$F_1 + F_2 = (q_0 + \gamma h)(l + L) \quad (4)$$

式中： q_0 为岩梁所承受上覆岩层载荷； γ ， h 分别为

岩梁的容重和厚度; $l \in [0, L]$ 。

铰接结构岩体在缓慢变形过程中, 受到水平推力作用, 铰接接触点在竖直方向上形成内摩擦力, 摩擦力 F_{1x} , F_{2x} 大小相等方向相反。考虑到系统内破断岩块也处于相对稳定状态, 满足的基本条件为

$$\left. \begin{aligned} F_1 + F_{1x} &= (q_0 + \gamma h)L \\ F_{1x} - F_{2x} &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

综合式(2)~(5), 得到岩梁固支端边界的集中力 F_2 的表达式:

$$F_2 = \frac{1}{2}(q_0 + \gamma h)(l + L) \quad (6)$$

集中力 F_2 的基本特征: 在其他条件一定的情况下, F_2 是关于岩梁悬伸长度 l 的函数, 其取值范围为 $0.5(q_0 + gh)L \leq F_2 \leq (q_0 + gh)L$, 并且 F_2 随悬伸长度 l 的增加而增加。 F_2 实际物理意义为: 在厚硬岩层周期运动期间(暂不考虑其破断运动产生的动载效应), F_2 为厚硬岩层 - 煤柱模型中空间铰接结构传递至工作面前方煤岩体的集中力, 这部分集中力属于开采过程形成的空间传递载荷或附加载荷。

4.4 厚硬岩层周期运动步距

采用弹性力学中岩梁挠曲变形的基本理论, 岩梁挠曲变形的微分方程为

$$EI \frac{d^2 y}{dx^2} - M_x = 0 \quad (7)$$

式中: M_x 为岩梁沿工作面走向上任意界面的弯矩; E , I 分别为岩梁弹性模量与截面惯性矩。

根据力矩平衡条件, 求得岩梁任意截面弯矩 M_x 表达式为

$$M_x = EI \frac{d^2 y}{dx^2} = \frac{q_0 + \gamma h}{2}(l - x)^2 + F_{2x}(l - x) \quad (8)$$

式中: x 为岩梁截面位置距固支端边界水平距离, $x \in [0, l]$ 。

将 $x = 0$ 代入式(8), 可求得岩梁在固支端边界处最大弯矩 M_0 , 即

$$M_0 = M_x|_{x=0} = \frac{q_0 + \gamma h}{2}l^2 + F_{2x}l \quad (9)$$

因此, 固支端边界拉应力 σ_0 表达式为

$$\sigma_0 = \frac{M_0}{I} = \frac{3l(l + L)(q_0 + \gamma h)}{h^2} \quad (10)$$

通常情况下, 厚硬岩层强度具有 $\sigma_{拉} < \tau_{剪} < \sigma_{压}$ 的力学特征, 岩梁最先满足拉(伸)破坏条件, 若厚硬岩层极限抗拉强度为 σ_t , 其拉破坏力学判据为

$$\sigma_0 = \sigma_t \quad (11)$$

当岩梁发生拉破坏时, 厚硬岩层的悬伸长度达到了最大值(即 $l = L$), 联立式(10), (11), 并代入岩梁截面惯性矩 $I = h^3/12$, 得厚硬岩层周期破断步距:

$$L = \sqrt{\frac{\sigma_t h^2}{6(q_0 + \gamma h)}} \quad (12)$$

将 L 代入式(6), 可以定性分析厚硬岩层 - 煤柱模型中空间铰接传递至煤柱的附加集中力大小, 进一步可分析厚硬岩层 - 煤柱模型的失稳判据。

5 厚硬岩层 - 煤柱结构模型失稳判据及其灾害防控

5.1 厚硬岩层 - 煤柱结构模型失稳判据

(1) 煤柱煤体平均静态支承应力

采矿工程中多采用应力作为评估煤岩体结构稳定性的指标, 估算工作面至巷道之间煤柱煤体的支承应力, 依据图 4, 在竖直方向上, 根据覆岩载荷或者重力总量不变的原则, 宽度为 D 的煤柱所承受的覆岩重力总量 T 近似表示为

$$T = G + F_2 + F_L \quad (13)$$

静态条件下煤柱煤体的平均支承应力 p 为

$$p = \frac{T}{D} = \frac{G + F_2 + F_L}{D} \quad (14)$$

根据绿色区域岩体围成的面积, 估算未受到明显的采动影响的岩层重力 G 为

$$G = \frac{\bar{\gamma} h_L}{2}(2D + a - h_L \cot \alpha) + \bar{\gamma}(h_s + h) \cdot \left(D + \frac{a}{2} - h_L \cot \alpha \right) \quad (15)$$

黄色区域为厚硬岩层下方低位垮落岩层的岩层, 由于存在坚硬岩层, 这部分岩层仍能在采场边界形成铰接结构, 岩体载荷一侧传递至煤岩体上(破裂线附近), 另一侧传递至垮落的底部矸石上(触矸线附近)。 F_L 近似为黄色岩层载荷重力的 1/2, 即

$$F_L = \frac{\bar{\gamma} h_L}{4}(h_L \cot \alpha + h_L \cot \beta) \quad (16)$$

联立式(13)~(16), 估算得到宽度为 D 的煤柱煤体平均静态支承应力 p 大小为

$$p = \frac{T}{D} = \bar{\gamma} H + \Delta p = \bar{\gamma} H + \frac{\bar{\gamma} H}{D} \left(\frac{a}{2} - h_L \cot \alpha \right) + \frac{(q_0 + \gamma h)(l + L)}{2D} + \frac{\bar{\gamma} h_L^2 \cot \beta}{4D} + \frac{3\bar{\gamma} h_L^2 \cot \alpha}{4D} \quad (17)$$

式中： Δp 为原始支承应力的增(减)量。通常情况下，埋深 H 的煤层原始支承应力大小约为 $\bar{\gamma}H$ ，正是由于厚硬岩层 - 煤柱结构中的空间铰接结构的形成和破坏，造成煤柱煤体平均支承应力发生周期性变化。当 $l=0$ 和 L 时， Δp 分别取得最小、最大值， Δp 的变化幅值大小为 $(q_0 + gh)L/(2D)$ 。

(2) 考虑动载应力条件下的煤柱煤体应力

上文重点分析了厚硬岩层 - 煤柱结构模型中，煤柱的静态应力来源及大小。但是，开采实践和理论研究^[22-23]均表明，具有厚硬岩层赋存条件的工作面，厚硬岩层破断运动能够诱发矿震和产生动载效应。其主要的原因是厚硬岩层挠曲变形并积聚能量，分析图 5 可知，悬露长度为 l 的岩梁积聚弹性能 U 与其挠度 w 关系为

$$\left. \begin{aligned} U &= \int_0^l w(q_0 + \gamma h) dx \\ w &= \frac{(q_0 + \gamma h)x^2}{24EI} [(6l^2 + x^2 - 4lx) - 2l(3l - x)] \end{aligned} \right\} \quad (18)$$

根据式(18)可以得到 U 的表达式为

$$U = \frac{19(q_0 + \gamma h)^2 l^5}{12Eh^3} \quad (19)$$

在其他条件不变情况下，单位宽度的厚硬岩层积聚弹性能 U 与其悬伸度 l 成 5 次方关系，当厚硬岩层破断运动(即 $l = L$)时，释放的弹性能部分转化为震动冲击波，这种冲击载荷传递至支承煤体上形成动载(附加)应力，并与煤体静态支承应力产生“动 - 静”应力叠加，诱发冲击地压的可能性急剧增加，这类冲击地压发生特征称为“动 - 静”载应力叠加诱发冲击地压^[22]或表述为“震 - 冲”型冲击地压^[23]。矿震产生的煤岩体动载应力与震源能量、传播距离、岩体介质特点等有关，一般情况下煤柱煤体动载应力 p_d 约为静态支承应力 k 倍，即 $p_d = kp$ ，其中 k 为矿震诱发工作面动载强度系数， $k > 1.0$ 。因此，考虑动载应力条件下的煤柱煤体应力 p_z 近似为

$$p_z = p + p_d = (1 + k)p \quad (20)$$

(3) 厚硬岩层 - 煤柱结构模型失稳判据

一般情况下煤柱煤体主要由塑性和弹性两部分区域组成，煤柱煤体综合支承强度 R 可近似表示

$$R = \bar{\varphi}\sigma_c = \left(\frac{2\rho}{D}\varphi_{\min} + \frac{D-2\rho}{D}\varphi_{\max} \right) \sigma_c \quad (21)$$

式中： σ_c 为煤体单轴抗压强度； $\bar{\varphi}$ 为煤体所处的围岩(压)状态常数，在三向围压应力状态 $\varphi_{\max} \approx 3$ ，单向应力状态(煤体塑性或破碎区) $\varphi_{\min} \approx 1$ ； ρ 为采掘

空间煤体一侧的破裂和塑性范围大小，可以根据现场实测或参考理论分析得到，A. H. Wilson 理论表明，近水平煤层煤体的塑性圈半径 $\rho \approx 0.0049mH^{[24]}$ 。

将厚硬岩层 - 煤柱结构模型作为一个系统进行整体分析，可以确定“厚硬岩层破断 - 煤柱稳定”、“厚硬岩层稳定 - 煤柱失稳”和“厚硬岩层失稳 - 煤柱失稳”为主要特征的失稳方式与判据：

(1) 煤柱静态失稳型(称之为 I 型)。具有厚硬岩层稳定 - 煤柱失稳特征，煤柱煤体的应力 p_z 未超过其综合支承强度 R ，且厚硬岩层的悬伸长度尚未达到其极限破断步距($l < L$)，但是煤柱失稳不会影响厚硬岩层稳定性(矿震)，力学判据表述为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_l &\geq \sigma_t \\ p_z &= (1+k), p < R \end{aligned} \right\} \quad (22)$$

(2) 厚硬岩层矿震强冲型(称之为 II - 1 型)。具有厚硬岩层失稳 - 煤柱失稳特征，厚硬岩层的悬伸长度达到了其极限破断步距($l = L$)后，发生破断运动并诱发矿震和工作面动载效应，煤柱煤体的应力 p_z 超过了其综合支承强度 R ；反之，也存在煤柱失稳诱发厚硬岩层破断(矿震)的可能性，这种类型具备了相互激发和影响的条件，力学判据表述为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_l &\geq \sigma_t \\ p_z &= (1+k), p \geq R \end{aligned} \right\} \quad (23)$$

(3) 厚硬岩层矿震弱/无冲型(称之为 II - 2)厚硬岩层微震弱/无冲型(称之为 II - 3)。具有厚硬岩层破断 - 煤柱稳定特征，厚硬岩层的悬伸长度达到了其极限破断步距($l = L$)后，矿震动载应力低或者只发生微震，煤柱煤体的应力 p_z 未超过其综合支承强度 R ，力学判据表述为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_l &\geq \sigma_t \\ p_z &= (1+k), p < R \end{aligned} \right\} \quad (24)$$

综上所述，厚硬岩层在浅埋采场的厚硬岩层 - 煤柱结构模型中，对冲击地压的影响途径为：厚硬岩层悬顶产生集中力 $F_2 \rightarrow$ 煤柱煤体平均静态支承应力 $p \rightarrow$ 厚硬岩层悬顶积聚弹性能，其破断运动(矿震)产生煤柱煤体动载应力 $p_d \rightarrow$ 煤柱煤体“动 - 静”叠加应力 p_z ，影响冲击类型和危险性。

5.2 不同失稳条件下的煤柱应力变化特征

对于 I 型失稳方式，该类型的特点为：首先发生高应力煤柱整体静态失稳，之后煤体进入塑性状态，在后期厚硬岩层悬顶(产生应力集中)和周期破

断运动(产生应力转移)的情况下,悬臂岩梁的固支端有效支承点位于更远位置的岩体,此时塑性煤体应力不会发生明显的增减变化,如图 6 中曲线 I 所示。对于 II-1 型失稳方式,这种类型的特点为:首先发生厚硬岩层破断运动,并在其断裂线位置发生矿震,在动载应力的影响下,煤柱煤体支承应力突然升高,并造成煤柱煤体冲击失稳,类似的冲击后的塑性煤体应力不会发生明显的增减变化,如图 6 中曲线 II-1 所示。对于 II-2 和 II-3 失稳方式,虽然满足了厚硬岩层破断运动的条件,但是矿震(动载)未能启动煤柱煤体发生冲击地压的应力条件,因此,厚硬岩层破断运动后,其断裂线位置下方岩体发生应力转移,对应的煤柱支承应力也会突然降低(断裂线位置正下方煤体应力降低)和转移(断裂线位置正下方两侧煤体应力升高)。由于煤柱煤体未发生整体冲击失稳,此时煤体仍具有弹性变形的能力,后期随着厚硬岩层产生悬顶和周期运动过程中煤柱仍能够出现应力集中现象,导致煤体的支承应力增加,如图 6 中曲线 II-2, II-3 所示。

不同类型煤柱应力变化特征:

- I 型: 缓慢增加 - 峰值(失稳) - 快速降低 - 缓慢稳定
- II 型-1: 缓慢增加 - 突然增高 - 峰值(失稳) - 突然降低 - 缓慢稳定
- II 型-2: 缓慢增加 - 突然增高 - 峰值(稳定) - 突然降低 - 缓慢升高
- II 型-3: 缓慢增加 - 基本不变 - 峰值(稳定) - 快速降低 - 缓慢升高

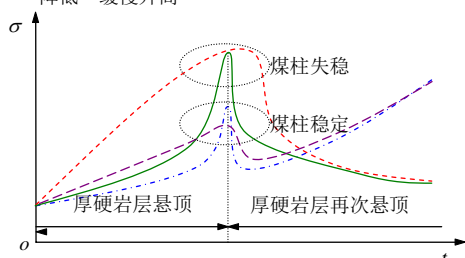


图 6 不同失稳条件煤柱煤体支承应力的理论曲线

Fig.6 The coal pillar abutment stress curve under different conditions of instability

5.3 灾害防控方法

对于此类厚硬岩层 - 煤柱耦合型采场条件,主要潜在的动力灾害类型是煤柱静态失稳或者矿震诱发煤柱煤体冲击,从减小矿震一次释放的能量(弱化矿震动载效应)和降低煤柱(巷道周边围岩区域)应力集中条件等角度分析,提出灾害防控方法:

(1) 将工作面推采方向与穿采老巷平行。具有强矿震(工作面近距离赋存厚硬岩层)和冲击地压等灾害威胁的矿井,工作面部署方案需要综合对比分析不同开采接续情况下,覆岩分布特征及其空间运

动演化规律,最终确定有利于灾害控制和能够将厚硬岩层的运动控制在工作面安全生产范围内的开采接续方式。因此,合理开采方案能够在源头上杜绝或减轻矿震与冲击地压等灾害的发生。对于本文案例的厚硬岩层 - 煤柱型类似矿井,尽量将工作面推采方向与穿采老巷平行,有利于工作面推采过程中支承应力的实时移动,减小煤柱高应力集中的可能性,同时,建议首采面布置在穿采老巷较多的区域,降低后期开采导致沿空工作面应力增加的幅度。

(2) 开采过程实时监测,掌握厚硬岩层运动规律,在厚硬岩层周期运动期间减小推采强(速)度。采用微地震等监测手段,揭示厚硬岩层运动状态及覆岩分布规律,同时对巷道周边的煤体应力实施安全监测。由于厚硬岩层形成的覆岩空间结构复杂多变,同时穿采遗留煤柱属于冲击地压等灾害多发区域,厚硬岩层 - 煤柱型的工作面往往是诱发动力灾害的关键工作面。因此,这类开采条件的工作面强化现场监测与分析,重点监测厚硬岩层周期运动期间的微震能量 - 频次 - 分布情况,若相关参数急剧增加,需进行停采分析或降低推采速度。

(3) 采用本文的厚硬岩层 - 煤柱结构模型和研究方法,建立厚硬岩层运动与煤柱应力变化之间关系,预测煤柱冲击危险性,确定重点危险区域的卸压等防治方法。结合实际采矿地质条件,运用本文研究方法,模拟工作面推采,分析煤柱的应力变化及其稳定性,在重点的危险区域提前进行“强卸压、强监测、强管理”等综合性防治措施,对可能出现强冲击地压危险的煤柱区域预先进行强卸压措施,保证巷道周边煤体处于塑性过渡状态(可通过煤粉检验实现)。对于采取卸压等一般性措施仍不能满足需要的工作面,可以采取大范围厚硬岩层顶板预裂、煤层超高压水力压裂和煤体(柱)卸压爆破等技术。并依据监测结果调整推采速(强)度,减小采动对厚硬岩层 - 煤柱结构的扰动,降低强矿震发生的可能性,避免动力灾害的发生。

6 工程应用及分析

6.1 微震监测确定工作面覆岩层破裂高度

3_上301 工作面埋深较浅,但是煤层具有强冲击倾向性,采场上覆多组厚硬细砂岩关键层:亚关键层(基本顶)厚度为 24.8m,距离 3_上煤约 16.8m,主关键层厚度为 42.7m,距离 3_上煤顶板约 112.5m,同时工作面内遗留了老巷切割煤层形成煤柱。因此,

开采过程中具备了诱发矿震和煤岩冲击的基本因素。采区安装了 aramis-ME 微地震监测系统, 该系统的井下微震检波器主要有固定式(布置在采区大巷)和移动式(布置在工作面两侧顺槽)2 种, 保证了 3 上 301 工作面定位精度, 为开采过程中顶板运动状态和灾害评估提供实践基础。根据 3 上 301 工作面回采期间微震系统监测结果, 通过微震后处理软件, 将定位的微震事件投影至工作面剖面图上, 采用微震事件的聚类分析法, 综合确定覆岩破裂高度和各级关键层的运动状态。

如图 7 所示, 图中每个点代表一次微震, 分别统计了 3 上 301 工作面初次、第二次见方期间微震剖面分布结果, 结果表明, 初次见方至第二次见方时, 工作面覆岩破裂高度有所增加。分析认为由于工作面初次见方时采空区呈梯形状, 受到工作面形状的影响, 上覆岩层破断运动不充分, 第二次见方时工作面的形状规则, 此时覆岩破裂高度达到最大值, 覆岩垂直方向最大破裂高度约为 70 m。根据微震监测定位结果, 结合 F14-15 钻孔柱状图情况, 推断出以下有关结论: (1) 3 上 301 工作面推采过程中, 24.8 m 厚的细砂岩亚关键层能够正常破断运动, 并对 3 上 301 工作面采动过程中应力集中和转移产生了直接影响; (2) 上覆岩最大破裂高度尚未达到 42.7 m 厚的高位细砂岩主关键层赋存高度(距离 3 上煤约 118 m), 高位细砂岩主关键层在工作面开采过程中保持稳定状态, 形成了高位覆岩空间结构, 对 3 上 301 工作面采动影响相对较小; (3) 根据各级关键层

的赋存高度, 细砂岩亚关键层的上覆岩层最大破裂高度约为 $h_0 = 70 - 16.8 - 24.8 = 28.4$ m, 3 上 301 工作面开采过程中, 细砂岩亚关键形成铰接岩梁结构时, 所承受的最大覆岩层载荷(包括亚关键层自身重量)的高度为 $h_0 + 28.4 = 24.8 + 28.4 = 53.2$ m。

6.2 灾害的理论分析与预测

3 上 301 工作面的穿采巷道及煤柱主要分布在调斜区域, 根据掘进过程中实际揭露等情况, 调斜区工作面的平均宽度约为 166 m, 老巷宽度 $a = 4 \sim 6$ m, 平均约 5 m, 3 上煤平均厚度 $m = 5.5$ m, 煤体单轴抗压强度约为 14.3 MPa(煤质较为坚硬, 具有强冲击倾向性)。细砂岩厚硬岩层厚度为 $h = 24.8$ m, 距 3 上煤距离为 $h_L = 15.7$ m, 距地表距离为 $h_S = 203.3$ m, 工作面采深 $H = h + h_L + h_S \approx 244.8$ m。取上方覆岩平均容重 $\bar{\gamma} = 25$ kN/m³, 厚硬岩层平均容重 $\gamma = 26$ kN/m³, 其弹性模量为 $E = 30$ GPa, 极限抗拉强度 $\sigma_t = 8.5$ MPa, 厚硬岩层岩梁结构所承受的上覆岩层载荷估算为 $q_0 = \gamma h_0 = 0.71$ MPa, 进一步得到厚硬岩层承受的最大覆岩(包括厚硬岩层自重)载荷为 $q_0 + \bar{\gamma}h = 1.35$ MPa。3 上煤层硬度较大, 近似取 $\varphi_{\max} = 3$, $\varphi_{\min} \approx 1$, $\rho \approx 3$ m。根据本矿井相邻采区开采经验, 覆岩综合移动角 $\alpha \approx 82^\circ$, 岩层综合触矸角 $\beta \approx 65^\circ$ 。

将相关的参数代入式(12), 估算厚硬岩层周期破断步距 $L = 25.4$ m, 现场监测其实际周期来压步距为 19~28 m, 考虑到厚硬岩层可能存在厚度不均匀和节理、裂隙发育等不确定性因素, 理论分析结果与实际较为吻合。3 上 301 工作面正常推采时, 一方面, 厚硬岩层周期运动过程最大悬伸长度 L 约为 25.4 m, 这种大范围悬顶结构的形成与破坏必将造成工作面产生周期性的应力集中与转移, 甚至诱发煤柱高应力冲击失稳; 另一方面, 厚硬岩层破断运动时, 参考式(22)得单位宽度厚硬岩层破断前(取 $l = L$)积聚最大弹性能 $U = 6.1 \times 10^4$ J, 如果考虑工作面走向方向的破断尺度效应和破断过程中的能量耗散, 近似取厚硬岩梁宽 $b \approx 166$ m、地震效率 $\Omega \approx 1\%$ ^[25], 厚硬岩层破断运动释放弹性能级 $U' \approx 1\% \times 166 \times 6.1 \times 10^4 \approx 1.0 \times 10^5$ J, 贺虎等^[26]研究表明, 强矿震能级达到 10^5 J 时, 极易诱发采场煤岩冲击地压, 因此, 3 上 301 工作面具备了矿震诱发冲击地压的可能性。

根据研究结果, 开展 3 上 301 工作面厚硬岩层-煤柱结构模型失稳与灾害预测分析。在静态条件下, 煤柱煤体的综合支承强度 R 、煤柱煤体平均支承应力 p 以及厚硬岩层固支端边界拉应力 σ_l 等指标, 与

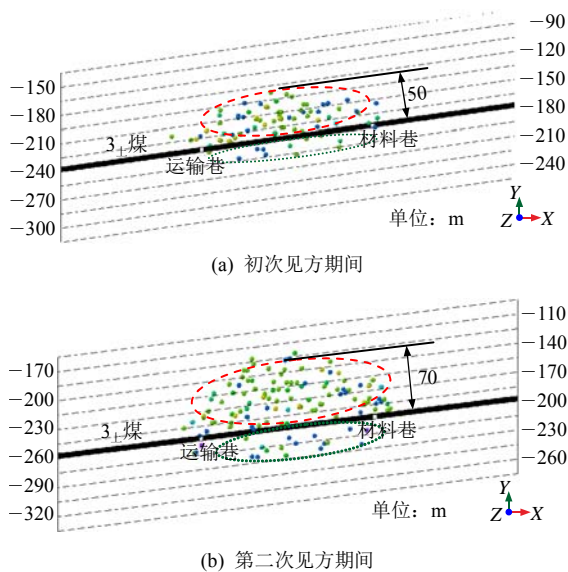


图 7 3 上 301 工作面不同阶段微震事件剖面图

Fig.7 Microseismic events section distribution in different mining periods of No. 301 work face

厚硬岩层的悬伸长度 l 和煤柱宽度 D 这 2 个关键参数关系密切。根据开采实践，工作面推采至临界调斜区域，当工作面距前方第一条老巷水平距离 D 约 51 m 时，现场监测表明厚硬岩层发生了破断运动，此时近似认为厚硬岩层悬伸长 $l = 0$ m。为了分析后期厚硬岩层 - 煤柱结构的稳定性与灾害预测，根据上文相关结果，分析和预测剩余煤柱宽度 $D = 51$ m，煤柱开采时相关参数变化，随着工作面的继续推采，当 $D = 25.6$ m, $l = 25.4$ m 时，厚硬岩层岩梁悬伸长度达到最大，且具备了发生破断运动的条件，此时厚硬岩层 - 煤柱结构进入下一阶段运动状态，综合式(10)，(17)，(20)和(21)及其相关参数，得到的结果如图 8 所示。煤体综合支承强度 R 与煤柱煤体平均支承应力 p ，整体上与煤柱宽度 d 呈现出相反的关系，理论分析可知，当 $D = 25.6$ m(即 $l = 25.4$ m) 时， p 曲线发生一次突降，其主要原因是厚硬岩层 - 煤柱结构中厚硬岩层岩梁发生破断，造成了煤体应力的转移，厚硬岩层破断前后，煤柱静态支承应力降低 0.6 MPa。同时取不同动载强度系数 $k = 0.2, 0.5, 1.0$ 时，所对应动 - 静载叠加应力 $p_z = (1+k)p$ 均小于此时的煤柱煤体的综合支承强度 R ，表明煤柱煤体仍保持相对稳定，符合 II - 2 型或 II - 3 型。同时，岩梁固支端拉应力 σ_l 与其悬伸长度有关，并且与煤柱宽度呈现周期性变化，对比分析 σ_l 和 σ_t ， R 和 p 的相互关系。在不考虑采动影响(静态状态)，当 $D = 4 \sim 6$ m 时，厚硬岩梁固支端拉应力 σ_l 仍未超过其极限抗拉强度 σ_t ，厚硬岩梁仍处于悬伸状态，此时首先满足了 $p \approx R$ ，即煤柱煤体的支承强度达到了极限承载能力，厚硬岩层 - 煤柱结构具备了发生煤柱冲击失稳必要条件，具有煤柱失稳 - 厚硬岩层失稳特征，与厚硬岩层矿震强冲型(II - 1 型)较符合。

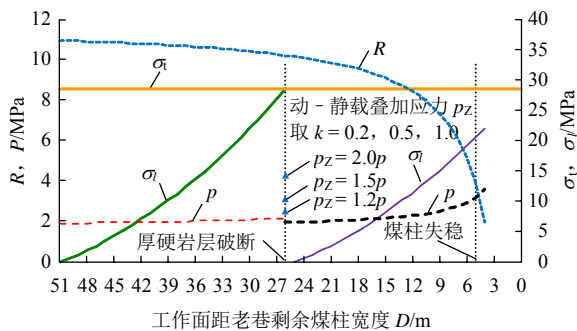


图 8 不同宽度煤柱下相关参数变化

Fig.8 Variation of parameters of different coal pillar widths

6.3 现场应力监测与安全开采

3_上301 工作面采前在工作面安装了应力监测系

统，井下应力计布置在回采面的两条顺槽前方 200 m 范围，每组应力计采用深、浅孔搭配，孔深分别为 14, 8 m，垂直煤壁安放在工作面煤体内，应力计的监测误差为 0.05 MPa，数据采集和处理系统的监测误差为 0.01 MPa。为了验证本文研究模型和方法的合理性，选取了 3_上301 工作面材料巷布置的 C1, C2 两组监测数据，C1, C2 距最近的老巷水平距离分别为 31 和 6 m，如图 9 所示。

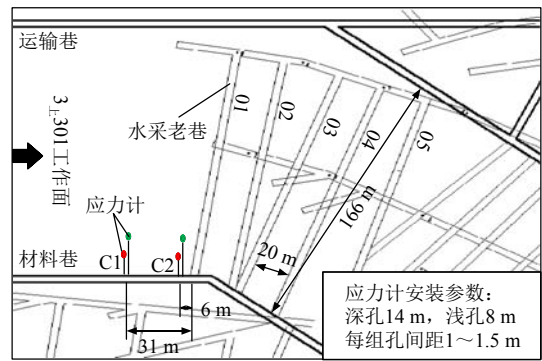


图 9 应力测点布置示意图

Fig.9 The arrangement of stress points in work face

监测数据结果如图 10 所示，2 组测点应力曲线总体上都呈现先增大后减小的基本特征，但存在明显的特异性，C1 测点的应力呈现缓慢增加→小幅突降→小幅缓慢上升，C2 测点的应力呈现缓慢增加→达到应力峰值→大幅缓慢下降。C1, C2 应力曲线相似性反映了工作面推采过程中工作面应力与顶板来压的一般规律，其差异性主要由厚硬岩层 - 煤柱结构周期性失稳和应力测点的相对位置决定。

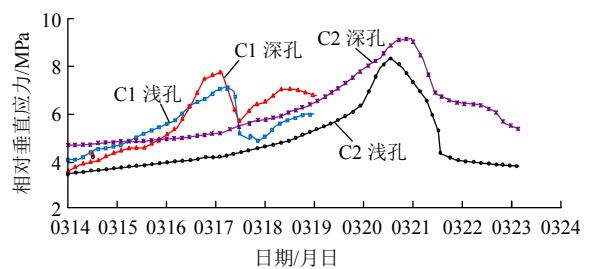


图 10 测点的相对垂直应力变化曲线(2016 年)

Fig.10 The relative vertical stress curves of the stress measuring point(in 2016)

结合 3_上301 工作面推采过程中的基本情况，工作面超前支承应力的影响范围为 0~17 m，支承应力峰值距离工作面煤壁 6~10 m。在 2016 年 3 月 14 日工作面推采至距离 C1 测点约 13 m(距离 C2 测点约 38 m)的位置，此时 C1 测点应力计受到超前工作面超前支承应力的影响，测点应力曲线缓慢上升，

随着时间变化(煤柱宽度减小), 应力增加速率呈增大的趋势, 3 月 16 日~17 日时, 工作面距 C1 测点约 8 m, 测点的应力达到了峰值, 现场其他(微震和支架监测系统)监测系统结果表明, 工作面进入了周期来压阶段, 工作面推采速度放慢至 2 m/d, 3 月 17 日厚硬岩层发生了破断, C1 测点应力曲线表现为突降, 突降幅值接近 2 MPa。分析认为大幅应力突降的原因是 C1 测点位于工作面超前支承应力峰值区域, 上覆厚硬岩层破断后, 空间悬顶岩梁结构迅速转变铰接结构, 覆岩载荷形成的集中应力释放并转移至工作面前方更远的区域, 3 月 17 日后, 随着工作面继续推采, C1 测点的应力曲线出现了一定的反弹(C1 测点撤出监测时间为 3 月 19 日), 主要与厚硬岩层 - 煤柱结构中重新悬顶有关。3 月 14 日工作面距 C2 测点相对较远, 初期阶段 C2 测点应力计远离工作面支承应力峰值区域, 表现为应力曲线相对平稳。3 月 17 日后, 测点的应力曲线才出现缓慢上升, 主要与该段时间内厚硬岩层破断及其应力转移有关, 随着工作面推采和煤柱宽度逐渐降低, C2 测点应力曲线增长速率开始变快。当工作面距 C2 测点 4~5 m 时, 测点应力快速上升, 达到了预警值(浅孔黄色预警应力值为 10 MPa), 现场果断采取了卸压措施, 通过在高应力区强卸压处理, 遏制煤体应力继续增加的趋势, 卸压后工作面继续推采, C2 测点应力缓慢下降, 后期未出现增长的趋势。

通过以上分析, 得到如下初步结论:

(1) C1 测点应力出现峰值时, 煤柱煤体整体上处于弹性状态, 且发生煤柱冲击的可能性非常小。主要原因是: 煤柱宽度较大, 煤柱整体支承能力高, 未达到煤柱冲击失稳的条件; C1 测点峰值应力突降后, 随着工作面推采应力了出现反弹, 如果是煤柱煤体发生了冲击失稳并转变为塑性状态, 此时只存在残余强度, 不会出现应力明显增加的现象。

(2) C2 测点应力出现峰值时, 工作面与老巷之间的煤柱整体上处于弹性 - 塑性过渡状态或临界失稳, 发生煤柱冲击的可能性非常大。主要原因是:
 ① 煤柱的宽度相对较小, 煤柱整体支承能力低, 煤柱接近或者满足了冲击失稳条件(理论分析煤柱冲击失稳的宽度为 4~6 m, 实际应力黄色预警时煤柱宽度为 10 m);
 ② 峰值应力后, 测点应力曲线大幅下降, 且随着工作面推采应力未出现反弹, 此时煤体转变为塑性状态, 只存在残余强度, 不会出现应力明显增加的现象。煤柱煤体塑性化主要因素为: 煤体在高应力条件下强度腐蚀, 强排粉卸压降低了

煤体弹性模量等力学性质。

为了减小井下灾害发生的可能性, 根据监测分析结果, 在工作面前方煤柱区域进行大直径钻孔卸压。钻孔参数: 直径 100~120 mm, 煤层厚度超过 5 m 的区域孔深 20 m, 煤层厚度低于 5 m 的区域孔深 17 m。推采过程中, 对于监测的动态危险区域也采取卸压处理, 卸压后配合煤粉检测(检测钻孔直径 42 mm), 井下卸压孔成果如图 11 所示, 检验安全后才准许继续开采。并在煤柱区的断层破碎带附近二次支护补强, 依据微震结果适时调整推采速度, 如果出现强动力显现, 井下严格执行限员管理。通过实施多种防治措施后, 3_上301 工作面推采过程中虽然矿震不断, 但是井下巷道两侧应力维持在较低的范围, 最终达到了工作面有震无灾的安全开采目的。实际监测的应力云图如图 12 所示。

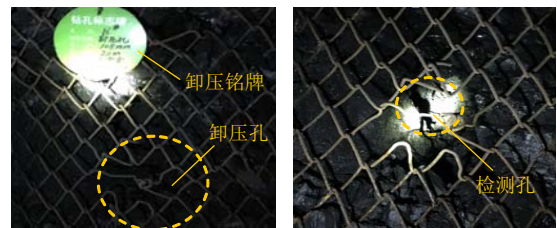


图 11 井下卸压孔和检验孔实物图
 Fig.11 Pressure relief hole and test drilling hole

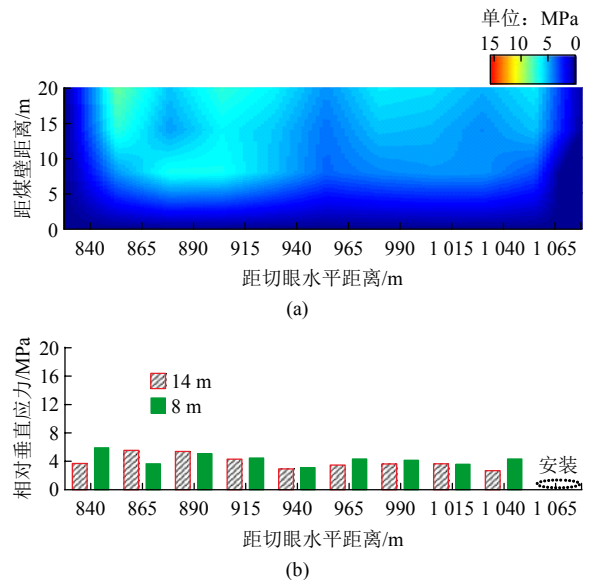


图 12 工作面回采阶段应力监测图
 Fig.12 Stress monitor results at No.301 work face

7 结 论

以山东高庄煤矿浅埋水采复采工作面安全开采为背景, 探讨了厚硬岩层 - 煤柱结构模型及其稳定

性, 主要结论如下:

(1) 厚硬岩层破断运动过程中, 工作面煤体支承应力也发生周期性应力变化, 采场上覆厚硬岩层周期性破断运动是工作面超前支承应力集中和转移的主要原因。根据煤柱宽度及其应力状态, 得到了连续开采过程中复采工作面煤柱煤体主要经历的完全弹性状态、弹性核状态和弹 - 塑性过渡状态(冲击失稳临界状态)等几种典型状态, 厚硬岩层(梁)悬顶结构产生的超前支承应力与老巷煤壁支承应力叠加是造成煤柱冲击失稳的主要原因之一。

(2) 以厚硬岩层的空间结构及其边界特征为基础, 将悬伸的厚硬岩层视为弹性岩梁, 采场边界煤岩体视为固支端, 构建了悬臂岩梁 - 铰接结构的平衡力学模型, 推导了厚硬岩层 - 煤柱结构模型在固支端集中力和厚硬岩层周期破断步距等参数。

(3) 厚硬岩层 - 煤柱结构模型主要失稳类型有煤柱静态失稳型 I、厚硬岩层矿震强冲型 II - 1、厚硬岩层矿震弱/无冲型 II - 2 和厚硬岩层微震弱/无冲型 II - 3 等, 分析了不同失稳判据及其对诱发灾害的影响; 通过实施以“减小矿震一次释放的能量和降低煤柱应力集中条件”为核心的防冲技术, 能够满足此类浅埋条件采场的灾害防控。

(4) 将研究成果和方法应用于 3 上 301 工作面开采实践, 综合微震和应力系统等监测结果, 得到工作面覆岩最大破裂高度约 70 m, 工作面厚硬岩层周期破断步距约 25.4 m。理论预测了工作面第一次过老巷时煤柱冲击失稳的宽度为 4~6 m, 实际开采阶段工作面距老巷约 10 m 时, 工作面前方煤柱测点应力持续升高(系统黄色预警), 通过实施钻孔卸压等综合防治措施, 实现了工作面安全开采。

参考文献(References):

[1] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机制和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205 - 213.(JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205 - 213.(in Chinese))

[2] 翟明华, 姜福兴, 齐庆新, 等. 冲击地压分类防治体系研究与应用[J]. 煤炭学报, 2017, 42(12): 3 116 - 3 124.(ZHAI Minghua, JIANG Fuxing, QI Qingxin, et al. Research and practice of rock burst classified control system[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(12): 3 116 - 3 124.(in Chinese))

[3] 李浩荡, 蓝 航, 杜涛涛, 等. 宽沟煤矿坚硬厚层顶板下冲击地压

危险时期的微震特征及解危措施[J]. 煤炭学报, 2013, 38(增 1): 6 - 11.(LI Haodang, LAN Hang, DU Taotao, et al. Micro-seismic characteristic and danger-relief method in rock-burst danger period of mining face under hard and thick roof of Kuangou Mine[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(Supp.1): 6 - 11.(in Chinese))

[4] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000: 59 - 88.(QIAN Minggao, MIAO Xiexing, XU Jialin, et al. Key strata theory[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2000: 59 - 88.(in Chinese))

[5] 姜福兴, 张兴民, 杨淑华, 等. 长壁采场覆岩空间结构探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 979 - 984.(JIANG Fuxing, ZHANG Xingmin, YANG Shuhua, et al. Discussion on overlying strata spatial structures of longwall in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 979 - 984.(in Chinese))

[6] 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): 2 398 - 2 408.(JIANG Fuxing, LIU Yi, ZHANG Yichao, et al. A three-zone structure loading model of overlying strata and its application on rockburst prevention[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(12): 2 398 - 2 408.(in Chinese))

[7] DOU L M, HE X Q, HE H, et al. Spatial structure evolution of overlying strata and inducing mechanism of rockburst in coal mine[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2014, 24(4): 1 255 - 1 261.

[8] 蒋金泉, 王 普, 武泉林. 高位硬厚岩层弹性基础边界下破断规律的演化特征[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(3): 490 - 499.(JIANG Jinquan, WANG Pu, WU Quanlin, et al. Evolutionary characteristics of fracture laws of high-position hard thick strata with elastic foundation boundary[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2016, 45(3): 490 - 499.(in Chinese))

[9] 王树立, 张开智, 蒋金泉, 等. 基于矿震活动规律的重复采动高位硬厚岩层冲击机制探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(增 2): 4 172 - 4 179.(WANG Shuli, ZHANG Kaizhi, JIANG Jinquan, et al. Rock burst mechanism and tremors law of high and thick strata of hard rock during repeated mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(Supp.2): 4 172 - 4 179.(in Chinese))

[10] 王存文, 姜福兴, 王 平, 等. 煤柱诱发冲击地压的微震事件分布特征与力学机理[J]. 煤炭学报, 2009, 34(9): 1 169 - 1 173.(WANG Cunwen, JIANG Fuxing, WANG Ping, et al. Microseismic events distribution characteristics and mechanical mechanisms of rock bursting induced by a coal pillar[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1 169 - 1 173.(in Chinese))

[11] 朱广安, 窦林名, 丁自伟, 等. 孤岛工作面采冲冲击危险性预评估

- 研究[J]. 岩土工程学报, 2018, 40(5): 819 - 827.(ZHU Guang'an, DOU Linming, DING Ziwei, et al. Pre-evaluation for rock burst risks in island longwall panel before mining[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2018, 40(5): 819 - 827.(in Chinese))
- [12] 李新华, 张向东. 浅埋煤层坚硬直接顶破断诱发冲击地压机理及防治[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 510 - 517.(LI Xinhua, ZHANG Xiangdong. Mechanism and prevention of rock-burst induced by immediate roof breakage in shallow-buried coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 510 - 517.(in Chinese))
- [13] 张明, 姜福兴, 李克庆, 等. 巨厚岩层-煤柱系统协调变形及其稳定性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(2): 326 - 334.(ZHANG Ming, JIANG Fuxing, LI Keqing, et al. Study of the compatible deformation and stability of the system of super thick strata and coal pillars[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(2): 326 - 334.(in Chinese))
- [14] 刘金海, 杨伟利, 姜福兴, 等. 先裂后注防治冲击地压的机制与现场试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(12): 3 041 - 3 049.(LIU Jinhai, YANG Weili, JIANG Fuxing, et al. Mechanism of cracking-before-injecting method to prevent coal burst and its field test[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(12): 3 041 - 3 049.(in Chinese))
- [15] 刘志刚, 曹安业, 朱广安, 等. 不耦合爆破技术在高应力区域卸压效果[J]. 爆炸与冲击, 2018, 38(2): 390 - 396.(LIU Zhigang, CAO Anye, ZHU Guang'an, et al. Stress relieving effect of non-coupling blasting technique on high stress area[J]. Explosion and Shock Waves, 2018, 38(2): 390 - 396.(in Chinese))
- [16] 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: 182 - 185.(QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. Ground pressure and strata control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2010: 182 - 185.(in Chinese))
- [17] 彭赐灯. 矿山压力与岩层控制研究热点最新进展评述[J]. 中国矿业大学学报, 2015, 44(1): 1 - 8.(PENG Cideng. Topical areas of research needs in ground control: a state of the art review on coal mine ground control[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2015, 44(1): 1 - 8.(in Chinese))
- [18] LUO X, HATHERLY P. Application of microseismic monitoring to characterise geomechanic conditions in longwall mining[J]. Exploration Geophysics, 1998, (29): 489 - 493.
- [19] 张明, 姜福兴, 李克庆. 巨厚岩层采场关键工作面防冲-减震设计[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2018, 49(2): 439 - 447.(ZHANG Ming, JIANG Fuxing, LI Keqing. Design of rock burst prevention and mine-quake reduction in key longwall panel under super-thick strata[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2018, 49(2): 439 - 447.(in Chinese))
- [20] 宋振骥. 实用矿山压力控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988: 84 - 106.(SONG Zhenqi. Mining pressure control and practice[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1988: 84 - 106.(in Chinese))
- [21] 张明, 姜福兴, 王建超, 等. 超深井多煤层扰动下巷道变形的时空规律[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(2): 229 - 237.(ZHANG Ming, JIANG Fuxing, WANG Jianchao, et al. Space-time regularity of roadway deformation under disturbance of several coal seams in ultra-deep mines[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2018, 35(2): 229 - 237.(in Chinese))
- [22] HE J, DOU L M, CAO A Y, et al. Rock burst induced by roof breakage and its prevention[J]. Journal of Central South University of Technology, 2012, 19: 1 086 - 1 091.
- [23] 姜福兴, 王平, 冯增强, 等. 复合型厚煤层“震-冲”型动力灾害机理、预测与控制[J]. 煤炭学报, 2009, 34(12): 1 605 - 1 609.(JIANG Fuxing, WANG Ping, FENG Zengqiang, et al. Mechanism prediction and control of “rock burst induced by shock bump” kind dynamic accident in composite thickness coal[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(12): 1 605 - 1 609.(in Chinese))
- [24] 王旭春, 黄福昌, 张怀新, 等. AH 威尔逊煤柱设计公式探讨及改进[J]. 煤炭学报, 2007, 27(6): 604 - 608.(WANG Xuchun, HUANG Fuchang, ZHANG Huaixin, et al. Discussion and improvement for AH Wilson at coal pillar design[J]. Journal of China Coal Society, 2002, 27(6): 604 - 608.(in Chinese))
- [25] GIBOWICZ S J, KIJKO A. An introduction to mining seismology[M]. San Diego: Academic Press, 1994: 283 - 289.
- [26] 贺虎, 窦林名, 巩思园, 等. 覆岩关键层运动诱发冲击的规律研究[J]. 岩土工程学报, 2010, 32(8): 1 260 - 1 265.(HE Hu, DOU Linming, GONG Siyuan, et al. Rock burst rules induced by cracking of overlying key stratum[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, 32(8): 1 260 - 1 265.(in Chinese))