



浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区特征及其治理技术

汪北方 吕元昊 张晶

引用本文：

汪北方, 吕元昊, 张晶. 浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区特征及其治理技术[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(2): 41–52.
WANG Beifang, LYU Yuanhao, ZHANG Jing. Zone feature and control technology of overlying strata mining-induced fracture in shallow buried compound goaf[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(2): 41–52.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/est.2024-0715>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

浅埋煤层过沟开采覆岩破坏特征及裂隙演化规律研究

Study on overburden failure characteristics and fracture evolution law of shallow buried coal seam through trench mining
煤炭科学技术. 2021, 49(10): 185–192 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/d749e872-e15c-4dff-b196-aa45fb971793>

河下浅埋厚煤层采动覆岩裂隙涌水量时空演化的FDEM-CFD耦合分析

FDEM-CFD coupling analysis of spatiotemporal evolution of mining-induced overburden fracture–water inflow in shallow and thick coal seam under river
煤炭科学技术. 2024, 52(6): 176–184 <https://doi.org/10.12438/est.2023-1161>

富水沟谷区浅埋煤层导水裂隙演化特征

Evolution characteristics of water flowing fracture in shallow buried coal seam in water abundance gully valley area
煤炭科学技术. 2024, 52(4): 1–11 <https://doi.org/10.12438/est.2023-1985>

浅埋煤层群裂隙演化规律及组合承载结构载荷研究

Research on the fracture evolution law and combined bearing structure load of shallow buried coal seam group
煤炭科学技术. 2023, 51(9): 65–76 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-1108>

采动覆岩破断影响下裂隙诱发机制及三维空间特征

Mechanisms and three-dimensional spatial characteristics of fissures induced under the influence of fracture of mining overburden rocks
煤炭科学技术. 2025, 53(1): 107–121 <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0764>

黄土沟谷区浅埋煤层开采覆岩破坏与地表损伤特征研究

Study on overburden and surface damage characteristics of shallow-buried coal seam mining in loess gully area
煤炭科学技术. 2022, 50(5) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/e2e70fbd-d9b8-40b4-993b-4015877a7e95>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



移动扫码阅读

汪北方,吕元昊,张晶.浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区特征及其治理技术[J].煤炭科学技术,2025,53(2):41-52.

WANG Beifang, LYU Yuanhao, ZHANG Jing. Zone feature and control technology of overlying strata mining-induced fracture in shallow buried compound goaf[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(2): 41-52.

浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区特征及其治理技术

汪北方^{1,2,3},吕元昊²,张晶⁴

(1.辽宁工程技术大学鄂尔多斯研究院,内蒙古鄂尔多斯 017010;2.辽宁工程技术大学矿业学院,辽宁阜新 123000;3.煤炭开采水资源保护与利用全国重点实验室,北京 102299;4.辽宁工程技术大学理学院,辽宁阜新 123000)

摘要:神东矿区浅埋近距离煤层开采覆岩裂隙发育,漏风条件复杂,遗煤自燃隐患突出,严重制约矿井安全、高效生产。为此,采用相似试验和数值模拟划定浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区,运用分形几何理论量化分区裂隙,基于“关键层理论”分析裂隙分区诱因并针对性提出治理技术方案。结果表明:31114工作面开采覆岩裂隙循环张开、闭合,地表滞后工作面周期性产生倾向动态裂缝。浅埋复合采空区覆岩裂隙呈“M”状分布,划为垮落带不规则裂隙区I,裂隙带斜向破断裂隙区II、III和斜向离层裂隙区IV,地表边界内侧形成边缘裂缝。其中,裂隙区I空隙发育、分布复杂,裂隙网络分形维数最大为1.569,裂隙区II、III和IV分形维数依次为1.531、1.396和1.438。建立浅埋复合采空区覆岩关键岩块“砌体梁”结构力学模型及失稳判据,阐释覆岩基本顶关键层“砌体梁”结构回转失稳导致裂隙区II和III斜向破断裂隙张开,基本顶关键层和层间关键层“砌体梁”结构组合承载作用致使裂隙区IV斜向离层裂隙发育。提出浅埋复合采空区覆岩斜向裂隙和地表裂缝井上、下协同治理技术,增加工作面进、出上覆采空区和末采阶段推进速度至14 m/d,辅以裂隙区II、III和IV及边界地表回填风积沙、覆盖黄土。SF₆示踪技术测试表明浅埋复合采空区地表漏风量小,覆岩采动裂隙治理效果良好,为遗煤自然发火防治提供重要理论参考依据。

关键词:浅埋复合采空区;裂隙分区;分形几何理论;“砌体梁”结构;裂隙治理

中图分类号:TD325 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2025)02-0041-12

Zone feature and control technology of overlying strata mining-induced fracture in shallow buried compound goaf

WANG Beifang^{1,2,3}, LYU Yuanhao², ZHANG Jing⁴

(1. *Ordor Institute of Liaoning Technical University, Ordos 017010, China*; 2. *School of Mining, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China*; 3. *State Key Laboratory of Water Resource Protection and Utilization in Coal Mining, Beijing 102299, China*; 4. *School of Science, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China*)

Abstract: The overlying strata fracture caused by shallow and close coal seam mining is developed, and air leakage condition is complicated, which leads to prominent hidden danger of residual coal spontaneous combustion and seriously restricts the safe and efficient production of Lijiahao coal mine. Therefore, similar experiment and numerical simulation were used to delimit mining-induced fracture zone in overlying strata of shallow buried compound goaf, fractal geometry theory was utilized for quantifying the fracture in zone of overlying strata. Based on the key layer theory, the cause of the overlying strata fracture zone was revealed and targeted control technology plan was proposed. The results showed that, the overlying strata fracture circularly opened and closed during 31114 working face mining, while the surface periodically produced dip dynamic crack behind the working face. Ultimately, the fracture distribution in overlying strata of shallow buried compound goaf presented “M shaped”, which could be divided into irregular fracture zone I in caving zone, oblique breaking

收稿日期:2024-05-31 策划编辑:朱恩光 责任编辑:宫在芹 DOI:10.12438/cst.2024-0715

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52374092);煤炭开采水资源保护与利用全国重点实验室开放基金资助项目(WPUKFJJ2022-03);辽宁工程技术大学鄂尔多斯研究院校地科技合作培育资助项目(YJY-XD-2024-A-012)

作者简介:汪北方(1988—),男,黑龙江抚远人,教授,博士生导师。E-mail: wang_beifang@126.com

fracture zone II, III and oblique separation fracture zone IV in fracture zone and the edge crack was formed inside the goaf boundary. Among them, the void of fracture zone I intricately developed and disorderedly distributed, so the fractal dimension of the fracture network was the largest, 1.569. Then followed by fracture zone II, III and IV, 1.531, 1.396 and 1.438 respectively. The mechanical model and instability criterion about "voussoir beam" structure of broken key rock block in overlying strata of shallow buried compound goaf were built to explain that the rotation deformation and instability of the "voussoir beam" structure of key layer in main roof led to the oblique breaking fracture opening in fracture zone II and III, while the combination bearing effect of the "voussoir beam" structure of key layers in main roof and interlayer resulted in oblique separation fracture development in fracture zone IV. The surface-underground collaboration control technology of overlying strata oblique fracture and surface crack in shallow buried compound goaf was put forward. That was the advancing speed of the working face was increased to 14 m/d at the stage of entering and leaving the overlying goaf and final mining, combined with backfilling wind-deposited sand and covering loess to deal with surface crack of fracture zone II, III and IV. SF₆ tracer technique test proved that the surface air leakage was small and the control effect of overlying strata mining-induced fracture in shallow buried compound goaf was good, which provided an important theoretical basis for the prevention and control of residual coal spontaneous combustion.

Key words: shallow buried compound goaf; fracture zone; fractal geometry theory; "voussoir beam" structure; fracture control

0 引言

我国西部神府东胜矿区煤炭资源储量丰富,开采条件优越,煤层自燃倾向性多为易自燃、自燃,且煤层厚、埋藏浅、间距近^[1-2]。上覆煤层开采覆岩裂隙发育,下伏煤层开采覆岩结构活化、裂隙二次发育至地表,上下煤层采空区联通形成复合采空区,地表新鲜空气通过裂隙通道大量涌入,遗煤自燃危险性增大^[3-4]。由于覆岩漏风裂隙分布不均匀,层间风流紊乱,遗煤自燃隐患区域判定与识别困难,严重制约浅埋复合采空区火灾的有效防治^[5-7]。因此,亟需开展浅埋近距离煤层开采复合采空区覆岩裂隙分区特征及治理技术研究。

文虎等^[8]和吴群英等^[9]围绕覆岩采动裂隙分区开展了大量研究工作,发现下煤层开采覆岩裂隙主要集中在开切眼和终采线附近及裂隙带顶部,裂隙重复发育高度呈驼峰式分布,裂隙率峰值位于采空区边缘,并划分不同裂隙分带,但均未涉及裂隙量化研究。谢和平等^[10]指出岩体裂隙具有自相似性和分形特征,为其量化提供了一种新思路,李宏艳等^[11]和赵毅鑫等^[12]采用网络分形维数很好地描述了采动岩体裂隙分布规律。范钢伟等^[13]和胡永忠等^[14]讨论了覆岩采动裂隙分布影响因素,指出增加工作面推进速度,覆岩裂隙扩展时间短、闭合快,重复采动减小覆岩垂直应力促使裂隙二次发育,裂隙发育高度与顶板岩层下沉量间呈三次多项式关系,可都没有分析裂隙分区诱因。黄庆享等^[15]和范立民等^[16]提出了优化开采参数(采高、推进速度、支架工作阻力等)、革新开采工艺(综采、综放开采、分层开采等)、灌浆堵洞和裂隙自修复及人工填埋等覆岩采动裂隙治理关键技术措施,仍亟需建立高效的联合治理技

术体系。

综上,关于浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区、量化、诱因及治理的系统研究还较为鲜见。为此,笔者采用相似试验、数值模拟、理论分析和现场应用相结合的研究方法,选取神东矿区浅埋近距离煤层31114工作面为工程背景,划定浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分区,量化覆岩采动裂隙,揭示覆岩采动裂隙分区诱因,提出针对性治理技术方案,为遗煤自然发火防治提供重要理论参考依据。

1 浅埋近距离煤层开采覆岩裂隙分区特性

1.1 工作面概况

31114工作面采用单一倾斜长壁后退式全部垮落综合机械化开采方法,主采3-1煤层,厚度5.0~5.7 m,倾角0°~3°。工作面走向长度2 971 m,倾向长度300 m,埋藏深度110~265 m,上覆基岩层厚度90~210 m,松散层厚度10~50 m,如图1所示。工作面从开切眼向回撤巷方向236~1898 m区域上覆2-2中114工作面采空区,垂距28 m,错距20 m。2-2中114工作面采用单一倾斜长壁后退式全部垮落综合机械化开采2-2煤层,平均厚度3 m,倾角0°。工作面走向长度1 550 m,倾向长度300 m。邻近工作面开采经验表明,31114工作面开采覆岩裂隙将贯通上覆采空区形成复合采空区,裂隙交错、复杂,发育至地表。尤其进、出上覆采空区期间,地表出现大量塌陷型裂隙。地表新鲜空气通过覆岩裂隙通道持续涌入采空区,稳定、充足的氧气补给会加剧遗煤自燃危险性,严重制约矿井安全、高效生产。因此,十分有必要开展31114工作面开采覆岩裂隙分区特征研究,提出有效治理技术方案,为有效减少与控制浅埋复合采空区漏风提供重要参考依据。

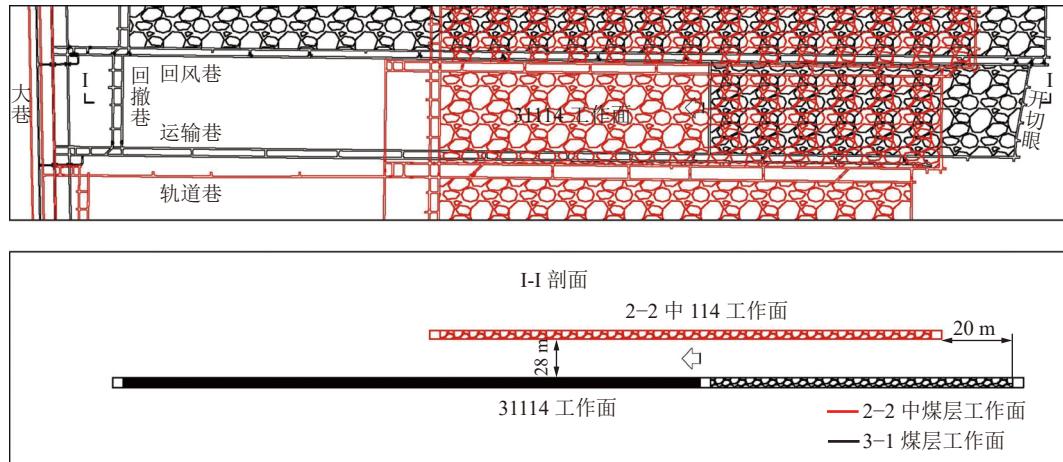


图 1 工作面布置示意
Fig.1 Working face layout

1.2 相似试验

1.2.1 模型制作

基于牛顿力学相似原理^[17], 设置模型几何相似常数 $\alpha_l=1:100$, 时间相似常数 $\alpha_t=1:10$, 容重相似常数 $\alpha_g=1:1.6$, 应力相似常数 $\alpha_s=1:160$ 。模型骨料选取河砂和云母, 胶结材料为石灰和石膏, 硼砂作为缓凝剂。根据辽宁工程技术大学完成的《煤岩物理力学参数测试报告》, 煤岩原型及模型材料物理力学参数见表 1。

据此, 依次分层铺装相似材料, 模型长×宽×高为 300 cm×30 cm×140 cm。根据钱鸣高院士提出的“关键层理论”, 判定 2-2 中煤层上覆 10 cm 厚粉砂岩层为基本顶关键层, 3-1 煤层上覆 5 cm 厚粉砂岩层为层间关键层。模型表面绘制水平横线和铅垂竖线, 横、竖线间距均为 10 cm, 两线交点设定非编码点。模型顶部水平横线设为测线 1, 铅垂向下至 3-1 煤层依次为测线 2—12, 如图 2 所示。

1.2.2 开采模拟

根据现场实际生产条件, 结合模型相似常数, 先模拟开采 2-2 中 114 工作面, 开切眼侧煤柱宽度 40 cm, 采高 3 cm, 每隔 40 min 开采 4 cm, 推进长度 120 cm。待 2-2 中 114 工作面采空区围岩趋于稳定, 再模拟开采 31114 工作面, 开切眼侧煤柱宽度 20 cm, 采高 5 cm, 每隔 40 min 开采 4 cm, 推进长度 260 cm。

1) 工作面开采覆岩运动特征。2-2 中 114 工作面推进 26 cm 时, 直接顶岩层初次垮落, 出现水平离层裂隙; 推进至 42 cm 时, 基本顶关键层初次破断、垮落, 关键岩块形成“非对称三铰拱”结构, 开切眼和工作面附近覆岩出现明显斜向离层裂隙; 工作面每推进约 14 cm, 基本顶关键层“悬臂梁”结构周期性破断、垮落, 关键岩块铰接成的“砌体梁”结构平衡

与失稳循环交替, 覆岩斜向离层裂隙重复张开、闭合, 并向上发展, 水平离层加剧。工作面开采完毕, 采空区覆岩垮落带高度 9 cm, 裂隙带高度 45 cm, 开切眼侧破断角 62°, 终采线侧破断角 60°。覆岩开切眼和终采线附近斜向离层裂隙及中上部水平离层裂隙发育并相互导通, 暂未贯通地表, 呈以煤层底板为边界半包围“梯形”, 如图 3a 所示。31114 工作面推进 18 cm 时, 直接顶岩层初次垮落, 产生水平离层裂隙; 推进 38 cm 时, 层间关键层初次破断、垮落, 关键岩块形成“非对称三铰拱”结构, 开切眼和工作面附近覆岩出现明显斜向离层裂隙; 工作面每推进约 12 cm, 层间关键层“悬臂梁”结构周期性破断、垮落, 矿压显现相对缓和, 形成小周期来压。层间关键层破断关键岩块铰接成的“砌体梁”结构平衡与失稳循环交替, 覆岩斜向离层裂隙张开又闭合, 逐渐向上发育, 水平离层加剧。工作面推进 75 cm 时(进上覆采空区 55 cm), 形成“采空区-工作面”结构, 一旦层间关键层周期破断、垮落, 上覆采空区岩体大面积沉降, 覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构活化失稳、同步垮落, 矿压显现强烈, 产生大周期来压, 工作面附近覆岩斜向离层裂隙及开切眼附近覆岩斜向破断裂隙均沿断裂线加速向上扩展, 上、下煤层采空区贯通形成复合采空区, 横、纵向裂隙交错发育、分布复杂, 如图 3b 所示。工作面持续推进期间, 当周期性破断的层间关键层与其上覆失稳的基本顶关键层破断关键岩块铰接结构同步垮落时, 产生大周期来压, 即工作面开采覆岩间隔发生大、小周期来压, 斜向离层裂隙和水平离层周期性张开、闭合, 并向上不断延伸。工作面推进 152 cm 时(出上覆采空区 12 cm), 再次形成“采空区-工作面”结构, 当层间关键层周期破断、垮落, 上覆采空区岩体大面积沉降,

表1 煤岩原型及模型材料物理力学参数
Table 1 Physical and mechanical parameter of protolith and model

煤岩层	原型			模型						
	抗压强度 σ_c/MPa	视密度 $\rho/(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	抗压强度 σ_c/MPa	视密度 $\rho/(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	厚度 d/cm	配比号	材料配比			
							砂胶质量比	胶结构(质量比)		
							石灰	石膏	水分	
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	4	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	14	455	4:1	0.5	0.5	1/9
3-1煤	22.0	2.72	0.14	1.7	5	737	7:1	0.3	0.7	1/9
泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	3	455	4:1	0.5	0.5	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	3	337	3:1	0.3	0.7	1/9
粉砂岩	51.2	2.88	0.32	1.8	5	337	3:1	0.3	0.7	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	2	337	3:1	0.3	0.7	1/9
泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	3	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
2-2中煤	22.0	2.72	0.14	1.7	3	737	7:1	0.3	0.7	1/9
泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	2	455	4:1	0.5	0.5	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	2	455	4:1	0.5	0.5	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	2	337	3:1	0.3	0.7	1/9
粉砂岩	51.2	2.88	0.32	1.8	10	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	3	455	4:1	0.5	0.5	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	5	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	3	337	3:1	0.3	0.7	1/9
粉砂岩	51.2	2.88	0.32	1.8	6	337	3:1	0.3	0.7	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	6	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
粉砂岩	51.2	2.88	0.32	1.8	8	337	3:1	0.3	0.7	1/9
细粒砂岩	44.8	2.88	0.28	1.8	7	337	3:1	0.3	0.7	1/9
砂质泥岩	25.6	2.72	0.16	1.7	4	455	4:1	0.5	0.5	1/9
黄黏土	2.5	1.83	0.02	1.14	20	773	7:1	0.7	0.3	1/9

覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构活化失稳、同步垮落,矿压显现强烈,产生大周期来压,斜向破断裂隙沿断裂线继续向上发育,如图3c所示。工作面实体煤下推进,覆岩大、小周期来压步距均较上覆采空区增大,但矿压显现较为缓和,覆岩斜向离层裂隙周期性张开、闭合,向上发展,开切眼和上覆采空区终采线附近覆岩整体垮落,斜向破断裂隙先后贯通地表。工作面推进170 cm时,基本顶关键层和层间关键层同时破断,覆岩整体垮落,形成大周期来压,裂隙再次贯通地表。地表裂缝与倾向近似平行,伴随工作面大周期来压,反复开裂、扩展、闭合。

工作面推进至终采线,覆岩基本顶关键层和层间关键层破断、垮落,关键岩块铰接成“砌体梁”结构,斜向离层裂隙发育。工作面开采完毕,复合采空区覆岩仅形成“两带”结构,即垮落带和裂隙带。其中,垮落带高度约15 cm,裂隙带高度约107 cm,开切眼侧破断角65°,终采线侧破断角57°。覆岩开切眼和上覆采空区终采线附近斜向破断裂隙及终采线附近斜向离层裂隙发育,近似以煤层底板为边界的半包围“M”状分布,地表不规则沉降,两侧出现塌陷型裂缝,如图3所示。

2)工作面开采覆岩裂隙演化规律。已有研究表

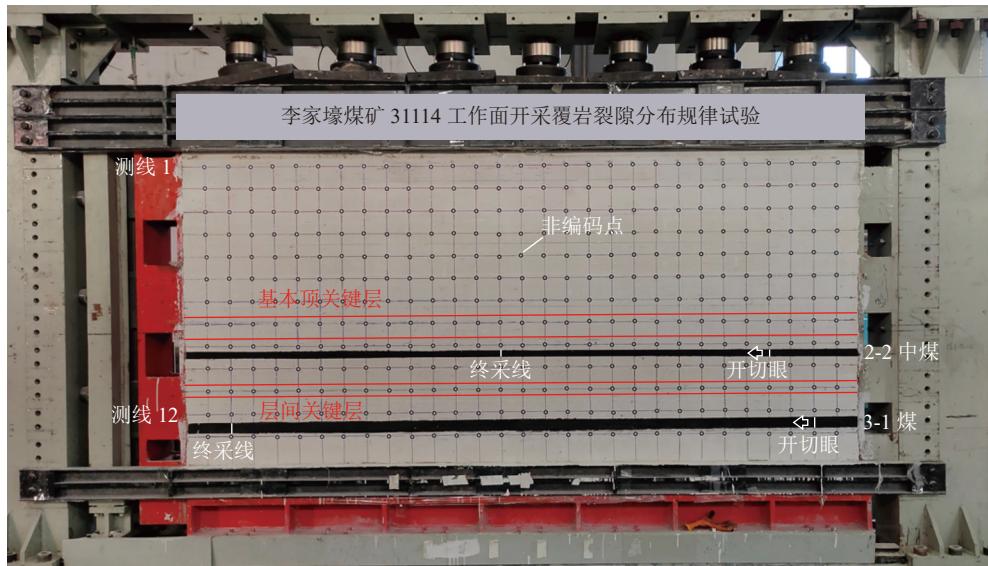


图 2 试验模型

Fig.2 Similar experimental model

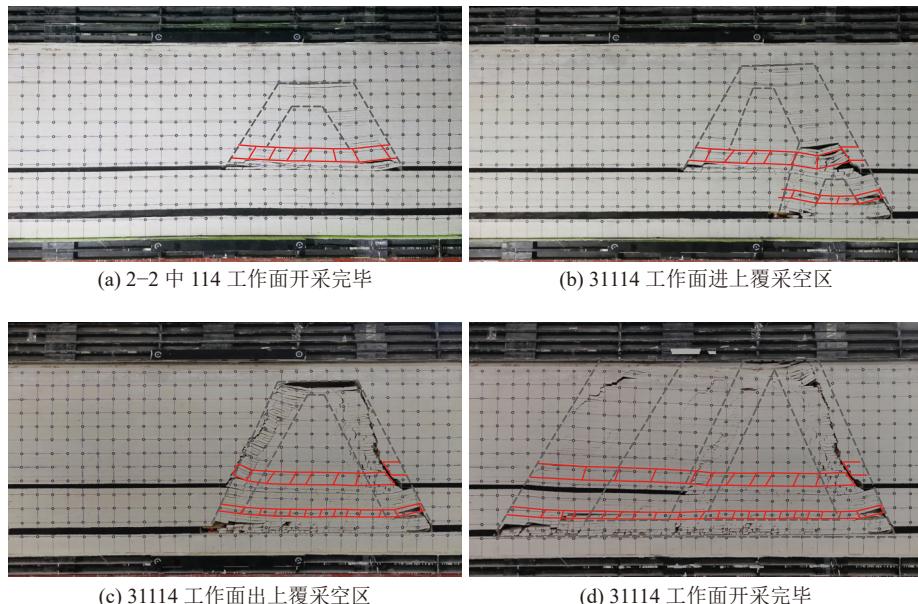


图 3 工作面开采覆岩运动特征

Fig.3 Movement feature of overlying strata during working face mining

明^[18], 岩体裂隙形态具有很好的自相似性, 运用分形几何理论可定量描述覆岩采动裂隙演化规律。考虑黑白两色二值图不仅能够直观反映覆岩裂隙分布形态, 而且还可以运用计算机识别和测量覆岩裂隙。运用 Photoshop 软件处理相似试验照片, 提取覆岩裂隙网络素描图(图 4), 导入 Matlab 软件中的 Fraclab 工具, 计算覆岩裂隙网络数字图像分形维数。即利用边长为 r 的正方形网格分割图像中的裂隙平面, 统计至少包含 1 个裂隙点的正方形网格数目, 记作 $N(r)$ 。逐渐缩小正方形网格边长 r , 重复上述步骤。根据式(1)计算 $N(r)$ 和 $1/r$ 双对数的比值^[10]。

$$D = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\lg N(r)}{\lg(1/r)} \quad (1)$$

式中: D 为分形维数; N 为正方形网格数目; r 为正方形网格边长, cm。

由式(1)计算 2-2 中 114 工作面和 31114 工作面开采覆岩裂隙网络分形维数均介于 1 和 2 之间, 且随工作面推进呈增大趋势, 表明覆岩采动裂隙形态越复杂, 张开度越大。其中, 2-2 中 114 工作面开采覆岩裂隙网络分形维数为 1.24~1.39, 来压期间数值大且波动剧烈。尤其工作面开切眼和终采线附近覆岩裂隙网络分形维数均达到 1.39, 斜向离层裂隙不规则发育、张开度大。工作面推进期间, 覆岩裂隙

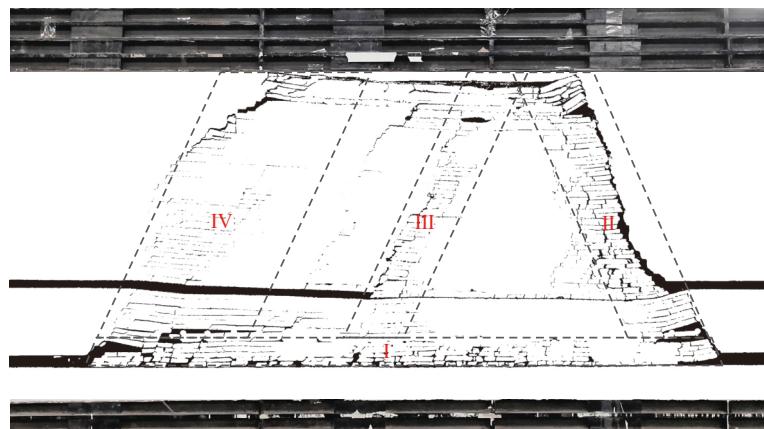


图4 复合采空区覆岩裂隙分区
Fig.4 Fracture zone in overlying strata

网络分形维数为1.27~1.38,变化显著,斜向离层裂隙反复张开、闭合。

31114工作面开采覆岩裂隙网络分形维数明显增加,为1.32~1.58,进、出上覆采空区及末采阶段数值大但波动缓和。工作面进上覆采空区55 cm,覆岩裂隙网络分形维数为1.52,斜向破断裂隙张开,裂隙发育、分支多。工作面采空区下推进,覆岩裂隙网络分形维数略有增加,斜向离层裂隙张开后闭合。工作面出上覆采空区12 cm,覆岩裂隙网络分形维数为1.56,斜向破断裂隙发育。工作面实体煤下推进,覆岩裂隙网络分形维数降至1.5,斜向破断裂隙被压缩。随后,覆岩裂隙网络分形维数增至1.58,斜向离层裂隙发育,如图5所示。

3)复合采空区覆岩裂隙分区及量化。31114工作面采空区与2-2中114工作面采空区联通形成复合采空区,垮落带煤岩体破碎,无规律堆积,存在大量空隙。覆岩应力作用下裂隙带中部采动裂隙基本闭合,为裂隙压实区。开切眼、终采线附近覆岩斜向裂隙发育,为裂隙分布区。根据裂隙分布形态将复合采空区覆岩划分为垮落带不规则裂隙区I,裂隙带斜向破断裂隙区II、III和斜向离层裂隙区IV,如图4所示。由式(1)计算复合采空区覆岩裂隙分区裂隙网络分形维数,分别为1.569、1.531、1.396、1.438。

鉴于煤层采出覆岩运动以垂向沉降为主,体积主要沿垂直方向碎胀变化。复合采空区覆岩碎胀系数可由岩体垂向碎胀系数近似代替,即工作面开采前后覆岩垂直方向上两相邻测线上非编码点间距离比^[19]。根据岩体空隙率与碎胀系数关系,采空区覆岩各测线间空隙率计算式为

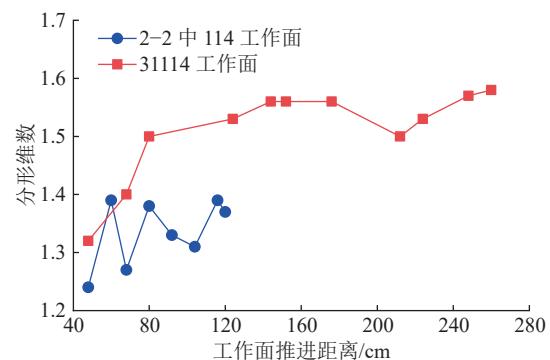


图5 采动覆岩裂隙分形维数变化曲线
Fig.5 Fractal dimension curve of overlying strata mining-induced fracture

$$n = 1 - \frac{1}{k} \approx 1 - \frac{1}{k_c} = 1 - \left(1 / \frac{h'_{n \sim n+1}}{h_{n \sim n+1}} \right) = 1 - \frac{h_{n \sim n+1}}{h'_{n \sim n+1}} \quad (2)$$

式中: n 为岩体空隙率; k 为岩体碎胀系数; k_c 为岩体垂向碎胀系数; $h'_{n \sim n+1}$ 为采动后覆岩垂向两相邻测线上非编码点间距离,cm; $h_{n \sim n+1}$ 为采动前覆岩垂向两相邻测线上非编码点间距离,cm。

根据式(2)计算复合采空区覆岩各相邻测线间空隙率变化曲线近似呈“W”状,并随覆岩高度增加,相邻测线间空隙率减小。裂隙区II、III和IV覆岩相邻测线间空隙率均较大。其中,裂隙区II最大空隙率为0.421,裂隙区III最大空隙率为0.125,裂隙区IV最大空隙率为0.17。裂隙区II和IV最大空隙率分布与破断线方向完全一致,如图6所示。裂隙区I覆岩相邻测线间空隙率上覆实体煤区域波动明显,上覆采空区区域变化缓和,且上覆实体煤区域大于上覆采空区区域,最大空隙率为0.303,很好地验证了复合采空区覆岩裂隙分区及量化的合理性。

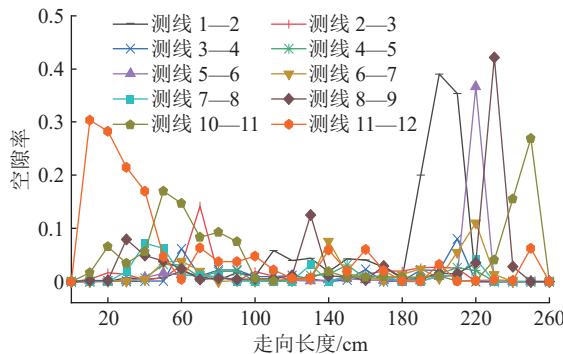


图 6 覆岩相邻测线间空隙率变化曲线

Fig.6 Voids curve between adjacent measuring lines

1.3 数值模拟

为验证相似试验结果,运用离散元数值模拟软件 UDEC(Universal Distinct Element Code)进一步分析浅埋复合采空区覆岩采动裂隙分布规律。数值模型煤岩物理力学参数见表 1,选用摩尔-库仑弹塑性本构模型,模型四周和底面边界条件施加位移约束,顶面为自由面。

2-2 中 114 工作面开采完毕,覆岩破断、离层裂隙发育,纵向裂隙并未贯通地表。随着 31114 工作面开采,覆岩采动裂隙不断扩展,联通上覆采空区并延伸至地表。直至工作面开采完毕,浅埋复合采空区垮落带不规则裂隙与裂隙带开切眼和上覆采空区终采线附近斜向破断裂隙及终采线附近斜向离层裂隙集中分布,与相似试验结果较为一致,如图 7 所示。

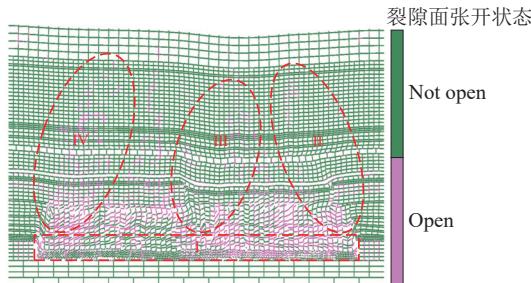


图 7 覆岩裂隙分布规律

Fig.7 Overlying strata fracture distribution law

上、下煤层工作面开采覆岩重复经历“变形—破断—运移”过程,其中,31114 工作面开采完毕覆岩破坏分布特征如图 8 所示。上覆采空区区域,工作面等效开采厚度增加,覆岩沉降变形空间增大,发生拉-剪破坏。上覆实体煤区域,层间岩层垮落,发生拉-剪破坏;实体煤上覆岩层整体破断、运移,存在大范围剪破坏。由此可见,浅埋复合采空区覆岩破坏分布具有显著的区域性。

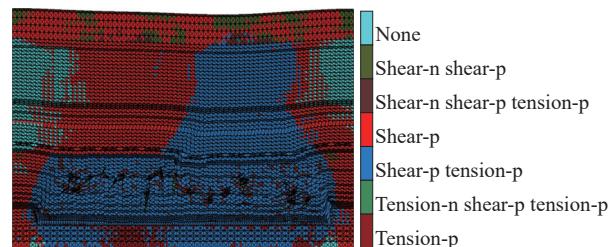


图 8 覆岩破坏分布特征

Fig.8 Overlying strata failure distribution characteristics

2 浅埋复合采空区覆岩裂隙分区诱因

2.1 采场覆岩结构力学模型

采场覆岩裂隙分区特征与岩层结构特征密切相关,31114 工作面开采覆岩层间关键层和基本顶关键层破断岩块铰接结构力学模型如图 9 所示。

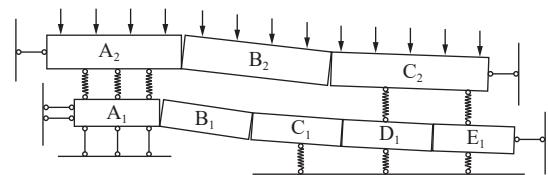


图 9 覆岩结构力学模型

Fig.9 Mechanical model of overlying strata structure

关键层破断关键岩块 A_i 、 B_i 和 C_i 在水平推力作用下相互铰接成“砌体梁”结构,即外表是“梁”实则为“三铰拱”的承载结构^[20]。随工作面推进,关键岩块 A_i 垮落,“砌体梁”结构失稳,关键岩块 B_i 和 C_i 回转至近水平,块体间剪切力趋于 0,铰接转化为水平连杆联结。关键层破断关键岩块“砌体梁”结构为静定结构,关键岩块 A_i 、 B_i 和 C_i 的平衡状态直接决定着整组铰接结构的稳定性,其他破断岩块由于垫层支撑仅起辅助作用。因此,关键层破断关键岩块“砌体梁”结构形态与受力状态如图 10 所示。

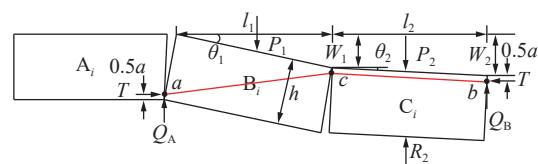


图 10 “砌体梁”结构受力示意

Fig.10 “Voussoir beam” structure stress layout

针对关键岩块 A_i 、 B_i 和 C_i 构成的“砌体梁”结构力学模型,取 $\sum M_{A_i} = 0$ 、 $\sum M_{C_i} = 0$ 和 $\sum F_y = 0$ 。则

$$T = \frac{l(P_1 + P_2 - R_2)}{2(h + W_2 - 2W_1 - a)} \quad (3)$$

$$Q_A = P_1 - \frac{1}{2} \left[\frac{(W_2 - W_1)(P_1 + P_2 - R_2)}{h + W_2 - 2W_1 - a} + P_2 - R_2 \right] \quad (4)$$

$$Q_B = \frac{1}{2} \left[\frac{(W_2 - W_1)(P_1 + P_2 - R_2)}{h + W_2 - 2W_1 - a} + P_2 - R_2 \right] \quad (5)$$

根据已有研究^[21]可知, $W_1 = l \sin \theta_1$, $\theta_2 = \frac{1}{4} \theta_1$, 由于回转角 θ_1 和 θ_2 均较小, 可近似得 $\sin \theta_2 = \frac{1}{4} \sin \theta_1$, 则: $W_2 = l(\sin \theta_1 + \sin \theta_2) = \frac{5}{4} W_1$, $a = \frac{1}{2} (h - l \sin \theta_1) = \frac{1}{2} (h - W_1)$ 。由“砌体梁”结构受力分析得, 关键岩块 C_i 承受载荷 P_2 与支撑反力 R_2 近似相等。因此, 式(3)、式(4)和式(5)可变换为

$$T = \frac{2lP_1}{2h - W_1} \quad (6)$$

$$Q_A = \frac{(4h - 3W_1)P_1}{4h - 2W_1} \quad (7)$$

$$Q_B = \frac{W_1 P_1}{4h - 2W_1} \quad (8)$$

式中: T 为水平推力, N; Q_A 为关键岩块 A_i 接触铰上剪力, N; Q_B 为关键岩块 B_i 接触铰上剪力, N; l 为关键岩块平均长度, 由于岩层周期性破断条件基本一致, 设 $l = l_1 = l_2$, l_1 关键岩块 B_i 长度, l_2 关键岩块 C_i 长度, m; θ_1 为关键岩块 A_i 回转角, rad; θ_2 为关键岩块 B_i 回转角, rad; P_1 为关键岩块 B_i 承受载荷, N; P_2 为关键岩块 C_i 承受载荷, N; R_2 为关键岩块 C_i 支撑反力, N; h 为关键岩块平均厚度, m; W_1 为关键岩块 B_i 下沉量, m; W_2 为关键岩块 C_i 下沉量, m; a 为关键岩块接触面距离, m。

1) 剪切滑落失稳。根据关键岩块“砌体梁”结构力学模型, 当咬合点 a 剪切力 Q_A 超过该点摩擦约束力时, 结构进入滑落失稳状态^[20], 即

$$T \tan \varphi \geq Q_A \quad (9)$$

式中: φ 为关键岩块间的内摩擦角, (°); $\tan \varphi$ 一般取 0.3。

将式(6)和式(7)代入式(9)得

$$W_1 \geq \frac{4}{3}h - \frac{2}{5}l \quad (10)$$

关键岩块 B_i 的下沉量 $W_1 = M - (k-1)\sum h$, 则由式(10)可得

$$M - (k-1)\sum h \geq \frac{4}{3}h - \frac{2}{5}l \quad (11)$$

式中: M 为煤层开采厚度, m; k 为垮落带岩层碎胀系数; $\sum h$ 为直接顶岩层厚度, m。

由式(11)可以看出, 关键岩块“砌体梁”结构发生剪切滑落失稳的主要影响因素为关键岩块 B_i 块度、煤层开采厚度、直接顶岩层厚度和碎胀系数。

2) 回转失稳。随着关键岩块回转, 咬合点 a 水平推力 T 增大, 当咬合接触面上平均挤压应力

T/a 大于端角处临界强度, 铰接部位岩体破碎, 结构发生回转失稳^[20], 即

$$\frac{T}{a} \geq \eta \sigma_c \quad (12)$$

式中: η 为挤压系数, 可取 0.3~0.5; σ_c 为关键岩块抗压强度, MPa。

将式(6)代入式(12)得

$$W_1 \leq \frac{3h - \sqrt{\frac{16P_1l}{\eta\sigma_c} + h^2}}{2} \quad (13)$$

同理, 可得

$$M - (k-1)\sum h \leq \frac{3h - \sqrt{\frac{16P_1l}{\eta\sigma_c} + h^2}}{2} \quad (14)$$

由式(14)可以看出, 关键岩块“砌体梁”结构发生回转失稳的主要影响因素为关键岩块 B_i 块度、下沉量、抗压强度、承受载荷、煤层开采厚度、直接顶岩层厚度和碎胀系数。

2.2 覆岩采动裂隙分区诱因

1) 关键岩块“砌体梁”结构失稳判别。根据现场工程地质条件, 2-2 中煤层开采厚度 3 m, 直接顶岩层厚度 6 m, 基本顶关键层破断关键岩块平均厚度 10 m、长度 14 m、承受载荷 1.8 MPa、挤压系数取 0.3、抗压强度 51.2 MPa。基于课题组已取得的研究成果^[22-23], 崩落带岩层开采碎胀系数取 1.3, 复采碎胀系数取 1.25; 3-1 煤层开采厚度 5 m, 直接顶岩层厚度 10 m, 层间关键层破断关键岩块平均厚度 5 m、长度 12 m、承受载荷 2.7 MPa、挤压系数取 0.3、抗压强度 51.2 MPa。同理, 崩落带岩层碎胀系数取 1.3。分别将有关参数代入式(11)和式(14), 计算 2-2 中煤层开采基本顶关键层破断关键岩块下沉量为 1.2 m, 式(11)不满足而式(14)成立, 2-2 中 114 工作面开采覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构发生回转失稳。3-1 煤层开采层间关键层破断关键岩块下沉量为 2 m, 式(11)和式(14)均成立, 31114 工作面开采覆岩层间关键层破断关键岩块“砌体梁”结构发生剪切滑落失稳或回转失稳; 重复采动影响下伏岩基本顶关键层破断关键岩块下沉量为 1.5 m, 叠加下沉量达 3.5 m, 式(11)不满足而式(14)成立, 31114 工作面开采覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构发生回转失稳。

2) 2-2 中 114 工作面开采。为了便于理解, 以下采用原型尺寸进行论述。2-2 中 114 工作面推进 42 m, 覆岩基本顶关键层初次破断、崩落, 在关键岩块 A_2 、 B_2 和 C_2 构成的“砌体梁”结构承载作用下开

切眼附近覆岩斜向离层裂隙张开。工作面推进 56 m, 关键岩块 A₂、B₂ 和 C₂ 构成的“砌体梁”结构回转变形失稳, 覆岩垮落、斜向离层裂隙闭合。工作面每推进 14 m 左右, 覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构平衡与失稳循环交替, 斜向离层裂隙重复张开、闭合。工作面推进至终采线, 在覆岩基本顶关键层破断关键岩块“砌体梁”结构承载作用下斜向离

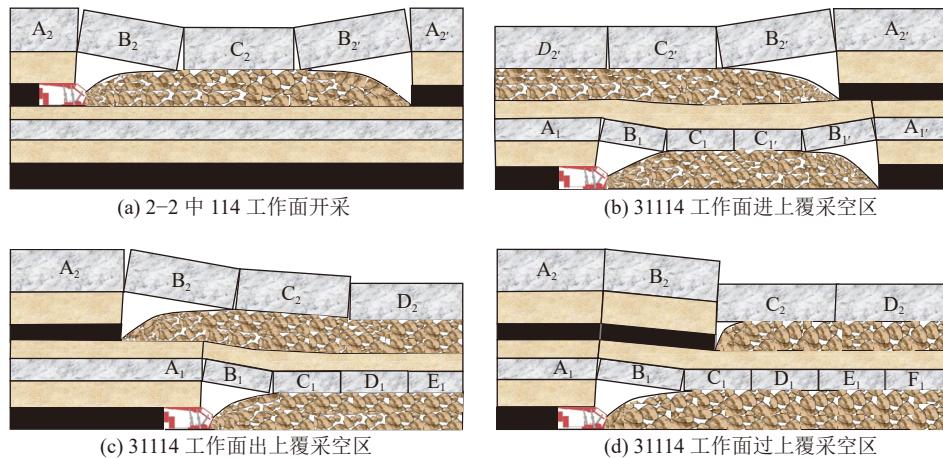
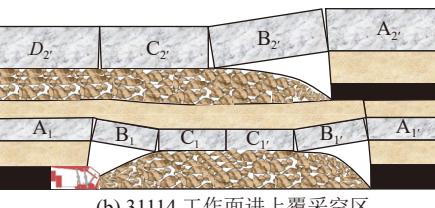


图 11 工作面开采覆岩结构演变过程

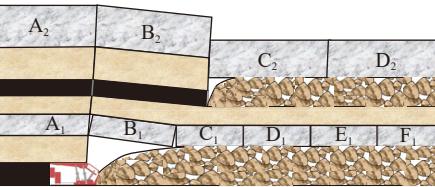
Fig.11 Evolution process of overlying strata structure during mining

3) 31114 工作面开采。31114 工作面进上覆采空区 55 m, 等效开采厚度增大, 覆岩层间关键层破断关键岩块 A₁ 垮落, “砌体梁”结构剪切滑落失稳或回转变形失稳, 关键岩块 B₁ 滑落或回转沉降, 上覆基本顶关键层破断关键岩块 B₂ 和 C₂ 随之下沉显著。由基本顶关键层破断关键岩块 A₂、B₂ 和 C₂ 构成的“砌体梁”结构发生回转变形失稳, 覆岩整体垮落, 开切眼附近覆岩斜向破断裂隙张开, 上、下煤层采空区联通, 裂隙发育、分支多, 形成裂隙区Ⅱ, 如图 11b 所示。工作面采空区下推进, 等效开采厚度不变, 覆岩关键层破断关键岩块“砌体梁”结构周期性同步失稳、垮落, 斜向离层裂隙反复张开、闭合。工作面出上覆采空区 12 m, 覆岩层间关键层破断关键岩块 A₁、B₁、C₁ 组成的“砌体梁”结构剪切滑落失稳或回转变形失稳, 上覆基本顶关键层破断关键岩块 A₂、B₂ 和 C₂ 构成的“砌体梁”结构同步发生回转变形失稳, 上覆采空区终采线附近覆岩斜向破断裂隙发育, 形成裂隙区Ⅲ, 如图 11c 所示。工作面出上覆采空区 30 m, 等效开采厚度减小, 覆岩层间关键层破断关键岩块 A₁、B₁、C₁ 组成的“砌体梁”结构剪切滑落失稳或回转变形失稳, 关键岩块 B₁ 滑落或回转沉降, 上覆基本顶关键层破断关键岩块 B₂ 随之下沉, 与关键岩块 C₂ 相互挤压, 压缩裂隙区Ⅲ斜向破断裂隙, 如图 11d 所示。

层裂隙发育, 如图 11a 所示。工作面开采完毕, 采空区覆岩基本顶关键层破断关键岩块铰接结构受力趋于平衡, 开切眼和终采线附近覆岩关键岩块构成“砌体梁”结构, 中部区域关键岩块回转构成水平连杆结构。采空区覆岩呈拱状垮落, 中下部采动裂隙被不同程度压实, 中上部水平离层与两侧斜向离层裂隙联通。



(a) 2-2 中 114 工作面开采



(b) 31114 工作面进上覆采空区

(c) 31114 工作面出上覆采空区

(d) 31114 工作面过上覆采空区

所示。

工作面推进至终采线, 覆岩关键层破断关键岩块“砌体梁”结构组合承载作用, 斜向离层裂隙发育, 形成裂隙区Ⅳ。工作面开采完毕, 浅埋复合采空区裂隙区Ⅰ岩体不均匀破碎、杂乱堆积, 上覆实体煤区域空隙大且不规则; 裂隙区Ⅱ空隙沿破断线方向分布, 斜向破断裂隙通达地表; 裂隙区Ⅲ斜向破断裂隙被压缩、空隙小; 裂隙区Ⅳ斜向离层裂隙发育、空隙大。

3 浅埋复合采空区覆岩裂隙治理技术

浅埋复合采空区覆岩垮落带不规则裂隙区与裂隙带斜向破断裂隙区和斜向离层裂隙区联通并贯穿地表。地表新鲜空气在大气压差作用下可通过地表裂隙经由覆岩裂隙带斜向破断裂隙和斜向离层裂隙涌入垮落带, 大大增加了遗煤自燃隐患。因此, 亟需采取有效技术方案治理浅埋复合采空区覆岩漏风裂隙通道。

3.1 覆岩裂隙治理技术

华测 X93(1+1)GPS 测量仪观测 31114 工作面开采地表裂隙分布形态, 如图 12 所示。根据地表裂隙与工作面相对位置关系, 可将其分为动态裂隙和边缘裂隙。动态裂隙为滞后工作面周期性产生大体

平行倾向分布的临时性塌陷型裂缝;边缘裂缝为位于工作面边界内侧基本呈“O”形分布的永久性塌陷型裂缝。工作面开采完毕覆岩趋于稳定,地表形成四周倾斜中间扁平的沉陷盆地,盆地周围赋存边缘裂隙,内部依然存在进、出上覆采空区阶段产生的动态裂隙。为此,基于浅埋复合采空区覆岩裂隙分区及其诱因,充分考虑地表裂缝分布形态,针对性地提出31114工作面复合采空区覆岩采动裂隙井上、下协同治理技术。

1)井下治理方法。工作面进、出上覆采空区和未采阶段,可以采取加快工作面推进速度方法,单位时间内覆岩矿山压力转移不充分,垮落岩体碎胀系数较大,且层间关键层暴露长度增加,很好地支撑上覆岩层,基本顶关键层破断关键岩块B₂和C₂回转空

间受限,有利于关键岩块“砌体梁”结构稳定,无法产生覆岩斜向破断裂隙,同时能够缩短地表动态裂隙张开时间。当然,也可以采取降低采高或充填开采方法,减小覆岩基本顶关键层破断关键岩块B₂和C₂下沉量,防止关键岩块“砌体梁”结构回转变形失稳,避免形成覆岩斜向破断裂隙和地表动态裂隙。

2)地表治理方法。浅埋复合采空区覆岩裂隙区Ⅱ、Ⅲ斜向破断裂隙和裂隙区Ⅳ斜向离层裂隙发育至地表,动态裂隙张开,加之边缘裂隙发育,可以采取回填、覆盖和注浆封堵方法。地表裂隙张开度小,人工回填风积沙并压实;张开度大,大型机械回填并夯实;发育复杂,机械回填后黄土覆盖,针对覆岩裂隙或离层空间集中区域可进行注浆封堵,阻断地表空气漏风通道。

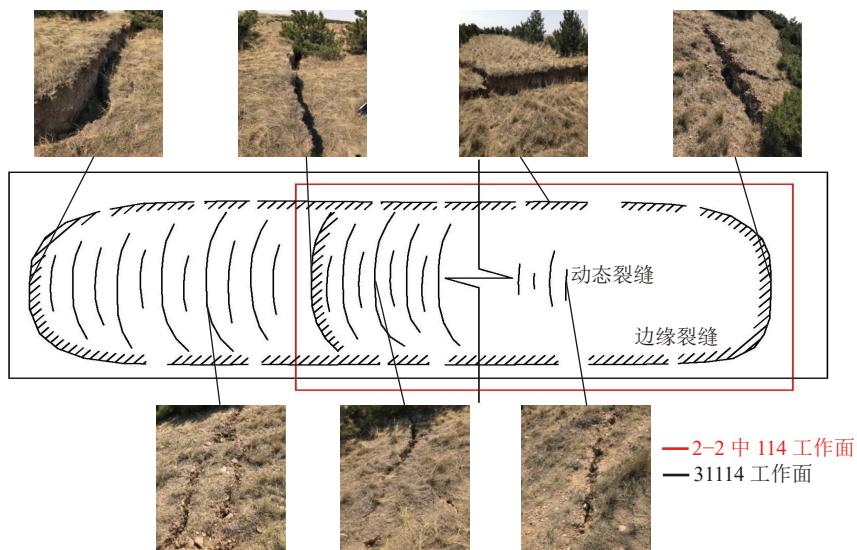


图 12 地表裂缝分布形态示意
Fig.12 Surface crack distribution layout

3.2 现场应用

现场采取井下局部增加工作面推进速度方法辅以地表区域回填、覆盖方法,井上、下协同治理31114工作面复合采空区覆岩采动裂隙。井下增加工作面进、出上覆采空区和未采阶段推进速度,考虑矿井现有生产条件,工作面允许最大推进速度为14 m/d,故将工作面推进速度由8 m/d增至14 m/d,治理覆岩斜向裂隙和地表动态裂隙。同时,配合复合采空区裂隙区Ⅱ、Ⅲ和Ⅳ及边界地表回填风积沙、覆盖黄土,治理覆岩斜向裂隙和地表裂隙。为了检验覆岩采动裂隙治理效果,采用SF₆示踪技术测试31114工作面复合采空区漏风量。SF₆示踪气体释放点R设在主运平巷超前工作面175 m处,进风流检测点S₁设在主运平巷超前工作面40 m处,回风流检

测点S₂设在回风平巷超前工作面40 m处,具体布置如图13所示。

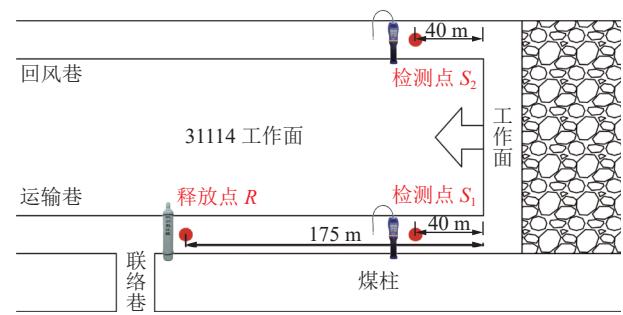


图 13 采空区漏风测试示意
Fig.13 Air leakage test layout

指派1名工作人员于特定时间在释放点R以3.75 mL/h(62.5×10^{-9} m³/min)速率稳态释放SF₆示踪

气体, 同时, 安排2名工作人员分别在检测点 S_1 和 S_2 手持TIF XP-1A型便携式 SF_6 卤素气体检漏仪实时、连续检测风流中的 SF_6 气体。各检测点初次检测到 SF_6 气体后待风流稳定, 每隔10 min采集气样1次, 共采样3次, 并及时送至地面试验室进行分析, 结果如表2所示。测得各检测点采集气样中 SF_6 示踪气体浓度相对误差均低于5%, 完全符合测试要求。

表2 气样中 SF_6 示踪气体浓度
Table 2 SF_6 concentration in gas sample

检测点	采样次序	体积分数/ 10^{-6}	平均值/ 10^{-6}
S_1	1	2.124	
	2	2.202	2.155
	3	2.139	
S_2	1	1.536	
	2	1.541	1.537
	3	1.536	

浅埋复合采空区漏风量计算式为

$$\Delta Q = \frac{q(c_2 - c_1)}{c_2 c_1} \quad (15)$$

式中: ΔQ 为漏风点漏风量, m^3/min ; q 为示踪气体释放速率, m^3/min ; c_1 为回风流 SF_6 示踪气体体积分数, 10^{-6} ; c_2 为进风流 SF_6 示踪气体体积分数, 10^{-6} 。

根据式(15)计算复合采空区漏风量仅为 $11.6 m^3/min$, 整体密封性良好。表明覆岩采动裂隙井上、下协同治理技术应用效果良好, 为浅埋复合采空区遗煤自然发火防治提供重要的理论参考依据。

4 结 论

1)运用分形几何理论, 计算2-2中114工作面开采覆岩裂隙网络分形维数为 $1.24 \sim 1.39$, 采空区覆岩裂隙较为发育, 类似“梯形”分布; 31114工作面开采覆岩裂隙网络分形维数为 $1.32 \sim 1.58$, 裂隙重复张开、闭合, 进、出上覆采空区及末采阶段裂隙发育复杂、分支多, 浅埋复合采空区覆岩裂隙大体呈“M”状分布。

2)根据31114工作面复合采空区覆岩裂隙分布形态, 分为裂隙区I、II、III和IV, 各裂隙区裂隙网络分形维数分别为1.569、1.531、1.396和1.438, 最大空隙率依次为0.303、0.421、0.125和0.17, 表明裂隙区II裂隙发育且不规则分布。

3)基于“关键层理论”, 建立31114工作面复合采空区覆岩关键岩块“砌体梁”结构力学模型, 判别

各组铰接结构失稳类型, 揭示浅埋复合采空区覆岩裂隙分区的主要诱因为关键层破断关键岩块“砌体梁”结构承载作用和回转变形失稳。

4)31114工作面复合采空区地表滞后工作面周期性产生倾向动态裂缝, 边界内侧分布边缘裂缝。通过增加工作面进、出上覆采空区和末采阶段推进速度至 $14 m/d$, 辅以裂隙区II、III和IV及边界地表回填风积沙、覆盖黄土治理覆岩采动裂隙, 效果良好。

参考文献(References):

- [1] 史全林. 防治煤炭自燃的胶体泡沫理论及特性研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.
SHI Quanlin. Study on the theory and properties of colloidal foam for controlling and preventing coal spontaneous combustion[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [2] 张福成. 浅埋易自燃煤层防灭火关键技术[J]. 煤矿安全, 2011, 42(2): 35-38.
ZHANG Fucheng. The key technology of fire prevention and extinguishing in shallow buried coal seam prone to spontaneous combustion[J]. Safety in Coal Mines, 2011, 42(2): 35-38.
- [3] LIANG Y T, ZHANG J, REN T, et al. Application of ventilation simulation to spontaneous combustion control in underground coal mine: A case study from Bulianta colliery[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2018, 28(2): 231-242.
- [4] ZHUO H, QIN B T, SHI Q L, et al. Development law of air leakage fractures in shallow coal seams: A case study in the Shendong Coalfield of China[J]. Environmental Earth Sciences, 2018, 77(23): 772.
- [5] LI J W, LIU C Y. Spatio-temporal distribution and gas conductivity of overburden fissures in the mining of shallow thick coal seams[J]. European Journal of Environmental and Civil Engineering, 2019, 23(8): 1019-1033.
- [6] QIN B T, WANG H T, YANG J Z, et al. Large-area goaf fires: A numerical method for locating high-temperature zones and assessing the effect of liquid nitrogen fire control[J]. Environmental Earth Sciences, 2016, 75(21): 1396.
- [7] ZHANG J, AN J Y, WEN Z H, et al. Numerical investigation of coal self-heating in longwall goaf considering airflow leakage from mining induced crack[J]. Process Safety and Environmental Protection, 2020, 134: 353-370.
- [8] 文虎, 于志金, 翟小伟, 等. 叠加开采下浅埋煤层裂隙演化与连通特征[J]. 煤矿安全, 2015, 46(12): 46-49, 53.
WEN Hu, YU Zhijin, ZHAI Xiaowei, et al. Crack development and interconnected characteristics of closely spaced shallow coal seams under overlapping mining[J]. Safety in Coal Mines, 2015, 46(12): 46-49, 53.
- [9] 吴群英, 郭重威, 翟鸿良, 等. 重复采动覆岩裂隙率空间分布相似模拟研究: 以陕北矿区为例[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(1): 105-111.
WU Qunying, GUO Zhongwei, ZHAI Hongliang, et al. Physical simulation on spatial distribution of void fraction in overburden

- due to repeated mining in North Shaanxi Mining Area[J]. *Coal Science and Technology*, 2022, 50(1): 105–111.
- [10] 谢和平, 于广明, 杨伦, 等. 采动岩体分形裂隙网络研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 1999, 18(2): 147–151.
- XIE Heping, YU Guangming, YANG Lun, et al. Research on the fractal effects of crack network in overburden rock stratum[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 1999, 18(2): 147–151.
- [11] 李宏艳, 王维华, 齐庆新, 等. 基于分形理论的采动裂隙时空演化规律研究[J]. *煤炭学报*, 2014, 39(6): 1023–1030.
- LI Hongyan, WANG Weihua, QI Qingxin, et al. Study on fissure development rule of overlying strata influenced by mining based on fractal theory[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(6): 1023–1030.
- [12] 赵毅鑫, 令春伟, 刘斌, 等. 浅埋超大采高工作面覆岩裂隙演化及能量耗散规律研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2021, 38(1): 9–18, 30.
- ZHAO Yixin, LING Chunwei, LIU Bin, et al. Fracture evolution and energy dissipation of overlying strata in shallow-buried underground mining with ultra-high working face[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2021, 38(1): 9–18, 30.
- [13] 范钢伟, 张东升, 马立强. 神东矿区浅埋煤层开采覆岩移动与裂隙分布特征[J]. *中国矿业大学学报*, 2011, 40(2): 196–201.
- FAN Gangwei, ZHANG Dongsheng, MA Liqiang. Overburden movement and fracture distribution induced by longwall mining of the shallow coal seam in the Shendong coalfield[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2011, 40(2): 196–201.
- [14] 胡永忠, 刘长郊, 刘长友, 等. 煤层群混合开采采动裂隙发育规律研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2015, 32(3): 396–400.
- HU Yongzhong, LIU Changqie, LIU Changyou, et al. Development regularity of mining-induced fractures in mixed mining of coal seam group[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(3): 396–400.
- [15] 黄庆享. 浅埋煤层长壁开采岩层控制[M]. 北京: 科学出版社, 2018.
- LIU Qingxiang. *Shallow-buried coal seam longwall mining roadway control*[M]. Beijing: Science Press, 2018.
- [16] 范立民, 马雄德, 李永红, 等. 西部高强度采煤区矿山地质灾害现状与防控技术[J]. *煤炭学报*, 2017, 42(2): 276–285.
- FAN Limin, MA Xiongde, LI Yonghong, et al. Geological disasters and control technology in high intensity mining area of western China[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(2): 276–285.
- [17] 姚邦华, 周海峰, 陈龙. 重复采动下覆岩裂隙发育规律模拟研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2010, 27(3): 443–446.
- YAO Banghua, ZHOU Haifeng, CHEN Long. Numerical simulation about fracture development in overlying rocks under repeated mining[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2010, 27(3): 443–446.
- [18] 栗东平, 周宏伟, 薛东杰, 等. 煤岩体采动裂隙网络的逾渗与分形特征关系研究[J]. *岩土力学*, 2015, 36(4): 1135–1140.
- LI Dongping, ZHOU Hongwei, XUE Dongjie, et al. Relationship between percolation and fractal properties of mining-induced crack network in coal and rock masses[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2015, 36(4): 1135–1140.
- [19] 潘瑞凯, 曹树刚, 李勇, 等. 浅埋近距离双厚煤层开采覆岩裂隙发育规律[J]. *煤炭学报*, 2018, 43(8): 2261–2268.
- PAN Rukai, CAO Shugang, LI Yong, et al. Development of overburden fractures for shallow double thick seams mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2018, 43(8): 2261–2268.
- [20] 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.
- QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. *Mineral pressure and rock stratum control*[M]. 2版. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2010.
- [21] 张桐桐. 浅埋煤层群下位薄煤层开采覆岩运动规律及矿压控制技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2022.
- ZHANG Tongtong. *Research on movement law of overlying rock and mine pressure control technology in lower thin coal seam mining of shallow coal seam group*[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2022.
- [22] 梁冰, 汪北方, 姜利国, 等. 浅埋采空区垮落岩体碎胀特性研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2016, 45(3): 475–482.
- LIANG Bing, WANG Beifang, JIANG Liguo, et al. Broken expand properties of caving rock in shallow buried goaf[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2016, 45(3): 475–482.
- [23] 汪北方, 梁冰, 王俊光, 等. 煤矿地下水水库岩体碎胀特性试验研究[J]. *岩土力学*, 2018, 39(11): 4086–4092, 4101.
- WANG Beifang, LIANG Bing, WANG Jungsang, et al. Experiment study on rock bulking of coal mine underground reservoir[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2018, 39(11): 4086–4092, 4101.