

新街矿区厚硬顶板条件邻空巷道冲击地压机理与控制

刘文超^{1,2,3}, 赵毅鑫^{1,2,3}, 郭继鸿^{1,2,3}

(1. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083; 2. 煤矿灾害预防与处置应急管理部重点实验室, 北京 100083; 3. 共伴生能源精准开采北京市重点实验室, 北京 100083)

摘要: 【目的和方法】针对厚硬顶板条件下深部矿井回采巷道冲击地压严重威胁工作面安全生产的问题, 以内蒙古新街矿区典型深采矿井 3¹103 辅运巷为工程研究背景, 分析邻空巷道冲击地压频发区域外在主控因素和内在驱动力源; 构建基于软化地基与弹性地基假定“岩梁-地基”系统力学特性的顶板断裂前受载力学模型, 解析采场覆岩结构演化过程厚硬顶板岩梁能量演化规律及其主控因素; 运用 FLAC^{3D} 模拟并探查邻空巷道冲击失稳高风险区域位置与特征; 研究采场覆岩结构优化与围岩应力能量控制方案, 制定厚硬顶板破断诱发邻空巷道冲击地压控制方法。【结果和结论】结果表明: (1) 邻空巷道冲击地压频发区域易发生以高静载或高静载叠加动载为主导灾变力源的失稳破坏, 影响因素主要为顶板厚硬岩层、邻近采空区、区段煤柱。(2) 顶板储能总量与覆岩载荷、软化地基系数、顶板岩梁弹性模量及惯性矩、采空区顶板极限跨距、工作面支架参数等有关。其中, 覆岩载荷、软化地基系数和采空区顶板极限跨距与岩梁应变能密度呈正相关, 顶板岩梁弹性模量及惯性矩、工作面支护参数与岩梁应变能密度呈负相关。(3) 回采期间 3¹103 工作面超前支承压力区及其影响区域内区段煤柱和回采巷道煤体呈现多因素叠加影响, 发生应力集中和能量积聚, 是冲击失稳高风险区域; 该区域较 3¹101 综采面其围岩应力与能量集中度进一步加剧增大。其中, 工作面前方应力和应变能密度峰值增幅最大分别为 6.61%、12.04%, 区段煤柱应力和应变能密度峰值增幅最大分别为 29.06%、65.14%。(4) 提出了“卸压爆破预处理高静载区域+深孔爆破或水力致裂预裂厚硬顶板+强化巷道吸能防冲支护”的解决方案, 现场应用效果明显。

关键词: 硬厚顶板; 冲击地压; 矿震; 邻空巷道; 分源防控

中图分类号: TD 324

文献标志码: A

Mechanisms and control of rock bursts in goaf-side roadways under the condition of thick and hard roofs in the Xinjie mining area, Inner Mongolia

LIU Wenchao^{1,2,3}, ZHAO Yixin^{1,2,3}, GUO Jihong^{1,2,3}

(1. School of Energy & Mining Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China; 2. Key Laboratory of Disaster Prevention and Disposal in Coal Mining, Ministry of Emergency Management, Beijing 100083, China; 3. Beijing Key Laboratory for Precise Mining of Intergrown Energy and Resources, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China)

[Objective and Methods] Rock bursts in mining roadways in deep coal mines under the condition of thick and hard roofs severely threaten the safe coal mining of the mining face. To meet this threat, this study, focusing on the No. 3¹103 auxiliary transport roadway, a goaf-side roadway, in a typical deep mine of the Xinjie mining area, Inner Mongolia, analyzed the external dominant factors and internal driving sources for frequent rock bursts in the goaf-side roadway. Assuming the mechanical characteristics of the rock beam-foundation system, this study constructed mechanical models under loading before roof fracturing based on soft and elastic foundations. Using these models, this study determined the

收稿日期: 2024-05-10; 接收日期: 2024-09-10

基金项目: 国家自然科学基金项目(52225402, U1910206)

第一作者: 刘文超, 1990 年生, 男, 河南信阳人, 博士研究生。E-mail: liuwc2015hpu@163.com

*通信作者: 赵毅鑫, 1977 年生, 男, 河南洛阳人, 博士, 教授, 博士生导师。E-mail: zhaoyx@cumtb.edu.cn

© Editorial Office of *Coal Geology & Exploration*. OA under CC BY-NC-ND

evolutionary patterns of the rock beam energy in the thick and hard roof during the structural evolution of overburden in the stope, as well as their dominant factors. Based on FLAC^{3D} simulation results, this study investigated the locations and characteristics of high-risk zones of rock burst-induced instability in the goaf-side roadway. Finally, this study developed a scheme for optimizing overburden structures and controlling the stress energy of surrounding rocks in the stope, along with a method for controlling rock bursts in the goaf-side roadway induced by the fracturing of the thick and hard roof.

[Results and Conclusions] The results indicate that zones with frequent rock bursts in the goaf-side roadway are susceptible to instability failures caused primarily by high static loads or high static loads with superimposed dynamic loads. The primary influencing factors of such failures include the thick and hard roof, the adjacent goaf, and section coal pillars. The total energy storage capacity of the roof is related to factors like overburden load, soft foundation coefficient, the elastic modulus and moment of inertia of rock beams in the roof, the limit span of the goaf roof, and the support parameters of the mining face. Specifically, the strain energy density of the rock beams is positively correlated with the overburden load, soft foundation coefficient, and limit span of the goaf roof but negatively correlated with the elastic modulus and moment of inertia of rock beams in the roof and the support parameters of the mining face. During the coal mining along the No. 3¹103 mining face, section coal pillars and coals in the mining roadway within the advance support pressure zone and its influencing zones are affected by superimposed multiple factors, which lead to stress concentration and energy accumulation. Therefore, these zones face high risks of rock burst-induced instability. Compared to the No. 3¹101 fully mechanized mining face, these zones exhibit significantly intensified surrounding rock stress and energy concentration. The peak values of stress and strain energy densities in front of the mining face increase by 6.61% and 12.04% at most, respectively. In contrast, the peak values of stress and strain energy densities of section coal pillars increase by 29.2% and 65.1% at most, respectively. Finally, this study developed a comprehensive scheme involving the blasting and pressure relief of high static load zones, the pre-fracturing of the thick and hard roof through deep-hole blasting or hydraulic fracturing, reinforcing energy-absorbing and anti-rock burst supports in the roadway, with significant effects having been achieved in the field application of this scheme.

Key words: thick and hard roof; rock burst; mining-induced earthquake; goaf-side roadway; source-specific prevention and control

冲击地压多发生在巷道，在巷道和工作面同时发生的情况亦有存在^[1]。巷道冲击地压一直是矿山灾害研究领域热点课题。随着开采深度增加和开采条件复杂，巷道冲击地压严重威胁工作面安全生产，成为制约煤矿安全高产高效的重要瓶颈之一。现场调研发现，冲击地压频发区域多在回采巷道且区域煤层顶板赋存厚硬砂岩合层，顶板厚度大、整体性好、强度大、难垮落易大面积悬顶，造成较大的应力集中。因此，认清采场覆岩结构演化过程厚硬顶板能量演化规律和顶板断裂诱冲机制是亟需解决的问题。

国内外学者针对厚硬顶板条件下采场煤岩动力灾害机理及防控进行了诸多研究。在坚硬顶板破断失稳形式和能量方面，包括顶板初次、周期来压前后工作面上方顶板岩梁能量密度分布函数^[2-3]，采场厚硬顶板采动承载特性及其破断过程顶板能量积聚和释放规律^[4]，不同推采速度与充填率条件下厚硬顶板能量积聚与释放规律^[5]，顶板悬臂梁的破断形式及能量释放与回采速度影响关系^[6]等。在坚硬顶板破断失稳引起工作面矿压显现方面，主要有厚硬顶板断裂产生的震动

位移场、震动能量及其诱发的矿震显现机制和矿震形成的远近场效应^[7-10]及主要影响因素^[11]。在坚硬顶板断裂或结构失稳诱发邻空巷道冲击失稳方面，包括特厚煤层巷道冲击破坏机理及主控影响因素^[12]，坚硬顶板长壁工作面回采巷道冲击地压发生机制^[13]，顶板预裂爆破对邻空巷煤体的卸压机制^[14]，邻空巷道受载特征及冲击失稳规律及失稳机理^[15-16]。在冲击失稳防治理论和技术方面，主要有大空间采场远近场坚硬顶板井上下控制理论^[17-18]，坚硬顶板水射流预制缝槽定向预裂卸压防冲方法^[19]，断顶爆破防治冲击矿压技术体系^[20]，切顶卸压无煤柱自成巷技术^[21]，基于强-弱-强(3S)结构的围岩稳定性控制技术^[22-23]，坚硬煤岩体“钻-切-压”一体化释能减冲技术^[24]，冲击地压巷道三级支护技术^[25-26]及O型棚抗冲支护技术^[27]等。上述研究成果和认识为厚硬顶板条件下巷道冲击地压防治奠定了基础。运用数学和力学思想量化分析顶板能量变化及工程问题相对复杂困难，目前学者们采用不同形式优化完善顶板能量量化分析模型，但兼具煤岩合理变形特征与顶板能量演化规律的精确分析的相关研究较少，

建立符合且能够更好地反映现场实际情况的“顶板-煤层”受载力学模型至关重要。

内蒙古新街矿区红庆河煤矿 3¹103 辅运巷一巷两用, 从掘进至报废期间受重复强开采扰动影响, 冲击地压频发, 严重影响矿井的安全高效开采。笔者以内蒙古新街矿区红庆河煤矿 3¹103 辅运巷为工程背景, 构建坚硬顶板断裂前“岩梁-地基”系统力学模型, 理论解析采场覆岩结构演化过程坚硬顶板岩梁能量演化规律及其主控因素, 揭示坚硬顶板破断诱发邻空巷道冲击地压机理; 厘清采场冲击失稳高风险区域位置与特征、灾变力源及影响因素, 形成邻空巷道冲击地压防治卸压控制方案, 以期为研究区和类似矿井的矿压防治提供一整套防治方法。

1 工程概况及邻空巷道矿压显现特征

1.1 工作面及邻空巷道概况

新街矿区典型深采矿井3⁻¹101综采面为3⁻¹煤层首

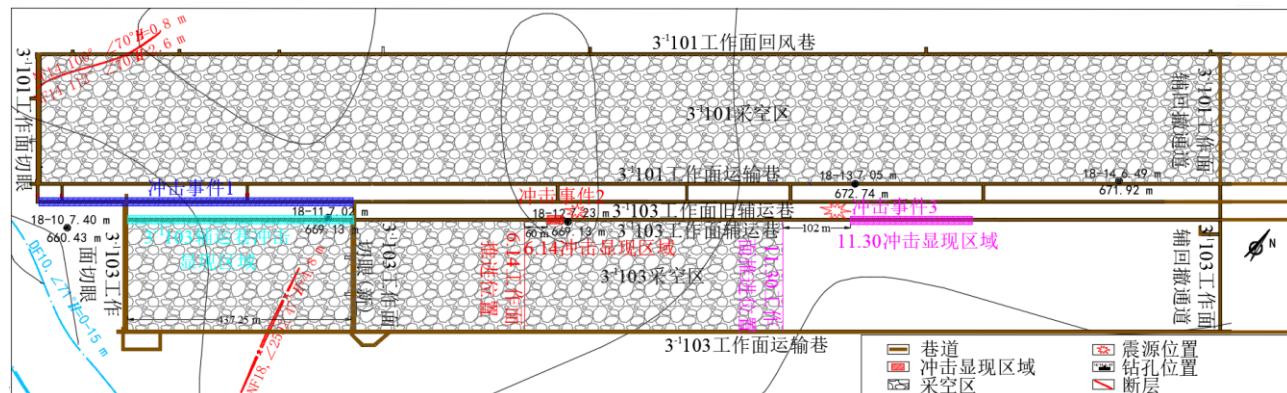


图 1 工作面及巷道布置与 3¹103 辅运巷冲击显现区域

Fig.1 Layout of mining faces and roadways and the zone with apparent rock bursts in the No. 3¹-103 auxiliary transport roadway

1.2 邻空巷道矿压显现特征及诱因

分析新街矿区典型深采矿井工程地质资料和3¹101与103工作面采掘过程动力现象,发现具有以下特征。

(1) 3¹101 工作面回采初期 3¹103 旧辅运巷内矿压显现强烈。旧辅运巷掘进期间巷道围岩发生明显变形破坏, 回采期间受开采扰动影响变形破坏加剧, 工作面前方巷道底板出现开裂和翘起现象, 后方巷道煤炮声增多、锚杆断裂, 局部巷道顶板与拱肩处出现冒顶和网兜以及底板严重开裂翘起。3¹103 新辅运巷掘进过程受 3¹101 采空区影响时常表现出瞬间顶板下沉、片帮、底臌、锚杆锚索崩断等动力现象。

(2) 3⁻¹103 工作面回采期间 3⁻¹103 新辅运巷发生 2 次冲击事件, 冲击显现区域如图 1 所示。第一次, 新

采面,工作面长度245.75 m,平均埋深640 m,煤层均厚6.36 m,倾角平均3°;3¹103综采面为接续工作面,工作面长度210.95 m,平均埋深714.5 m,煤层均厚6.69 m,倾角平均2°。均采用一次采全高采煤方法及自然垮落法处理采空区顶板。3¹103工作面运输巷揭露NF18和NF17两条正断层,但对工作面影响较小。3¹103工作面辅运巷沿煤层底板布置,采用矩形断面,断面尺寸(宽×高)为5 000 mm×3 800 mm,采用锚网梁索联合支护,工作面超前35 m范围使用垛式支架进行超前支护,其余空顶处采用单体液压支柱补强支护,局部进行加强支护。3¹103辅运巷一巷两用服务于两工作面回采。回采期间受3¹101工作面开采扰动影响3¹103辅运巷曾发生严重冲击破坏,在距原辅运巷30 m处重掘3¹103新辅运巷,双工作面间煤体被中间旧辅运巷分割为两段宽度为30 m的煤柱,工作面及巷道布置如图1所示。

辅运巷矿压显现强烈，煤炮声较大，巷道内形成飓风并伴随扬尘，能见度极差。冲击显现区域位于工作面超前 60 m 处向外 20 m 范围内，巷道变形明显，顶板下沉量最大为 0.3 m，两帮移近量最大为 1.8 m，底板出现开裂和翘起现象，底臌量最大为 0.4 m，局部巷道顶板与拱肩出现冒顶和网兜，网片损毁撕裂崩断现象。第二次，新辅运巷内发生冲击，形成强烈冲击波并伴随扬尘，震感强烈。工作面超前 343.3 m 范围新辅运巷内矿压显现剧烈，新辅运巷垛式超前支架前 2 m 向外底板出现严重底臌现象；新辅运巷超前支护区回采侧顶板下沉严重，底板出现严重底臌现象；新辅运巷超前工作面 102.0~343.3 m 范围内底板中间偏回采帮范围发生严重底臌，最大为 0.3~3.0 m。 $3^{-1}103$ 辅运巷冲击显现区域现场照片如图 2 所示。

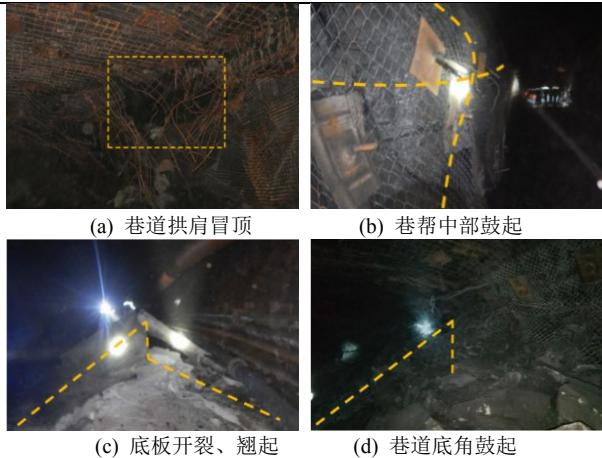


图 2 邻空巷道矿压显现现场

Fig.2 Sites with apparent rock bursts in the goaf-side roadway

梳理新街矿区红庆河煤矿采场冲击显现案例与特征，结合冲击区域煤层赋存条件、开采条件及矿压显现特征等对邻空巷道冲击地压频发区域灾变失稳外在主控因素进行初步分析，具体如下。

(1) 回采巷道埋深大, 开采强度高; 煤体裂隙发育, 巷道围岩完整性相对较差; 巷道断面大, 围岩控制难度大, 且忽略底板支护。

(2) 顶板赋存多层厚砂岩合层, 采场围岩应力集中与顶板岩梁储能加剧; 工作面初次与周期来压、单双工作面“见方”甚至采场覆岩结构失稳等过程瞬间释能形成强烈扰动动载, 造成工作面冲击破坏。

(3) “厚硬顶板+邻近采空区+宽煤柱”条件下,邻空巷道局部受多因素影响应力环境更加复杂;其次,旧辅运巷和联络巷对区段煤柱的切割作用破坏了其整体性和完整性,降低区段煤柱稳定性,增大煤柱失稳风险;受3¹101和103工作面开采扰动强烈且重复影响,增大邻空巷道冲击地压风险性。

通过上述分析,结合现场历次冲击案例可以判断,顶板厚硬岩层、邻近采空区、区段煤柱等均是影响邻空巷道冲击失稳的主要因素。

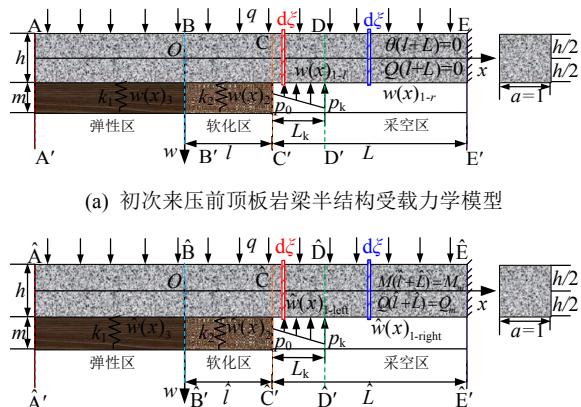
2 厚硬顶板断裂诱发冲击地压机理

顶板破断释放能量主要由顶板断裂前岩梁弯曲变形积聚的应变能和破断后基本顶破断岩块及其上方随动垮落岩层回转动能组成^[8]，前者决定其破断后释放

能量能级,厘清采场覆岩结构演化过程厚硬顶板能量演化规律对治理厚硬顶板型动力灾害尤为重要。为探究采场覆岩结构演化过程中厚硬顶板岩梁能量演化规律及其主控因素,在前人研究基础上进一步完善建立符合现场实际情况的顶板岩梁受载力学模型和优化合理的顶板岩梁受力状态,将工作面煤壁前方屈服区和弹性区分别视为软化地基和弹性地基,将顶板岩梁受上覆岩层载荷与自重作用等效为均布载荷,构建基于弹性地基与软化地基假定“岩梁-地基”系统力学特性的厚硬顶板断裂前受载力学模型。

2.1 采场厚硬顶板岩梁能量演化分析

图3为坚硬顶板断裂前覆岩结构及受力特征。根据顶板岩梁受力状态不同,将其分为弹性区 $(-\infty, 0]$ 、软化区 $[0, l]$ 、工作面支护区 $[l, l+L_k]$ 和采空区 $[l+L_k, L_k]$;其中,各区间上方顶板岩梁挠度函数分别为 $w(x)_3$ 、 $w(x)_2$ 、 $w(x)_{l-l}$ 、 $w(x)_{l-r}$ 。



(b) 周期未压前顶板岩架受载力学模型
图 3 岩硬顶板断裂前覆岩结构及受力分析模型

图3 土硬顶板断裂前覆石结构及受力分析模型

Fig.3 Overburden structures before fracturing of the thick and hard roof and mechanical models under loading

根据 Winkler 假设^[28]，依次对弹性区、软化区、工作面支护区和采空区上方 4 段连续岩梁隔离分析，分别建立各区间上方顶板岩梁力学特性参数函数方程；根据顶板岩梁边界条件和隔离段间连续条件，求解函数方程并依次得到工作面初次来压前各区间上方顶板岩梁应变能密度函数 $dU(x)/dx$ 、 $dU(x)_2/dx$ 、 $dU(x)_{1-r}/dx$ 、 $dU(x)_{1-l}/dx$ ，解析式为：

前者决定其破断后释放

$$\frac{dU(x)_3}{dx} = 2EI\alpha^4 \exp(2\alpha x) (B_2 \cos(\alpha x) - B_1 \sin(\alpha x))^2 \quad (1)$$

$$\frac{dU(x)_4}{dx} = 2EI\beta^4 (C_1 \exp(-\sqrt{2}\beta x) + C_2 \exp(\sqrt{2}\beta x) - C_1 \cos(\sqrt{2}\beta x) - C_2 \sin(\sqrt{2}\beta x))^2 \quad (2)$$

$$\frac{dU(x)_{l-r}}{dx} = \frac{1}{72EI} (6M_l + 6Q_l(l-x) + (p_k - p_0)(l-x)^3/L_k - 3(p_0 - q)(l-x)^2)^2 \quad (3)$$

$$dU(x)_{l-l}/dx = \frac{1}{72EI} (6M_l + L_k^2(p_0 + 2p_k) + 3(l-x)(L_k(p_0 + p_k) + q(l-x) + 2Q_l))^2 \quad (4)$$

令弹性区与软化区上方岩梁挠度方程中特征系数 $\alpha = (k_1/(4EI))^{1/4}$, $\beta = (k_2/(4EI))^{1/4}$ 。工作面周期来压期间各区间上方顶板岩梁应变能密度函数方程的解析过程与工作面初次来压期间类似, 不再赘述。工作面初次来压、周期来压期间因顶板岩梁边界条件和隔离段间连续条件不同, 其积分常数解析解不同。将各区间顶板岩梁应变能密度函数方程进行积分并线性叠加, 可得工作面初次和周期来压期间顶板破断前单位宽度顶板岩梁积聚应变能, 即 U_c 和 U_z 。

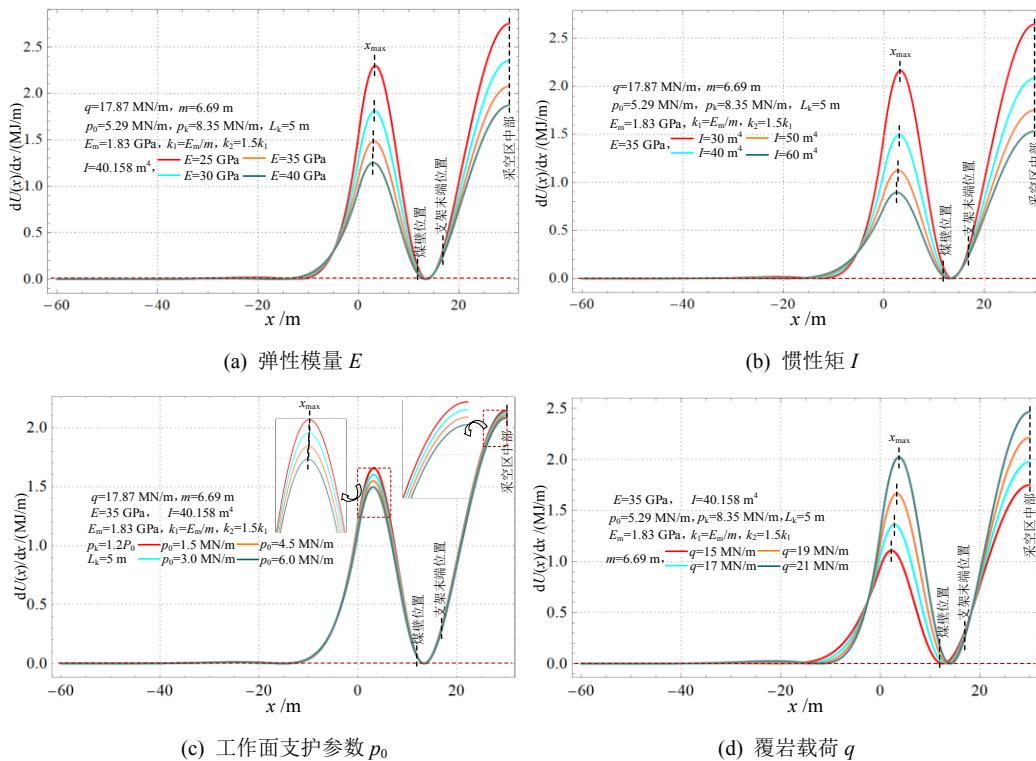
2.2 采场厚硬顶板岩梁能量积聚影响因素

根据式(1)—式(4)可知, 顶板岩梁存储应变能主要与覆岩载荷 q 、地基系数(k_1 、 k_2)、顶板岩梁(弹性模量 E 、惯性矩 I)、采空区顶板极限跨距(L 、 \hat{L})、工作面支架参数 p_0 等有关。根据新街矿区典型深采矿井 3¹101 和 103 工作面现场实际工程参数, 运用 Mathematica 软件求解并绘制工作面初次来压、周期来压期间不同对比方案下顶板断裂前岩梁应变能密度变化曲线, 如图 4 和图 5 所示。

1) 工作面初次来压期间

顶板岩梁应变能密度峰值位置在采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$), 顶板岩梁弹性模量 E 与惯性矩 I 、

工作面支护参数 p_0 与岩梁应变能密度峰值呈负相关关系, 参数值越大顶板岩梁应变能密度峰值越低且岩梁储能总量越小。其中, $E(25, 30, 35, 40 \text{ GPa})$ 逐渐增大时, 采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值分别降低了 72.57%、82.86%; $I(30, 40, 50, 60 \text{ m}^4)$ 逐渐增大时, 采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值分别降低了 72.57%、141.44%; $p_0(1.5, 3.0, 4.5, 6.0 \text{ MN/m})$ 逐渐增大时采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值降低分别为 2.98%、10.89%。覆岩载荷 q 、软化地基系数 k_2 和采空区顶板极限跨距 L 与顶板岩梁应变能密度峰值呈正相关关系, 参数值越大顶板岩梁应变能密度峰值越高其岩梁储能总量越大。其中, $q(15, 17, 19, 21 \text{ MN/m})$ 逐渐增大时, 采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值增幅分别为 40.92%、82.64%; $k_2(1.00k_1, 1.25k_1, 1.50k_1, 1.75k_1)$ 逐渐增大时, 采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值增幅分别为 18.37%、24.40%。 $L(15, 20, 25, 30 \text{ m})$ 增大时, 采空区中部($x=L$)与煤体内部($x=x_{\max}$)顶板岩梁应变能密度峰值及其增幅差异明显, L 越大其储能总量越大。



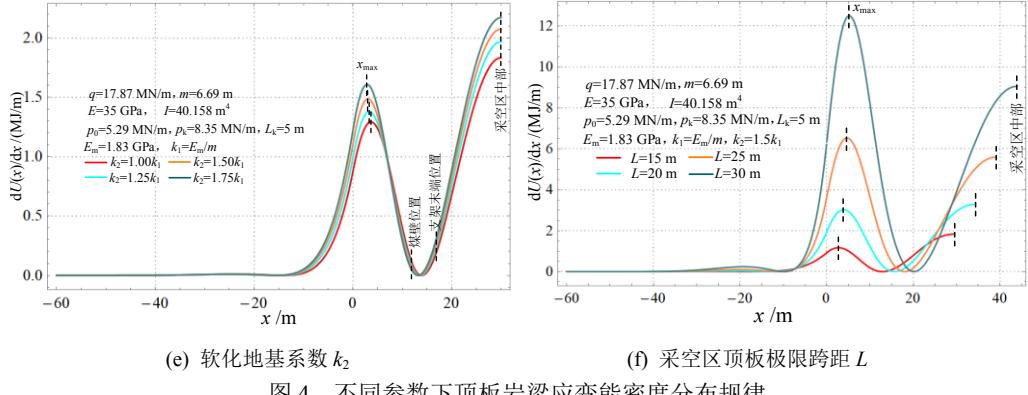


图4 不同参数下顶板岩梁应变能密度分布规律

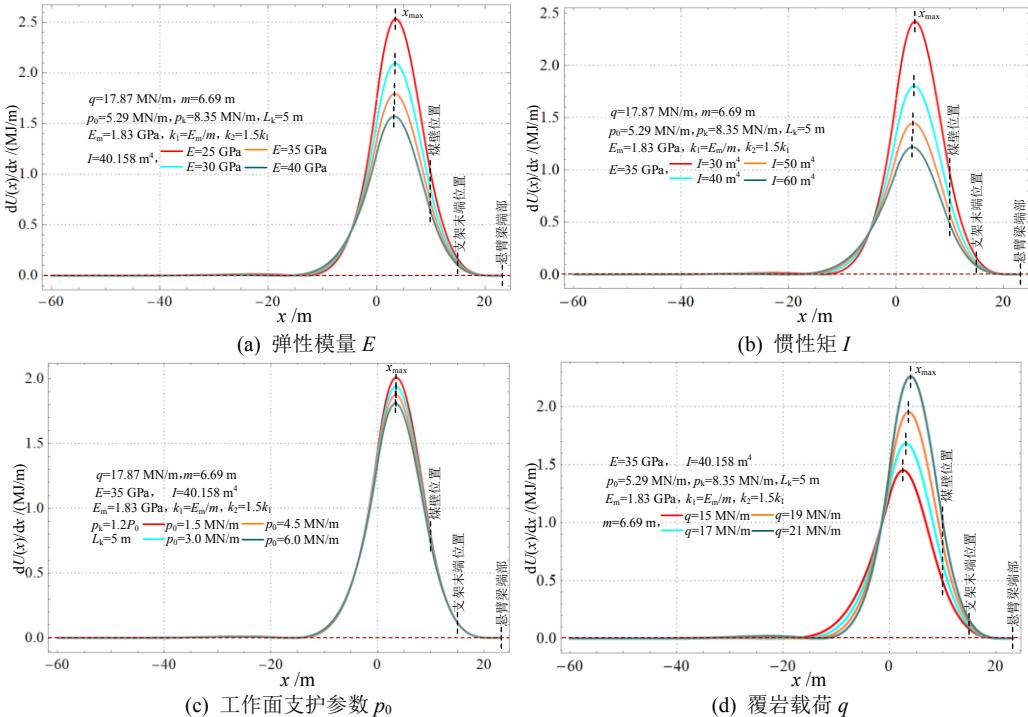
Fig.4 Distribution patterns of strain energy density of rock beams in the roof under different parameters during the initial weighting of mining face

2) 工作面周期来压期间

在煤体内部($x=x_{\max}$), 工作面周期来压期间各参数对顶板岩梁应变能密度峰值的影响与工作面初次来压期间相同。 E 、 I 和 p_0 与顶板岩梁应变能密度峰值呈负相关关系。随着 $E(25, 30, 35, 40 \text{ GPa})$ 、 $I(30, 40, 50, 60 \text{ m}^4)$ 、 $p_0(1.5, 3.0, 4.5, 6.0 \text{ MN/m})$ 的逐渐增大, $x=x_{\max}$ 处顶板岩梁应变能密度峰值分别降低了61.08%、98.40%和10.09%。 q 、 k_2 与顶板岩梁应变能密度峰值呈正相关关系, 随着 $q(15, 17, 19, 21 \text{ MN/m})$ 、 $k_2(1.00k_1, 1.25k_1, 1.50k_1, 1.75k_1)$ 的增大, $x=x_{\max}$ 处顶板岩梁应变能密度峰值增幅分别为55.67%、22.85%; $\hat{L}(10, 13, 16, 19) \text{ m}$ 逐渐增大, $x=x_{\max}$ 处顶板岩梁应变能密

度峰值及其增幅差异明显, \hat{L} 越大整个顶板储能总量越大。

综上分析, 深采矿井厚硬顶板问题更加突出, 改变顶板性质(弹性模量、惯性矩)和工作面支护参数以降低工作面初次来压、周期来压破断前岩梁应变能密度, 减小单位宽度顶板储能总量。工作面支架一定程度上降低顶板岩梁应变能密度, 但增大了采空区顶板极限跨距, 生产过程中进行科学的支架选型并优化支护强度是必要的, 通过优化顶板结构缩短顶板跨距来降低顶板岩梁储能, 减弱或消除由厚硬顶板断裂引起的冲击载荷。



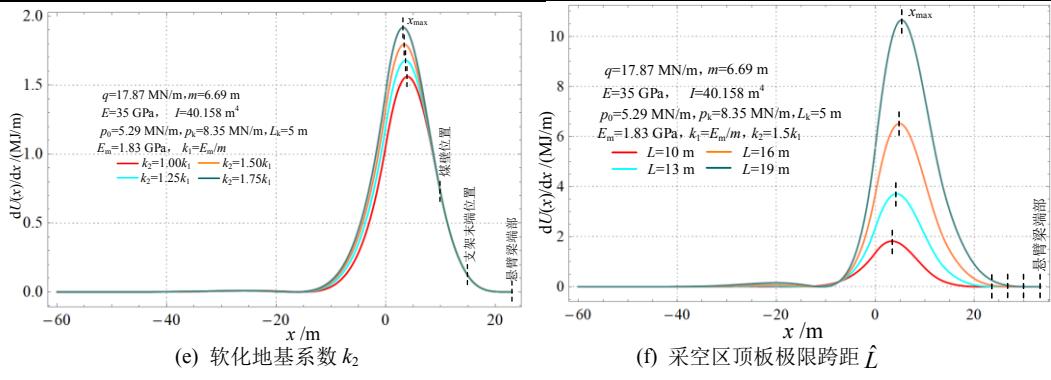


Fig.5 Distribution patterns of strain energy density of rock beams in the roof under different parameters during the periodic weighting of mining face

3 邻空巷道冲击地压高风险区域位置与特征

以新街矿区典型深采矿井3¹101和3¹103工作面为工程背景,按照工作面开采时序,模拟工作面全生

命周期内不同阶段采场围岩应力场与能量场,优选工作面回采过程典型阶段模拟结果,采场围岩应力三维空间分布形态如图6和图7所示。

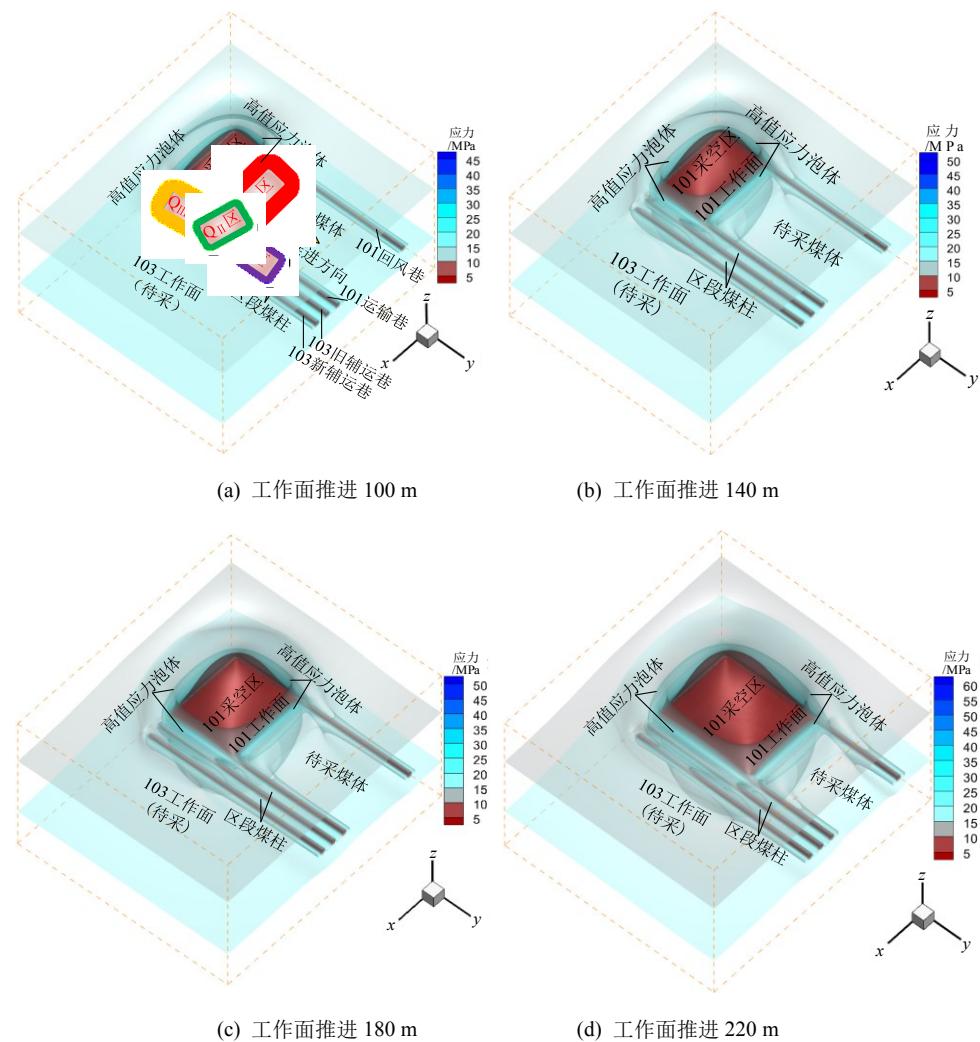
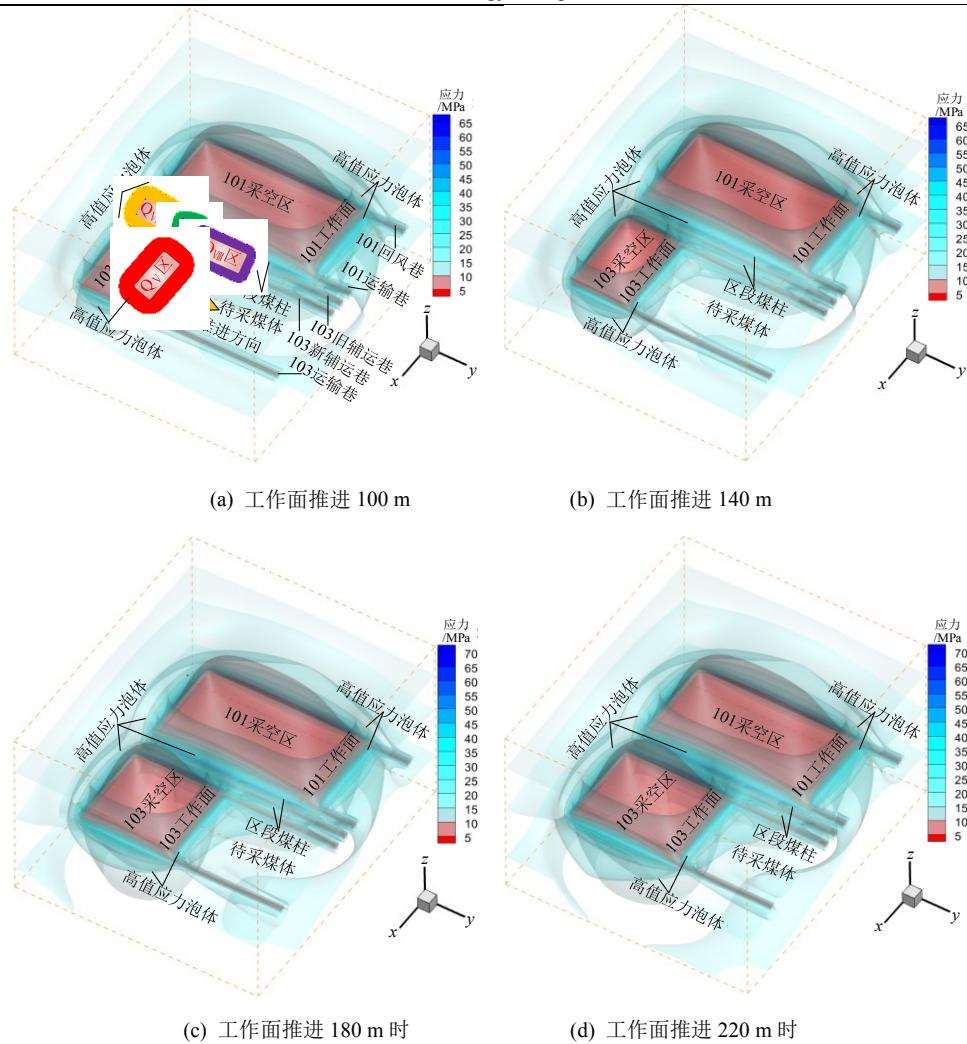


图6 3¹101综采面采场围岩应力三维空间分布

Fig. 6 The three-dimensional spatial distribution of surrounding rock stress in NO.3¹101 working



图注: Q_V 区为 3^1103 工作面超前支承压力影响区域; Q_{VI} 区为 3^1101 与 103 工作面间区段煤柱; Q_{VII} 区为邻空侧 3^1103 工作面端头区域;
 Q_{VIII} 区为 3^1103 工作面超前支承压力影响区域内邻空侧回采巷道

图 7 3^1103 综采面采场围岩应力三维空间分布形态

Fig.7 Three-dimensional spatial distribution of surrounding rock stress in the No. 3^1103 fully mechanized mining face

由图中可知,回采过程工作面、区段煤柱与回采巷道区域煤体应力在采场围岩三维空间范围内形成明显的高应力等值体,区域煤岩应力集中度较大; 3^1103 综采面回采期间围岩应力集中度进一步加剧,区域内煤岩应力较 3^1101 综采面均明显增大。根据工作面及巷道布置,结合数值模拟结果, 3^1103 综采面回采期间冲击失稳高风险区域主要在工作面前方 Q_V 区、区段煤柱 Q_{VI} 区、工作面端头 Q_{VII} 区及回采巷道 Q_{VIII} 区,如图7a所示,下同。局部区域应力和能量呈现多因素叠加影响,具体表现为:(1) 3^1103 综采面覆岩结构对工作面和区段煤柱或邻空巷道的影响。(2) 3^1101 采空区侧向覆岩结构对其下部区段煤柱回转挤压的影响。(3)区段煤柱应力集中的影响。(4)回采期间断层地质构造影响。(5)邻空巷道、联络巷及巷道交汇的影响。(6)工作面推进速度与工作面支架工作阻力。

由模拟结果分析可知, 3^1101 综采面回采过程区

段煤柱受 3^1101 采空区影响,其应力和应变能密度峰值较工作面前方分别高22.26%和45.88%。 3^1103 综采面回采期间相同推进距离时工作面前方围岩应力和应变能密度峰值比 3^1101 综采面分别大6.61%、12.04%^[29];采场侧向区段煤柱应力和应变能密度峰值增幅分别为29.06%、65.14%。 3^1103 综采面回采期间邻空巷道冲击地压高风险区域位置在回采巷道 Q_{VIII} 区,该区域围岩均处于高应力集中、高能量积聚状态,发生冲击地压风险更大。

4 厚硬顶板破断诱发邻空巷道冲击地压控制方法

4.1 工作面覆岩结构优化与围岩应力和能量控制

前文分析表明,局部冲击地压高风险区域多因素相互影响多应力相互叠加造成应力环境复杂,为了有效防御深部高应力采掘工作面冲击地压危害,降低局部区域煤岩应力集中程度,控制煤岩能量积聚释放率,

应对采场冲击地压危险区域进行分源防控治理。削弱或转移局部高静载应力,降低或减弱区域冲击动载,减少或消除多应力叠加达到分源控制采场应力与能量的目的。本节主要分析工作面覆岩结构和采场侧向覆岩结构特征对工作面或邻空巷道围岩应力和能量的影响,提出并制定优化方案。

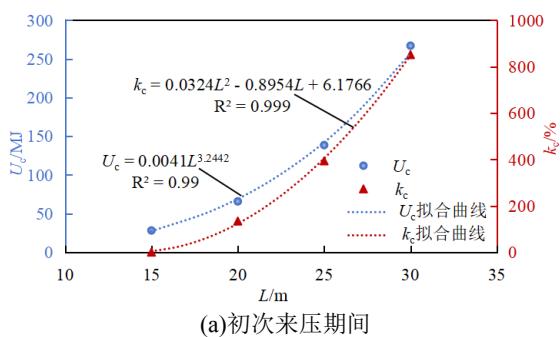
运用Mathematica软件求解式(1)—式(4),工作面初次和周期来压期间顶板破断前单位宽度顶板岩梁积聚应变能 U_c 和 U_z 的解析式与钱鸣高等^[30]认为顶板初次、周期垮落过程中顶板弯曲弹性能与顶板岩层悬顶长度的5次方成正比的结论一致。不同长度顶板岩梁初次、周期破断前单位宽度顶板积聚应变能与增幅及其变化规律(表1、图8)。

表1 不同长度顶板岩梁应变能值与增幅变化

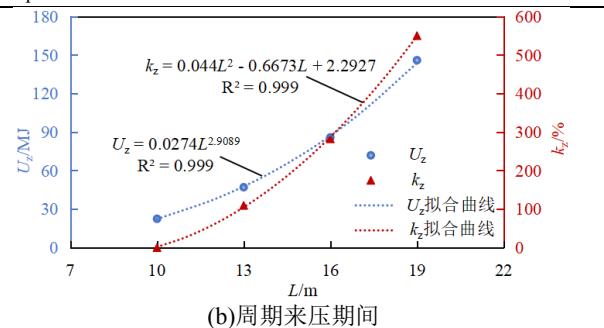
Table 1 Strain energy values and their increased amplitude for rock beams under different roof lengths

顶板 长度 L/m	初次来压		周期来压		
	顶板岩梁 应变能 U_c/MJ	顶板岩梁 应变能增 幅 $k_c/\%$	顶板 长度 L/m	顶板岩梁 应变能 U_z/MJ	顶板岩梁 应变能增 幅 $k_z/\%$
15	28.064	-	10	22.452	-
20	65.670	134.00	13	47.036	109.49
25	138.485	393.46	16	85.823	282.25
30	267.031	851.50	19	145.940	550.01

不同长度顶板岩梁初次、周期破断前单位宽度顶板积聚应变能对幂函数均有较好拟合性,其增幅对二次函数均有较好拟合性,单位宽度岩梁积聚应变能与其增幅随着顶板长度增大而增大。其中,顶板初次破断前采空区顶板极限跨距 L (15、20、25、30 m)逐渐增大时单位宽度顶板岩梁积聚应变能 U_c 由28.064 MJ增大至267.031 MJ,增长了8.5倍;顶板周期破断前采空区顶板极限跨距 \hat{L} (10、13、16、19 m)逐渐增大时单位宽度顶板岩梁积聚应变能 U_z 由22.452 MJ增大至145.940 MJ,增长了5.5倍,即采空区厚硬顶板极限跨距越大,其顶板岩梁与采场围岩积聚应变能就越大,采场覆岩结构演化过程厚硬顶板破断或结构失稳释放能量就越大,形成冲击载荷越强。可通过优化采场覆岩结构缩短工作面厚硬顶板悬顶长度,减弱或消除由厚硬顶板破断或结构失稳引起的冲击载荷。



(a) 初次来压期间



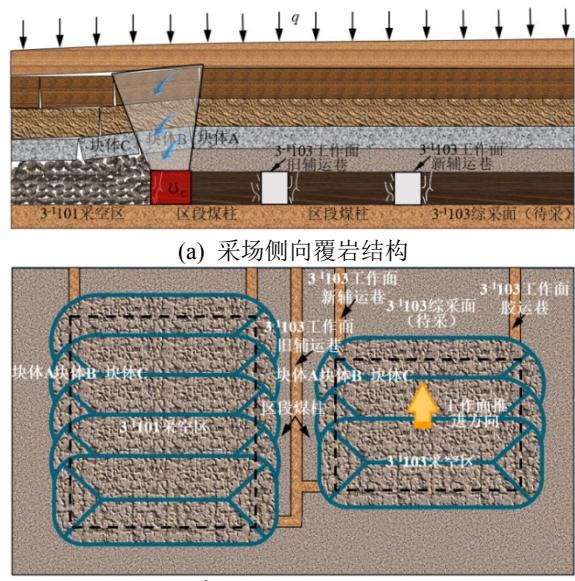
(b) 周期来压期间

图8 不同长度顶板岩梁积聚应变能及其增幅变化曲线

Fig.8 Curves showing the cumulative strain energy and its increased amplitude for rock beams under different roof lengths

4.2 采场侧向覆岩结构优化与邻空巷道应力和能量控制

3¹103 工作面回采期间采场侧向覆岩结构,如图9所示。



(b) 3¹103 工作面“O-X”破断

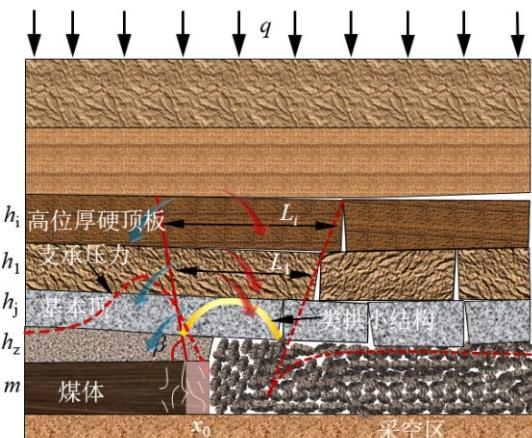
图9 采场侧向覆岩结构

Fig.9 Lateral overburden structure of the stope

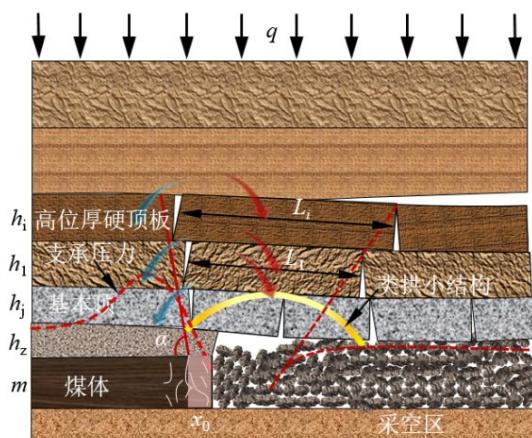
采场侧向覆岩结构演化过程厚硬顶板破断或失稳后可能存在3种模式,如图10所示。煤矿井下现场工作面回采后回采巷道不做其他使用且采场侧向覆岩结构未对邻近采掘工程造成影响则随采空区自然垮落压实,即模式III;反之,采空区对邻近采掘工程造成影响,加剧区域应力集中能量积聚,即模式I和模式II,则需回采前预处理回采巷道顶板结构,降低或削弱其对邻近采掘工程的影响。

采场侧向覆岩结构优化目的在于削弱或者降低采场侧向顶板结构回转挤压下部区段煤柱、减小区段煤柱上覆岩层影响范围和提高区段煤柱上覆岩层的稳定性。通过增加高位厚硬顶板下部岩层的垮落性,限制高位厚硬顶板回转变形空间,消除或削弱其破断块体

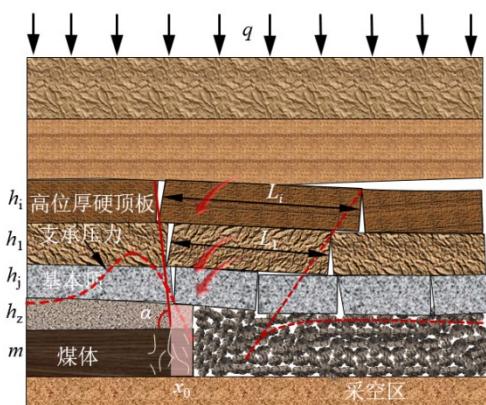
对区段煤柱及邻空巷道的影响。因此,控制低位厚硬顶板破断位置和破断块体尺寸,增加低位厚硬顶板及其以下岩层垮落性,优化高位厚硬顶板破断位置,减小区段煤柱上覆岩层对其加载作用和影响范围来改善采场侧向及邻空巷道围岩应力环境。 3^1103 工作面回采前应预处理回采巷道顶板结构,改善区域顶板条件,削弱或降低 3^1101 采空区侧向覆岩结构对邻近 3^1103 工作面与 3^1103 新辅运巷的影响。



(a) 模式 I



(b) 模式 II



(c) 模式 III

图 10 采场侧向顶板结构形式

Fig.10 Styles of the lateral roof structure of the stope

4.3 邻空巷道冲击失稳控制方案

为了弱化新街矿区典型深采矿井 3^1103 综作面回采期间邻空巷道冲击地压危害,降低巷道围岩应力与能量积聚度,强化巷道围岩控制。具体方案如下:弱化区段煤柱应力积聚能力,避免煤柱高应力集中;改变 3^1103 辅运巷顶板状态,削弱采场侧向覆岩结构对区段煤柱与邻空巷道的影响以改善围岩应力环境;强化巷道吸能防冲支护。

根据现场具体位置预卸压防冲类型及原理:(1) 3^1101 工作面回采期间在 3^1101 运输巷内预先采用深孔爆破或水力压裂对区段煤柱上方厚硬顶板进行切顶卸压。其目的在于削弱 3^1101 采空区侧向覆岩结构对其下部区段煤柱回转挤压作用,改善 3^1103 辅运巷应力环境;(2) 3^1103 工作面回采期间在 3^1103 新运输巷内预先采用深孔爆破或水力压裂对工作面与区段煤柱侧上方厚硬顶板进行切顶卸压。其目的在于缩短工作面来压步距,降低来压强度与工作面静载;(3)在 3^1103 新辅运巷内预先采用大直径钻孔对回采帮和煤柱帮煤体超前工作面进行卸压处理,以降低新辅运巷围岩静载;(4)加强 3^1103 辅运巷超前支护,强化巷道吸能防冲。

1) 3^1101 工作面回采期间卸压防冲方案

3^1103 新辅运巷在反掘过程煤岩动力灾害频发,现场生产过程中对宽煤柱进行大直径钻孔卸压处理,对 3^1103 新、旧辅运巷上覆厚硬顶板进行水力压裂切顶卸压。具体实施方案如下。(1)大直径钻孔卸压。保障 3^1103 工作面新辅运巷安全掘进,预先在 3^1103 旧辅运巷内煤柱侧超前 3^1103 新辅运巷掘进面实施大直径钻孔卸压,后期在 3^1103 新辅运巷掘进面后方回采帮实施大直径钻孔卸压。如图 11a 所示。(2)水力压裂切顶卸压。试验段为 3^1101 运输巷里程 1700~2700 m,共 1000 m。在向工作面后方沿 3^1101 运输巷轴向偏煤柱侧布置压裂钻孔,开口位置在巷道顶板距离煤柱 1 m 左右,与巷道轴向夹角 5°,钻孔长度 50 m,倾角 50°,采用后退式单孔多次压裂,压裂钻孔间距 10 m。巷道顶板水力压裂钻孔布置和切顶卸压参数如图 11b 和 11c 所示。

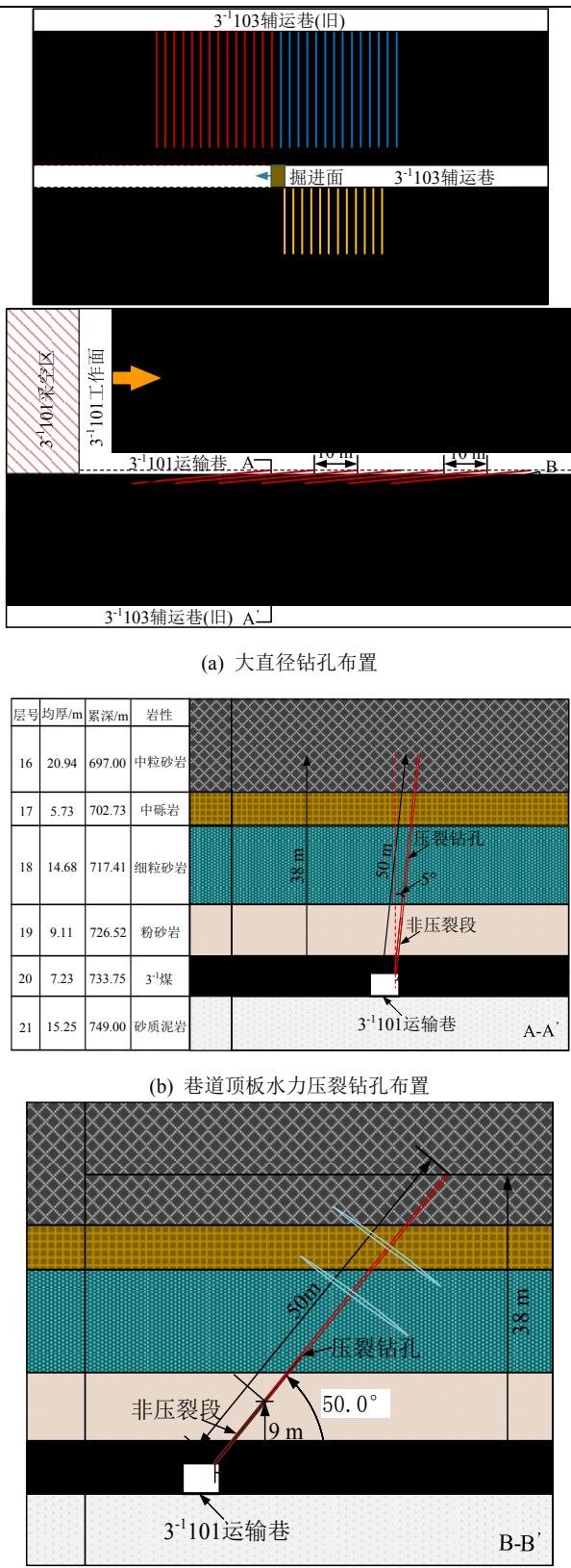


图 11 3-101 工作面回采期间卸压防冲方案

Fig.11 Scheme for pressure relief and anti-rock burst during the coal mining along the No. 3-101 mining face

2) 3-103 工作面回采期间解危防冲方案

3-103 工作面回采前在 3-103 辅运巷冲击失稳高

风险区域采取大直径钻孔和水力压裂进行超前预卸压；回采期间对预测预报危险区域采取解危卸压处理。现场具体防控措施^[29]：(1) 工作面回采前，在 3-103 辅运巷强及中等冲击危险区域内回采帮和煤柱帮超前工作面 300 m 进行大直径钻孔卸压；(2) 3-103 辅运巷距离工作面开切眼 300 m 范围内回采侧与煤柱侧顶板实施水力压裂；(3) 工作面回采期间实时动态预测预报，采用大直径钻孔、煤体爆破和底板爆破卸压措施进行解危卸压处理。

通过对新街矿区典型深采矿井 3-103 辅运巷冲击地压高风险区域进行预卸压处理，改善邻空巷道顶板条件，降低了巷道围岩应力集中程度，削弱巷道底板水平轴向应力，加强巷道底板管理。巷道矿压显著降低，巷道围岩变形破坏得到改善和控制。

5 结论

(1) 指出厚硬顶板条件邻空巷道冲击破坏灾变力源以高静载或高静载+动载为主导，顶板厚硬岩层、邻近采空区、区段煤柱等是主要影响因素。

(2) 构建基于软化地基与弹性地基假定“岩梁-地基”系统力学特性的顶板断裂前受载力学模型，推导并解析了工作面初次、周期来压期间厚硬顶板破断过程单位宽度顶板释放的总能量；覆岩载荷、地基系数、顶板岩梁弹性模量和惯性矩、采空区顶板极限跨距、工作面支架参数是顶板断裂过程岩梁能量积聚的主控因素。

(3) 模拟结果表明，3-103 综采面回采期间受到厚硬顶板岩层、邻近 3-101 采空区和区段煤柱影响，工作面前方应力和应变能密度峰值较 3-101 综采面增幅分别为 6.61%、12.04%；采场侧向区段煤柱应力和应变能密度峰值分别增大 29.06%、65.14%；邻空巷道冲击地压高风险区域围岩处于高应力集中高能量积聚状态，达到冲击启动条件自发或受外界扰动形成以高静载或高静载+动载为主导灾变力源的冲击破坏。

(4) 从切断冲击力源、降低应力集中与阻隔高集中应力传递 3 个方面提出了“卸压爆破预处理高静载区域+深孔爆破或水力致裂预裂厚硬顶板+强化巷道吸能防冲支护”的方案进行分源防控治理，现场实施效果良好。

符号注释：

a 为岩梁宽度，m； B_1-B_2 、 C_1-C_4 分别为弹性区、软化区岩梁挠度微分方程的积分常数； E 为顶板岩梁弹性模量，GPa； h 为岩梁厚度，m； I 为单位宽

度顶板岩梁惯性矩, m^4 ; l 、 \hat{l} 分别为工作面初次来压、周期来压前软化区宽度, m ; $2L$ 、 \hat{L} 分别为工作面初次来压和周期来压期间顶板断裂前采空区顶板极限跨距, m ; L_k 为支架控顶距, m ; m 为煤层厚度, m ; M_l 、 M_m 分别为 $x=l$ 处和工作周期来压期间顶板岩梁弯矩; p_0 、 p_k 分别为工作面支架前、后柱支撑力, 其大小呈线性变化, MN/m ; Q_l 、 Q_m 分别为 $x=l$ 处和工作面周期来压期间采空区上方顶板岩梁右侧边界处剪力。

利益冲突声明/Conflict of Interests

所有作者声明不存在利益冲突。

All authors disclose no relevant conflict of interests.

参考文献 (References)

- [1] 窦林名, 牟宗龙, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压防治[M]. 北京: 科学出版社, 2017.
- [2] 潘岳, 王志强, 李爱武. 初次断裂期间超前工作面坚硬顶板挠度、弯矩和能量变化的解析解[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(1): 32–41.
- PAN Yue, WANG Zhiqiang, LI Aiwu. Analytic solutions of deflection, bending moment and energy change of tight roof of advanced working surface during initial fracturing[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(1): 32–41.
- [3] 潘岳, 顾士坦. 周期性来压坚硬顶板裂纹萌生初始阶段的弯矩、剪力、挠度和应变能变化分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(6): 1123–1134.
- PAN Yue, GU Shitan. Analysis of bending moment, shear force, deflection and strain energy of hard roof at initial stage of cracking during periodic pressures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(6): 1123–1134.
- [4] 卜庆为, 涂敏, 张向阳, 等. 采场厚硬顶板破断失稳与能量聚散演化研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(5): 867–878.
- BU Qingwei, TU Min, ZHANG Xiangyang, et al. Study on fracture instability and energy accumulation-release evolution of thick-hard roof in stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(5): 867–878.
- [5] 李文龙, 屠世浩, 郝定溢, 等. 推采速度和充实率对深井充填面厚硬顶板聚能与释能的影响[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(3): 498–506.
- LI Wenlong, TU Shihao, HAO Dingyi, et al. Influence of mining speed and filling ratio on energy accumulation and release of thick and hard roof in deep backfilling working face[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2021, 50(3): 498–506.
- [6] 冯龙飞, 窦林名, 王晓东, 等. 回采速度对坚硬顶板运动释放能量的影响机制[J]. 煤炭学报, 2019, 44(11): 3329–3339.
- FENG Longfei, DOU Liming, WANG Xiaodong, et al. Mechanism of mining advance speed on energy release from hard roof movement[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(11): 3329–3339.
- [7] 王恩元, 冯俊军, 孔祥国, 等. 坚硬顶板断裂震源模型及应力波远场震动效应[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(4): 787–794.
- WANG Enyuan, FENG Junjun, KONG Xiangguo, et al. A hard roof fracture source model and its far-field seismic impact by stress wave[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(4): 787–794.
- [8] 高明仕, 徐东, 贺永亮, 等. 厚硬顶板覆岩冲击矿震影响的远近场效应研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(2): 215–226.
- GAO Mingshi, XU Dong, HE Yongliang, et al. Investigation on the near-far field effect of rock burst subject to the breakage of thick and hard overburden[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(2): 215–226.
- [9] 潘超. 高位坚硬顶板失稳诱发强矿压机理与控制[D]. 重庆: 重庆大学, 2020.
- PAN Chao. Mechanism and control of strong ground pressure induced by instability of high hard roof[D]. Chongqing: Chongqing University, 2020.
- [10] 窦礼同. 厚煤层坚硬顶板结构失稳诱发强矿压机制与防控技术[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2021.
- DOU Litong. Mechanism and prevention technology of strong ground pressure induced by structural instability of hard roof in thick coal seam[D]. Huainan: Anhui University of Science & Technology, 2021.
- [11] 杨敬轩, 刘长友, 于斌, 等. 坚硬顶板群下工作面强矿压显现机理与支护强度确定[J]. 北京科技大学学报, 2014, 36(5): 576–583.
- YANG Jingxuan, LIU Changyou, YU Bin, et al. Strong strata pressure caused by hard roof group structure breaking and supporting strength determination[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2014, 36(5): 576–583.
- [12] 高明仕, 徐东, 王海川, 等. 特厚煤层巷道冲击破坏机理及全锚索支护技术[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1943–1956.
- GAO Mingshi, XU Dong, WANG Haichuan, et al. Shock failure mechanism of roadway in extra thick coal seam and full anchor cable support technology[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1943–1956.
- [13] 韩军, 崔露郁, 贾冬旭, 等. 坚硬顶板回采巷道冲击地压的卸载滑脱机制[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 711–721.
- HAN Jun, CUI Luyu, JIA Dongxu, et al. Unloading-slippage mechanism of rock burst occurred in longwall roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 711–721.
- [14] 解嘉豪, 韩刚, 孙凯, 等. 邻空巷坚硬顶板预裂爆破防冲机理及效果检验[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 2078–2091.
- XIE Jiahao, HAN Gang, SUN Kai, et al. Rockburst prevention mechanism and effect test of blast presplitting of hard roof in gob-side roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 2078–2091.
- [15] 赵毅鑫, 周金龙, 刘文岗. 新街矿区深部开采邻空巷道受载特征及冲击失稳规律分析[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1595–1606.
- ZHAO Yixin, ZHOU Jinlong, LIU Wengang. Characteristics of ground pressure and mechanism of coal burst in the gob side roadway at Xinjie deep mining area[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1595–1606.
- [16] 刘国磊, 王泽东, 崔嵛, 等. 深部煤巷围岩三向应力差异梯度致冲机理[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 2106–2122.
- LIU Guolei, WANG Zedong, CUI Yu, et al. Mechanism of rock burst in deep coal tunnel surroundings due to three-way stress difference gradient[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 2106–2122.
- [17] 于斌, 高瑞, 孟祥斌, 等. 大空间远近场结构失稳矿压作用与控制技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(5): 1134–1145.
- YU Bin, GAO Rui, MENG Xiangbin, et al. Near-far strata structure instability and associate strata behaviors in large space and

- corresponding control technology[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(5): 1134–1145.
- [18] 于斌, 郁阳, 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.
- [19] 潘俊锋, 马文涛, 刘少虹, 等. 坚硬顶板水射流预制缝槽定向预裂防冲技术试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(8): 1591–1602.
- PAN Junfeng, MA Wentao, LIU Shaohong, et al. A prevention technology of rock burst based on directional presplitting of water jet prefabricated slot in hard roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(8): 1591–1602.
- [20] 窦林名, 阚吉亮, 李许伟, 等. 断顶爆破防治冲击矿压技术体系及效果评价研究[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(1): 24–32.
- DOU Linming, KAN Jiliang, LI Xuwei, et al. Study on prevention technology of rock burst by break-tip blasting and its effect estimation[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(1): 24–32.
- [21] 何满潮, 高玉兵, 杨军, 等. 厚煤层快速回采切顶卸压无煤柱自成巷工程试验[J]. 岩土力学, 2018, 39(1): 254–264.
- HE Manchao, GAO Yubing, YANG Jun, et al. Engineering experimentation of gob-side entry retaining formed by roof cutting and pressure release in a thick-seam fast-extracted mining face[J]. Rock and Soil Mechanics, 2018, 39(1): 254–264.
- [22] 高明仕, 贺永亮, 徐东, 等. 冲击地压巷道减隔震技术原理及应用[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(6): 53–60.
- GAO Mingshi, HE Yongliang, XU Dong, et al. Principle and application of reduce and isolation technology in rock burst roadway[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(6): 53–60.
- [23] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359–364.
- GAO Mingshi, DOU Linming, ZHANG Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(2): 359–364.
- [24] 翁明月, 郝英豪, 解嘉豪. 坚硬煤岩体“钻-切-压”一体化释能减冲技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(8): 84–88.
- WENG Mingyue, HAO Yinghao, XIE Jiahao. Study on “drilling-cutting-fracturing” integrated energy dissipation technology for hard coal rock mass[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(8): 84–88.
- [25] 潘一山, 齐庆新, 王爱文, 等. 煤矿冲击地压巷道三级支护理论与技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1585–1594.
- PAN Yishan, QI Qingxin, WANG Aiwen, et al. Theory and technology of three levels support in bump-prone roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1585–1594.
- [26] 王爱文, 潘一山, 齐庆新, 等. 煤矿冲击地压巷道三级吸能支护的强度计算方法[J]. 煤炭学报, 2020, 45(9): 3087–3095.
- WANG Aiwen, PAN Yishan, QI Qingxin, et al. Strength calculation method of three-level energy absorption support in rockburst roadways for coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(9): 3087–3095.
- [27] 徐连满, 潘威翰, 潘一山, 等. O型棚支护抵抗冲击地压等级计算方法[J]. 煤炭学报, 2020, 45(10): 3408–3417.
- XU Lianman, PAN Weihan, PAN Yishan, et al. Calculation method of rock burst resistance grade of O-shaped shed support[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(10): 3408–3417.
- [28] 龙驭球. 弹性地基梁的计算[M]. 北京: 人民教育出版社, 1981.
- [29] 刘文超, 赵毅鑫. 红庆河矿典型工作面冲击地压灾变机理及防治[J]. 矿业科学学报, 2023, 8(6): 803–816.
- LIU Wenchao, ZHAO Yixin. Mechanism and prevention of typical coal burst disaster at the working face of Hongqinghe coal mine[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2023, 8(6): 803–816.
- [30] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 2版. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010: 46–48.

(责任编辑 范章群)