

# 复杂构造下保护层开采卸压瓦斯异常涌出机制及定量溯源技术

陈学习<sup>1</sup>, 陈星宇<sup>1</sup>, 胡嘉英<sup>1</sup>, 周爱桃<sup>2</sup>, 肖健<sup>3</sup>, 孙际宏<sup>2</sup>, 严志龙<sup>4</sup>

(1. 华北科技学院 矿山安全学院, 北京 101601; 2. 中国矿业大学(北京) 应急管理与安全工程学院, 北京 100083; 3. 西安科技大学 安全科学与工程学院, 陕西 西安 710054; 4. 安徽理工大学 安全科学与工程学院, 安徽 淮南 232001)

**摘要:**保护层开采是瓦斯灾害防治的有效技术手段, 开采过程中工作面异常涌出问题是矿井安全生产的重要威胁。以象山煤矿 21313 工作面为研究对象, 基于地质统计法数值建模实现 21512 工作面瓦斯地质精细反演, 通过 FLAC<sup>3D</sup>-COMSOL 耦合模拟分析了复杂构造应力下保护层开采的力学演化规律及卸压增透机制, 探究了开采后本煤层、邻近层瓦斯运移和瓦斯涌出量规律, 结合现场统计、碳同位素测试、数值模拟对比分析实现了工作面异常涌出定量溯源, 并针对性采取了底板卸压拦截定向长钻孔抽采措施。结果表明: 当保护层工作面由 40 m 推进至 200 m 时, 底板塑性破坏深度由 8.5 m 增至 25 m, 最大垂直应力由 -19.09 MPa 上升到 -29.17 MPa, 最大应力释放率由 62% 升至 100%, 反映随着推进距离的不断增大, 煤岩层受采动破坏明显, 底板岩体裂隙发育贯通到 5 号煤层, 卸压范围及程度不断增大。开采 200 m 后工作面, 计算得知保护层走向卸压角为 66°、倾向卸压角为 62°, 5 号煤渗透率约为原始煤层的 600 倍, 卸压增透效果明显。随保护层工作面推进距离增大, 瓦斯压力降低幅度及范围增大, 本煤层、邻近层最大瓦斯压力在开采 90 d 时, 下降幅度分别为 3.7%、19.4%; 瓦斯总涌出量随着推进距离增加而上升的同时, 邻近层绝对瓦斯涌出量占比逐渐上升, 推进到 200 m 时, 邻近层绝对瓦斯涌出量占比 63.00%。通过综合运用现场统计数据、碳同位素测试结果以及数值模拟方法的对比分析表明, 采空区、上隅角瓦斯各来源比例随工作面向前推进基本保持稳定, 瓦斯主要来源于邻近层, 采空区、上隅角的邻近层瓦斯占比平均值分别为 77.99%、49.33%, 数值模拟得到的瓦斯涌出量略大于实测瓦斯涌出量, 邻近层瓦斯涌出量占比小于实测值, 增长趋势两者相符合。采取卸压瓦斯精准治理措施后, 卸压瓦斯抽采率为 55.80%、55.01%, 工作面风排瓦斯量至少下降 62.06%, 回风流甲烷质量分数至少降低了 52.38%, 保护层工作面及被保护层瓦斯治理效果明显, 实现了复杂构造矿区多煤层综合瓦斯精准治理。

**关键词:**保护层开采; 瓦斯运移; 耦合模拟; 瓦斯涌出量; 定量溯源

中图分类号: TD712.5 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2025)05-2509-18

## Mechanism and quantitative traceability of anomalous outflow of unloaded gas from protective layer mining under complex tectonics

CHEN Xuexi<sup>1</sup>, CHEN Xingyu<sup>1</sup>, HU Jiaying<sup>1</sup>, ZHOU Aitao<sup>2</sup>, XIAO Jian<sup>3</sup>, SUN Jihong<sup>2</sup>, YAN Zhilong<sup>4</sup>

收稿日期: 2024-07-05 策划编辑: 王晓珍 责任编辑: 李雅楠 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.0782

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52174181); 河北省省级科技计划资助项目(22375401D); 河北省青年科学基金资助项目(E2024508014)

作者简介: 陈学习(1972—), 男, 江苏邳州人, 教授, 博士。E-mail: xuexichen1210@163.com

通讯作者: 胡嘉英(1994—), 男, 山西介休人, 讲师, 博士。E-mail: jiayinghu@ncist.edu.cn

引用格式: 陈学习, 陈星宇, 胡嘉英, 等. 复杂构造下保护层开采卸压瓦斯异常涌出机制及定量溯源技术[J]. 煤炭学报, 2025, 50(5): 2509-2526.

CHEN Xuexi, CHEN Xingyu, HU Jiaying, et al. Mechanism and quantitative traceability of anomalous outflow of unloaded gas from protective layer mining under complex tectonics[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(5): 2509-2526.



移动阅读

(1. School of Mine Safety, North China Institute of Science & Technology, Beijing 101601, China; 2. School of Emergency Management and Safety Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 3. College of Safety Science and Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 4. School of Safety Science and Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

**Abstract:** Protective layer mining is an effective technical means for the prevention and control of gas disasters. The issue of abnormal water inrush during the mining process is a significant threat to the safe production of mines. This study takes the 21313 working face of Xiangshan Coal Mine as the research object, and realizes the fine inversion of gas geology of the 21512 working face based on the numerical modeling of geostatistics. By coupling simulation analysis of FLAC<sup>3D</sup>-COMSOL under complex structural stress, the mechanical evolution law and stress relief and permeability enhancement mechanism of protective layer mining are studied. The study explores the law of gas migration and gas outburst in the coal seam and adjacent seams after mining, and combines on-site statistics, carbon isotope testing, and numerical simulation for comparative analysis to achieve quantitative traceability of abnormal water inrush. Targeted measures such as stress relief and interception of the floor with directional long drilling and extraction are taken. The results show: When the protective layer working face advances from 40 m to 200 m, the depth of plastic damage of the floor increases from 8.5 m to 25 m, the maximum vertical stress rises from  $-19.09$  MPa to  $-29.17$  MPa, and the maximum stress release rate increases from 62% to 100%, indicating that as the advance distance increases, the coal and rock strata are significantly damaged by mining, and the floor rock mass fractures develop and connect to the No. 5 coal seam, with the stress relief range and degree continuously increasing. After mining 200 m, it is calculated that the strike stress relief angle of the protective layer is  $66^\circ$ , and the dip stress relief angle is  $62^\circ$ , and the permeability of the No. 5 coal seam roof is approximately 600 times that of the original coal seam, with obvious stress relief and permeability enhancement effect. As the advance distance of the protective layer working face increases, the range and extent of gas pressure reduction increase. The maximum gas pressure in the coal seam and adjacent seams decreases by 3.7% and 19.4% respectively after mining for 90 days; while the total gas outburst increases with the increase of the advance distance, the proportion of absolute gas outburst in the adjacent layer gradually increases. When advancing to 200 m, the proportion of absolute gas outburst in the adjacent layer is 63.00%. The comprehensive use of on-site statistical data, carbon isotope test results, and numerical simulation methods for comparative analysis shows that the proportion of gas sources from the goaf and the upper corner area remains basically stable as the working face advances, and the gas mainly comes from the adjacent layer. The average proportion of gas from the adjacent layer in the goaf and the upper corner area is 77.99% and 49.33% respectively, and the gas outburst obtained by numerical simulation is slightly greater than the measured gas outburst, and the proportion of gas outburst from the adjacent layer is less than the measured value, and the growth trend of the two is consistent. After taking precise control measures for stress relief gas, the extraction rate of stress relief gas is 55.80% and 55.01%, the wind exhaust gas volume of the working face decreases by at least 62.06%, and the concentration of methane in the return air flow decreases by at least 52.38%. The gas control effect of the protective layer working face and the protected layer is obvious, and the comprehensive precise control of gas in multiple coal seams in complex structural mining areas has been achieved.

**Key words:** protective layer mining; gas migration; coupling simulation; gas emission; quantitative tracing

## 0 引 言

煤炭作为中国的主要能源和关键工业原料,其开发利用对中国的能源安全和工业发展至关重要。然而,中国煤层的赋存条件复杂多变,瓦斯灾害是影响煤矿安全生产的主要障碍之一<sup>[1-2]</sup>。瓦斯抽采技术不仅能有效预防瓦斯超限和煤层突出,保障矿工生命安全,也是开发利用煤系气资源、减少温室气体排放的有效手段<sup>[3-4]</sup>。在当前中国积极推进“双碳”目标的大

背景下,瓦斯的高效抽采对于优化能源结构、减少温室气体排放、实现双碳目标具有重要意义<sup>[5-8]</sup>。

在中国的煤炭开采领域,普遍存在的低透气性问题随着矿井开采的深入而愈发严重。特别是深部煤层,其高应力和煤体破碎的特性进一步增加了瓦斯抽采的难度<sup>[9-10]</sup>。对此,在瓦斯治理过程中形成了保护层开采、水力化措施、酸化等强化瓦斯抽采技术,其中保护层开采因其经济性和高效性而被认为是最优选的卸压增透技术<sup>[11-13]</sup>。钱鸣高等<sup>[14]</sup>首次揭示了采动

裂隙形成的“O”形圈特征,包括横向“三区”和垂直“三带”开采特征。后续研究者利用数值模拟等方法,对采动裂隙与瓦斯流动之间的关系进行了深入分析。例如,杨科等<sup>[15]</sup>研究了保护层开采过程中的应力演化和变形破坏特征,发现煤层采动能够形成离层裂隙发育区,为瓦斯流动提供了通道。郭建行<sup>[16]</sup>则通过理论计算和数值模拟,分析了上保护层开采后下伏煤岩的塑性破坏和卸压状况,揭示了卸压瓦斯运移规律。

在保护层开采后,工作面附近煤岩体卸除压力、改善渗透率,引起煤体中瓦斯解吸、运移,导致大量瓦斯涌向采空区及回风巷道,在没有相应防治措施情况下,容易造成瓦斯超限,影响到采掘工作面安全生产<sup>[17-19]</sup>。治理瓦斯异常涌出从而成为日益关注的重点。尽管有多种方法用于预测和分析瓦斯涌出,如矿山统计法、分源预测法和神经网络预测法等,但这些方法在定量判定瓦斯涌出来源比例方面存在局限性,难以精确量化各煤层瓦斯涌出的具体比例<sup>[20]</sup>。为精确定量判别工作面瓦斯涌出来源比例,我国部分煤矿使用稳定碳氢同位素法应用于瓦斯溯源分析,并取得显著成果<sup>[21]</sup>。柴永兴等<sup>[22]</sup>通过应用碳同位素技术,结合二端元线性混合模型,对朱集矿区地面钻井及采空区的瓦斯来源进行了细致的定量分析。周伟<sup>[23]</sup>以沁水盆地的寺河矿为研究对象,采用 N 端元线性混合模型,对工作面采空区的瓦斯来源进行了精确量化和动态监测。该技术不仅提高了瓦斯来源识别的准确性,

也为瓦斯的动态监测和管理提供了新的技术手段。此外采用数值模拟创新方法辅助定量表征保护层工作面瓦斯涌出量,可更有针对性地指导设计卸压瓦斯抽采方案,提高瓦斯抽采效率和安全性,降低瓦斯灾害的风险<sup>[24-25]</sup>。

笔者基于象山煤矿保护层工作面瓦斯异常涌出现象,通过 FLAC<sup>3d</sup>-COMSOL 结合的三维数值模拟方法,实现构造应力和瓦斯非均匀赋存精细反演,定量揭示复杂构造影响下的保护层卸压瓦斯异常涌出机制,并以现场统计、碳同位素法等手段,定量表征瓦斯来源,评估不同来源瓦斯的特性和比例,从而更有针对性地实施瓦斯治理措施。再通过在保护层底板施工定向长钻孔精准拦截采动区的瓦斯,有效降低采空区的瓦斯涌出量,防止瓦斯超限,确保矿井的安全开采,并以期为其他矿井类似情况提供借鉴。

## 1 工程背景

### 1.1 矿井地质概况

如图 1 所示,从韩城矿区整体上看,由于历史上受西缘逆冲构造带、太行山和秦岭等构造影响,再经历了多期次性质差异、方向不同的构造变动,造成矿区南区封闭性较弱且断层发育。由此影响到象山煤矿内大中型构造不很发育,主要以中小型褶皱、断层构造为主,其复杂构造应力对煤层瓦斯的赋存特征具有显著影响<sup>[26]</sup>。

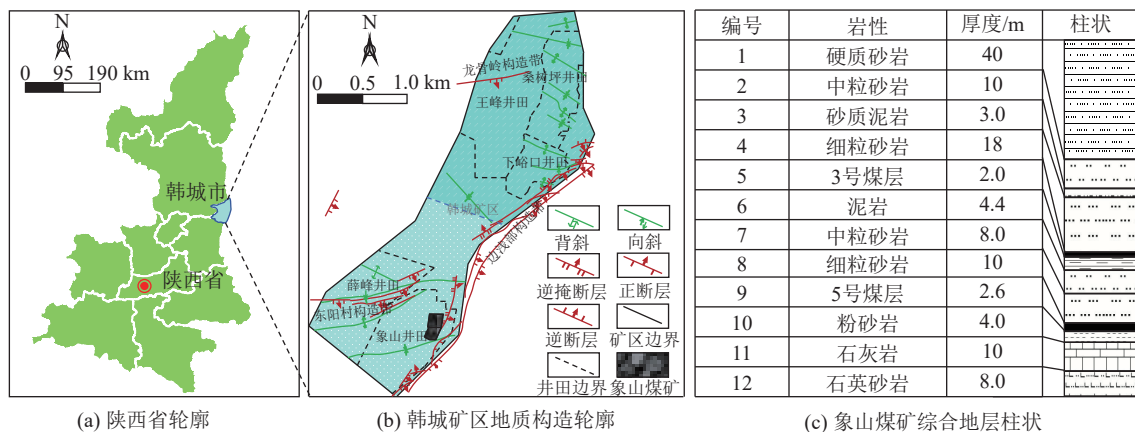


图 1 象山煤矿地质与煤层结构概览

Fig.1 Geological and coal seam structure overview of Xiangshan Coal Mine

象山煤矿 3 号、5 号煤层的地质构造及 5 号煤层瓦斯聚集区瓦斯压力等值线如图 2 所示。由图 2a、图 2b 可见,煤层断层主要由各种类型的伸展性正断层构成,而挤压性逆断层的出现频率相对较低。特别是在 3 号煤层中,这种特征表现得尤为显著。正断层数量多导致煤层瓦斯更容易逸散,造成瓦斯含量、压

力从上到下增加的趋势显著,并且由于 5 号煤层瓦斯保存条件更好,瓦斯容易积聚<sup>[27]</sup>。从图 2c 上看,5 号煤层 21512 工作面瓦斯聚集处瓦斯压力在 1.0 MPa 左右,瓦斯突出危险性大,易发生煤与瓦斯突出事故。

### 1.2 煤层基础参数

象山煤矿的地理位置及岩性柱状结构如图 1 所

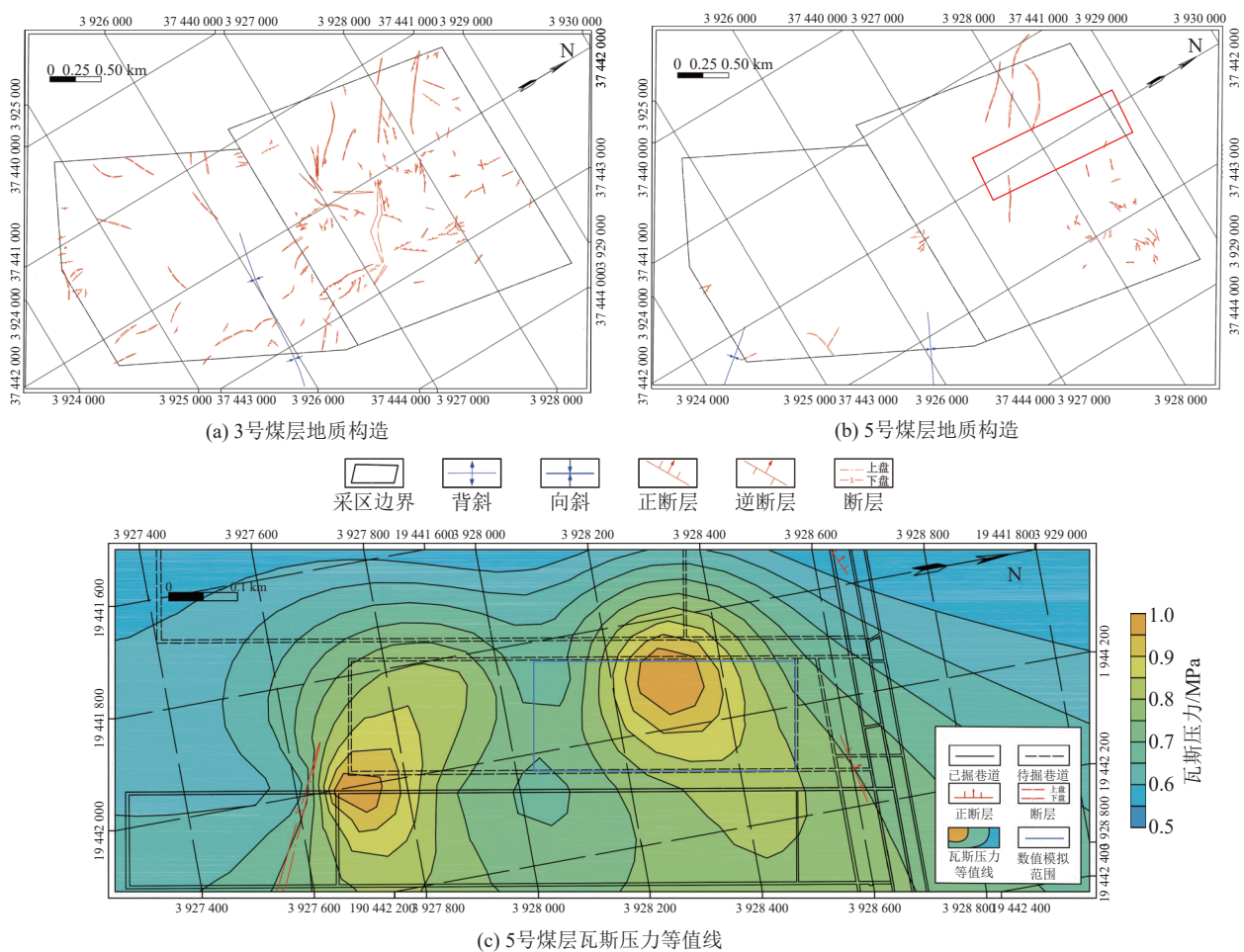


图 2 象山煤矿煤层地质与瓦斯压力分布

Fig.2 Geological and gas pressure distribution of coal seams in Xiangshan Coal Mine

示。象山煤矿位于陕西省韩城市,为煤与瓦斯突出矿井。煤矿主要开采 2 个煤层:3 号、5 号煤层,3 号煤层位于 5 号煤层上方,煤层埋深约 550 m,与 5 号煤层平均层间距离约为 22.4 m,两煤层倾角均为  $4^\circ$ 。3 号煤层平均厚度为 2 m,最大原始瓦斯压力为 0.7 MPa,最大原始瓦斯含量为  $6.7 \text{ m}^3/\text{t}$ 。5 号煤层平均厚度为 2.6 m,最大原始瓦斯压力为 1 MPa,最大原始瓦斯含量为  $8.16 \text{ m}^3/\text{t}$ ,平均硬度系数为 0.32,透气性系数为  $0.1979 \sim 0.2188 \text{ m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})$ ,钻孔瓦斯流量衰减系数为  $0.075 \sim 0.097 \text{ d}^{-1}$ ,属于松软低渗较难抽采煤层。故在实际开采中,5 号煤层瓦斯治理难度较大。依据象山煤矿煤层的地质赋存条件和特性,并遵循开采保护层时不应对被保护层产生破坏性影响的原则<sup>[28]</sup>,结合各煤层的瓦斯参数指标进行综合评估,选择将瓦斯压力较小的 3 号煤层作为上保护层开采。

## 2 理论分析

### 2.1 煤层卸压增压机制

对于复杂构造应力下的煤系地质环境,煤体成煤

后经过了多次强烈构造运动,破坏了煤层原生结构,造成煤体结构复杂、煤质松软、渗透性低。尤其随着矿井采掘作业向深部延伸,高地应力使煤破碎极其严重,煤体裂隙通道被压缩,导致渗透率降低,迫使瓦斯运移更加困难<sup>[29-30]</sup>。因此,实现安全高效开采煤层瓦斯的关键在于增加煤层渗透率,而地应力主导着有效应力的变化进而控制着煤层渗透率,只有通过改变主导因素——地应力来有效增加煤体的渗透率<sup>[31]</sup>。

在保护层开采过程中,通过降低煤体的应力负荷,可以促进地应力的降低,引发卸荷损伤效应,从而促进煤体裂隙的扩展和新裂隙的形成,导致孔隙率显著增加。随着外部载荷的减少,煤体膨胀现象导致煤层孔隙压力下降,进一步增强了煤层的渗透性。这一过程促进了被保护层中瓦斯的向外运移,有效降低了煤层中的瓦斯压力和瓦斯含量,从而增强了煤体强度,消除了突出危险性<sup>[32-33]</sup>,保护层卸压增压示意图如图 3 所示。

### 2.2 底板扰动破坏深度理论

极限破坏理论(塑性滑移线理论)是目前研究底

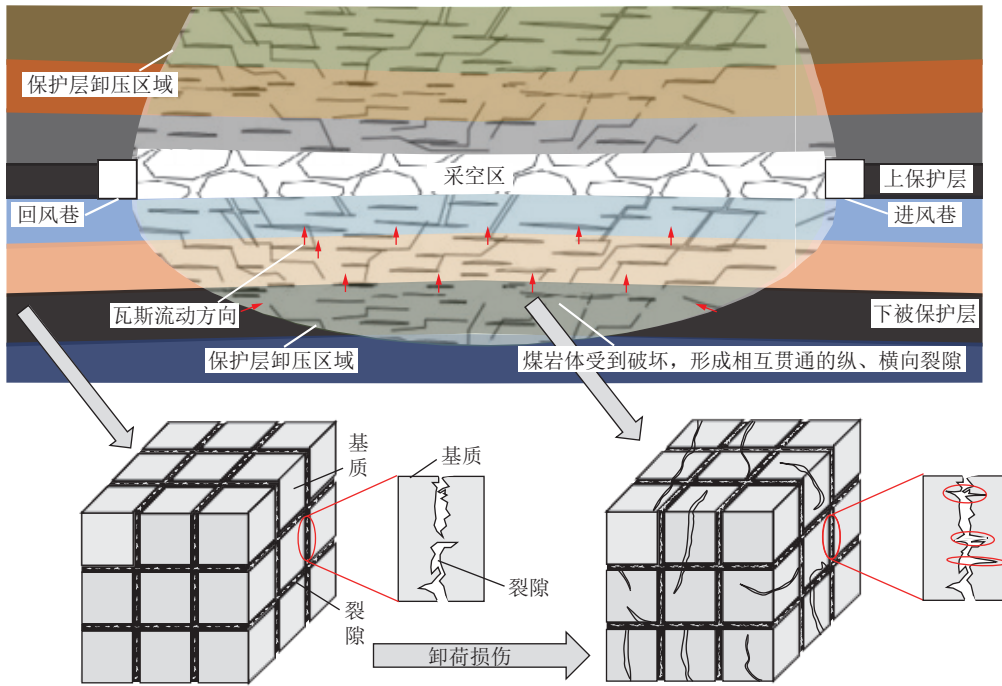


图 3 保护层开采卸压增透原理

Fig.3 Schematic diagram of the principle of stress relief and permeability enhancement in protective layer mining

板扰动破坏深度及其规律的主要理论, 其认为在采动影响下, 煤系地层原有的力学平衡状态遭受破坏<sup>[34]</sup>。随着采场周围支承压向底板内部的传递, 底板煤岩层发生鼓起现象, 进而塑性破坏形成各种裂隙。同时底板煤岩层塑性区可认为是最大裂隙带深度。按照极限破坏理论, 可以确定底板煤岩层塑性区的最大深度 $h_s$ , 计算公式 (1) 如下:

$$h_s = \frac{x_0 \cos \varphi}{2 \cos \left( \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right)} e^{\left( \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) \tan \varphi} \quad (1)$$

式中:  $x_0$  为煤柱屈服区长度, 10.5 m;  $\varphi$  为底板岩层厚度加权平均内摩擦角,  $33^\circ$ 。

将实际工程地质条件代入式 (1) 可计算出 3 号煤层底板扰动破坏深度为 19.4 m, 3 号煤层与 5 号煤层平均层间距约为 22.4 m, 距 5 号煤层顶板 2.6 m, 同时为后续设计底板拦截定向长钻孔布置层位提供理论参考。

### 2.3 耦合方程

目前对于含瓦斯煤气固耦合模型的研究, 一般将其简化为双重孔隙介质, 即煤体视为由裂隙和基质组成, 而基质包含煤骨架和孔隙。该物理模型基本假设如下: 1) 煤体为理想弹塑性连续体; 2) 基于等温条件, 满足理想气体方程; 3) 气体在孔隙和裂隙中流动分别服从菲克扩散定律和达西渗流定律。

#### 2.3.1 应力场方程

根据煤为均匀各向同性双孔介质的假设, 煤在弹

性阶段的变形遵循胡克定律:

$$\sigma_{ij} = 2G\varepsilon_{ij} + \frac{2Gv}{1-2v}\varepsilon_v\delta_{ij} - \alpha_f p \delta_{ij} - \sigma_{a,i} \quad (2)$$

式中:  $\sigma_{ij}$  为应力张量, 表示在  $i$  和  $j$  方向上的应力分量;  $G$  为剪切弹性模量, MPa;  $v$  为泊松比;  $\varepsilon_{ij}$  为应变分量;  $\varepsilon_v$  为体积应变, 其可表示为:  $\varepsilon_v = \varepsilon_{11} + \varepsilon_{22} + \varepsilon_{33}$ ;  $\delta_{ij}$  为 Kronecker 张量;  $p$  为煤体瓦斯压力, MPa;  $\alpha_f$  为煤体裂隙有效应力系数;  $\sigma_{a,i}$  为气体吸附膨胀应力, MPa。

采掘工作面前方煤体受应力集中影响出现塑性破坏, 本文采用 D-P 屈服准则描述:

$$F = \alpha I_1 + \sqrt{J_2} - K = 0 \quad (3)$$

式中:  $I_1$  和  $J_2$  分别为应力张量的第一不变量和第二不变量;  $\alpha$  和  $K$  为与黏聚力  $C$  及内摩擦角  $\varphi$  相关的系数。

#### 2.3.2 含瓦斯煤层多场耦合模型

基质孔隙内吸附及游离态瓦斯总质量为

$$m_m = \frac{V_L p_m M \rho_c}{V_M (p_m + p_L)} + \frac{\phi_m M p_m}{RT} \quad (4)$$

式中:  $m_m$  为基质孔隙中瓦斯质量, kg;  $V_L$  为朗格缪尔体积,  $m^3/t$ ;  $p_m$  为基质孔隙中瓦斯压力, MPa;  $\rho_c$  为煤体视密度,  $kg/m^3$ ;  $p_L$  为朗格缪尔压力, MPa;  $V_M$  为气体摩尔体积,  $m^3/mol$ ;  $\phi_m$  为煤体基质孔隙率;  $R$  为通用气体常数, 约为  $8.314 J/(mol \cdot K)$ ;  $T$  为温度, K;  $M$  为气体摩尔质量,  $kg/mol$ 。

煤层开挖后或抽采过程中, 基质孔隙瓦斯向裂隙运移进而流入工作面或者钻孔空间, 基于质量守恒定

律,一般将煤体孔裂隙气体质量交换控制方程表示为

$$\frac{\partial m_m}{\partial t} = -\frac{M}{iRT}(p_m - p_f) \quad (5)$$

式中:  $t$  为时间, s;  $i$  为时间常数, s;  $p_f$  为裂隙中瓦斯压力, MPa。

将式 (4) 代入式 (5) 整理可得:

$$\frac{\partial p_m}{\partial t} = -\frac{V_M(p_m - p_f)(p_m + p_L)^2}{\tau V_L RT p_L \rho_c + \tau \phi_m V_M (p_m + p_L)^2} \quad (6)$$

而裂隙瓦斯的变化量可视为等于流入与流出瓦斯量的矢量和, 即:

$$\frac{\partial m_f}{\partial t} - \nabla \left( \frac{M}{RT} p_f \frac{k_c}{\mu} \nabla p_f \right) = (1 - \phi_f) q_m \quad (7)$$

式中:  $m_f$  为单位体积煤裂隙气体质量,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $k_c$  为瓦斯在裂隙中的渗透率,  $\text{m}^2/\text{s}$ ;  $\mu$  为瓦斯气体的动力黏度,  $\text{Pa} \cdot \text{s}$ ;  $\phi_f$  为瓦斯在裂隙中的填充率;  $q_m$  为煤体向裂隙中流入的瓦斯气体流量,  $\text{kg}/(\text{m}^3 \cdot \text{s})$ 。

单位体积煤体裂隙内瓦斯气体质量为

$$m_f = \phi_f \frac{M}{RT} p_f \quad (8)$$

将式 (8) 代入式 (7) 整理可得:

$$\begin{aligned} \phi_f &= \frac{\partial p_f}{\partial t} + p_f \frac{\partial p_f}{\partial t} - \nabla \left( \frac{k_c}{\mu} p_f \nabla p_f \right) - \\ (1 - \phi_f) \frac{p_m - p_f}{\tau} &= 0 \end{aligned} \quad (9)$$

煤体渗透率演化规律: 在裂隙瓦斯压力和基质孔隙裂隙瓦斯压力的影响下, 双重孔隙结构煤体的裂隙孔隙率可表示为

$$\begin{aligned} \frac{\phi}{\phi_0} &= 1 - \frac{1}{\phi_0 K} [(\sigma - \sigma_0) - \beta_f (p_f - p_0) - \\ \beta_m (p_m - p_0)] - \frac{f_m}{\phi_0} \left( \frac{\varepsilon_{\max} p_m}{p_m + p_\varepsilon} - \frac{\varepsilon_{\max} p_0}{p_0 + p_\varepsilon} \right) \end{aligned} \quad (10)$$

式中:  $\phi$  为煤体裂隙孔隙率;  $\phi_0$  为煤体初始裂隙孔隙率;  $\sigma$  为平均有效应力, MPa;  $\sigma_0$  为初始平均有效应力, MPa;  $\beta_f$  为煤体裂隙的有效应力 Biot 系数;  $\beta_m$  为煤体基质的有效应力 Biot 系数;  $p_0$  为煤层初始瓦斯压力, MPa;  $f_m$  为煤体基质内部变形系数;  $\varepsilon_{\max}$  为煤体基质的最大吸附变形量;  $p_\varepsilon$  为煤体基质吸附变形的朗格缪尔压力, MPa。

煤体渗透率与孔隙率之间的关系可以通过 1 个简化的三次方模型来描述:

$$\frac{k}{k_0} = \left( \frac{\phi}{\phi_0} \right)^3 \quad (11)$$

式中:  $k$  为煤体的渗透率,  $\text{m}^2$ ;  $k_0$  为煤体的初始渗透率,  $\text{m}^2$ 。

将式 (10) 代入式 (11) 整理可得:

$$\begin{aligned} \frac{k}{k_0} &= \left\{ 1 - \frac{1}{\phi_0 K} [(\sigma - \sigma_0) - \beta_f (p_f - p_0) - \beta_m (p_m - p_0)] - \right. \\ \left. \frac{f_m}{\phi_0} \left( \frac{\varepsilon_{\max} p_m}{p_m + p_\varepsilon} - \frac{\varepsilon_{\max} p_0}{p_0 + p_\varepsilon} \right) \right\}^3 \end{aligned} \quad (12)$$

因此综合考虑多孔介质煤体瓦斯压力和煤体变形场的耦合作用, 其控制方程可以表示

$$\begin{aligned} Gu_{i,jj} + \frac{G}{1-2\nu} u_{j,ji} - \beta_f p_f - \beta_m p_m - K\varepsilon_s + \\ F_i = 0 \end{aligned} \quad (13)$$

式中:  $\mathbf{u}$  为位移梯度;  $F_i$  为体积力, MPa;  $\varepsilon_s$  为应变张量。

### 3 数值模拟

#### 3.1 模型构建

数值模拟通过 FLAC<sup>3D</sup>-COMAOL 耦合进行, 具体流程如图 4 所示。本研究以象山煤矿 21313 工作面为研究对象, 基于 FLAC<sup>3D</sup> 建立尺寸为  $X \times Y \times Z = 460 \text{ m} \times 260 \text{ m} \times 120 \text{ m}$  的等比例水平煤层模型, 探究复杂构造应力下的煤岩力学破坏规律; COMSOL 中则基于  $Y=130 \text{ m}$  平面建立对称模型, 探究复杂构造应力下的瓦斯运移及涌出规律, 耦合模拟通过 FLAC<sup>3D</sup> 中的应力应变数据导入到 COMSOL 中以实现, 如图 4b、图 4c 所示。为真实体现瓦斯地质条件, 将煤层的实际瓦斯压力作为初始条件输入到模型中, 考虑到设定 3 号煤层瓦斯压力较小, 设定整个煤层压力统一设置为 0.7 MPa; 5 号煤层则通过地质统计数值建模实现瓦斯地质精细反演, 具体将实测得到的瓦斯压力等值线图识别导入到模型中, 作为 COMSOL 模拟中 5 号煤层初始条件, 以此模拟 5 号煤层非均匀赋存特征, 提高模拟的准确性。此外, 通过设定侧压力系数实现复杂构造应力仿真, 更精确地模拟和预测在复杂构造应力条件下保护层开采过程中瓦斯的运移行为。煤岩力学参数及主要模拟参数取值见表 1、表 2。

#### 3.2 结果分析

##### 3.2.1 保护层开采后的力学破坏特征

1) 塑性区及垂直应力分析。保护层工作面推进不同距离时, 煤岩体塑性区及垂直应力云如图 5 所示。由图 5a 可知, 保护层开采后上下邻近层煤岩体均出现剪切和拉伸破坏, 并主要以剪切破坏为主; 下伏煤岩体受采动的破坏程度低, 采空区上部煤岩层破坏和垮落较明显, 此时煤层内的裂隙网络变化错综复杂,

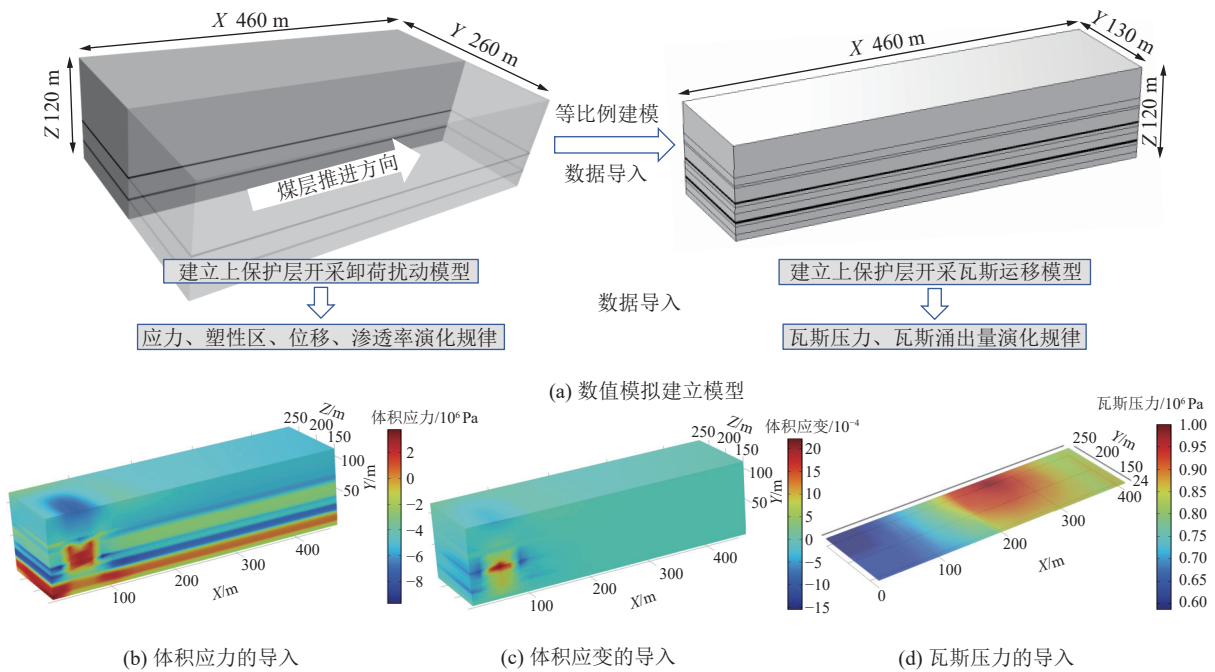


图 4 数值模拟流程

Fig.4 Numerical simulation flowchart

表 1 地层力学参数

Table 1 Formation mechanics parameters

岩性	厚度/m	密度/(kg · m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
硬质砂岩	40.0	2 630	4.7	6.2	4.2	2.4	31.0
中粒砂岩	10.0	2 490	13.4	10.9	7.0	4.2	35.0
砂质泥岩	3.0	2 660	4.9	8.1	6.7	1.9	34.0
细粒砂岩	18.0	2 730	20.7	18.9	7.8	6.4	39.0
3号煤层	2.0	1 380	2.9	1.4	1.6	1.7	23.0
泥岩	4.4	2 679	9.1	2.7	3.2	5.9	29.0
中粒砂岩	8.0	2 620	17.9	13.5	8.6	4.9	37.0
细粒砂岩	10.0	2 530	7.9	2.9	2.1	5.7	28.0
5号煤层	2.6	1 340	1.6	0.8	1.0	1.6	28.0
粉砂岩	4.0	2 580	6.7	5.7	4.1	1.5	35.0
石灰岩	10.0	2 660	3.5	3.1	6.4	3.6	35.0
石英砂岩	8.0	2 640	15.8	11.8	7.7	3.0	38.0

各种长短裂隙不断增多,裂隙分布情况越来越复杂。由图 5a 可以看出,当工作面推进至 40 m 时,破坏深度在 8.5 m 左右;由图 5c 可以看出,当工作面推进至 120 m 时,采空区底板塑性区域最大破坏深度达到 25 m;由图 5e 可以看出,当工作面推进至 200 m 时,底板塑性区域最大破坏深度达到 40 m。塑性区演化规律没有明显差异,水平塑性区域随开采扩大,底板最大塑性破坏深度无明显增加,底板岩体裂隙发育贯通到 5 号煤层,被保护层瓦斯沿着裂隙通道在卸压带裂隙中运移,为保护层工作面瓦斯涌出提供了条件<sup>[35]</sup>。

图 5b 为保护层工作面推进 40、120、200 m 的过

程中,相对应的垂直应力分布情况。由图 5b 可知,随着工作面的向前推进,采场周围出现应力集中现象,在工作面两端形成应力集中区,工作面中间部分形成应力降低区域,垂直应力明显表现出对称性。采空区下方形成了煤岩体应力的释放区,并且 5 号煤层位于 3 号保护层开采的卸压作用范围内。随着工作面的推进长度的增加,底板内应力降低范围扩大,底板卸压深度增大。

随着上保护层的推进,得到了被保护层在不同推进距离处的垂直应力曲线,如图 6 所示。当 3 号煤层推进距离 40 m 时,保护层开采对 5 号煤层的垂直应

表 2 主要模拟参数取值

Table 2 Values taken by the main simulation parameters

参数	数值	参数	数值
煤体真密度/(kg · m <sup>-3</sup> )	1 250	空气摩尔质量/(kg · mol <sup>-1</sup> )	0.03
煤体视密度/(kg · m <sup>-3</sup> )	1 450	甲烷摩尔质量/(kg · mol <sup>-1</sup> )	0.016
瓦斯标况密度/(kg · m <sup>-3</sup> )	0.72	裂隙有效应力系数	0.651
煤的弹性模量/GPa	2.84	孔隙有效应力系数	0.078
煤基质的弹性模量/GPa	8.13	朗格缪尔压力常数/MPa	6.019
煤的泊松比	0.37	气体动力黏度/(Pa · s)	1.08×10 <sup>-5</sup>
初始基质孔隙率/%	5.83	气体摩尔体积/(m <sup>3</sup> · mol <sup>-1</sup> )	0.026
初始裂隙孔隙率/%	1.55	气体常数/(J · mol <sup>-1</sup> · K <sup>-1</sup> )	906
初始渗透率/m <sup>2</sup>	1.0×10 <sup>-17</sup>	温度/K	303.15

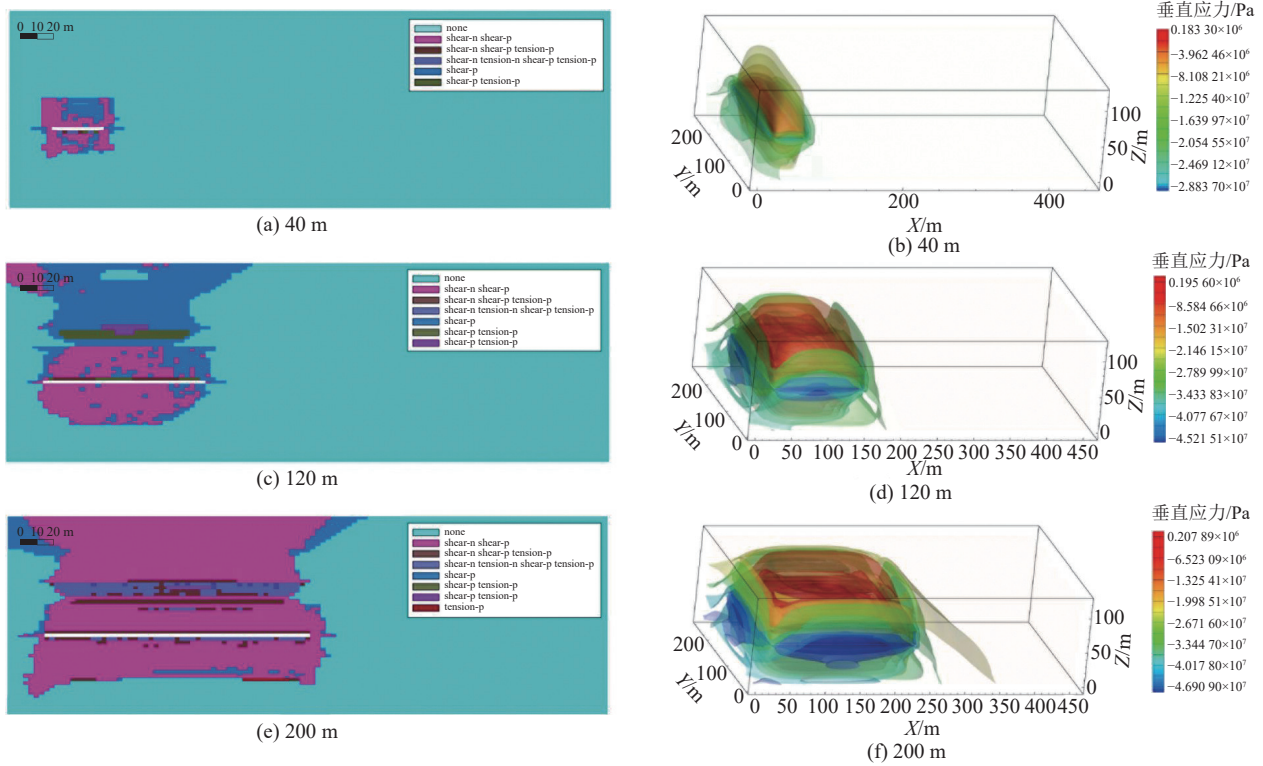


图 5 保护层开挖过程中的塑性区及垂直应力云

Fig.5 Plastic zone and vertical stress contour map during the excavation process of the protective layer

力的影响较小,最大和最小垂直应力分别为-19.09 和 0.06 MPa,表明最大应力释放率为 62%。当 3 号煤层推进距离为 200 m 时,最大垂直应力为-29.17 MPa,最小垂直应力为 0.03 MPa,表明最大应力释放率为 100%。在保护层开采过程中,随着工作面推进距离的增加,5 号煤层受到的开采影响逐渐增强,主要表现为卸压区域和应力集中区域的扩展,以及卸压带内应力释放率的增加。

2) 底板位移及卸压范围分析。图 7 为保护层工作面推进 40、120、200 m 的过程中,相对应的位移分布情况。如图 7 所示,随着工作面的推进,煤层的顶底板岩体经历了显著的位移变化。在工作面顶板区

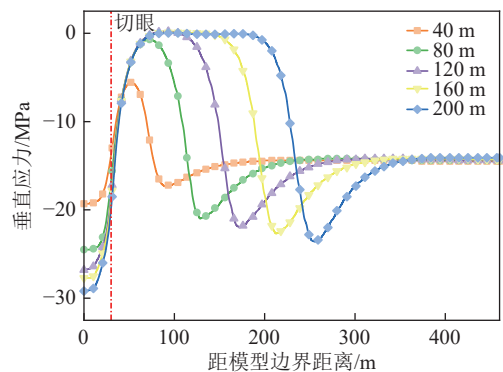


图 6 保护层开挖过程中的垂直应力分布规律

Fig.6 Distribution pattern of vertical stress during the excavation process of the protective layer

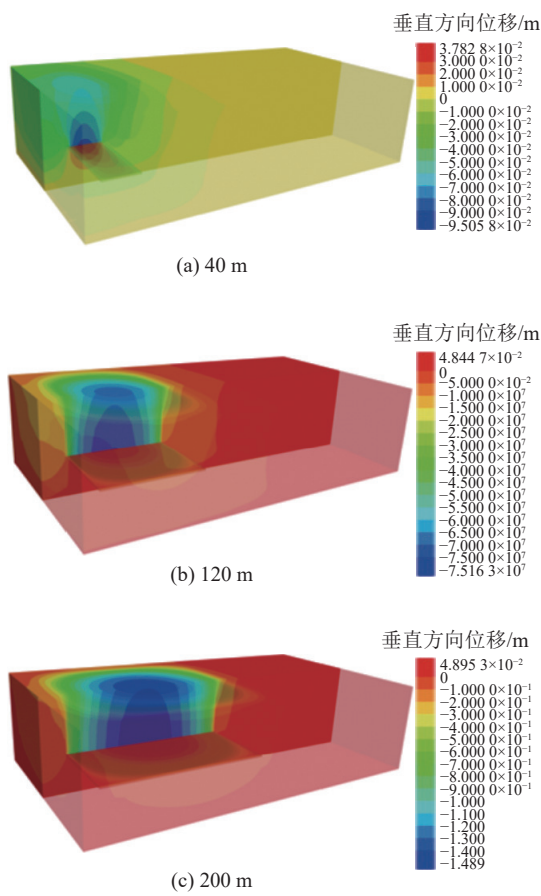


图 7 保护层开挖过程中位移云

Fig.7 Displacement cloud map during the excavation process of the protective layer

域, 上覆岩体主要经历了向下的垂直位移, 而底板岩体则表现为向上的垂直位移, 导致底鼓现象的发生。具体而言, 在保护层工作面推进 40 m 时, 顶板产生最大 0.10 m 竖直向下位移。与此同时, 底板沿走向方向、采空区中间部分产生了最大 0.04 m 的竖直向上位移。当工作面推进至 120 m 时, 顶板的最大位移量增加至 0.75 m。进一步推进至 200 m 时, 顶板的最大位移显著增加至 1.49 m, 而底板内的最大位移量维持在 0.05 m。

图 8a 为保护层工作面推进到 200 m 的过程中, 5 号煤层走向、倾向顶底板膨胀变形率演变情况。由图 8a 可知, 被保护层膨胀率由两侧向中部逐渐升高, 并稳定在 3% 以上, 满足国内相关规定对于保护层开采膨胀变形的要求<sup>[36]</sup>, 因此可认为上保护层开采可以达到预期效果。以变形以 3% 为临界值, 粗略计算出工作面走向有效卸角为 66°、倾向有效卸角为 62°, 两侧卸压范围呈现基本对称性。根据卸压角度, 5 号煤层的相应区域可细分为卸压区和非卸压区<sup>[37]</sup>, 如图 8b 所示。并基于此卸压范围在 COMSOL 中建立三维的保护层开采卸压模型, 进行后续模拟。

### 3.2.2 瓦斯运移规律

1) 渗透率分析。图 9 为保护层工作面推进 40、120、200 m 的过程中, 5 号煤层相对应的渗透率分布情况。由于回采空间的增大, 底板岩层卸压程度升高, 其有效应力降低, 底板破坏深度发展至 5 号煤层, 在

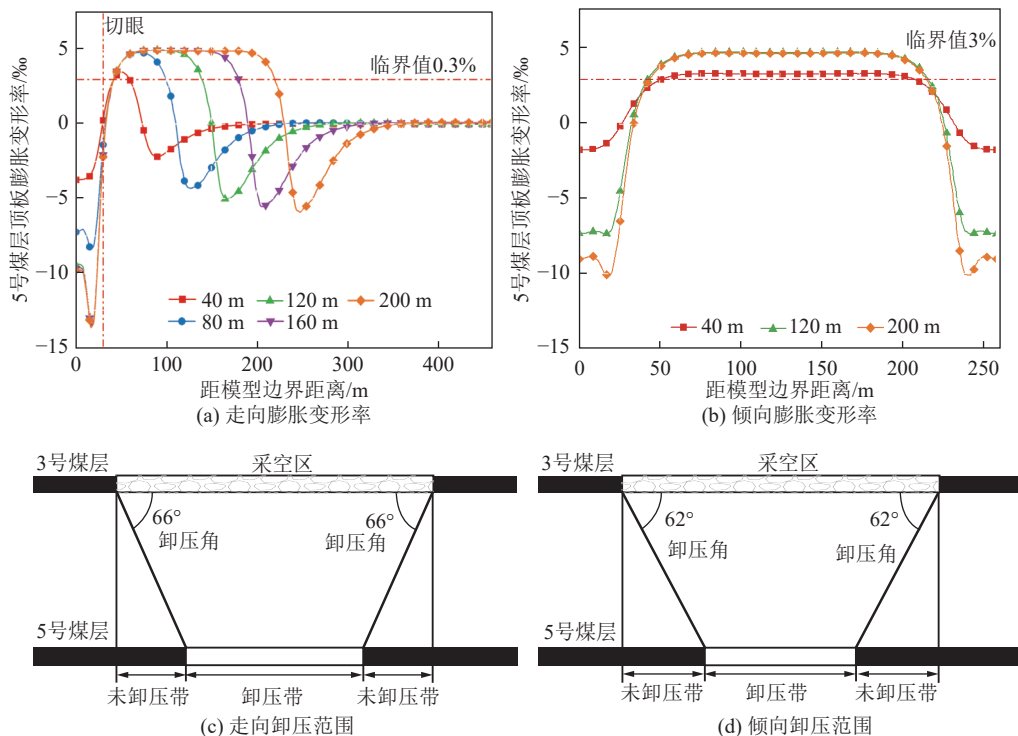


图 8 被保护层膨胀变形率曲线及卸压范围

Fig.8 Curves of expansion deformation rate of the protected layer and the range of stress relief

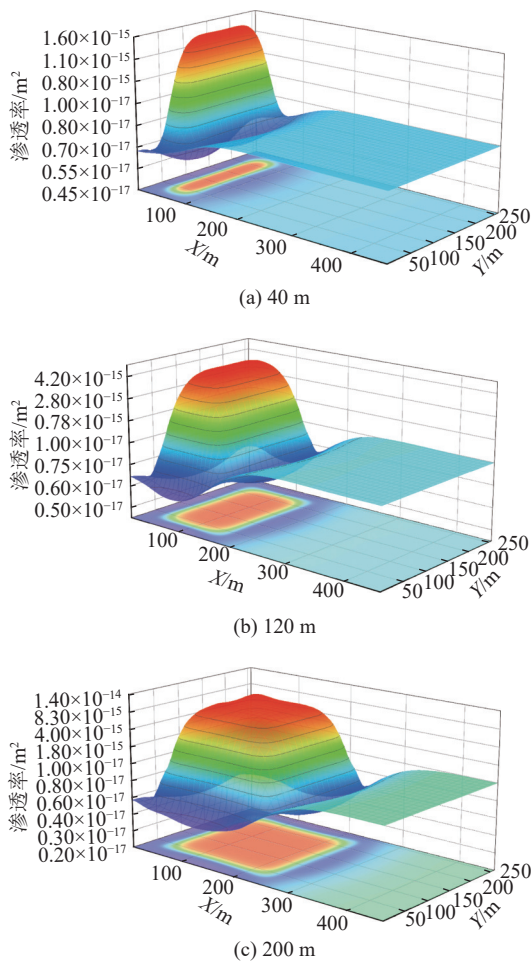


图 9 保护层开挖过程中渗透率云

Fig.9 Permeability cloud during the excavation of protective layer

发生塑性破坏的范围内,渗透率迅速增加,在被保护层在距开切眼 40~200 m 范围内出现明显的增透现象。煤层的渗透率随保护层开采位置的变化规律大致一样,在采空区内达到最大值,由此可以说明该区域的增透效果最好。靠近采空区附近应力集中,岩体的体积被压缩,被保护层煤层中的渗透率出现回落现象,降至未卸压前水平以下,往外延方向逐渐增大,直至达到原始煤体渗透率。随着工作面的推进距离增加,煤岩体增透范围逐渐增大,增透效果更佳,当开采至 200 m 时,5 号煤层渗透率约为原始煤层的 600 倍。

如图 8 和图 9 所示,在采动过程中,高强度卸压增透区域的被保护层煤体发生显著的膨胀变形,导致渗透率显著提高。在此区域内,大量的卸压瓦斯发生解吸,并沿层间裂隙向底板裂隙方向流动。底板岩层中网状裂隙系统的发育,进一步促进了被保护层与采煤工作面的连通性,形成了有效的裂隙瓦斯通道。

2) 本煤层瓦斯运移。随着煤层煤岩体的采出,应力场开始重新分布,造成采空区周围煤体卸压,破坏了瓦斯吸附-解吸平衡状态,导致瓦斯在压力差的作用下发生运移,瓦斯压力下降。随着工作面的推进,采空区附近煤体孔隙率和渗透率大幅提升,促进瓦斯运移,瓦斯压力进一步下降。为研究保护层开采后 3 号煤层的瓦斯运移特征,分别对保护层开挖 40、120、200 m 时,不同时间的本煤层瓦斯压力变化情况进行模拟研究,如图 10 所示。图 10a 中,当工作面推进

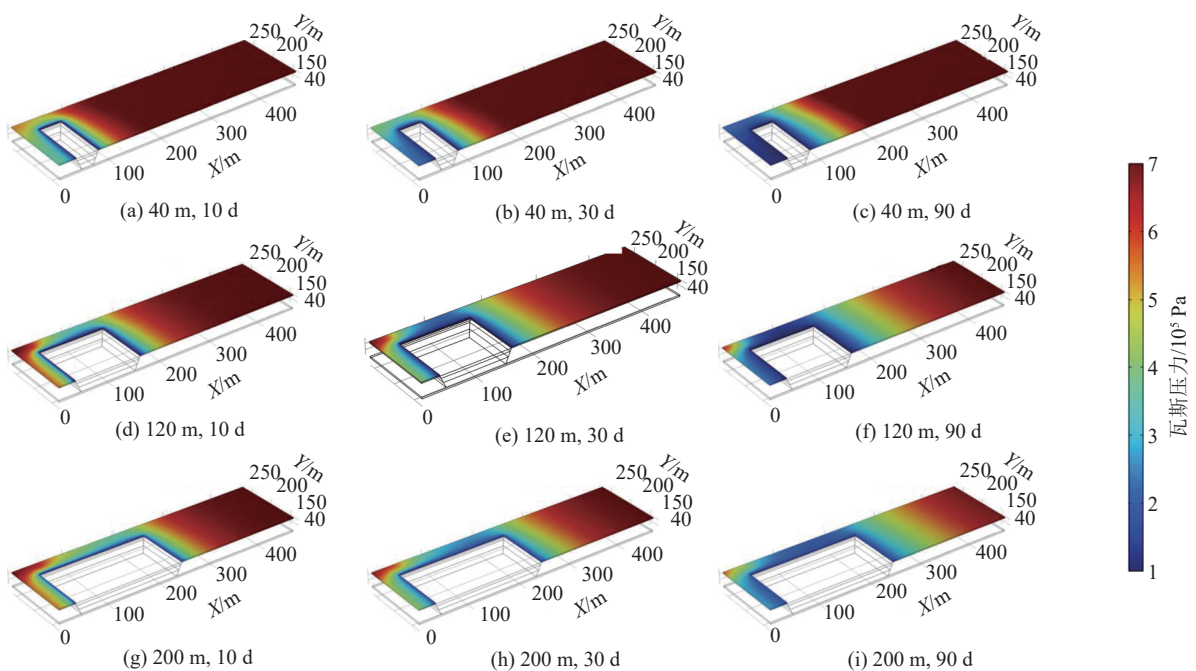


图 10 本煤层瓦斯运移特征

Fig.10 Characteristics of gas migration in the coal seam

40 m 时, 煤层瓦斯压力沿采空区向四周降低, 且随着开挖时间的增长, 影响范围逐渐扩大, 周围瓦斯向采空区运移, 模型远端瓦斯压力在 90 d 时暂未受到影响。图 10b、图 10c 中, 当工作面推进距离上升至 120 和 200 m 时, 瓦斯压力变化规律相似, 瓦斯压力降低幅度及范围更加显著, 模型最远端瓦斯压力在 90 d 时, 最大下降幅度为 3.7%。结果表明, 工作面推进后, 经历了显著的卸压效应, 有效降低保护煤层中的瓦斯压力, 促进了瓦斯从煤层向采空区及回风巷的迁移和释放。

3) 邻近层瓦斯运移特征。为研究保护层开采后 5 号煤层的瓦斯运移特征, 分别对保护层开挖 40、120、200 m 时, 邻近层瓦斯压力的变化情况进行了模拟研究, 如图 11 所示。在采空区底板的下方, 随着与采空区底板距离的减少, 瓦斯压力出现了显著的降低现象; 而在接近采空区中心的区域, 瓦斯压力的变化幅度尤为显著。这是由于采动卸压作用导致被保护煤层内的瓦斯向上迁移至采空区, 进而引发被保护层瓦斯压力的持续下降。同时, 随着开挖活动的持续进行, 卸压影响的范围亦逐步扩大。

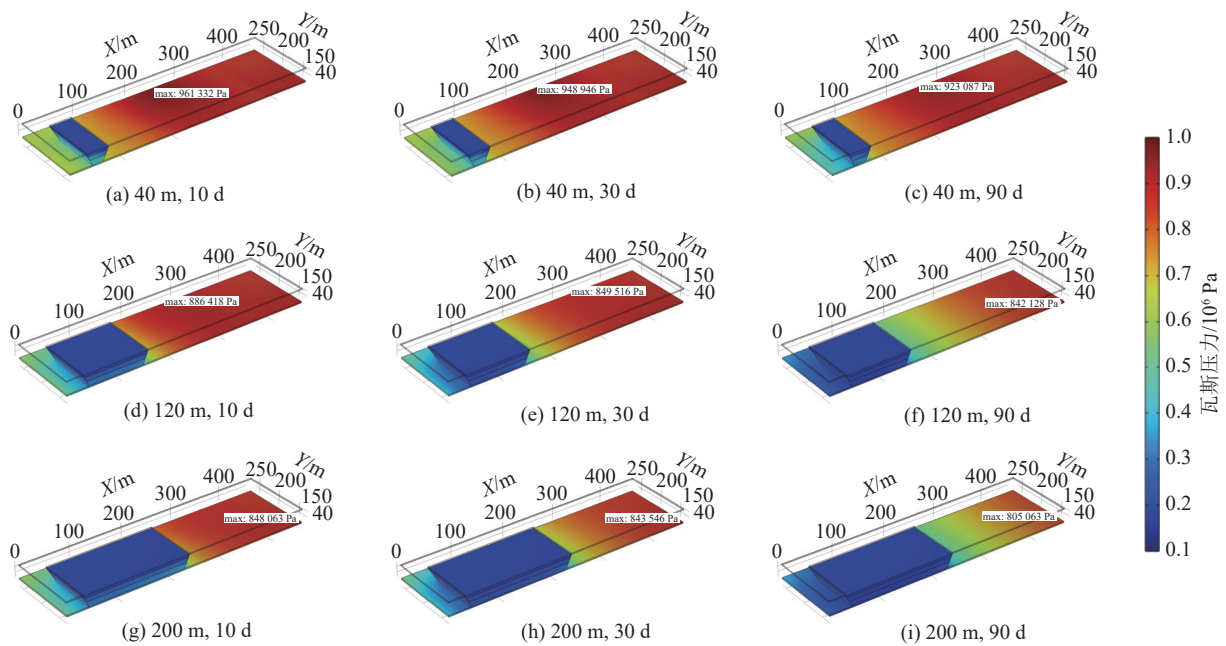


图 11 邻近层瓦斯运移特征

Fig.11 Characteristics of gas migration in adjacent layers

在工作面推进 40 m 时, 可以明显观察到被保护煤层中部的瓦斯聚集区的瓦斯压力随开采时间的增长而下降。具体数值上, 开采 10、30、90 d 后, 最大瓦斯压力由初始的 1 MPa 分别降至 0.961、0.949、0.923 MPa, 表明卸压效果能够影响到较远的范围。当工作面推进至 120、200 d 时, 上保护层卸压范围与瓦斯聚集区的距离越近, 产生的降低瓦斯压力的效果越为显著。特别是当推进至 200 m, 开采 90 d 时, 最大瓦斯压力由 1 MPa 降至 0.805 MPa, 降幅约为 19.4%。模拟研究的结果表明, 随着工作面推进距离的增加, 被保护煤层中的瓦斯沿卸压区域向上方煤层采空区的迁移趋势愈发明显, 这一现象表明卸压区域的扩展有助于促进瓦斯的迁移和释放。进而导致被保护层中的瓦斯压力显著降低, 卸压增透的效果愈发显著。

工作面持续推进瓦斯涌出量不断升高, 工作面推进到 40 m 时, 邻近层绝对瓦斯涌出量占比 59.82%, 且随着推进距离的增加, 在瓦斯总涌出量上升的同时, 这一比例逐渐上升, 推进到 200 m 时, 邻近层绝对瓦斯涌

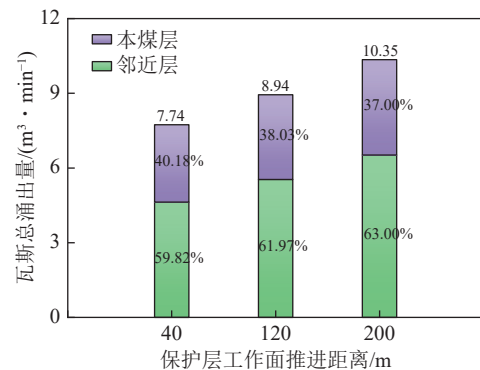


图 12 保护层工作面推进不同距离时瓦斯涌出量情况

Fig.12 Gas outburst situation at different distances of protective layer working face advancement

4) 瓦斯涌出量分析。保护层工作面在推进 40、120、200 m 后瓦斯涌出量情况, 如图 12 所示。随着

出量占比 63.00%，反映在保护层回采期间瓦斯主要来源于邻近层 5 号煤层卸压瓦斯。

### 3.3 构造应力作用下的工作面瓦斯运移

在深部开采环境中，煤岩体的力学响应受到构造应力的显著影响。特别是，水平构造应力在特定条件下可能达到甚至超过垂直应力，导致煤岩体承受三轴压缩的高应力状态<sup>[38]</sup>。以象山煤矿为例，其地质条件主要表现为中小型褶皱和断层构造，这导致了较大的水平应力，即侧压力系数。这种高应力环境使得煤岩体中的裂隙系统在时间和空间上的演化关系变得复杂，进而显著影响瓦斯的运移机制和工作面的瓦斯来源特性，这需要进一步的深入研究和探讨。在 3.2 节未考虑构造应力影响的研究基础上，本节通过调整侧压力系数  $\lambda$  (取值 1、1.5、2)，即水平应力与垂直应力比值，模拟不同构造应力条件下的煤岩体力学响应，进而对比分析复杂构造应力对瓦斯运移的影响，模拟结果如图 13、图 14 所示。

在图 13 中展示的构造应力对煤层瓦斯运移的影响

中，可以观察到本煤层与邻近层的瓦斯运移呈现出非一致性规律。具体而言，图 13g、图 13h、图 13i 揭示了随着侧压力系数的递增，开采活动之后本煤层瓦斯运移的影响范围呈现逐渐减小的趋势。这表明在构造应力和采动应力的共同作用下，煤体的渗透率降低，瓦斯的解吸和运移速度减缓，导致瓦斯压力的下降幅度及其影响范围相应减小。进一步地，图 13j、图 13k、图 13l 展示了侧压力系数的增大导致 5 号煤层瓦斯压力下降幅度的增加，瓦斯压力的最大值分别下降了 3.8%、4.2%、5.7%。与本煤层相比，在构造应力的条件下，保护层开采后出现了大范围的采动卸压影响，整体上对渗透率产生了正向作用，促进了 5 号煤层瓦斯卸压后涌向上方采空区。此外，煤层及底板岩层的破坏程度越大，越有利于卸压瓦斯的流动，从而在被保护层中引起瓦斯压力的显著降低，卸压增透效果愈发明显。

图 14a、图 14b 可以看出改变侧压力系数，对瓦斯运移产生规律性影响。具体来说，侧压力系数的增大

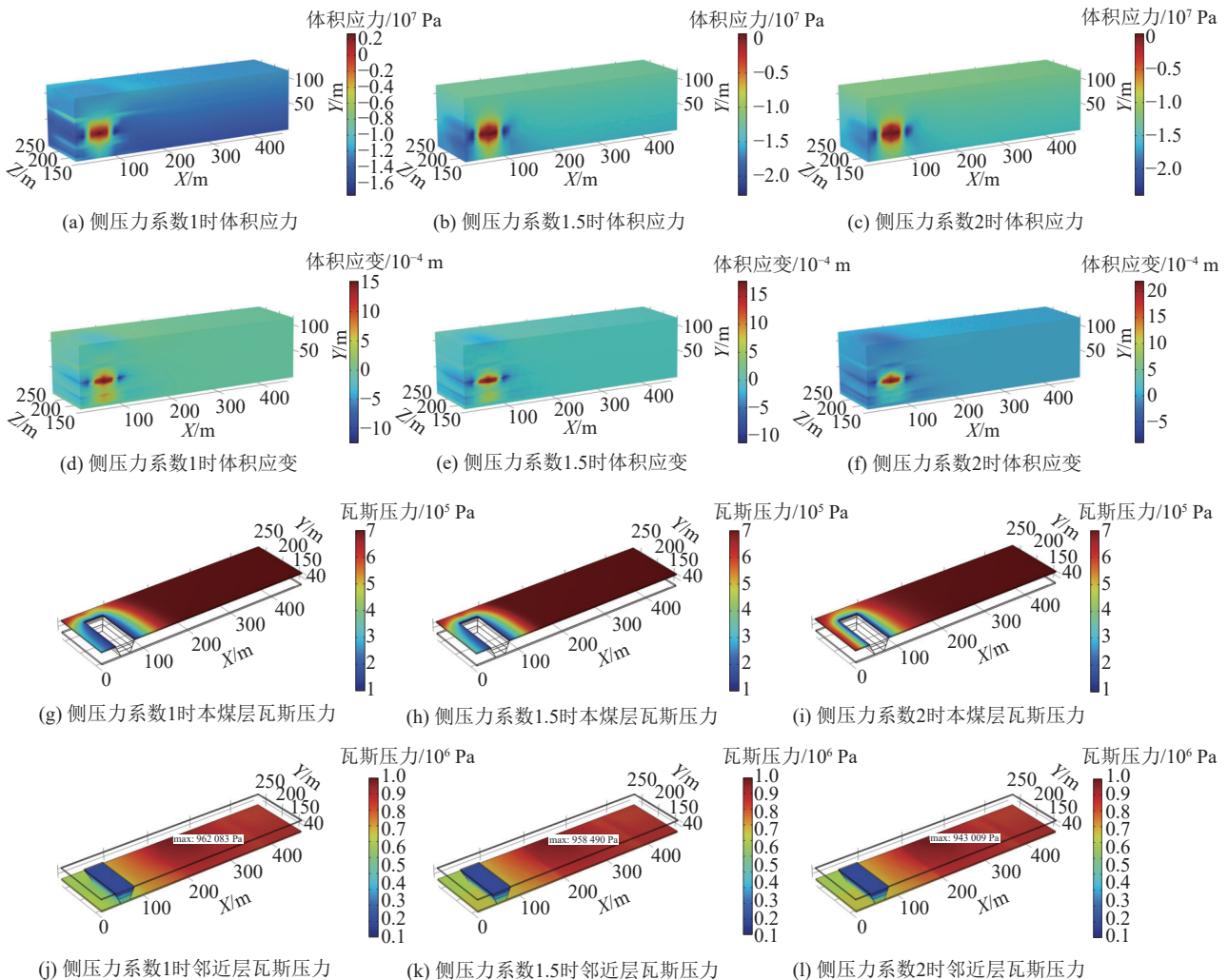


图 13 不同构造应力下瓦斯运移特征

Fig.13 Characteristics of gas migration under different tectonic stresses

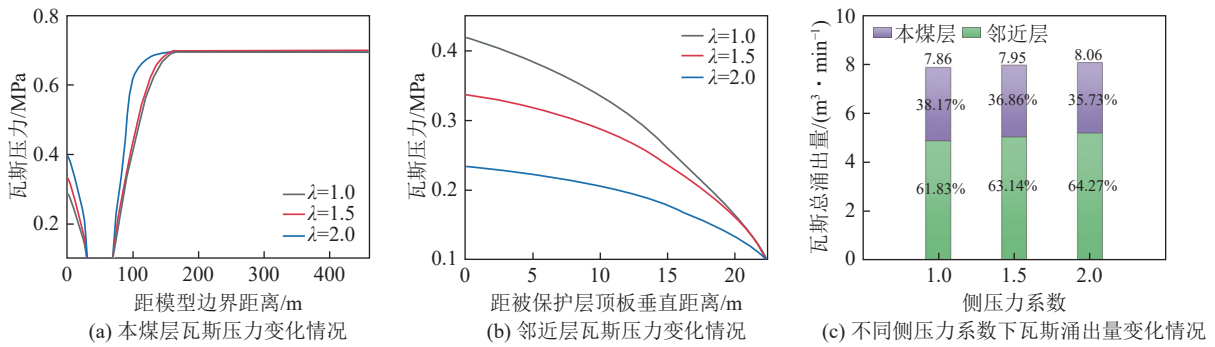


图 14 不同侧压力系数下瓦斯涌出情况

Fig.14 Gas outburst situation under different lateral pressure coefficient

导致本煤层的瓦斯压力下降量减少, 而邻近层的瓦斯压力降低幅度则有所增加。图 14c 可以看出当保护层工作面推进至 40 m 时, 侧压力系数的增长与总瓦斯涌出量的增加之间存在正相关关系, 并且邻近层的涌出比例也呈现出逐步上升的趋势, 从 61.83% 增长至 64.27%。这一结果表明, 侧压力系数增大使得底板卸压带的范围扩张和破坏程度加剧, 从而引起瓦斯涌出总量以及邻近层涌出比例的上升。

#### 4 现场分析

##### 4.1 瓦斯溯源验证分析

在保护层开采过程中, 卸压瓦斯大量涌入采空区, 使工作面的实际瓦斯涌出量比预计值增大, 造成工作面和回风流瓦斯超限, 严重制约上保护层工作面高效开采<sup>[39]</sup>。在象山煤矿保护层工作面回采过程中也验证存在这种现象, 并且难以定量查明瓦斯涌出来源。由此考虑通过现场考察、碳同位素、数值模拟定量表征保护层回采期间瓦斯来源, 由此实施瓦斯精准治理措施。

经分析, 象山煤矿保护层工作面涌出瓦斯来源主要有本煤层 (3 号) 和邻近层 (5 号) 2 个, 由此通过稳定碳氢同位素法, 进一步精确定量瓦斯溯源。在工作面正常回采期间内, 收集采取不同推进距离、不同位置的瓦斯样品, 运用采用二端元线性混合模型分析数据, 各煤层端元气体和不同取样地点瓦斯的同位素测定结果见表 3。采空区、上隅角瓦斯各来源比例随工作面向前推进基本保持稳定, 且瓦斯主要都来源于邻近层。从采空区到上隅角, 邻近层瓦斯的最高占比由 77.99% 下降至 49.33%, 原因在于邻近层与回采空间的裂隙通道主要位于采空区中部区域, 因此邻近层瓦斯主要大量涌入采空区中, 仅有一部分的邻近层瓦斯在漏风的扰动作用下从上隅角涌出, 造成邻近层瓦斯在上隅角的比例下降。

同时根据对保护层工作面回采期间风量及瓦斯

表 3 各端元气体同位素测定结果

Table 3 Gas isotope determination results of each end element

保护层工作面	推进距离/m	端元所占比例/%	
		3号	5号
采空区	40	29.21	70.79
	80	27.79	72.21
	120	25.56	74.44
	160	23.25	76.75
	200	22.01	77.99
上隅角	40	55.68	44.32
	80	53.66	46.34
	120	52.90	47.10
	160	51.34	48.66
	200	50.67	49.33

浓度等基础数据统计分析, 计算得出瓦斯涌出量, 如图 15 所示。采面本煤层瓦斯绝对涌出量为 3.85 m<sup>3</sup>/min。回采后期, 瓦斯涌出量高达 9.64 m<sup>3</sup>/min, 随着采面的推采, 卸压瓦斯涌出量呈快速增长趋势, 来自下伏邻近 5 号煤层及采空区的卸压瓦斯高达 5.79 m<sup>3</sup>/min, 占到采面瓦斯涌出总量的 60.06%, 在推进采动充分发展后, 各来源瓦斯占比基本保持不变。统计其他 3 号煤层工作面数据, 正常回采后, 来自底板卸压涌出的瓦斯量约使工作面瓦斯涌出量平均增加 50%~60%。

经地应力实测以及相关的计算公式, 象山煤矿煤层侧压力系数在 1.35, 将其通过模拟计算出的瓦斯涌出量与实测结果对比, 如图 16 所示。可知, 在进行数值模拟以评估瓦斯涌出量时, 由于模拟方法本身的局限性, 所得出的瓦斯涌出量数值为所有瓦斯涌出量总和, 因此该数值高于实际观测到的瓦斯涌出量。此外, 模拟结果显示, 邻近层瓦斯涌出量的同期占比介于实测的采空区和上隅角之间, 且占比与实测平均值接近, 表明数值模型的可靠性。同时邻近层瓦斯涌出量及占比随推进距离的增加保持递增趋势, 这与现场考察得到的结果相一致, 为模拟结果提供了验证, 进一步

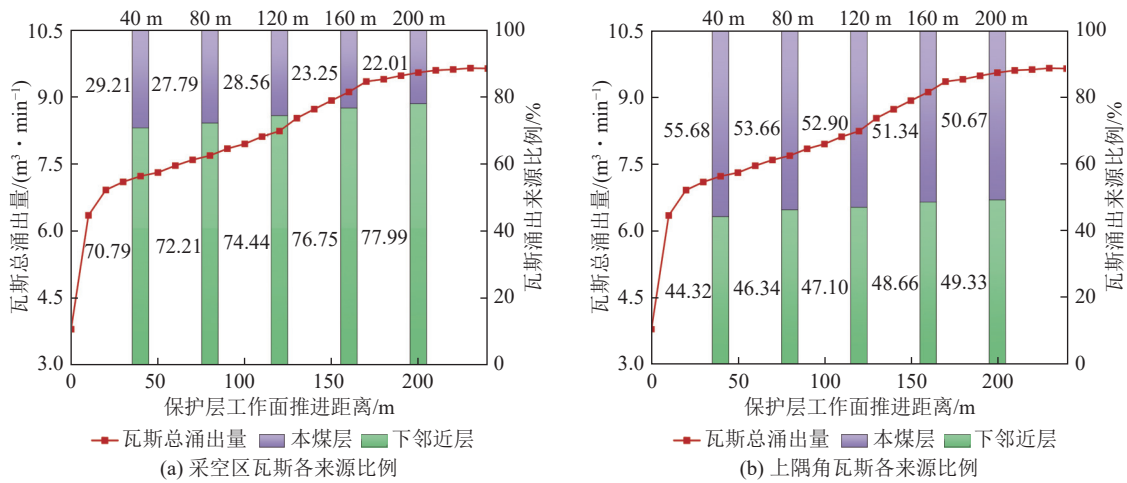


图 15 实测瓦斯涌出量及瓦斯各来源比例

Fig.15 Measured actual gas emission volume and the proportion of each gas source

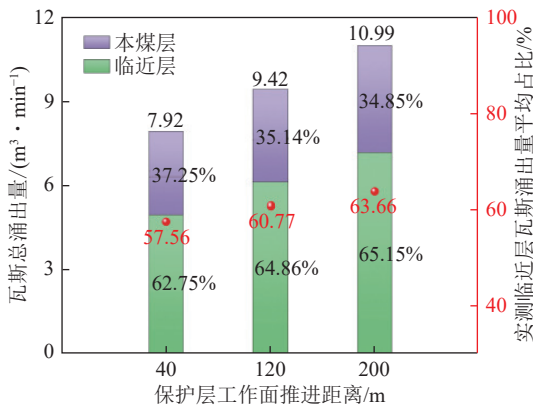


图 16 侧压力系数 1.35 时瓦斯涌出情况

Fig.16 Gas emission condition at side pressure coefficient 1.35

确认了瓦斯涌出量中邻近层来源的主导地位。

基于上述分析,可知瓦斯治理工作的重点应放在邻近层瓦斯的有效控制上。在未采取卸压瓦斯抽采措施的情况下,被保护层中的可解吸瓦斯将通过层间采动裂隙持续不断地渗透至保护层工作面,这不仅增加了瓦斯涌出量,也加剧了瓦斯爆炸和突出的风险。当实施卸压瓦斯抽采措施后,可以显著减少被保护层向保护层工作面的瓦斯涌出量。同时通过抽采,被保护层的瓦斯含量可得到大幅度降低。

#### 4.2 卸压瓦斯抽采措施

本文利用定向长钻孔顺向布置在开采层与被保护层中间岩层精准拦截抽采邻近层卸压瓦斯,此措施具有钻孔施工精度高,施工工期短、瓦斯治理成本低、抽采效果好等方面的优势<sup>[40]</sup>。

假定底板卸压拦截定向长钻孔瓦斯拦截率为 75%,并且根据 4.1 节的计算方法,需要抽采的瓦斯量为 4.35 m³/min。选择 120 mm 钻孔孔径,并由式 (14) 得出单孔混合抽采量为 6.78 m³/min,瓦斯浓度按照

15% 计算,则单孔实际抽采纯瓦斯量为 1.02 m³/min,需施工不少于 5 个 120 mm 孔径的定向长钻孔。

$$D = 0.1457 \sqrt{Q/V} \quad (14)$$

式中:  $D$  为钻孔内径, 120 mm;  $Q$  为钻孔内混合瓦斯流量, m³/min;  $V$  为瓦斯抽采钻孔内气体经济流速, 10 m/s。

3 号煤层与 5 号煤层平均层间距为 22.4 m, 3 号煤层底板岩层为泥岩、砂质泥岩、粉砂岩、细砂岩,基于岩性特征钻孔布置层位应处于粉砂岩、细砂岩层位。另外抽采钻孔布置层位应在上保护层底板破坏深度和裂隙带内,理论计算 3 号煤层开采后底板破坏深度为 19.4 m。综合以上考虑,设计钻孔终孔层位布置在距 5 号煤层顶板垂距为 3 m。定向钻孔设备、施工现场、钻孔竣工示意如图 17 所示。

#### 4.3 卸压瓦斯抽采效果

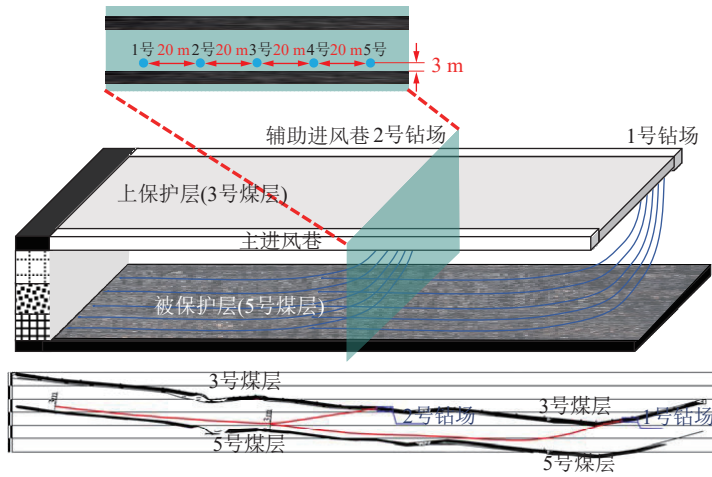
1 号钻场钻孔控制范围内 5 号煤层煤炭储量为 7.6 万 t, 瓦斯储量为 61.71 万 m³。根据钻场统计数据 1 号钻场抽采瓦斯纯量为 34.43 万 m³,卸压瓦斯抽采率为 55.80%。2 号钻场钻孔控制范围内 5 号煤层煤炭储量为 7.5 万 t, 瓦斯储量为 48.75 万 m³。根据钻场统计数据 2 号钻场抽采瓦斯纯量为 26.82 万 m³,卸压瓦斯抽采率为 55.01%。根据计算 1 号钻场钻孔控制范围内残余瓦斯含量为 3.60 m³/t, 2 号钻场钻孔控制范围内残余瓦斯含量为 2.92 m³/t, 见表 4。

#### 4.4 邻近层瓦斯涌出量变化规律

21313 工作面推进位置未进入定向长钻孔服务区域前,工作面主进风巷风量为 572 m³/min,辅助进风巷风量为 538 m³/min,回风流甲烷体积分数为 0.42%,风排瓦斯量为 4.66 m³/min。经测定,21313 工作面推进位置进入 1 号钻场定向长钻孔服务区域 60 m 后,工



(a) 定向长钻孔设备、施工现场



(b) 定向长钻孔竣工示意

图 17 定向钻孔设备、施工现场、钻孔竣工平面

Fig.17 Directional drilling equipment, construction site, completion plan of drilling

表 4 5号煤层残余瓦斯含量

Table 4 Residual gas content of No. 5 coal seam

钻场编号	原始瓦斯含量/( $\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$ )	地质储量/万t	瓦斯储量/万 $\text{m}^3$	累计瓦斯抽采量/万 $\text{m}^3$	残余瓦斯含量/( $\text{m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$ )
1号	8.12	7.6	61.71	34.43	3.60
2号	6.50	7.5	48.75	26.82	2.92

作面主进风巷风量为  $552 \text{ m}^3/\text{min}$ , 辅助进风巷风量为  $314 \text{ m}^3/\text{min}$ , 回风流甲烷体积分数为  $0.24\%$ , 风排瓦斯量为  $2.07 \text{ m}^3/\text{min}$ , 下邻近层瓦斯抽采量为  $4.41 \text{ m}^3/\text{min}$ 。21313 工作面推进位置进入 2 号钻场定向长钻孔服务区域  $100 \text{ m}$  后, 工作面主进风巷风量为  $565 \text{ m}^3/\text{min}$ , 辅助进风巷风量为  $321 \text{ m}^3/\text{min}$ , 回风流甲烷体积分数为  $0.20\%$ , 风排瓦斯量为  $1.77 \text{ m}^3/\text{min}$ , 下邻近层瓦斯抽采量为  $2.06 \text{ m}^3/\text{min}$ 。因此随着工作面进入钻孔服务区, 风排瓦斯量至少下降  $62.06\%$ , 工作面回风流甲烷浓度至少降低了  $52.38\%$ , 从而解决了邻近层瓦斯涌出导致瓦斯超限的问题, 邻近层瓦斯涌出量变化规律如图 18 所示。

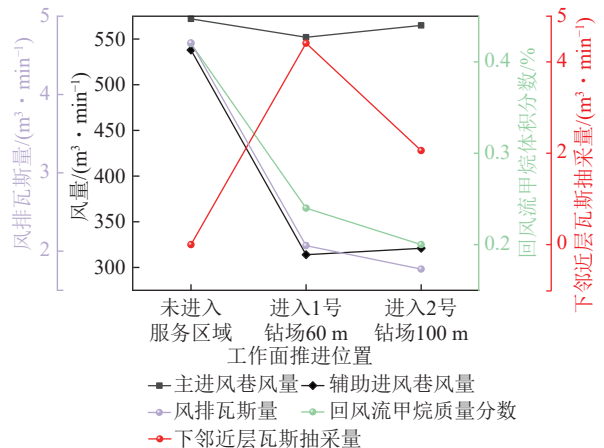


图 18 邻近层瓦斯涌出量变化规律

Fig.18 Variation rule of gas emission in adjacent layers

## 5 结 论

1) 随着保护层工作面的推进,其推进距离为 40~200 m 时,底板的塑性破坏深度显著增加,从 8.5 m 增长至 25 m。同时,最大垂直应力由-19.09 MPa 上升至-29.17 MPa,最大应力释放率从 62% 提升至 100%。随着推进距离的递增,煤岩层的采动破坏加剧,保护层的卸压作用更为显著。卸压角度在走向和倾向分别为 66°和 62°,两侧卸压范围呈现基本对称性。此外,5 号煤层渗透率约为原始煤层的 600 倍,展现了显著的增透效果。

2) 在保护层开采后,随着工作面推进距离的增加,瓦斯压力的降低幅度及其影响范围也随之扩大。在 90 d 时,本煤层和邻近层的最大瓦斯压力分别下降了 3.7% 和 19.4%。同时,瓦斯总涌出量随着推进距离的增加而上升,而邻近层的绝对瓦斯涌出量占比逐渐增加。当推进至 200 m 时,邻近层的绝对瓦斯涌出量占比达到了 63.00%。

3) 通过综合运用现场统计数据、碳同位素测试以及数值模拟方法的对比分析,研究结果表明邻近层瓦斯涌出量及占比随推进距离的增加保持递增趋势,综合表明工作面瓦斯主要来源于邻近层。采空区、上隅角的邻近层瓦斯占比平均值分别为 77.99%、49.33%。

4) 实施底板拦截定向长钻孔瓦斯抽采措施后,卸压瓦斯的抽采率分别达到了 55.80% 和 55.01%。此项措施的应用显著降低了下邻近层对工作面采空区的瓦斯涌出量,风排瓦斯量至少下降 62.06%,工作面回风流甲烷质量分数至少降低了 52.38%,实现了复杂构造矿区多煤层综合瓦斯精准治理的目标。

## 参考文献(References):

- [1] JIA Z J, LIN B Q. How to achieve the first step of the carbon-neutrality 2060 target in China: The coal substitution perspective[J]. *Energy*, 2021, 233: 121179.
- [2] 蓝航,陈东科,毛德兵.我国煤矿深部开采现状及灾害防治分析[J]. *煤炭科学技术*, 2016, 44(1): 39-46.  
LAN Hang, CHEN Dongke, MAO Debing. Current status of deep mining and disaster prevention in China[J]. *Coal Science and Technology*, 2016, 44(1): 39-46.
- [3] 武强,涂坤,曾一凡.“双碳”目标愿景下我国能源战略形势若干问题思考[J]. *科学通报*, 2023, 68(15): 1884-1898.  
WU Qiang, TU Kun, ZENG Yifan. Research on China's energy strategic situation under the carbon peaking and carbon neutrality goals[J]. *Chinese Science Bulletin*, 2023, 68(15): 1884-1898.
- [4] LOU Z, WANG K, ZHAO W, et al. Experimental investigation on visualization and quantitative characterization of filling and plugging performances of fractures in coal[J]. *Physics of Fluids*, 2024, 36(3): 036609.
- [5] 黄中伟,李国富,杨睿月,等.我国煤层气开发技术现状与发展趋势[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(9): 3212-3238.  
HUANG Zhongwei, LI Guofu, YANG Ruiyue, et al. Review and development trends of coalbed methane exploitation technology in China[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(9): 3212-3238.
- [6] 王金满,杨曼,刘彪,等.绿色矿山建设碳源/汇与减排增汇研究进展[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(3): 1597-1610.  
WANG Jinman, YANG Man, LIU Biao, et al. Carbon sources/sinks and emission reduction and sink enhancement in green mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(3): 1597-1610.
- [7] 王亮,邓久帅,王若含.绿色矿山科学内涵的演进与重构[J]. *绿色矿山*, 2023, 1(1): 178-185.  
WANG Liang, DENG Jiushuai, WANG Ruohan. Evolution and reconstruction of the scientific connotation of green mine[J]. *Journal of Green Mine*, 2023, 1(1): 178-185.
- [8] 陈浮,华子宜,骆占斌,等.碳中和语境下绿色矿山建设的逻辑、要义与方略[J]. *绿色矿山*, 2024, 2(3): 291-304.  
CHEN Fu, HUA Ziyi, LUO Zhanbin, et al. Logic, essentials and strategies of green mine construction under the context of carbon neutrality[J]. *Journal of Green Mine*, 2024, 2(3): 291-304.
- [9] 袁亮.深部采动响应与灾害防控研究进展[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(3): 716-725.  
YUAN Liang. Research progress of mining response and disaster prevention and control in deep coal mines[J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(3): 716-725.
- [10] 林柏泉,杨威,刘统.深部高突煤层典型特征、诱突机制及防治对策[J]. *煤炭学报*, 2025, 50(1): 311-325.  
LIN Baiquan, YANG Wei, LIU Tong. Typical characteristics of deep coal seams with high outburst risk, outburst inducing mechanism and prevention measures[J]. *Journal of China Coal Society*, 2025, 50(1): 311-325.
- [11] 薛俊华,肖健,杜轩宏,等.我国煤矿保护层开采卸压瓦斯抽采现状及发展趋势[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(6): 50-61.  
XUE Junhua, XIAO Jian, DU Xuanhong, et al. Current situation and development trend of pressure-relief gas extraction in the protective layer mining in coal mines in China[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(6): 50-61.
- [12] 张福旺,秦汝祥,杨应迪.密集水力冲孔增透抽采瓦斯试验研究[J]. *煤炭科学技术*, 2022, 50(4): 142-148.  
ZHANG Fuwang, QIN Ruyi, YANG Yingdi. Experimental study on gas extraction with intensive hydraulic punching and penetration enhancement[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(4): 142-148.
- [13] 王春霞,高建良,杨明,等.高阶煤酸化增透效果影响因素及机制研究[J]. *安全与环境学报*, 2023, 23(9): 3070-3080.  
WANG Chunxia, GAO Jianliang, YANG Ming, et al. Study on influencing factors and mechanism of acidizing antireflection effect of high-rank coal[J]. *Journal of Safety and Environment*, 2023, 23(9): 3070-3080.
- [14] 钱鸣高,许家林,王家臣,等.矿山压力与岩层控制[M]. 3 版. 徐州:

- 中国矿业大学出版社, 2021.
- [15] 杨科, 孙啸天, 刘帅, 等. 远距离下保护层开采卸压增透效应及瓦斯抽采方案[J]. 矿业安全与环保, 2024, 51(2): 1-9.  
YANG Ke, SUN Xiaotian, LIU Shuai, et al. Pressure relief and permeability enhancement effect and gas extraction scheme of long-distance lower protective layer mining[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2024, 51(2): 1-9.
- [16] 郭建行. 近距离高瓦斯煤层群首采层“一面四巷”瓦斯治理技术[J]. 煤炭工程, 2023, 55(5): 70-75.  
GUO Jianxing. Gas control technology of “four lanes for one face” in the first mining seam of contiguous high gas coal seams group[J]. Coal Engineering, 2023, 55(5): 70-75.
- [17] 王伟, 程远平, 袁亮, 等. 深部近距离上保护层底板裂隙演化及卸压瓦斯抽采时效性[J]. 煤炭学报, 2016, 41(1): 138-148.  
WANG Wei, CHENG Yuanping, YUAN Liang, et al. Floor fracture evolution and relief gas drainage timeliness in deeper underground short-distance upper protective coal seam extraction[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(1): 138-148.
- [18] YUAN L. Theory and practice of integrated coal production and gas extraction[J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2015, 2(1): 3-11.
- [19] 欧阳广斌. 近距离保护层开采瓦斯运移规律[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(9): 50-52.  
OUYANG Guangbin. Gas migration law of coal mining in seam with short distance to protection seam[J]. Coal Science and Technology, 2008, 36(9): 50-52.
- [20] 秦玉金, 苏伟伟, 姜文忠, 等. 我国矿井瓦斯涌出量预测技术研究进展及发展方向[J]. 煤矿安全, 2020, 51(10): 52-59.  
QIN Yujin, SU Weiwei, JIANG Wenzhong, et al. Research progress and development direction of mine gas emission forecast technology in China[J]. Safety in Coal Mines, 2020, 51(10): 52-59.
- [21] 周福宝, 刘宏, 刘应科, 等. 煤层群开采工作面瓦斯精准定量溯源原理与技术[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(5): 11-18.  
ZHOU Fubao, LIU Hong, LIU Yingke, et al. Principle and technology of precise and quantitative gas traceability in coal seam group mining face[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(5): 11-18.
- [22] 柴永兴, 周伟. 基于碳同位素的朱集煤矿首采工作面层瓦斯来源定量分析方法[J]. 煤矿安全, 2019, 50(6): 176-180.  
CHAI Yongxing, ZHOU Wei. Quantitative analysis method of gas source in the first mining face of Zhuji Coal Mine based on carbon isotope[J]. Safety in Coal Mines, 2019, 50(6): 176-180.
- [23] 周伟. 基于稳定碳氢同位素及多源性线性算法的瓦斯涌出分源研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2021.  
ZHOU Wei. Study on the sources of gas emissions in coal mining based on stable carbon and hydrogen isotopes and multi-source linear algorithm[D]. Huainan: Anhui University of Science & Technology, 2021.
- [24] 程远平, 周德永, 俞启香, 等. 保护层卸压瓦斯抽采及涌出规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(1): 12-18.  
CHENG Yuanping, ZHOU Deyong, YU Qixiang, et al. Research on extraction and emission laws of gas for pressure-relief in protecting coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 12-18.
- [25] 袁亮. 卸压开采抽采瓦斯理论与煤与瓦斯共采技术体系[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 1-8.  
YUAN Liang. Theory of pressure-relieved gas extraction and technique system of integrated coal production and gas extraction[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(1): 1-8.
- [26] 锥铜童. 上良煤矿近距离煤层上保护层安全开采技术与应用研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2022.  
LUO Tongtong. Study on safe mining technology and application of protective layer over close coal seam in Shangliang Mine linear algorithm[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2022.
- [27] 孙廷臣. 韩城矿区地质构造的运动学与动力学解析[D]. 西安: 西安科技大学, 2017.  
SUN Tingchen. Kinematics and dynamics analysis of geological structures in Hancheng mining area[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2017.
- [28] 孙际宏. 象山矿<sup>3#</sup>、<sup>5#</sup>煤孔隙瓦斯解吸特性与瓦斯赋存规律研究[D]. 廊坊: 华北科技学院, 2022.  
SUN Jihong. Study on pore gas desorption characteristics of <sup>3#</sup> and <sup>5#</sup> coal and gas occurrence law seam in Xiangshan mine[D]. Langfang: North China Institute of Science and Technology, 2022.
- [29] 王亮, 陈大鹏, 郭品坤, 等. 深部煤层渗透特征及首采关键层卸压改造技术[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(6): 17-23.  
WANG Liang, CHEN Dapeng, GUO Pinkun, et al. Permeability characteristics of deep coal seam and pressure relief technologies of the key first mined coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(6): 17-23.
- [30] 郭德勇, 揣筱升, 张建国, 等. 构造应力场对煤与瓦斯突出的控制作用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(8): 3076-3090.  
GUO Deyong, CHUAN Xiaosheng, ZHANG Jianguo, et al. Controlling effect of tectonic stress field on coal and gas outburst[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(8): 3076-3090.
- [31] 程远平, 刘洪永, 郭品坤, 等. 深部含瓦斯煤体渗透率演化及卸荷增透理论模型[J]. 煤炭学报, 2014, 39(8): 1650-1658.  
CHENG Yuanping, LIU Hongyong, GUO Pinkun, et al. A theoretical model and evolution characteristic of mining-enhanced permeability in deeper gassy coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(8): 1650-1658.
- [32] 秦汝祥, 杨珂, 程健. 上保护层开采卸压保护范围研究[J]. 工矿自动化, 2021, 47(11): 81-87.  
QIN Ruxiang, YANG Ke, CHENG Jian. Research on the protection range of pressure-relief in the mining of upper protective layer[J]. Industry and Mine Automation, 2021, 47(11): 81-87.
- [33] 程志恒. 近距离煤层群保护层开采裂隙演化及渗流特征研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2015.  
CHENG Zhiheng. Study on crack evolution and permeability characteristic of protective coal seam mining in close coal seams group[D]. Beijing: China University of Mining & Technology-Beijing, 2015.
- [34] 郭国强. 综放开采特厚煤层采场底板破坏规律研究[J]. 煤田地质

- 与勘探, 2022, 50(8): 107–115.
- GUO Guoqiang. Floor failure law of extra-thick coal seam in fully mechanized caving mining[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2022, 50(8): 107–115.
- [35] 程详, 赵光明, 李英明, 等. 软岩保护层开采卸压增透效应及瓦斯抽采技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(5): 1045–1053.
- CHENG Xiang, ZHAO Guangming, LI Yingming, et al. Study on relief-pressure antireflective effect and gas extraction technology for mining soft rock protective seam[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2018, 35(5): 1045–1053.
- [36] 袁志刚, 王宏图, 胡国忠, 等. 急倾斜多煤层上保护层保护范围的数值模拟[J]. 煤炭学报, 2009, 34(5): 594–598.
- YUAN Zhigang, WANG Hongtu, HU Guozhong, et al. Numerical simulation for protection scope of upper protective seam in steeply inclined multi-coal seam[J]. *Journal of China Coal Society*, 2009, 34(5): 594–598.
- [37] 袁亮, 薛生. 煤层瓦斯含量法确定保护层开采消突范围的技术及应用[J]. 煤炭学报, 2014, 39(9): 1786–1791.
- YUAN Liang, XUE Sheng. Defining outburst-free zones in protective mining with seam gas content-method and application[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(9): 1786–1791.
- [38] 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.
- [39] 王海锋, 程远平, 吴冬梅, 等. 近距离上保护层开采工作面瓦斯涌出及瓦斯抽采参数优化[J]. 煤炭学报, 2010, 35(4): 590–594.
- WANG Haifeng, CHENG Yuanping, WU Dongmei, et al. Gas emission and parameter optimization of gas extraction in mining face of short distance protective seam[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(4): 590–594.
- [40] 郭明杰, 郭文兵, 赵高博, 等. 长壁开采覆岩内水平定向长钻孔位置特征与卸压瓦斯抽采机理[J]. 煤炭学报, 2023, 48(10): 3750–3765.
- GUO Mingjie, GUO Wenbing, ZHAO Gaobo, et al. Position characteristics of horizontal-directional long boreholes in overlying strata and drainage mechanism of pressure-relief gas in longwall mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(10): 3750–3765.