



煤炭科学技术

煤炭科学研究院 COAL SCIENCE AND TECHNOLOGY

特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理及协同控制技术

于斌 王希廷 邵阳 卢国志 夏彬伟 匡铁军 霍丙杰

引用本文:

于斌, 王希廷, 邵阳, 等. 特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理及协同控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 1–16.
YU Bin, WANG Xiting, TAI Yang. Disaster mechanism and collaborative control technology of multi-field coupling in extra-thick coal seam with hard roof[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 1–16.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2025-0524>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

特厚煤层开采坚硬顶板覆岩结构及其演化特征分析

Analysis of overburden structure and evolution characteristics of hard roof mining in extremely thick coal seam
煤炭科学技术. 2023, 51(1): 95–104 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1709>

分段水力压裂弱化采场坚硬顶板围岩控制技术研究

Study on surrounding rock control technology for weakened hard roof of stope by staged hydraulic fracturing
煤炭科学技术. 2022, 50(8): 50–59 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/0776b09b-df68-43fc-9911-6c9b63865d6b>

坚硬顶板厚隔水层条件下底板突水致灾机理及全周期治理技术

Mechanism and whole cycle control technology of water inrush from coal seam floor on condition of hard roof and thick waterproof layer
煤炭科学技术. 2023, 51(S1): 318–327 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-2032>

厚硬顶板潜在矿震风险地面压裂预控技术

Ground fracturing pre-control technology for potential mine seismic risk of thick and hard roof
煤炭科学技术. 2023, 51(11): 1–11 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1012>

多层坚硬顶板特厚煤层综放工作面小煤柱护巷技术

Small coal pillar technology in fully-mechanized top-coal caving face of multi layer hard roof and extra thick coal seam
煤炭科学技术. 2024, 52(3): 13–23 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2023-0599>

特厚煤层综放工作面智能控制关键技术研究

Study on key technology of intelligent control in fully-mechanized top coal caving face in extra thick seam
煤炭科学技术. 2020, 48(7) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/74be4f1f-0ac0-4a87-9049-cf0b22e6bd95>



关注微信公众号，获得更多资讯信息

“煤炭行业卓越工程师”专题



移动扫码阅读

于 斌, 王希廷, 郇 阳, 等. 特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理及协同控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 1-16.

YU Bin, WANG Xiting, TAI Yang, *et al.* Disaster mechanism and collaborative control technology of multi-field coupling in extra-thick coal seam with hard roof[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 1-16.



于斌, 男, 黑龙江海伦人, 重庆大学二级教授, 中国煤炭学会副理事长。研究方向为坚硬顶板条件下特厚煤层安全高效开采、高回收率开采技术及绿色开采技术。获国家科技进步奖一等奖 1 项(排名第 2)、二等奖 3 项(排名第 2、6、7), 省部级奖 16 项(13 项第 1), 授权发明专利 79 项(48 项第 1), 发表论文 120 篇(SCI 检索 29 篇), 出版专著 6 部(均排第 1)。获“杰出工程师奖”、孙越崎能源大奖、“十佳全国优秀科技工作者”提名奖、重庆市优秀科学家, 入围全球顶尖科学家“终身科学影响力排行榜”。

特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理及协同控制技术

于 斌^{1,2}, 王希廷¹, 郇 阳¹, 卢国志³, 夏彬伟¹, 匡铁军², 霍丙杰⁴

(1. 重庆大学 煤矿灾害动力学与控制国家重点实验室, 重庆 400044; 2. 晋能控股煤业集团有限责任公司 技术中心, 大同 山西 037000; 3. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266000; 4. 辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000)

摘 要: 针对特厚煤层综放开采过程中坚硬顶板大跨度破断诱发的强矿压、瓦斯等多重灾害耦合难题, 通过理论分析、试验研究与工程实践相结合, 系统揭示了坚硬顶板多场耦合致灾机理, 提出了远近场协同控制技术及特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术。基于不同应力路径力学试验, 阐明了阶梯循环动载下煤岩强度弱化与裂隙动态扩展规律, 揭示了坚硬顶板覆岩采动裂隙“三带”递进演化特征及其分形维数“S”形增长模式。通过构建“应力-损伤-渗流”多场耦合模型, 探明了采动裂隙网络内瓦斯运移与孔隙率动态响应的非线性关联, 提出了煤体变形与瓦斯渗流耦合控制方程。创新性研发链臂锯切顶定向弱化技术与地面水力压裂远场预裂技术, 形成了特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术, 破解了传统单一灾害治理效率低的技术瓶颈。通过塔山煤矿现场实践表明: 地面压裂后支架最大工作阻力降低 16.9%, 周期来压步距缩短 15%; 通过“一井双控”技术实现顶板弱化与瓦斯抽采协同调控, 工作面推进至超过钻孔 50~100 m 后, 地面钻孔抽采效果逐渐减弱。地面垂直立孔配合地面水平压裂并抽采瓦斯, 可有效解决 8204 工作面瓦斯问题, 将工作面回风流瓦斯浓度控制在安全范围以内。

关键词: 特厚煤层; 坚硬顶板; 地面压裂; 多场耦合; 协同控制

中图分类号: TD823

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2025)08-0001-16

Disaster mechanism and collaborative control technology of multi-field coupling in extra-thick coal seam with hard roof

YU Bin^{1,2}, WANG Xiting¹, TAI Yang¹, LU Guozhi³, XIA Binwei¹, KUANG Tiejun², HUO Bingjie⁴

(1. State Key Laboratory of Coal Mine Disaster Dynamics and Control, Chongqing University, Chongqing 400044, China; 2. Research and Development Centre, Jinneng Group Co., Ltd., Datong 037000, China; 3. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266000, China; 4. School of Mining, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

收稿日期: 2025-04-15

策划编辑: 朱恩光

责任编辑: 宫在芹

DOI: 10.12438/cst.2025-0524

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52204127); 煤矿灾害动力学与控制国家重点实验室基金面上资助项目(2011DA105287-MS202209)

作者简介: 于 斌(1962—), 男, 黑龙江海伦人, 教授, 博士。E-mail: yubin0352@163.com

通讯作者: 卢国志(1971—), 男, 山东郯城人, 副教授, 博士。E-mail: 1649035235@qq.com

Abstract: Addressing the coupled challenges of strong mine pressure and gas, induced by large-span fracture of the hard roof during the mining of thick coal seams, a systematic understanding of the disaster mechanism through multi-field coupling of the hard roof is achieved through theoretical analysis, experimental studies, and engineering practice. The study proposes the near and far-field coordinated control technology and the thick coal seam hard roof-gas cooperative control technology. Based on mechanical experiments under different stress paths, the weakening of coal and rock strength and the dynamic expansion of fractures under stepped cyclic loading are elucidated, revealing the progressive evolution characteristics of the hard roof overburden mining fractures in three zones and their fractal dimension “S”-shaped growth pattern. By constructing a “stress-damage-flow” multi-field coupling model, the nonlinear correlation between gas migration and porosity dynamic response within the mining fracture network is investigated, and a coupled control equation for coal deformation and gas flow is proposed. Innovative techniques such as the chain arm sawing top-directed weakening and surface hydraulic fracturing for far-field pre-fracturing are developed, forming the cooperative control technology for thick coal seam hard roof-gas, overcoming the technical bottleneck of low efficiency in traditional single-hazard mitigation methods. Further field practice at the Tashan coal mine demonstrates that, after surface fracturing, the maximum working resistance of the support is reduced by 16.9%, and the cyclic mining step distance is shortened by 15%. The “one well, dual control” technology realizes coordinated control of roof weakening and gas extraction, with the effect of surface drilling gradually weakening after the working face advances beyond 50–100 meters from the boreholes. The combination of vertical surface wells and horizontal fracturing wells for gas extraction can effectively solve the gas problems in the 8204 working face and control the return airway gas concentration within a safe range.

Key words: extra-thick coal seam; hard roof; surface fracturing; multi-field coupling; collaborative control

0 引 言

煤炭作为我国能源体系的支柱,近年来持续占据一次能源消费总量的 55% 以上。特厚煤层因其高产量和高效率,已成为实现我国煤炭高质量发展的主力资源^[1]。坚硬顶板广泛赋存于晋陕蒙新等特厚煤层矿区,其大跨度破断不仅导致强矿压显现,引发大范围覆岩扰动,进一步导致顶板来压期间瓦斯瞬时涌出量超限,复合诱发遗煤自燃、顶底板突水等灾害,形成典型强矿压-瓦斯多场耦合灾害,严重制约煤矿安全开采^[2]。

近年来,大量学者在坚硬顶板导致矿压灾害机理及其控制技术方面进行了大量研究。李建辉等^[3]针对神东矿区鑫臻煤矿大采高工作面坚硬顶板强矿压灾害问题,采用理论分析、数值模拟和现场实践相结合的方法,揭示“台阶岩梁”结构由顶板破裂后形成的关键块与已垮落块之间的铰接结构所构成,其导致较大的应力集中,进而加剧了矿压灾害的显现;雷照源等^[4]针对黄陵矿区大采高工作面坚硬厚顶板的破断问题,采用理论分析、虚功原理和现场监测等方法,揭示了不同生命周期内工作面顶板边界条件对其破断特征的影响,进一步通过虚功原理推导了不同边界条件下顶板破断的极限条件,明确了不同生命周期内边界条件变化对顶板破断块体尺寸、破断步距以及矿压显现的影响,进一步为矿压防治方案的制定提供了理论依据。王炯等^[5]针对厚煤层坚硬顶板切顶成巷碎石帮支护大变形问题,采用力学计算、理论分析和数值模拟等方法,揭示了碎石帮变

形的冲击、承载、压实稳定 3 个阶段的垮落特征,并提出了“组合爆破+可伸缩 U 型钢+钢筋网+挡矸锚杆+单元支架+单体液压支柱”的联合控制体系,有效减小了碎石帮的侧压与位移,优化了支护效果。

在瓦斯治理方面,大量学者团队也取得了成果。刘伟等^[6]针对煤层双重孔隙瓦斯运移机理,采用数值模拟和有限差分法,揭示了基于压力梯度和密度梯度驱动的瓦斯运移过程,并提出了双重孔隙钻孔瓦斯流动模型,通过与现场实测数据对比,评估了该模型在煤层气产量预测和矿井瓦斯灾害防治中的应用准确性。易旺等^[7]针对贵州煤矿区高瓦斯矿井面临的煤层气和瓦斯治理难题,采用了“四区联动”高效立体联合抽采技术模式,提出了结合地面与井下抽采的瓦斯联合抽采技术,创新设计了多种井型及工艺技术,实现了煤矿区多薄煤层群发育条件下煤与煤层气的协同高效开采,为提升贵州煤矿区瓦斯抽采效率和瓦斯治理提供了新的技术思路和实践方案。刘金虎^[8]针对特厚煤层卸压瓦斯防治难题,采用定向长钻孔和数值模拟技术,揭示了卸压瓦斯抽采过程中高浓度瓦斯的富集区域,并提出了定向钻孔与立体抽采结合的瓦斯抽采关键技术,优化了抽采参数,为特厚煤层瓦斯治理提供了高效的技术支持。

近年来,尽管国内外在坚硬顶板控制与瓦斯抽采方面取得了显著进展,但现有的治理方法往往集中在单一灾害因素上,未能有效结合矿压和瓦斯灾害的耦合作用,导致灾害治理效果较差,周期长且成本高。随着开采深度的增加及煤层厚度的扩大,传统的矿压理论难以解释复杂的矿压行为,尤其是在

面临多灾害耦合作用。如何实现多灾害协同控制,已成为保障特厚煤层开采安全的关键。

针对特厚煤层开采条件下坚硬顶板大跨度破坏形成的强矿压-瓦斯多场耦合灾害,围绕坚硬顶板裂隙岩体强度表征、覆岩裂隙演化规律和坚硬顶板裂缝网络多尺度多场多相耦合机制 3 个关键科学问题,对多灾种耦合作用致灾机理与多重灾害协同控制技术展开研究,研发链臂锯精准切割装备、大空间采场坚硬岩层远近场协同控制技术、特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术等关键技术,并在晋能控股煤业集团建立多重灾害协同控制技术运用示范矿山,有效控制强矿压、瓦斯等灾害,保障矿山安全高效开采。

1 特厚煤层坚硬顶板多场耦合致灾机理

1.1 特厚煤层坚硬顶板岩体不同应力路径力学演化规律

煤岩在开采过程中,受到多重应力作用,如冲击

矿压、人工爆破所带来的局部加载、采动工艺产生的采动应力以及采掘设备的机械运动等。这些因素交织成一个复杂的加载和卸载过程,对煤岩的力学行为产生深远影响。为深入理解煤岩在循环动态加载下的力学响应及其演化规律,尤其是在确保特厚煤层坚硬顶板安全开采,开展相关试验分析研究具有重要意义^[9]。

图 1 为特厚煤层坚硬顶板岩体不同应力路径力学演化规律。首先选取山西大同塔山煤矿半亮-半暗型无烟煤,经制取加工得到试件。其次,设计 2 种应力路径进行对比试验。常规三轴试验采用位移加载,加载速率为 0.02 mm/s,加载至试件破坏;阶梯循环动载试验则采用正弦波形加载,设置振幅为 0.2、0.3、0.4 mm,模拟不同的应力路径,每个阶段进行 15 次循环,逐步增加位移幅度,直至煤岩样品发生破坏。最后,分析不同应力路径下煤岩应力-应变曲线、弹性模量和泊松比的演化规律。

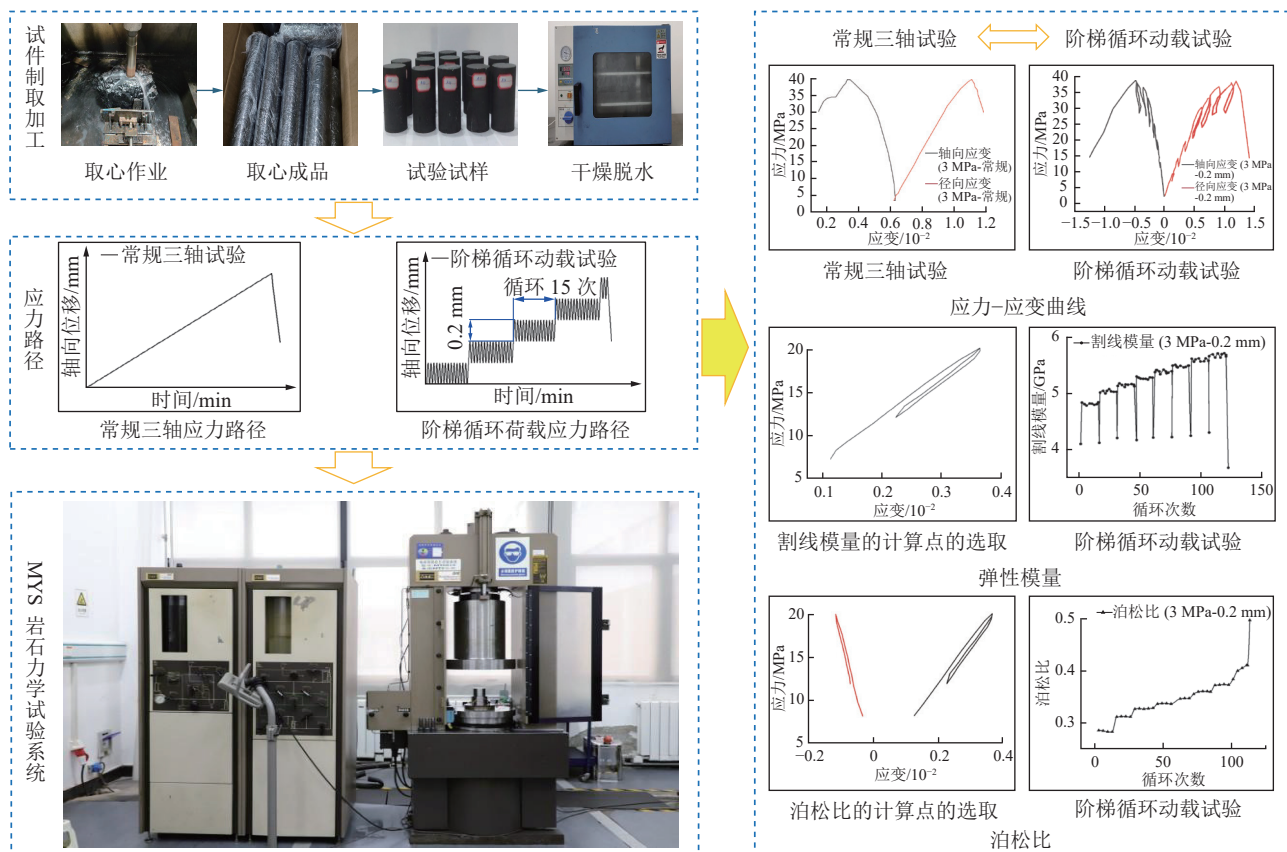


图 1 特厚煤层坚硬顶板岩体不同应力路径力学演化规律

Fig.1 Mechanical evolution laws of hard roof rock mass under different stress paths in extra-thick coal seams

基于上述试验和分析,得出如下结论:阶梯循环动载促使煤岩经历先压密后软化的过程,相较于常规单调三轴加载路径,循环动载显著削弱了煤岩的整体承载能力,其峰值强度呈现下降趋势。破坏发

生时,轴向-径向应变发生突变,裂隙演化显著活跃,能量瞬时释放,揭示了循环扰动对煤岩结构稳定性的深刻影响。弹性模量在阶梯循环过程中表现出逐级抬升的宏观趋势,且整体高于常规三轴条件,但在

各级循环的初始阶段出现瞬时下降,临近破坏前波动加剧,揭示了裂隙加速贯通的损伤机制;泊松比的演化呈现先降低后升高的非单调特征。初期降低可能对应内部原生裂隙或新生微裂隙在应力作用下的压密闭合效应;后续的升高,尤其是在高位移幅值阶段出现的显著跃升,则清晰地印证了裂隙经历闭合—张开—发育的动态演化规律。综合上述,坚硬顶板裂隙岩体在井下开采诱发的复杂循环应力场作用下,其承载能力被显著削弱,裂隙发育程度也更为明显。

1.2 特厚煤层综放开采覆岩裂隙演化规律

针对特厚煤层综放开采过程中覆岩裂隙演化机制,从采动应力场时空演化特征出发,系统揭示覆岩结构破坏与裂隙发育规律。原岩体在未受采动扰动前处于三维应力平衡状态,当开采活动打破原岩应力场平衡后,发生应力重新分布。

基于众多学者长期研究^[10-11],采动覆岩裂隙场可划分为 3 个典型区域:①煤壁支承影响区分布于工作面前方 30~40 m,以水平位移为主导,垂直位移呈局部负值特征,该现象与工作面推进引发的垂直位移突变密切相关;②岩层离层区以层间张拉裂隙发育为特征,破断岩块通过摩擦咬合形成准静态平衡结构,当水平挤压力突破临界阈值时,岩体发生二次失稳并伴随垂直位移突变;③重新压实区位于采空区深部,受冒落矸石支撑作用,原始裂隙逐渐闭合形成稳定承压结构,其透气性系数与距开采层距离呈负相关。

从空间维度来看,采动裂隙场呈现出三带结构:上部弯曲带表现为整体下沉特征;中部裂隙带呈现张性裂隙与离层裂隙 2 种结构类型;下部垮落带则由不规则岩块堆积构成,其发育高度随开采推进而逐步增加。裂隙带与垮落带在开采中后期呈现动态耦合特征:当工作面推进至临界尺寸时,煤层的离层裂隙与穿层破断裂隙发生贯通,形成与煤层平行的环状裂隙带;在垂直方向上,这些裂隙呈内错梯形破裂面,整体采场覆岩的裂隙发育呈现矩形梯台带结构^[12],如图 2 所示。

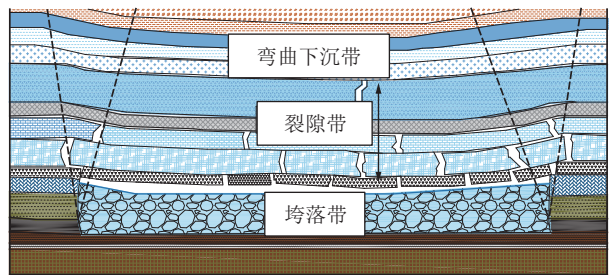


图 2 采动裂隙场三带结构

Fig.2 Three-zone structure of mining-induced fracture network

以塔山煤矿 8214 综放工作面为工程背景,采用相似模拟试验研究特厚煤层综放开采覆岩裂隙演化规律(表 1)。为简化模型,试验仅考虑 3~5 号煤层开采,并未同步模拟上覆 2 号煤(4.36 m)与山 4 号煤(3.31 m)的采空过程。该试验布局虽能突出主采层的覆岩响应,但与实际开采政策存在偏差,即在煤层层间距仅约 4 m 的情况下,通常要求联合开采以避免煤柱浪费与灾害隐患。因此,本研究模型设置更侧重于揭示厚主采层开采对上覆坚硬岩层裂隙发育的影响。基于相似理论^[13-14],确定试验主要相似常数,几何相似比 C_L 为 140,容重相似常数 C_γ 为 1.5,应力相似常数 C_σ 为 210,时间相似常数 C_t 为 10,弹性模量相似常数 C_E 为 150。通过矿井地质柱状图中各岩层的物理力学性质,采用相似比换算,确定模拟材料的容重和抗压强度,并逐层设计材料配比。

表 1 塔山煤矿模型岩层相似材料配比

Table 1 Similarity material proportion for model rock strata at Tashan mine

岩层编号	岩性	真实厚度/ m	模型厚度/ m	质量比 (沙:灰:膏)	水固质量比
1	中砂岩	3.17	0.031 7	6:8:2	1:10
2	砂质泥岩	58.71	0.587 1	6:7:3	1:10
3	粗粒砂岩	2.89	0.028 9	6:6:4	1:10
4	细砂岩	35.24	0.352 4	6:5:5	1:10
5	粉砂岩	20.17	0.201 7	7:8:2	1:10
6	山4号煤	3.31	0.033 1	7:7:3	1:10
7	粉砂岩	6.70	0.067 0	7:6:4	1:10
8	煌斑岩	20.00	0.200 0	7:5:5	1:10
9	2号煤	4.36	0.043 6	8:8:2	1:10
10	煌斑岩	4.00	0.040 0	8:7:3	1:10
11	3~5号煤	12.00	0.120 0	8:6:4	1:10
12	细砂岩	5.45	0.054 5	8:5:5	1:10

试验系统由模型试验台架、加载控制系统、数据测量与采集系统、回采系统及光学全站仪组成。在实验台前侧粘贴反射片,通过光学全站仪实时监测模型岩层测点的坐标变化,以揭示回采过程中上覆岩层的运移规律,如图 3 所示。模型采用平面架结构,沿水平方向分层铺设并捣实模拟材料,以槽钢作为侧向挡板,模型上部边界施加均匀面荷载以模拟上覆岩层的自重应力。为简化研究,忽略材料的时间流变效应,仅考虑重力作用,模拟时间相似比 $C_t = \sqrt{C_L} = \sqrt{100} = 10$,即实验室 2.4 h 对应现场 1 d 的开采进度。根据现场实际开采参数:日割煤 7 刀,截深 800 mm,日进尺 5.6 m,结合相似比换算,确定模型开挖进尺为 4 cm/次。

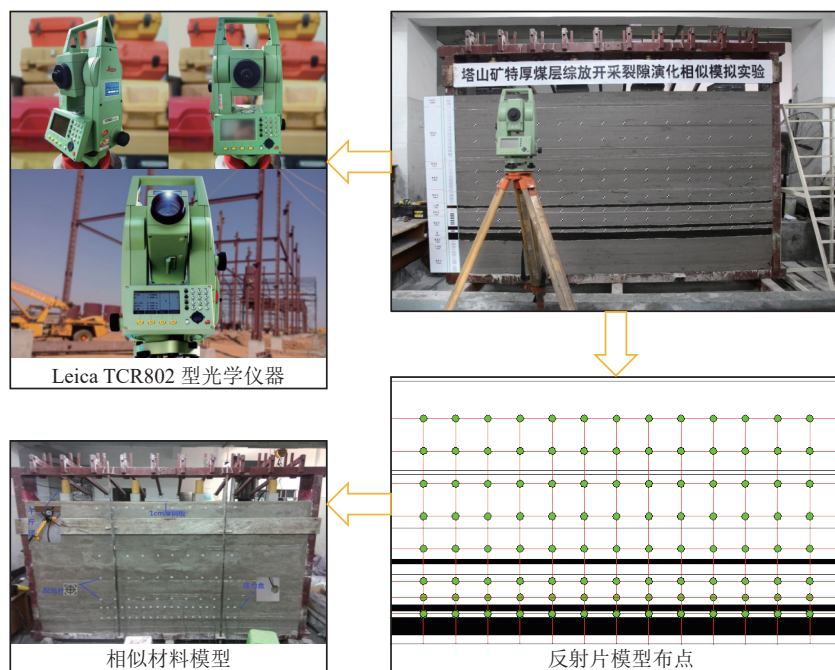


图 3 特厚煤层综放开采覆岩裂隙演化规律

Fig.3 Evolution laws of overburden fracture in extra-thick coal seam fully-mechanized mining

如图 4 所示, 通过相似模拟得到开采过程中顶板垮落裂隙演化特征, 相似模拟表明: 坚硬顶板裂隙沿采场推进呈阶梯式递进。推进 ≤ 24 cm, 顶板保持完整; 至 24 cm, 弱裂隙萌生; 32 cm 出现覆岩离层现

象; 36 cm 发生初次垮落。60 cm 时上覆厚岩离层显著, 64 cm 上下顶板同步垮落并触发强矿压。裂隙自低强度岩层起沿层理向采空区与煤壁两侧扩散, 随推进不断扩展、闭合及叠加, 网络愈趋复杂。至

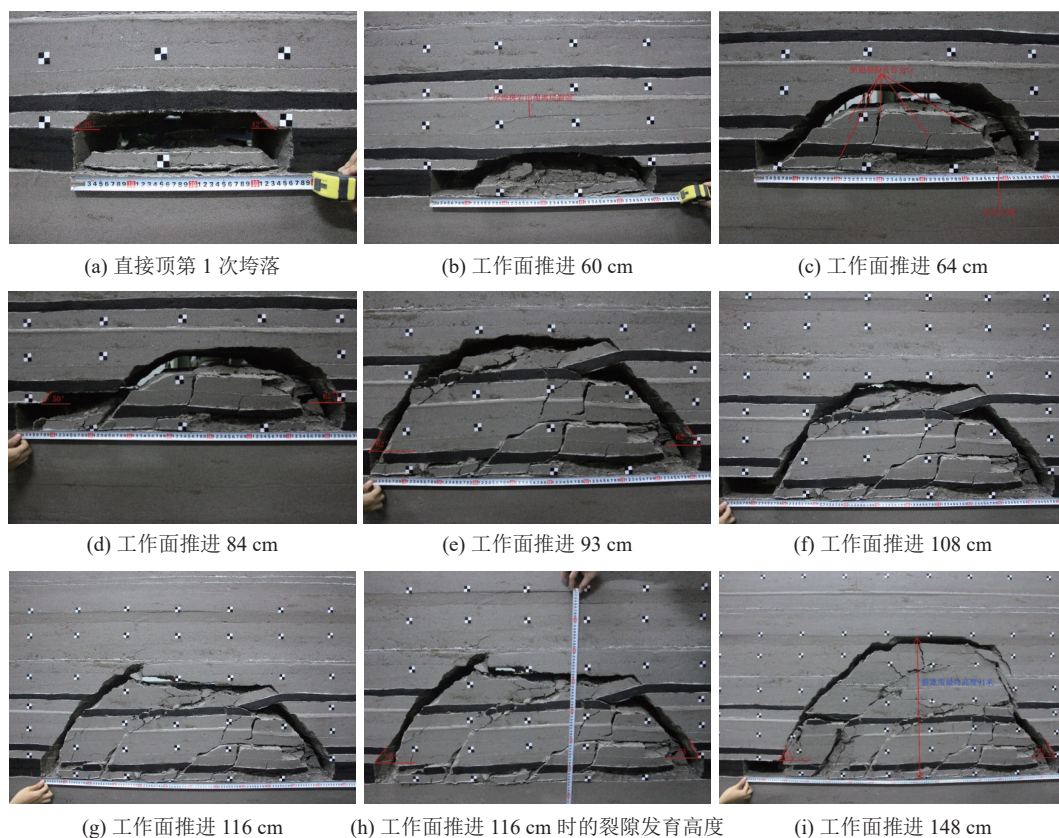


图 4 特厚煤层综放开采顶板垮落裂隙演化特征

Fig.4 Evolution characteristics of roof collapse and fracture in extra-thick coal seam fully-mechanized mining

148 cm, 采空区中部压实, 两侧贯通裂隙围成“O”形通道; 最终裂隙上限距 3-5 号煤层顶 120 cm, 前后垮落角维持在 $60^\circ \sim 70^\circ$ 。

深部开采条件下, 上覆岩层周期性移动形成水平离层裂隙、垂向拉断裂隙以及倾斜裂隙, 其扩展和分布呈高度非线性特征, 引入分形几何理论, 结合相似模拟试验, 研究采动裂隙网络的自相似演化规律, 揭示分形特征^[15-16]。

塔山煤矿特厚煤层综放开采裂隙分形维数随推进距离的关系, 如图 5 所示, 坚硬覆岩裂隙分形维数随工作面推进距离呈“S”形曲线关系, 0~40 cm 阶段分形维数趋稳; 40~80 cm 阶段缓慢增长; 80~124 cm 阶段显著上升; 124 cm 后增幅再次衰减。

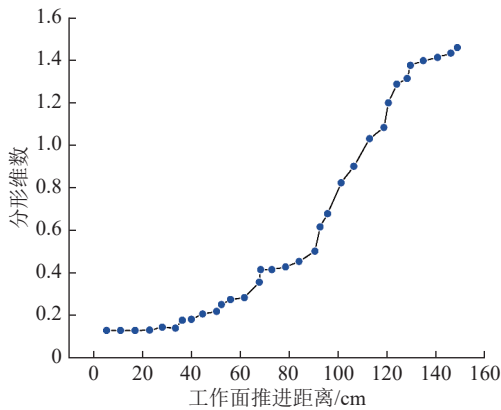


图 5 塔山煤矿特厚煤层综放开采裂隙分形维数演化规律

Fig.5 Evolution laws of fractal dimension of fractures in extra-thick foal seam fully-mechanized mining at Tashan mine

基于上述试验得出如下结论: 塔山煤矿的覆岩属于坚硬岩层, 强度较大, 刚开始开挖时所产生的不平衡力不能较好地促进裂隙的起裂与扩展, 此时覆岩中厚硬的关键层阻止裂隙较快发育与扩展; 随着开挖的继续进行, 当厚硬关键层逐渐垮落, 将极大削弱覆岩的稳定性, 此时裂隙能较好地发育, 这样的裂隙既包括纵向裂隙、离层裂隙, 也包括岩层垮落所形成的断裂裂隙; 开挖继续向前进行, 此时模型将达到充分采动, 即裂隙分形维数不会再随着开采宽度有较大的改变, 逐渐趋于稳定。

1.3 应力场-裂隙场-渗流场耦合作用模型

构建压裂-采动耦合效应的裂隙岩体多场耦合模型, 通过控制方程具体表征多场动态演化。随着岩层逐渐垮落形成裂隙场, 瓦斯从煤层中解吸后逐步扩散到裂隙场内, 瓦斯主要在裂隙场内富集运移^[17]。应力场和裂隙场的耦合是矿压灾害的重要成因之一, 应力场的变化不仅仅局限于外部采动荷载的作用, 还包括煤层内部孔隙压力的动态变化。随着工作面

的推进, 煤层的裂隙逐步开启, 并与煤层中的其他结构相互作用, 影响煤岩的力学行为和瓦斯的迁移路径。

1.3.1 应力场控制方程

通过分析煤体的弹性变形模型, 进一步揭示应力场和裂隙场之间的耦合作用。设定煤体在 x, y, z 3 个方向的位移分别为 $u(x, y, z), v(x, y, z), w(x, y, z)$, 并通过应力平衡方程计算煤体在开采过程中应力和裂隙扩展的变化, 即:

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}(u_{i,j} + u_{j,i}) \quad (i, j = 1, 2, 3) \quad (1)$$

式中: ε_{ij} 为应变张量的分量; u_{ij}, u_{ji} 为位移分量, m^{-1} 。

因此, 煤体的应力平衡方程可表示为

$$\sigma_{ij} + F_i = 0 \quad (i, j = 1, 2, 3) \quad (2)$$

式中: σ_{ij} 为总应力张量, Pa; F_i 为煤体受到的体积力, N/m^3 。

在实际中, 煤体所受的应力不仅包括外部载荷, 还包括由孔隙压力引起的内应力, 得到以有效应力表达的平衡方程:

$$\sigma'_{ij} - (\alpha p \sigma_{ij})_{,j} + F_i = 0 \quad (3)$$

式中: σ'_{ij} 为煤有效应力张量, Pa; α 为应力加载时裂隙的压缩系数; p 为流体压力, Pa; $(\alpha p \sigma_{ij})$ 为孔隙压力通过系数 α 对总应力的耦合作用; 下标, j 为该项在 x_j 方向求偏导。

在假设煤层温度恒定的条件下, 不考虑温度变化对煤体变形的影响, 煤体的变形主要由瓦斯吸附膨胀、瓦斯压力以及地应力引起的变形组成。

瓦斯的吸附膨胀应变 ε_{PX} 对煤体的影响可以通过式(4)计算:

$$\varepsilon_{\text{PX}} = \varepsilon_{\text{L}} \frac{\Delta p}{p_{\text{L}} + \Delta p} \quad (4)$$

式中: ε_{L} 为理论最大吸附应变; p_{L} 为朗格缪尔气体压力, Pa; Δp 为压力的增量, Pa。

瓦斯压力引起的应变则为

$$\varepsilon_{\text{PY}} = -\frac{\Delta p}{3K_{\text{s}}} - \frac{p - p_0}{3K_{\text{s}}} \quad (5)$$

式中: p 为气体压力, Pa; p_0 为气体初始压力, Pa; K_{s} 为煤岩骨架体积模量, Pa。

地应力引起的应变 ε_{σ} 为

$$\varepsilon_{\sigma} = \frac{1}{2G} \left(\sigma' - \frac{\nu}{1+\nu} \theta' \right) \quad (6)$$

式中: θ' 为含瓦斯煤的有效体积应力, Pa; G 为剪切模量, Pa; ν 为泊松比。

联立式(4)一式(6), 则含瓦斯煤的总应变 ε 可表示为

$$\varepsilon = \varepsilon_{\sigma} + \varepsilon_{PY} + \varepsilon_{PX} = \frac{1}{2G} \left(\sigma' - \frac{\nu}{1+\nu} \Theta' \right) - \frac{\Delta p}{3K_s} - \frac{p-p_0}{3K_s} + \varepsilon_L \frac{\Delta p}{p_L + \Delta p} \quad (7)$$

通过式(7)可解出有效应力与应变之间的关系, 即:

$$\sigma' = 2G\varepsilon + \frac{\nu}{1+\nu} \Theta' - 2G \left(\varepsilon_L \frac{\Delta p}{p_L + \Delta p} - \frac{\Delta p}{3K_s} \right) \quad (8)$$

有效应力作用导致的煤的体积应变 e 为

$$e = \frac{1}{2G} \left(\sigma' - \frac{\nu}{1+\nu} \Theta' \right) = \frac{1}{2G} \frac{1-2\nu}{1+\nu} \Theta' = \frac{\nu \Theta'}{1+\nu} \left[\frac{1}{1-2\nu} \right] \quad (9)$$

体积应变 e 与拉梅常数 λ 的关系可以表述为

$$\frac{2G\nu}{1-2\nu} e = \lambda e = \frac{\nu}{1+\nu} \Theta' \quad (10)$$

整理式(8)一式(10), 则可得到:

$$\sigma' = 2G\varepsilon + \lambda e - \frac{(3\lambda-2G)\Delta p}{3K_s} - \varepsilon_L (3\lambda+2G) \frac{\Delta p}{p_L + \Delta p} \quad (11)$$

将上述推导的有效应力式(11)代入到平衡方程(式(3))中, 则含瓦斯煤储层的变形控制方程可表示为

$$Gu_{i,jj} + \frac{G}{1-2\nu} u_{j,ji} + \frac{3\lambda-2G}{3K_s} \Delta p_{,i} + \frac{\varepsilon_L (3\lambda+2G)}{p_L + \Delta p} \Delta p_{,i} - \alpha p_{,i} + F_i = 0 \quad (12)$$

式中: $\Delta p_{,i}$ 为压力增量的一阶偏导数。

1.3.2 裂隙场控制方程

煤层裂隙场的演化直接影响煤层的渗透性与瓦斯的迁移。开采过程中, 煤体的应力变化导致裂隙的逐步开裂, 并影响煤层的裂隙率和渗透率。裂隙系统的形成和扩展不仅增加了煤层的渗透性, 也改变了瓦斯的流动路径。随着采动过程的深入, 裂隙场的变化与煤层的渗透性呈现出高度的耦合关系。

煤体裂隙率是表征煤体中裂隙和孔隙含量的参数, 定义为煤体中孔隙与总体积的比值:

$$\begin{cases} V = V_P + V_s \\ \phi_f = \frac{V_P}{V} = \frac{V_P}{V_P + V_s} \end{cases} \quad (13)$$

式中: V 为煤体总体积, m^3 ; V_s 为煤体骨架体积, m^3 ; V_P 为煤中裂隙的体积, m^3 。

煤体的体积应变可以通过外部应力和裂隙率变化的关系来描述:

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{K} (\sigma_m + \eta \Delta p) + 3\varepsilon_L \left(\frac{p}{p_L + p} - \frac{p_0}{p_L + p_0} \right) \quad (14)$$

式中: σ_m 为外部施加应力, Pa; K 为体积模量, Pa; η 为裂隙弹性参数。

在瓦斯吸附膨胀的作用下, 煤层的体积也会发生变化。假设瓦斯的吸附膨胀作用对煤体及裂隙体积变形相同, 则裂隙和孔隙的体积变形可由式(15)表示:

$$\frac{\Delta V_P}{V_P} = \frac{1}{K_P} \left[\sigma_m + \left(1 - \frac{K_P}{K_s} \Delta p \right) \right] + 3\varepsilon_L \left(\frac{p}{p_L + p} - \frac{p_0}{p_L + p_0} \right) \quad (15)$$

联立式(13)一式(15), 并进行整理, 可以进一步得到压缩条件下裂隙煤岩裂隙率动态演化计算模型:

$$\phi_f = \phi_{f0} + \eta \frac{\sigma_m + \Delta p}{K} \quad (16)$$

式中: ϕ_{f0} 为初始裂隙率。

当孔隙率发生变化时, 其渗透率也会随之改变。前人通过理论分析得到煤岩处于线弹性变形阶段时渗透率 k 与裂隙率 ϕ_f 的关系, 即:

$$k = k_f (\phi_f / \phi_{f0})^3 \quad (17)$$

式中: k_f 为裂隙网络渗透率; ϕ_f 为裂隙率。

由式(17)可知, 渗透率 k 为裂隙率 ϕ_f 的函数, 而裂隙率 ϕ_f 的变化取决于有效应力和体积应变。因此渗透率 k 和裂隙率 ϕ_f 均随有效应力的改变而变化。

1.3.3 渗流场控制方程

渗流场的演化过程可以通过达西定律来描述, 其流速与压力梯度之间存在明确的线性关系。瓦斯在煤层中的流动不仅依赖于裂隙系统的渗透性, 还与煤层的裂隙率和应力场的变化密切相关。在实际开采过程中, 随着煤层裂隙的扩展, 渗流场的变化将导致瓦斯流速的显著变化, 从而影响瓦斯的迁移行为。

煤层中瓦斯主要以游离态和吸附态形式存在, 则单位体积煤内瓦斯质量 m 应包含基质孔隙内的瓦斯质量和裂隙中的瓦斯质量, 即:

$$m = \left(\frac{abCp}{1+bp} + \frac{\phi_f p}{p_n} \right) \rho_n \quad (18)$$

式中: a 为单位质量可燃物在参考压力下的极限吸附量, m^3/kg ; b 为吸附常数, Pa^{-1} ; C 为煤质校正系数, kg/m^3 ; ρ_n 为标准状态下的气体密度, kg/m^3 ; p 为标准大气压, Pa。

根据质量守恒定律, 气体质量控制方程为式(19):

$$\frac{\partial m}{\partial t} + \rho_g q = I \quad (19)$$

式中: ρ_g 为气体密度, kg/m^3 ; I 为源汇项, $\text{kg}/(\text{s} \cdot \text{m}^3)$; q 为达西流的流速, m/s 。其表达式为

$$q = -\frac{k}{\mu} \nabla p \quad (20)$$

式中: k 为达西定律常数, m/s ; μ 为流体黏度, $\text{Pa} \cdot \text{s}$ 。

则气体的质量守恒方程可表示为

$$\frac{\partial m}{\partial t} + \nabla \cdot \left(-\rho_g \frac{k}{\mu} \nabla p \right) = I \quad (21)$$

再将式(18)代入到式(21)中, 则含瓦斯煤质量守恒方程可进一步表达为

$$\frac{\partial \left(\frac{abCp\rho_n}{1+bp} + \frac{\phi_f p \rho_n}{p_n} \right)}{\partial t} + \nabla \cdot \left(-\frac{p}{p_n} \rho_n \frac{k}{\mu} \nabla p \right) = I \quad (22)$$

对式(22)进行求导变换, 且当源汇项 $I=0$ 时, 则:

$$\left[\frac{abC}{1+bp} - \frac{ab^2Cp}{(1+bp)^2} + \frac{\phi_f}{p_n} + \frac{p\eta}{p_n K} \right] \times \frac{\partial p}{\partial t} - \frac{1}{p_n} \nabla \cdot \left(\frac{kp}{\mu} \nabla p \right) = -\frac{p}{p_n} \frac{\partial \phi_f}{\partial t} \quad (23)$$

其中对裂隙率计算模型(式(17))进行求导, 则:

$$\frac{\partial \phi_f}{\partial t} = \frac{\partial \left[\phi_{f0} + \eta \frac{(\sigma_m + \Delta p)}{K_c} \right]}{\partial t} = \frac{\eta}{K} \left(\frac{\partial \sigma_m}{\partial t} + \frac{\partial p}{\partial t} \right) \quad (24)$$

式(24)为吸附膨胀、气体压力以及应力等因素共同作用下的含瓦斯煤耦合渗流场方程, 须联立应力场方程求解。

1.3.4 定解条件

1) 应力场定解条件。在煤体的应力场求解中, 首先需要考虑边界条件的设定。边界条件的选择直接影响到煤体变形与应力分布的精确度。具体来说, 应力场的定解条件包括以下 3 种:

① 位移边界条件由煤体边界处的位移来确定。即煤体与周围介质的相互作用通过边界处的位移进行描述, 具体可以表示为

$$u_i = \bar{u}_i \quad (25)$$

式中: \bar{u}_i 为煤体边界处位移, m 。

② 应力边界条件则由煤体边界上的表面力来确定, 表面力可以是恒定值, 也可以是随时间变化的函数, 具体形式为

$$\begin{cases} \sigma_x l + \tau_{yx} m + \tau_{zx} n = F_x \\ \sigma_y l + \tau_{xy} m + \tau_{zy} n = F_y \\ \sigma_z l + \tau_{xz} m + \tau_{yz} n = F_z \end{cases} \quad (26)$$

式中: σ_x 、 σ_y 、 σ_z 为 x 、 y 、 z 方向上的正应力, N/m^2 ; τ_{yx} 、 τ_{xy} 、 τ_{xz} 分别为 x 、 y 、 z 方向上的切应力, N/m^2 ; l 、 m 、 n 分别为法线矢量在 x 、 y 、 z 方向上的投影分量; F_x 、 F_y 、 F_z 分别为 x 、 y 、 z 方向上的表面力矢量, N/m^2 。

F_z 分别为 x 、 y 、 z 方向上的表面力矢量, N/m^2 。

③ 混合边界条件结合应力边界条件和位移边界条件, 即煤体部分边界的应力由已知的表面力确定, 而另一部分边界的位移则通过位移函数进行确定。混合边界条件可以在复杂的煤层结构中应用, 有助于更准确地描述不同边界的物理特性。

2) 渗流场定解条件。渗流场是影响煤层瓦斯抽采与矿压控制的重要因素。渗流场的定解条件主要包括由煤体边界的压力、流量以及混合边界条件确定。具体来说, 渗流场的定解条件包括以下 3 种。

① 由煤体边界上的压力来确定, 压力既可以是恒定的, 也可以随时间变化。该条件描述煤层中气体流动的驱动力。数学表达式为

$$p_s = p(t) \quad (27)$$

式中: $p(t)$ 为气体压力与时间的函数关系。

② 在某些情况下, 煤层边界的流量是已知的, 这可以是恒定流量或随时间变化的流量。该条件对渗流场中的气体流动量起到决定性作用, 数学表达为

$$q_s = q(t) \quad (28)$$

式中: $q(t)$ 为气体压力与时间的函数关系。

混合边界条件结合压力和流量的条件, 在一些特殊情况下, 边界的部分由已知流量条件确定, 另一部分由已知压力条件确定。这种组合可以在复杂煤层中更加精准地模拟气体流动过程, 尤其适用于气体分布不均的情况。

1.3.5 瓦斯抽采数值模拟

基于大同塔山煤矿典型特厚煤层综放开采工程背景, 将裂隙煤岩流固耦合模型嵌入多物理场耦合平台, 开展煤层瓦斯抽采数值模拟研究^[17]。研究以钻场 1 为对象, 布设 8 个有效孔径为 100 mm 的抽采孔, 孔距为 1 m, 距巷道底板 1.5 m, 如图 6 所示。为确保数值模拟的高精度, 首先对现场煤岩样本进行 CT 扫描, 并提取裂隙参数, 基于裂隙的几何特征, 建立粗糙离散裂隙网络模型。在该模型中, 裂隙的长度和倾角分别遵循幂律分布和 Fisher 分布, 充分体现煤体的非均质特性。

煤层瓦斯抽采数值模型以及边界条件, 如图 6 所示。数值模型的长宽分别为 15 m×15 m, 8 个抽采孔均匀分布, 孔间距为 1.0 m, 抽采孔有效直径为 100 mm。根据塔山煤矿的地质资料, 煤层初始瓦斯压力为 0.22 MPa, 抽采负压为 15 kPa。煤基质的初始孔隙率为 0.021 2, 渗透率为 $8.71 \times 10^{-20} \text{ m}^2$; 裂隙网络的初始孔隙率为 0.113 4, 渗透率为 $1.548 \times 10^{-15} \text{ m}^2$ 。

模型底部采用固定约束,上边界施加 4.74 MPa 的垂直应力,左右边界施加 2.23 MPa 的水平应力。模型采用自适应三角形单元划分,共计 18 880 个单元,边界单元 329 个。由于煤基质与裂隙的裂隙率和渗透

率存在显著差异,数值计算前需为不同部分赋予不同属性,利用 COMSOL 内置图像函数对煤层基质和裂隙的孔隙率与渗透率进行赋值。赋值后的煤层裂隙率和渗透率分布如图 6 所示。

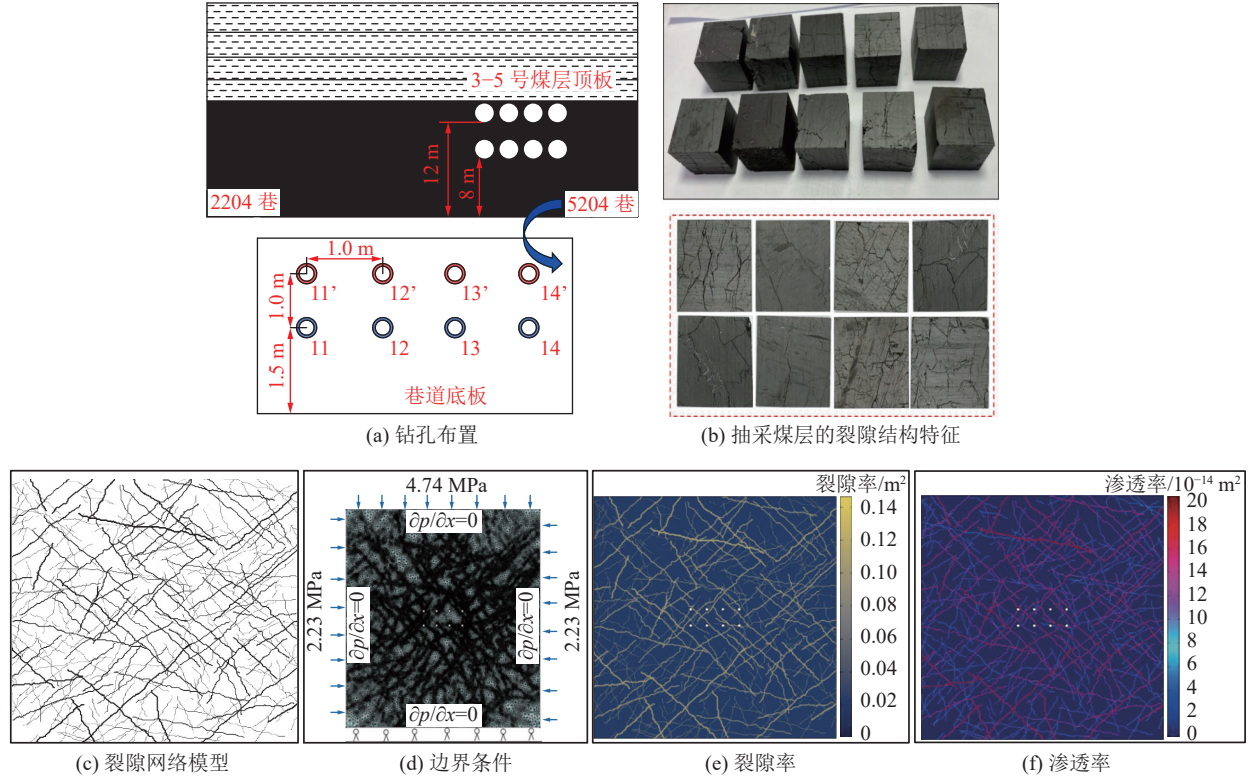


图 6 数值模型设计

Fig.6 Numerical model design

图 7 为不同抽采阶段的瓦斯压力分布云图。分析表明,在抽采启动后,钻孔周围的瓦斯压力首先迅

速下降,并随着抽采时间的推移,压力降低的范围逐渐扩展。抽采孔附近的瓦斯压力下降速度较快,且随距离的增加,压力下降速率逐渐减缓。通过图 8

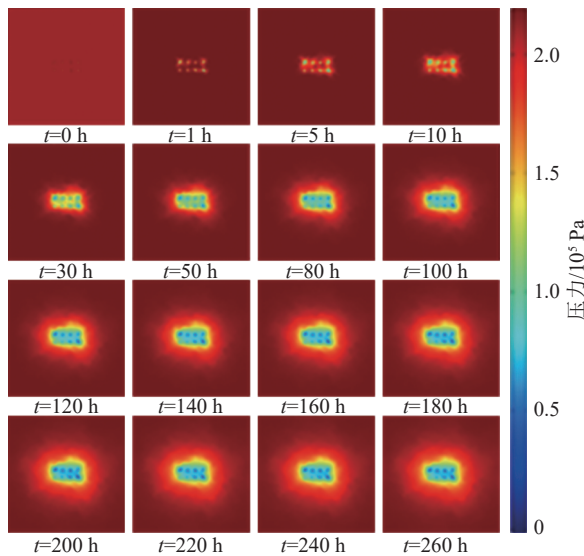


图 7 不同抽采时刻煤层瓦斯压力分布云图

Fig.7 Gas pressure distribution contour map of coal seam at different extraction times

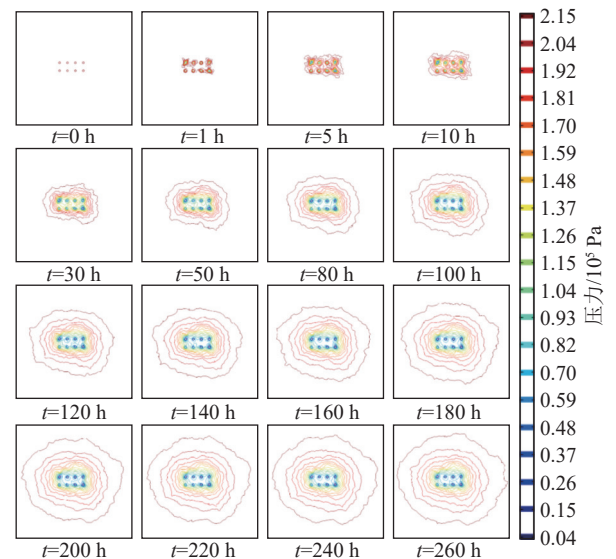


图 8 瓦斯压力分布等值线图

Fig.8 Gas pressure distribution isoline map

可知,瓦斯压力场的非均匀分布特征与等效连续介质模型假设的均质化假设显著不同,原因在于煤层中广泛存在的裂隙网络,将煤体分割成多个不连续的块体,从而使瓦斯压力场呈现出非连续性。

图 9 展示瓦斯流速与压力梯度之间的线性正相关关系,符合达西渗流定律。瓦斯流速在煤层中的分布表现出显著的空间不均匀性,这主要归因于以下 2 方面:一方面,原生裂隙的空间分布差异导致渗流通道的不对称性;另一方面,采动应力场与渗流场的动态耦合作用,使得裂隙率与渗透率的时变特性进一步加剧流速场的空间差异。

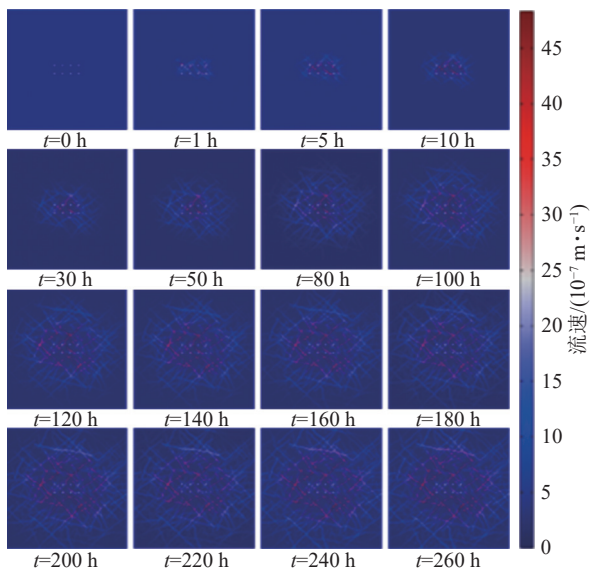


图 9 不同抽采时刻煤层瓦斯速度分布云图

Fig.9 Gas velocity distribution contour map of coal seam at different extraction times

图 10 定量展示抽采过程中裂隙率的动态演化规律。从图 7 的初始条件可以看出,抽采孔周围瓦斯压力的下降导致有效应力升高,从而引发煤体的压缩效应。裂隙率与渗透率呈三次方正相关关系,表明裂隙率的降低会显著减弱渗流通道的导流能力,这导致抽采效率随时间衰减。随着煤层裂隙率的减少,渗流通道的导流能力逐步削弱,进而影响抽采效率。

2 特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术

为有效控制煤矿中的强矿压并防止次生灾害的发生,笔者团队数十年产学研攻关,围绕大空间采场坚硬顶板的破断机理展开,通过将大空间采场划分为“远近场”^[18-19],深入探讨了两者之间相互作用的机制,建立了远近场坚硬顶板时序控制准则,进一步揭示大空间采场强矿压显现本质为覆岩结构失稳所

致,其主要影响因素是开采诱发的远、近场岩层破断失稳,“近场悬臂梁+砌体梁+高位结构”是导致大空间坚硬顶板强矿压显现的关键,并以此为理论基础,形成了以坚硬顶板控制为核心的坚硬顶板-瓦斯协同控制技术^[20-21]。如图 11 所示,具体包括:近场链臂锯切顶技术、远场高位地面压裂技术和“一井双控”协同控制技术。

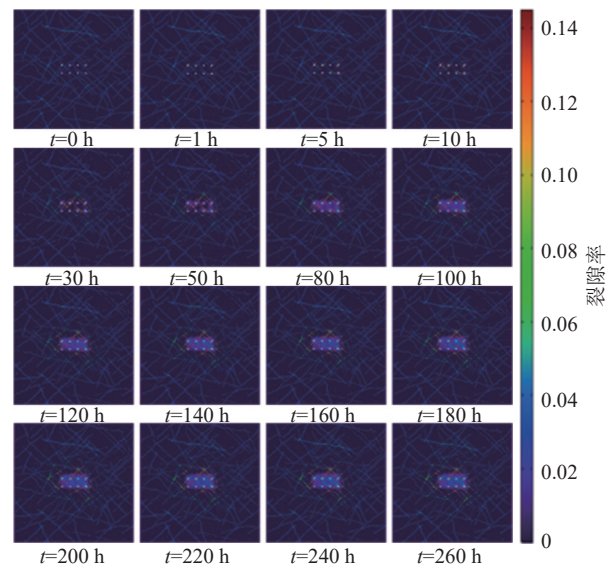


图 10 不同抽采时刻煤层裂隙率变化趋势

Fig.10 Porosity variation trend of coal seam at different extraction times

2.1 井下近场基本顶预裂技术

针对特厚煤层坚硬顶板强矿压控制问题,传统技术手段存在显著技术瓶颈。传统巷爆破预裂技术通过钻孔装药可破坏顶板结构完整性,但受限于机械化程度低、能量释放不可控等缺陷,常导致裂隙网络形态不规则、顶板垮落欠充分,且在瓦斯富集区域存在爆炸安全隐患^[22-23];水压致裂技术虽能构建人工裂缝网络,但其裂缝扩展路径易受采动应力场动态扰动及原生裂隙干扰,尤其在节理发育岩层中易形成无序扩展模式,削弱卸压效能^[24-27]。因此,亟需一种能够克服传统方法局限性的技术,实现坚硬顶板高效、低扰动、定向切割的工程目标。

链臂锯切顶技术作为新型顶板控制方法,通过集成悬臂锯体、履带行走机构、固定机构及动力单元等核心组件,采用低速切削工艺实现顶板精准切割^[28](图 12)。首先将链臂锯切顶机稳定地停放在回采巷道的端头,确保机身与巷道平行,并通过伸出固定装置的油缸使履带行走机构脱离地面一定高度,防止设备在工作中产生摆动。随后,启动动力头,带动链条进行切割,切割过程中链臂锯体会根据设定

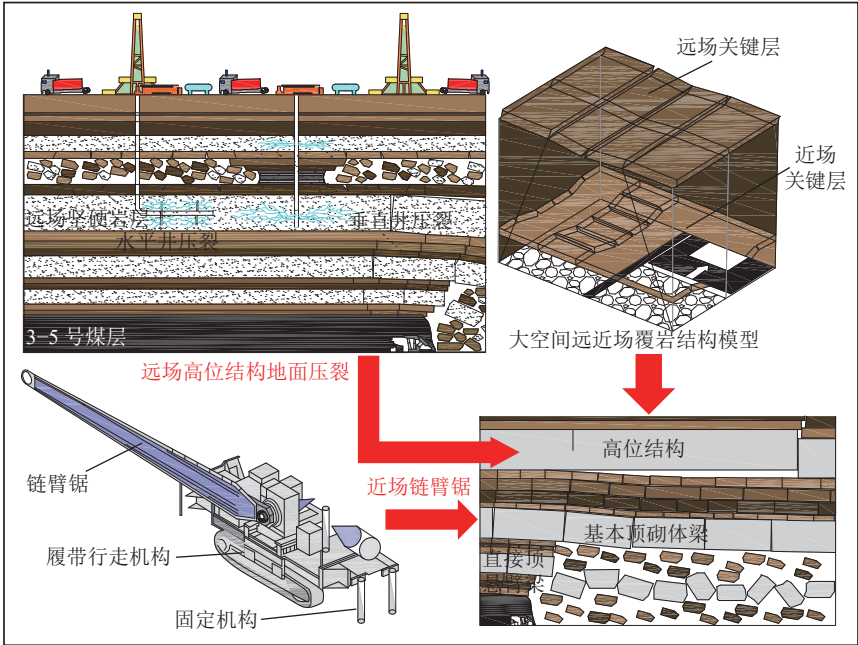


图 11 远近场协同控制技术
Fig.11 Near and far field collaborative control technology

的深度和宽度精确切割煤层顶板。当链臂锯切割至另一侧时，设备迅速回转至初始水平位置，继续前进重复切割作业。整个切顶作业过程中，通过激光对刀系统和刀台侧移机构，确保每次切割精准对接前一次的切缝，保证作业的连续性和精准性。

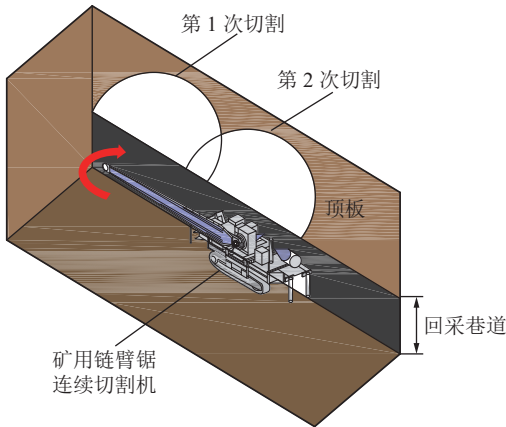


图 12 链臂锯切顶造缝作业
Fig.12 Chain-arm saw-cut roof slitting operation

2.2 远场高位坚硬顶板预裂技术

针对埋深大于 100 m 高位坚硬岩层的矿压控制难题，传统井下预裂技术因作用范围受限难以实现有效控制。据此，提出基于地面水力压裂的远场岩层预裂技术在地面向目标工作面上方坚硬顶板钻孔，通过钻取的水力压裂钻孔向目标压裂位置注入压裂液，通过高压压裂液注入诱导岩体裂隙网络扩展，释放应力集中并弱化岩层强度，促使坚硬顶板岩层分

层，降低单层坚硬顶板厚度，实现坚硬顶板提前破断，减小垮落步距及矿压控制的目标。

2.3 特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术

如图 13 所示，基于坚硬顶板“O-X”破断理论^[29-30]，特厚煤层坚硬顶板破断回转诱发采空区高浓度瓦斯涌入工作面，导致周期性瓦斯异常的现象，形成特有的瓦斯“低赋存、高涌出”的赋存特性。

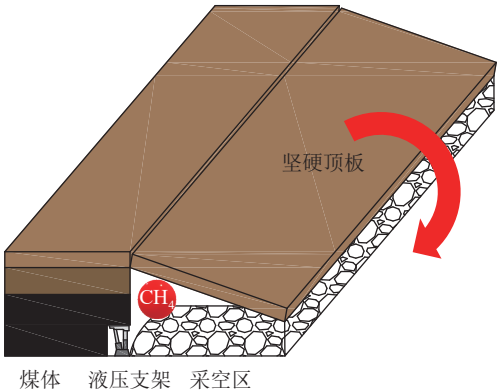


图 13 坚硬顶板破断瓦斯涌出
Fig.13 Gas outburst induced by hard roof failure

随着开采的深入，瓦斯涌出往往表现为瞬时大量的异常涌出，甚至超出安全阈值，导致瓦斯超限事故的发生。这一问题在顶煤冒放的过程中尤为突出。当瓦斯集中涌出时，工作面上部的直接顶悬臂梁下方往往会形成“空洞”，这不仅成为瓦斯富集区，还为后续的瓦斯积聚提供空间。随着时间的推移，这些“空洞”区域内的瓦斯逐渐向上漂移，并与采空区内浮煤瓦斯进行进一步的交互，最终在砌体梁下部再

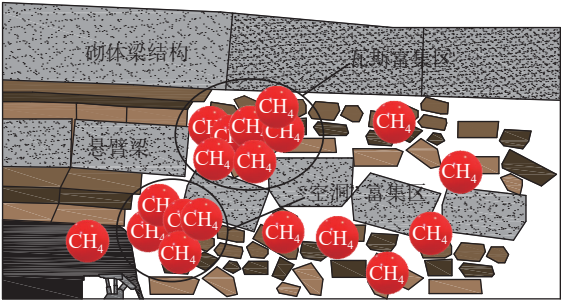


图 14 顶板结构与瓦斯富集运移特征
Fig.14 Roof structure and gas enrichment and migration characteristics

次形成瓦斯富集区,呈现出动态、复杂的瓦斯运移特性,如图 14 所示。

针对传统预抽技术在应对顶板破断引发的动态瓦斯涌出问题时的局限性^[31-32],现有的瓦斯治理方法多侧重于割裂顶板失稳与瓦斯运移之间的力学关联,采用单一的灾害防控策略,往往导致治理周期长且成本高昂。特别是对于复杂结构的煤层,传统的瓦斯抽采技术模式无法有效应对其独特的储渗特性,难以实现矿压和瓦斯的协同控制,从而无法提供长效、安全的治理方案。因此,提出一种全新的特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术,将特厚煤层综放开

采中的坚硬顶板控制与瓦斯治理紧密结合,通过地面水力压裂技术弱化远场坚硬顶板的力学完整性,有效减少顶板破断的风险。同时,通过优化压裂参数和抽采时序,协调瓦斯抽采和压裂过程,采用“一井双控”的模式,即地面压裂井与抽采井一体化,统筹瓦斯抽采与矿压调控,实现坚硬顶板-瓦斯协同控制。

3 现场应用

为验证特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制技术的工程适用性,以塔山煤矿 8204 工作面开展煤矿大空间采场坚硬顶板-瓦斯地面协同控制技术工业性试验。该工作面地质构造复杂,煤层厚度大、矿压显著,位于井田东南部,靠近二盘区的东北部,东北侧紧邻 8202 采空区,西南侧与 8206 采空区相邻,西北部受 F13810 断层切割,东南部与二盘区回风巷相接。

3.1 塔山地面水力压裂坚硬顶板现场试验

针对高位坚硬顶板破断失稳诱发的强矿压问题,引入油气领域复合射孔压裂技术,通过地面水平井对覆岩进行定向弱化,具体技术流程如下。

地面水平井压裂工艺步骤包括钻井、压裂和监测,如图 15 所示,具体参数如下。

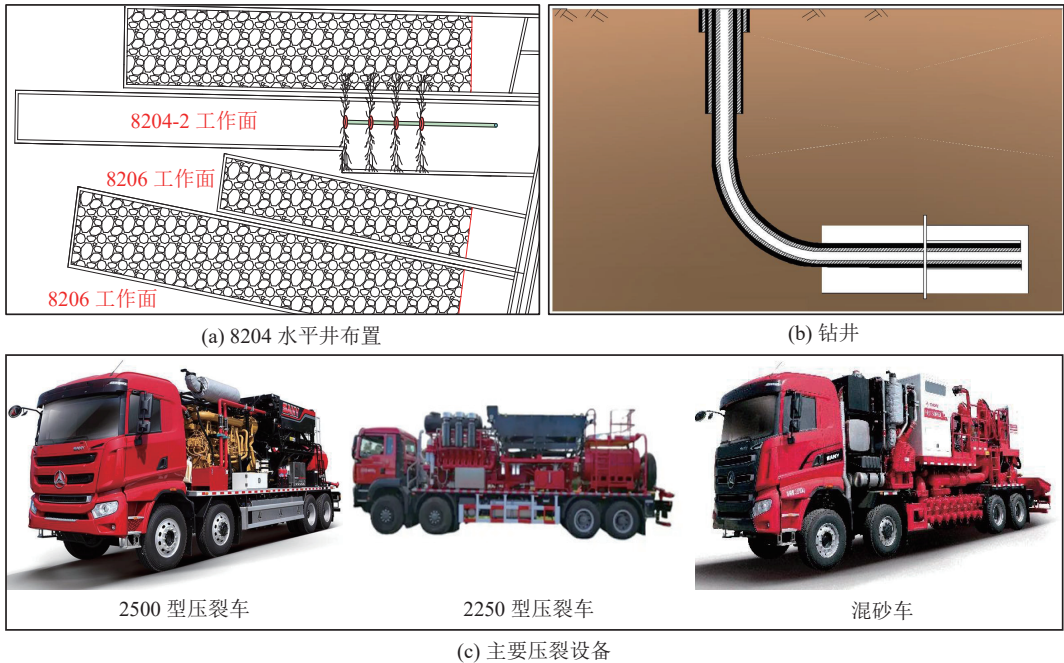


图 15 塔山煤矿地面水力压裂坚硬顶板现场试验
Fig.15 Surface hydraulic fracturing of hard roof at Tashan mine field test principle

1) 钻井阶段采用 30 钻机 1 台,分 3 阶段进行钻井作业。第 1 阶段使用 $\phi 444.5\text{ mm}$ 钻头钻至 50 m,随后下入 $\phi 339.7\text{ mm}\times 9.65\text{ mm}$ 表层套管、固孔候凝;第 2 阶段使用 $\phi 311.5\text{ mm}$ 钻头钻至 150 m,并安装

$\phi 244.5\text{ mm}\times 8.94\text{ mm}$ 技术套管后固孔候凝;最后,第 3 阶段使用 $\phi 216\text{ mm}$ 钻头钻至靶点并完成钻井,钻井至最终深度。钻井工作确保井下压裂的精准执行,并为后续瓦斯抽采和矿压控制提供了稳定的基础。

2) 压裂。压裂阶段采用油管 and 套管联合注液方式, 利用 2500 型压裂车、2250 型主压裂车等设备进行压裂作业。压裂液以高速泵送至井底, 利用井底高压破裂煤层, 形成裂缝, 从而减弱顶板的力学完整性。通过控制压裂液的流速与注入压力, 确保裂缝沿预定方向扩展, 优化瓦斯抽采通道。压裂过程中, 井内的压力和流量数据将实时反馈, 确保压裂效果符合预定的工程要求。

3) 监测。压裂作业过程中, 实时监测是确保技术效果的关键。使用微震监测技术对压裂裂缝的动态扩展过程进行跟踪。微震信号的采集和分析能帮助实时了解裂缝的扩展方向、起裂位置及几何形态, 从而精确调整后续的压裂参数和瓦斯抽采策略。图 16 结果表明, 各级压裂形成明显的有效裂缝, 且裂缝走向基本一致, 东西两翼的裂缝基本对称发育, 优化了煤层内瓦斯的抽采路径。

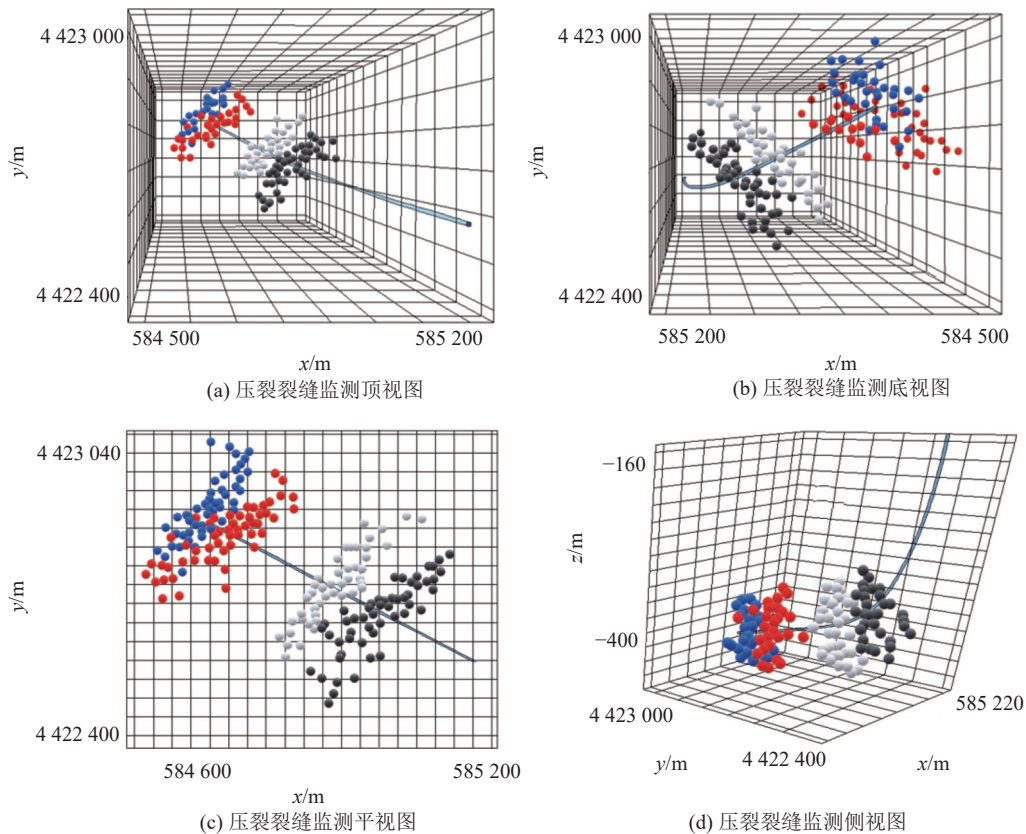


图 16 塔山煤矿 8204-2 井全井段压裂裂缝监测

Fig.16 Fracture monitoring of full well section in Tashan 8204-2 well

经过实测分析, 地面压裂可减小周期来压强度, 工作面压裂后, 支架最大阻力由 44.3 MPa 降至 38.5 MPa, 平均阻力由 33.1 MPa 减至 27.5 MPa, 减幅 16.9%; 最大来压步距和平均周期来压步距均有所减小, 平均周期来压步距减小了 15%, 约 3.5 m。通过实测分析, 顶板的力学完整性被有效削弱, 采场来压强度得到了显著减小, 弥补了传统井下无法控制高位坚硬顶板不足

3.2 地面钻孔抽采瓦斯现场试验

除了压裂技术, 地面瓦斯抽采技术的应用也为控制工作面瓦斯浓度提供了有力支持。通过在塔山矿 8204 工作面布置 7 个地面钻孔进行瓦斯抽采, 进一步提升了矿井的安全性。具体的钻孔布局考虑了

地质构造、瓦斯赋存情况以及工作面推进速度等因素。每个钻孔根据工作面的位置和瓦斯浓度进行分阶段抽采, 有效控制了瓦斯浓度的变化。

地面钻孔抽采瓦斯工艺步骤包括井位部署、钻孔施工和抽采瓦斯, 具体参数如下:

1) 井位部署。综合考虑各方面因素初步于塔山矿 8204 工作面布置地面钻孔 7 口, 设计井位如图 17 所示。

2) 钻孔施工。钻孔一开采用 $\phi 425.00$ mm 钻头开孔, 钻进至 120 m 完钻; 下入 $\phi 355$ mm 的表层套管, 固井后水泥返高到地表。二开采用 $\phi 311.15$ mm 空气锤钻头开孔, 钻至 3-5 号煤层, 距煤层底板 10 m 终孔, 裸眼完井。

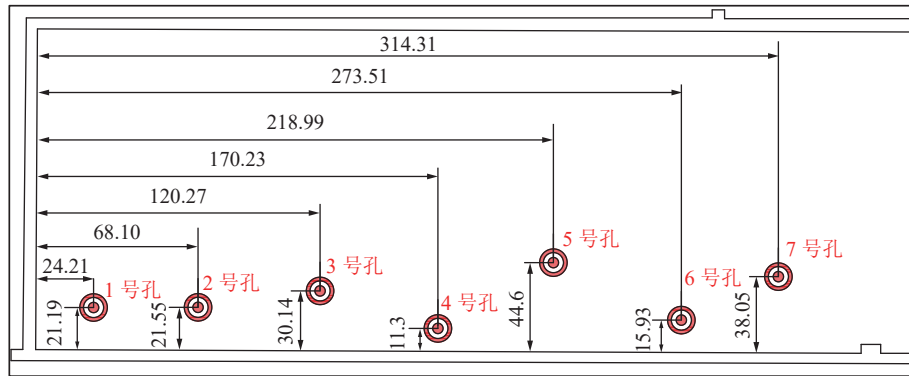


图 17 地面瓦斯抽采钻孔布置
Fig.17 Surface gas drainage borehole layout map

3)抽采瓦斯。为有效控制瓦斯浓度,减少矿井安全隐患,工作面布置了 7 个地面钻孔进行瓦斯抽采,每次选择 3 个钻孔同步抽采,以确保瓦斯抽采的连续性与稳定性。具体的抽采顺序和方法如下:首先,1 号钻孔距离工作面前方 10 m 处开始抽采,2 号钻孔距离工作面前方 50 m 处,3 号钻孔距离工作面前方 100 m 处同步抽采;当 1 号钻孔距离工作面后方采空区达到 110 m 时,停止抽采,开始 4 号钻孔抽采,此时 2 号、3 号和 4 号钻孔同时进行瓦斯抽采。根据抽采效果和现场实际情况,确定每次抽采时选择 3 个钻孔进行瓦斯抽采。

经过现场实测分析,得到各钻孔瓦斯浓度变化规律。对于 1 号钻孔,该钻孔距离开切眼 24.21 m,抽采开始时瓦斯浓度较低,随工作面推进呈指数增长趋势,在采空区距工作面 10 m 处达 28% 峰值。在 10 ~ 20 m,瓦斯浓度迅速降低,随后保持在 4% 左右波动。此现象表明,在距离工作面 20 m,采动煤瓦斯的涌出量较大,且采空区扰动严重,导致瓦斯浓度较高。进入 20 ~ 110 m 范围后,由于采空区较浅,遗留煤矸较少,瓦斯浓度较低,且波动较小。对于 2 号钻孔,距离开切眼 68.10 m,瓦斯浓度在距离工作面前方 30 m 处逐渐升高,尤其在工作面进入初次来压区域后,煤体破碎导致瓦斯卸压效应明显,使得瓦斯浓度大幅升高,达到 13% 的峰值。随着工作面推进,瓦斯浓度逐渐降低,最终保持在 3% 附近。6 号钻孔距离开切眼 273.51 m,钻孔位于工作面前方 50 m 至后方 30 m 范围内,瓦斯浓度维持在 1% 左右。如图 18 钻孔抽采瓦斯浓度与工作面采位对应关系图所示,工作面推进至超过钻孔 50 ~ 100 m 后,地面钻孔抽采效果逐渐减弱。地面垂直立孔配合地面水平压裂井抽采瓦斯,可有效解决 8204 工作面瓦斯问题,将工作面回风流瓦斯浓度控制在安全范以内。

通过综合应用地面钻孔抽采和水平压裂技术,

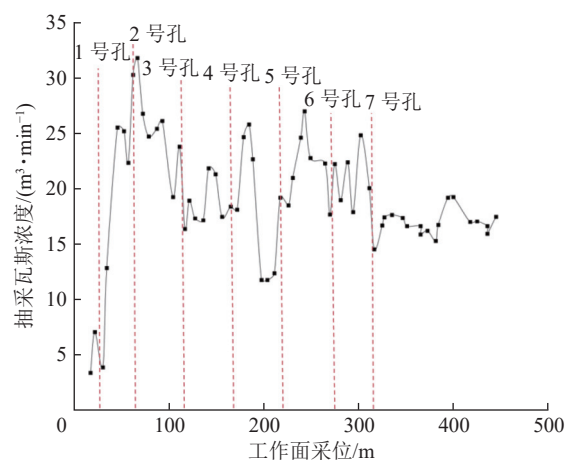


图 18 钻孔抽采瓦斯浓度与工作面采位对应
Fig.18 Correlation between gas concentration from borehole drainage and mining position of working face

本研究成功实现了矿井瓦斯浓度的有效控制,显著降低了瓦斯浓度波动。

4 结 论

1) 通过阶梯循环动载试验与相似模拟试验,展现了坚硬顶板岩体在采动应力作用下的力学响应特征。试验数据表明,阶梯循环动载条件相较于常规三轴加载路径,循环动载显著削弱了煤岩的整体承载能力,其峰值强度呈现下降趋势,弹性模量在阶梯循环过程中表现出逐级抬升的趋势,泊松比演化呈现阶梯式上升趋势。

2) 覆岩裂隙分形维数随工作面推进呈现“S”形增长模式,初期(0 ~ 40 cm 阶段)分形维数趋稳,中期(40 ~ 80 cm 阶段)缓慢增长,后期(80 ~ 124 cm 阶段)显著上升,最终趋于稳定。

3) 推导“应力场-裂隙场-渗流场”控制方程,建立多场耦合模型,揭示了裂隙岩体应力场-裂隙场-瓦斯流场的动态演化规律。

4) 研发链臂锯切顶定向弱化技术与地面水力压裂远场预裂技术, 形成“近场悬臂梁-远场高位岩层”协同控制体系。

5) 基于“O-X”破断理论提出的“一井双控”技术, 地面压裂井兼做抽采井, 实现特厚煤层坚硬顶板-瓦斯协同控制。

参考文献(References):

- [1] 于斌, 邵阳, 匡铁军, 等. 大空间采场远近场坚硬顶板井上下控制理论及技术体系[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1875-1893.
YU Bin, TAI Yang, KUANG Tiejun, et al. Theory and technical system of control of far-near field hard roofs from ground and underground in a large space stope[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1875-1893.
- [2] 夏彬伟. 特厚煤层坚硬顶板强矿压-瓦斯-水-火多灾害协同控制理论及技术[J]. 晋控科学技术, 2023(6): 1-5, 9.
XIA Binwei. Theory and technology of collaborative control of strong mine pressure, gas, water, and fire multiple disasters in the hard roof of extra thick coal seams[J]. Jinneng Holding Science and Technology, 2023(6): 1-5, 9.
- [3] 李建辉, 郑凯歌, 李军, 等. 大采高坚硬顶板工作面关键层破断结构及强矿压防治技术研究[J]. 中国煤炭, 2025, 51(3): 59-69.
LI Jianhui, ZHENG Kaige, LI Jun, et al. Research on the fracture structure of the key layer of the working face of the hard roof of the large mining and the prevention and control technology of strong mine pressure[J]. China Coal, 2025, 51(3): 59-69.
- [4] 雷照源, 李峰, 赵子葵, 等. 大采高工作面生命周期内坚硬厚顶板破断机制[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(7): 25-34.
LEI Zhaoyuan, LI Feng, ZHAO Zikui, et al. Breaking mechanism of hard thick roof during the life cycle of largemining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(7): 25-34.
- [5] 王炯, 杜昌鑫, 刘鹏, 等. 大采高坚硬顶板切顶成巷碎石帮变形机理及控制[J/OL]. 矿业安全与环保, 1-8 [2025-04-10]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/50.1062.TD.20250409.1520.002.html>.
WANG Jiong, DU Changxin, LIU Peng, et al. The deformation mechanism and control of the crushed stone slope in the roadway formed by cutting roof in large mining height hard top[J/OL]. Mining Safety & Environmental Protection, 1-8 [2025-04-10]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/50.1062.TD.20250409.1520.002.html>.
- [6] 刘伟, 韩冬阳, 徐浩, 等. 煤层双重孔隙瓦斯运移机理及模型评估[J/OL]. 煤炭科学技术, 1-10 [2025-03-14]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20250313.1729.001.html>.
LIU Wei, HAN Dongyang, XU Hao, et al. Mechanism investigation and models evaluation of gas migration in dual-porosity coal seam[J]. Coal Science and Technology, 1-10 [2025-03-14]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20250313.1729.001.html>.
- [7] 易旺, 梁龙军, 颜利冲, 等. 贵州煤矿区煤层气(瓦斯)高效抽采关键技术[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(3): 340-355.
YI Wang, LIANG Longjun, YAN Lichong, et al. Research on key technologies of efficient extraction of coalbed methane(gas) in Guizhou Coal mine area[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(3): 340-355.
- [8] 刘金虎. 特厚煤层卸压瓦斯定向钻孔精准抽采关键技术研究[J/OL]. 煤炭科技, 1-6 [2025-01-15]. <https://link.cnki.net/doi/10.19896/j.cnki.mtkj.2024.06.001>.
LIU Jinhu. Research on key technologies for precise drilling and extraction of pressure relief gas in extra-thick coal seams[J/OL]. Coal Science & Technology Magazine, 1-6 [2025-01-15]. <https://link.cnki.net/doi/10.19896/j.cnki.mtkj.2024.06.001>.
- [9] 欧昌楠. 阶梯循环荷载下煤岩力学及瓦斯解吸特性试验研究[D]. 重庆: 重庆大学, 2021.
OU Changnan. Experimental study on the mechanics and gas desorption characteristics of coal and rock under step cyclic loading[D]. Chongqing: Chongqing University, 2021.
- [10] 李国盛, 张辉, 蒋帅旗. 多次强动压巷道围岩“三区”强化支护机理及控制技术研究[J]. 中国安全生产科学技术, 2018, 14(6): 52-57.
LI Guosheng, ZHANG Hui, JIANG Shuaiqi. Study on reinforced support mechanism and control technology of “Three Zones” in roadway surrounding rock with multiple strong dynamic pressures[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2018, 14(6): 52-57.
- [11] 孙建. 沿煤层倾斜方向底板“三区”破坏特征分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(1): 115-121.
SUN Jian. Failure characteristics of floor “three-zone” along the inclined direction of coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(1): 115-121.
- [12] 刘海东, 刘彦池, 林柏泉, 等. 覆岩离层注浆采空区自燃“三带”分布规律[J]. 煤矿安全, 2024, 55(7): 68-77.
LIU Haidong, LIU Yanchi, LIN Baiquan, et al. “Three zones” rule of spontaneous combustion in goaf under overburden separation grout filling[J]. Safety in Coal Mines, 2024, 55(7): 68-77.
- [13] 王创业, 李振凯, 张玺. 浅埋覆岩移动规律的相似模拟实验研究[J]. 煤炭技术, 2016, 35(10): 16-17.
WANG Chuangye, LI Zhenkai, ZHANG Xi. Experimental study on similarity simulation of moving law of shallow overburden[J]. Coal Technology, 2016, 35(10): 16-17.
- [14] 刘三钧, 林柏泉, 高杰, 等. 远距离下保护层开采上覆煤岩裂隙变形相似模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(1): 51-55, 60.
LIU Sanjun, LIN Baiquan, GAO Jie, et al. Similar simulation of fracture deformation in overlying coal and rock in far-distance-lower-protective-layer mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(1): 51-55, 60.
- [15] 丁万奇, 马振乾, 祖自银, 等. 基于分形维数的巷道围岩裂隙演化规律研究[J]. 煤田地质与勘探, 2021, 49(3): 167-174.
DING Wanqi, MA Zhenqian, ZU Ziyin, et al. Research on the evolution law of roadway surrounding rock fissure based on fractal dimension[J]. Coal Geology & Exploration, 2021, 49(3): 167-174.
- [16] 冯锦艳, 刘旭杭, 于志全. 大倾角煤层采动裂隙演化规律[J]. 煤炭学报, 2017, 42(8): 1971-1978.
FENG Jinyan, LIU Xuhang, YU Zhiqian. Numerical simulation study on the mining-induced fracture evolution of steep coal

- seam[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(8): 1971–1978.
- [17] 罗亚飞. 煤储层粗糙裂隙网络量化表征与建模及其渗流机理研究[D]. 重庆: 重庆大学, 2022.
- LUO Yafei. Quantitative characterization and modeling of rough fracture network in coal reservoir and its seepage mechanism[D]. Chongqing: Chongqing University, 2022.
- [18] 于斌, 朱卫兵, 高瑞, 等. 特厚煤层综放开采大空间采场覆岩结构及作用机制[J]. 煤炭学报, 2016, 41(3): 571–580.
- YU Bin, ZHU Weibing, GAO Rui, et al. Strata structure and its effect mechanism of large space stope for fullymechanized sub-level caving mining of extremely thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(3): 571–580.
- [19] 于斌, 朱卫兵, 李竹, 等. 特厚煤层开采远场覆岩结构失稳机理[J]. 煤炭学报, 2018, 43(9): 2398–2407.
- YU Bin, ZHU Weibing, LI Zhu, et al. Mechanism of the instability of strata structure in far field for super-thick coal seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(9): 2398–2407.
- [20] 于斌, 邵阳, 徐刚, 等. 千万吨级综放工作面智能化放煤理论及关键技术[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(9): 48–67.
- YU Bin, TAI Yang, XU Gang, et al. Theory and key technologies for intelligent fully-mechanized top-coal caving faces of annual production of millions of tons[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(9): 48–67.
- [21] 高瑞, 戴祥淋, 于斌, 等. 特厚煤层孤岛工作面坚硬顶板矿压动力灾害地面区域压裂防控研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2025, 42(3): 532–543.
- GAO Rui, DAI Xianglin, YU Bin, et al. Study on ground regional fracturing prevention and control of mine pressure dynamic disasters in hard roof of isolated working face in extra-thick coal seam[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2025, 42(3): 532–543.
- [22] 王立. 坚硬顶板爆破弱化矿压控制技术研究[J]. 煤, 2022, 31(1): 16–18, 104.
- WANG Li. Study on control technology of rock pressure weakening by blasting in hard roof[J]. Coal, 2022, 31(1): 16–18, 104.
- [23] 徐颖, 杨敬轩, 傅菊根, 等. 综采面坚硬顶板超深孔预裂爆破远场解危控制技术[J]. 工程爆破, 2024, 30(5): 112–124.
- XU Ying, YANG Jingxuan, FU Jugen, et al. The danger relief technology in far field of ultra-deep hole pre-splitting blasting in hard roof of fully mechanized mining face[J]. Engineering Blasting, 2024, 30(5): 112–124.
- [24] 牛同会. 分段水力压裂弱化采场坚硬顶板围岩控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(8): 50–59.
- NIU Tonghui. Study on surrounding rock control technology for weakened hard roof of stope by staged hydraulic fracturing[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(8): 50–59.
- [25] 石垚, 雷瀚, 杨新路, 等. 煤矿坚硬顶板灾害水力压裂防治技术监测及评估[J]. 煤炭工程, 2024, 56(2): 122–130.
- SHI Yao, LEI Han, YANG Xinlu, et al. Monitoring and evaluation of hydraulic fracturing prevention and control technology for hard roof disaster in coal mine[J]. Coal Engineering, 2024, 56(2): 122–130.
- [26] 庞立宁, 薛吉胜, 张震. 深埋厚顶板工作面采场应力演化规律及区域水力压裂卸压技术研究[J]. 煤炭工程, 2024, 56(11): 110–117.
- PANG Lining, XUE Jisheng, ZHANG Zhen. Stope stress evolution law of deep and thick roof working face and the regional hydraulic fracturing and pressure relief technology[J]. Coal Engineering, 2024, 56(11): 110–117.
- [27] 刘文静, 李刚, 梁少剑, 等. 特厚煤层坚硬顶板水力压裂控制技术研究[J]. 煤炭工程, 2021, 53(11): 67–72.
- LIU Wenjing, LI Gang, LIANG Shaojian, et al. Control technology of hard roof hydraulic fracturing in extra-thick coal seam[J]. Coal Engineering, 2021, 53(11): 67–72.
- [28] 于斌, 邵阳, 李勇, 等. 坚硬顶板复合爆破定向造缝技术及工程应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(1): 126–138.
- YU Bin, TAI Yang, LI Yong, et al. An innovative technology of directional roof slitting by composite blasting and an engineering application[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(1): 126–138.
- [29] 于斌, 刘长友, 刘锦荣. 大同矿区特厚煤层综放回采巷道强矿压显现机制及控制技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(9): 1863–1872.
- YU Bin, LIU Changyou, LIU Jinrong. Mechanism and control technology of pressure occurrence in roadway with extra thickness and mechanized caving coal seam in Datong mining area[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(9): 1863–1872.
- [30] 于斌, 杨敬轩, 高瑞. 大同矿区双系煤层开采远场协同控顶机理与技术[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(3): 486–493.
- YU Bin, YANG Jingxuan, GAO Rui. Mechanism and technology of roof collaborative controlling in the process of Jurassic and Carboniferous coal mining in Datong mining area[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(3): 486–493.
- [31] 贺峻, 刘红威, 刘小平, 等. 穿层大直径钻孔预抽煤巷条带瓦斯机理与应用研究[J/OL]. 煤炭科学技术, 1–12 [2024–10–18]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20241008.0900.002.html>.
- HE Jun, LIU Hongwei, LIU Xiaoping, et al. Study on mechanism and application of pre-drainage of strip gas in coal roadway by cross-layer cave-making borehole[J]. Coal Science and Technology, 1–12 [2024–10–18]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.td.20241008.0900.002.html>.
- [32] 陈建强, 胡延伟, 刘昆轮, 等. 急倾斜特厚煤层水平分段开采瓦斯预抽技术[J]. 科学技术与工程, 2020, 20(34): 14034–14038.
- CHEN Jianqiang, HU Yanwei, LIU Kunlun, et al. Gas pre-drainage technology for horizontal sectional mining in steep-dipping super-thick coal seam[J]. Science Technology and Engineering, 2020, 20(34): 14034–14038.