

DOI: 10.16285/j.rsm.2022.1042

浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构分析及应用

汪北方^{1,2}, 蒋嘉祺¹, 刘学生², 梁 冰³, 张 晶⁴

(1. 辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000; 2. 山东科技大学 山东省矿山灾害预防控制重点实验室, 山东 青岛 266590;
3. 辽宁工程技术大学 力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000; 4. 辽宁工程技术大学 理学院, 辽宁 阜新 123000)

摘 要: 浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩破断失稳诱发的强压显现问题日益凸显, 已对矿井安全及高效生产带来严重威胁。为此, 以神东矿区 22614 工作面为工程背景, 采用现场监测、相似试验与力学建模相结合的研究方法, 分析其强矿压显现特征, 揭示采动覆岩破断失稳诱因, 构建覆岩破断结构力学模型, 核定工作面液压支架工作阻力, 并开展现场实例应用。结果表明: 现场监测的工作面开采顶板平均破断步距为 11.2 m, 液压支架平均工作阻力为 8 450.1 kN, 最大工作阻力为 11 857 kN; 相似试验中, 工作面开采老顶呈短悬臂梁剪切破断, 断裂面贯通地表, 覆岩滞后煤壁整体切落, 平均垮落步距为 12.5 m; 通过建立浅埋厚松散层薄基岩综采工作面覆岩切落体结构平面力学模型, 提出了覆岩切落体结构失稳判据, 指明不稳定系数与覆岩切落角和液压支架承载力间的正相关关系; 并给定了工作面液压支架工作阻力计算公式, 算出了液压支架平均承载力为 8 364.22 kN, 与现场监测结果具有较好的一致性。该结果可为我国浅埋厚松散层薄基岩综采工作面支架选型和顶板控制提供重要的理论依据。

关 键 词: 浅埋综采工作面; 厚松散层薄基岩; 切落体结构; 平面力学模型; 失稳判据; 液压支架工作阻力

中图分类号: TD821

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2023) 10-3011-11

Analysis and application of sheared and fallen roof structure during shallowly buried fully mechanized mining under thick loose bed and thin base rock

WANG Bei-fang^{1,2}, JIANG Jia-qi¹, LIU Xue-sheng², LIANG Bing³, ZHANG Jing⁴

(1. School of Mines, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China; 2. Shandong Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China; 3. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China; 4. School of Science, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China)

Abstract: Severe ground pressure problem during shallowly buried fully mechanized mining under thick loose bed and thin base rock is increasingly prominent, which has seriously threatened safety and efficient production in coal mine. This study took 22614 working face in Shendong mining field as engineering background, adopted the combination research method of field monitoring, similar experiment and mechanical modeling to analyze the characteristics of its strong ground pressure, to reveal cause of mining-induced roof broken and instability, to build mechanical model of roof broken structure, to determine working resistance of hydraulic support in working face, and finally to perform field example application. The study results showed that: based on field monitoring, the average roof broken length of 22614 working face was 11.2 m; the average working resistance of hydraulic support was 8 450.1 kN, and the maximum working resistance was 11 857 kN. In similar materials simulation experiment, the average caving length was 12.5 m, and roof sheared and broke as short suspension beams, crack extended to surface, which led to the whole sheared roof falling behind coal wall. As well plane mechanical model of sheared and fallen roof structure was established, then the structure instability criterion

收稿日期: 2022-07-05

录用日期: 2022-10-27

基金项目: 国家自然科学基金 (No.52374092); 辽宁省自然科学基金 (No.2021-MS-339); 辽宁省教育厅科学技术研究项目 (No.LJKZ0334); 山东科技大学山东省矿山灾害预防控制重点实验室开放课题基金 (No.SMDPC202303); 辽宁工程技术大学学科创新团队资助项目 (No.LNTU20TD-05, No.LNTU20TD-17)。

This work was supported by the National Natural Science Foundation of China (52374092), the Liaoning Provincial Natural Science Foundation of China (2021-MS-339), the Scientific Research Fund of Liaoning Provincial Education Department (LJKZ0334), the Open Fund of Shandong Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control, Shandong University of Science and Technology (SMDPC202303) and the Fund of Discipline Innovation Team of Liaoning Technical University (LNTU20TD-05, LNTU20TD-17).

第一作者简介: 汪北方, 男, 1988 年生, 博士, 副教授, 主要从事矿山岩体力学与岩层控制方面的研究。E-mail: wang_beifang@126.com

通讯作者: 刘学生, 男, 1988 年生, 博士, 教授, 主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail: xuesheng1134@163.com

was put forward, the positive correlation between instability coefficient and roof sheared and fallen angle, bearing capacity of hydraulic support was pointed out. Certainly, working resistance calculation formula of hydraulic support in working face was given and calculated average bearing capacity of hydraulic support was 8 364.22 kN, which is in good agreement with the field monitoring results. The results provided important theoretical basis for support selection and roof control of shallowly buried fully mechanized mining under thick loose bed and thin base rock in China.

Keywords: shallowly buried fully mechanized mining face; thick loose bed and thin base rock; sheared and fallen structure; plane mechanical model; instability criterion; working resistance of hydraulic support

1 引言

神府-东胜煤田作为我国煤炭资源开发策略西移的首选能源基地,煤炭资源累计探明储量高达 2 236 亿 t,约占全国煤炭资源探明储量的 25%,被誉为世界八大煤田之一。该煤田煤层埋藏浅、近水平、赋存稳定,地质构造简单,开采条件极为优越。同时,可采煤层众多,煤质优良,开采效益十分显著^[1-2]。但在浅埋煤层大规模、高强度开采过程中,由于上覆基岩薄、基本顶坚硬、地表松散层厚等特殊条件,工作面综采顶板台阶下沉显著、矿压显现剧烈,极易诱发涌水、溃沙和压架等顶板事故,已严重制约了煤矿安全、高效生产^[3-4]。

关于工作面开采覆岩结构类型、形成条件、失稳机制及运动规律等方面的研究,国内外专家、学者已开展了大量工作,形成了诸多采场覆岩结构理论。德国学者 Stoke 提出了悬臂梁假说;Hack 和 Gillitzer 提出了压力拱假说;苏联学者库兹涅佐夫提出了铰接岩块假说;比利时学者拉巴斯提出了预成裂隙假说^[5]。我国钱鸣高等^[6-7]提出了砌体梁和关键层理论;随后,侯忠杰^[8]对砌体梁结构的稳定条件进行了补充、完善;宋振骥^[9]提出了传递岩梁理论;左建平等^[10]提出了塑性铰亚结构模型。浅埋工作面开采覆岩结构与普通埋深工作面具有显著差异,苏联学者秦巴列维奇^[11]提出了浅埋工作面顶板台阶下沉假说;霍勃尔瓦依特^[12]提出了浅埋工作面煤壁附近覆岩瓶塞状结构。我国学者黄庆享等^[13]提出了浅埋工作面覆岩等效直接顶概念;李凤仪^[14]提出了浅埋工作面开采覆岩梯度复合板模型和承压砌块模型;任艳芳等^[15]提出了浅埋工作面开采覆岩承压拱结构;李正杰^[16]提出了浅埋工作面开采覆岩切落体结构;张沛^[17]提出了浅埋厚沙土层工作面开采覆岩拱状结构。同时,专家、学者们基于采场围岩结构力学模型给定了采动覆岩破断失稳条件,核算了液压支架工作阻力,有效指导了矿井生产实践^[18-20]。

然而,现有关于浅埋工作面采动覆岩板、梁和块等结构的破断理论均以弯拉破坏为主,或先拉后剪、以拉为主,鲜有以剪切破坏为主导的新型覆岩

结构破断失稳理论。为此,选取神东矿区 22614 工作面为工程背景,针对浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落破断结构进行深入、系统研究,丰富和完善浅埋工作面覆岩结构采动破断失稳理论体系,为浅埋采场围岩控制提供重要科学依据。

2 工程背景

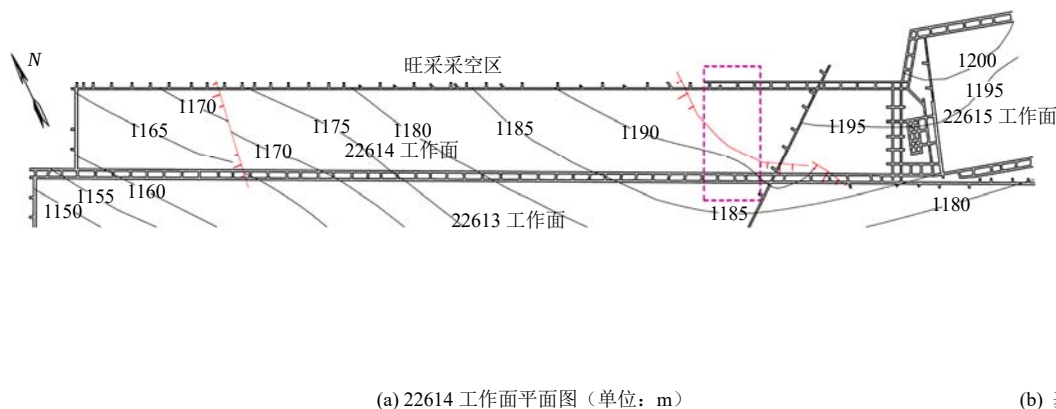
2.1 工作面概况

22614 工作面为综合机械化采煤工作面,配备 7LS6/LWS579 型采煤机割煤,3×855 kW 刮板输送机运煤,ZY9000/25.5/55 掩护式液压支架护顶,全部垮落法管理顶板。工作面主采 2-2 煤层,结构简单,平均厚度为 5.5 m,倾角为 1°~3°,埋藏深度为 85~132 m。直接顶岩层以砂质泥岩和泥岩为主,部分区域为粉砂岩。基本顶岩层以粉砂岩为主,部分区域为砂质泥岩、中砂岩和粗砂岩。基岩层最薄区域距切眼 1 880~1 995 m,厚度小于 15 m。地表大部被第四系松散层覆盖,包括砂砾石层、黄土(黏土)层和风积沙层,总厚度为 70~105 m,属于典型的浅埋厚松散层薄基岩煤层赋存条件。工作面走向长度为 2 436.5 m,倾向长度为 201.7 m。北东侧北西段为原三不拉煤矿旺采采空区,南东段为原三不拉煤矿未采区;南西侧为 22613 综采工作面;切眼北西侧为未采区;回撤辅巷南东侧为 22615 综采工作面,如图 1 所示。

2.2 矿压显现特征

根据类似条件的矿井工作面开采经验推测,该工作面开采顶板台阶下沉明显,矿压显现剧烈,尤其经过基岩层最薄区域极易诱发涌水、溃沙和压架等顶板事故。为此,工作面开采期间,利用 PM4 对采场液压支架工作阻力进行全程监测。当工作面推过基岩层最薄区域,基岩顶板短悬臂岩梁剪切破断,覆岩整体切落,破断面贯通地表,台阶下沉显著,平均破断步距仅为 11.2 m。采场上部 30#、中部 60#、下部 90#液压支架工作阻力监测数据如图 2 所示。

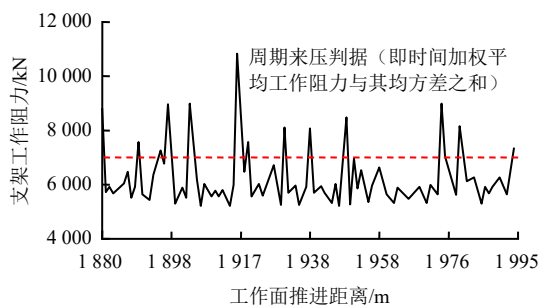
工作面中部周期来压次数明显多于上部和下部,矿压显现剧烈且来压步距小。工作面周期来压



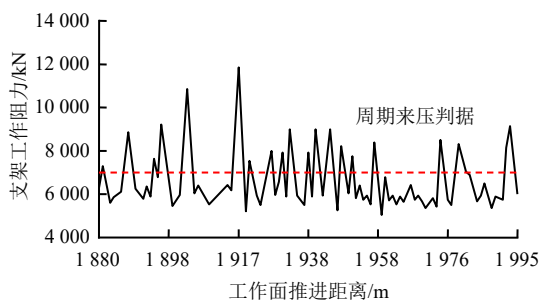
(a) 22614 工作面平面图 (单位: m)

(b) 基岩最薄区地质钻孔柱状图

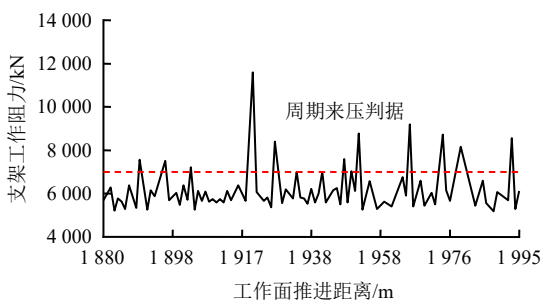
图 1 工作面工程情况图
Fig.1 Working face engineering situation



(a) 30# 支架



(b) 60# 支架



(c) 90# 支架

图 2 液压支架工作阻力监测数据
Fig.2 Monitored data for working resistance of hydraulic support

时液压支架平均工作阻力为 8 450.1 kN, 为额定工作阻力的 93.89%。液压支架最大工作阻力为 11 857 kN, 为额定工作阻力的 131.74%, 此时采动覆岩难以形成稳定承载结构, 巨大的覆岩自重载荷极易压死工作面液压支架, 严重制约工作面安全、高效生产, 如图 3 所示。因此, 亟需掌握工作面开采矿压显现特征, 揭示覆岩破断失稳规律, 建立覆岩破断结构力学模型, 核定液压支架工作阻力。



(a) 地表沉陷

(b) 工作面压架

图 3 采动顶板灾害
Fig.3 Mining-induced roof disaster

3 相似材料模拟试验

根据该工作面基岩层最薄区地质及开采条件, 选取与原岩物理力学性质相似的人工材料制作相似材料物理模型, 模拟浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩运移、破断及垮落全过程。

3.1 模型制作

3.1.1 材料配比

基于牛顿力学相似原理^[21], 模型几何相似常数 $\alpha_l = 1:100$, 时间相似常数 $\alpha_t = 1:10$, 重度相似常数 $\alpha_\gamma = 1:1.6$, 应力相似常数 $\alpha_\sigma = 1:160$ 。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。参照河砂、石灰、石膏相似材料配比表,

将原岩物理力学参数换算成对应模型材料物理力学参数,如表 1 所示。

表 1 原岩和模型物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameter of protolith and model

岩性	模型厚度/cm	煤岩强度/MPa		原型视密度/(g·cm ⁻³)	模型强度/MPa		模型视密度/(g·cm ⁻³)	配比号
		抗压强度 σ_c	抗拉强度 σ_t		抗压强度 σ_c	抗拉强度 σ_t		
风积沙	14.0	—	—	1.28	—	—	0.86	—
黄黏土	51.0	—	—	1.69	—	—	1.06	—
砂砾石	7.5	54	3.7	1.95	0.36	0.025	1.32	555
中粒砂岩	3.0	48	2.7	2.18	0.32	0.018	1.47	755
细粒砂岩	5.0	63	3.6	2.39	0.43	0.024	1.61	637
粉砂岩	5.0	66	3.3	2.45	0.45	0.022	1.66	737
泥岩	2.0	43	2.5	2.45	0.29	0.017	1.66	755
2-2 煤	5.5	34	0.9	1.30	0.23	0.006	0.88	873
粉砂岩	8.0	66	3.3	2.45	0.45	0.022	1.66	737
砂质泥岩	6.0	51	3.1	2.43	0.34	0.021	1.64	737

3.1.2 模型铺装

相似材料试验模型长×宽×高为 300 cm×30 cm×107 cm,相似材料沿水平方向分层铺设,直接铺装至地表,仅考虑模型自重,无需外加载荷。其中,底板岩层厚度为 14 cm,2-2 煤层厚度为 5.5 cm,基岩层厚度为 15 cm,砾石含水层厚度为 7.5 cm,地表松散层厚度为 65 cm。在风干模型正面绘制水平横线和铅垂竖线,相邻横线间距及相邻竖线间距均为 10 cm,两线交点设定非编码点,利用 XJTUDP 三维光学摄影测量系统观测非编码点位移,如图 4 所示。

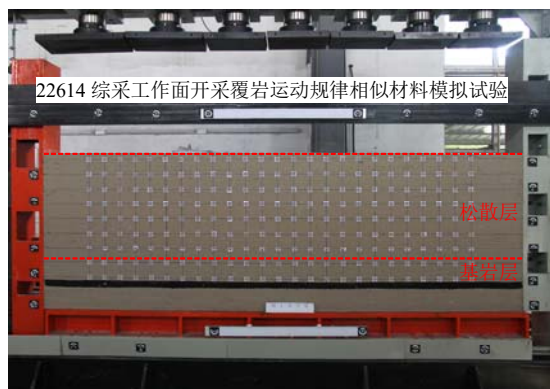


图 4 相似试验模型

Fig.4 Similar experiment model

3.2.1 覆岩垮落规律

工作面推进初期,基岩直接顶岩层缓慢弯曲变形,岩层内部横向裂隙逐渐发育,产生离层,采空区两侧(工作面侧和开切眼侧)煤壁附近及中间区域出现纵向裂隙,继续推进时,横纵向裂隙不断扩展。当工作面推进 33 m 时,直接顶岩层初次垮落,之后直接顶岩层随采随垮。工作面推进 55 m,基岩老顶关键层即 10 m 厚粉砂岩层与细砂岩层非对称破断,大尺寸破断岩块滞后工作面煤壁切落,工作面顶板形成短悬臂岩梁结构,老顶关键层破断岩块台阶下沉,采动裂隙贯通上覆松散层,发生初次垮落,如图 5 所示。

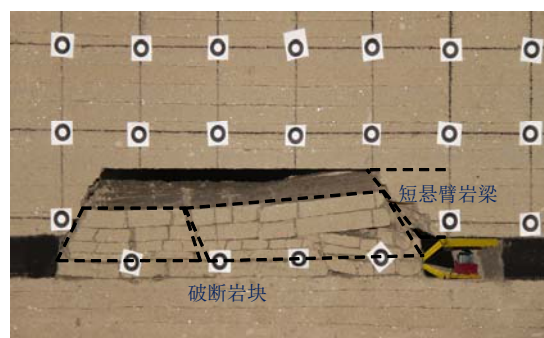


图 5 老顶关键层初次垮落

Fig.5 First caving of main roof key strata

3.2 工作面开采覆岩运移规律

模型两端各留设 30 cm 保护煤柱,严格按照相似开采高度、步距和周期从左向右循环开采 240 cm,并利用自制的 ZY9000/25.5/55 掩护式液压支架模型模拟工作面顶板支护。为便于理解,以下均以原型数值描述模型现象。

工作面推进 65 m,老顶关键层第 1 次周期垮落,滞后工作面煤壁切落的老顶关键层破断岩块台阶下沉加剧,采动裂隙向松散层上部发育。直至工作面推进 105 m,老顶关键层第 4 次周期垮落,部分松散层沿老顶关键层破断面延伸切落,伴随基岩层同步沉降,采动裂隙直达地表,产生 30 m 范围地表

移动盆地, 如图 6 所示。

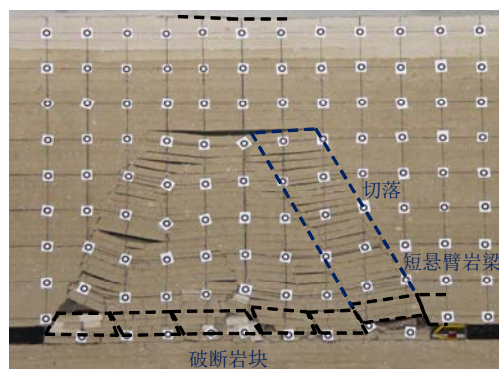


图 6 老顶关键层第 4 次周期垮落

Fig.6 Fourth periodic caving of main roof key strata

工作面推进 120 m, 老顶关键层第 5 次周期垮落, 基岩层全厚破断台阶下沉, 采动裂隙再次贯穿地表, 上覆松散层依附基岩层整体切落, 周期垮落步距小、矿压显现强烈, 地表移动盆地范围扩大了 10 m。工作面开采完毕撤出液压支架, 覆岩仅存在垮落带和裂隙带。垮落带两边稍凸、中间微凹, 大致呈枕形, 垂向高度为 15 m, 开切眼处垮落角为 69° , 停采线处垮落角为 64° ; 裂隙带下宽上窄, 近似正梯形, 垂向高度为 72.5 m, 地表移动盆地范围 160 m, 如图 7 所示。

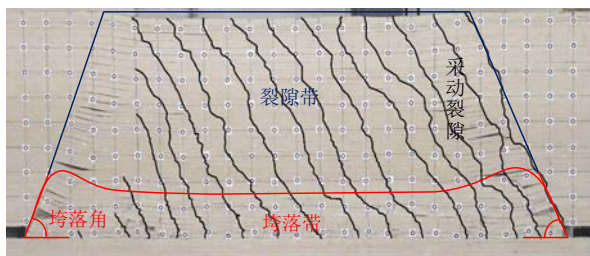


图 7 工作面开采覆岩运动状况

Fig.7 Mining-induced roof movement phenomenon

3.2.2 老顶运动规律

为厘清浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采老顶岩层运动规律, 选取模型中覆岩关键层位置即 2-2 煤层顶板岩层第 2 行非编码点位移数据进行分析。工作面推进 33 m, 基岩直接顶岩层初次垮落, 老顶关键层产生少量离层, 基本没有下沉位移; 工作面推进 55 m, 老顶关键层初次垮落, 老顶岩层最大下沉位移为 4.21 m; 工作面推进 65 m, 老顶关键层第 1 次周期垮落, 垮落范围增大, 老顶岩层最大下沉位移为 4.26 m; 工作面推进 105 m, 老顶关键层第 4 次周期垮落, 覆岩整体切落, 采动裂隙直达地表, 垮落岩体逐渐被压实, 老顶岩层最大下沉位移为

4.35 m; 工作面推进 120 m, 老顶关键层第 5 次周期垮落, 覆岩全厚切落, 裂隙再次贯通地表, 垮落岩体趋于完全压实, 老顶岩层最大下沉位移达到 4.51 m; 直至工作面开采完毕, 老顶岩层最大下沉位移始终稳定于 4.54 m, 如图 8 所示。由图可知, 老顶岩层最大下沉位移始终小于煤层开采高度, 究其原因主要是由于关键层破断岩块非对称三铰拱结构、台阶岩梁结构承载和垮落岩体碎胀支撑作用。

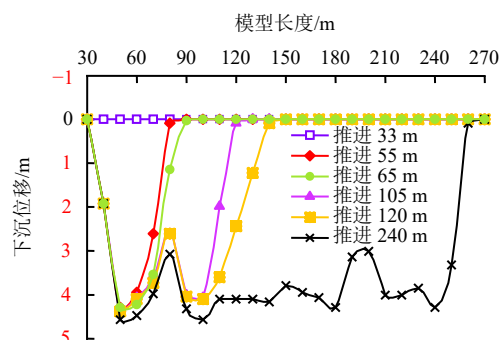


图 8 工作面开采老顶岩层位移变化曲线

Fig.8 Mining-induced main roof displacement curves

4 采动覆岩破断结构力学模型

4.1 覆岩切落体结构

根据现场监测数据和相似试验结果, 浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩裂隙贯通地表, 承载上覆基岩层和松散层重量的老顶悬臂岩梁较短时即发生破断, 形成短悬臂岩梁结构, 前端与工作面前方岩体固支, 后端与采空区垮落岩体摩擦接触。由于岩体为刚性体同时也是脆性体, 采动覆岩弯曲下沉产生的弯拉作用在老顶短悬臂岩梁破断中并未占据主导地位, 仅在老顶岩层周期性破断前引起微裂隙产生和积聚。随老顶短悬臂岩梁尺寸增加, 承载增大, 达到岩层组合体极限抗剪强度时发生剪切破断。

根据极限跨距公式可以得到不同松散岩层厚度下的老顶悬臂梁破断步距变化规律^[22], 22614 工作面上覆基本顶关键层极限抗拉强度 $\sigma_t = 3.6 \text{ MPa}$, 极限抗剪强度 $\tau_s = 2.4 \text{ MPa}$; 老顶平均厚度为 13 m, 平均重度为 23.4 kN/m^3 ; 松散层平均重度为 16.2 kN/m^3 , 代入跨距公式中对不同垮落形式下破断步距与松散岩层厚度之间的变化规律进行分析。

如图 9 所示, 无论是发生弯拉破断还是剪切破断, 破断步距与松散层厚度皆为负指数关系, 采用指数函数中 ExpDec1 模型进行拟合分析, 两关系曲线拟合优度均在 0.99 以上。当附加松散层厚度为 0 m 时, 老顶厚度 h 等于覆岩破断体厚度 H_1 , 此时

老顶弯拉破断步距 L_{IT} 为 63.25 m, 剪切破断步距 L_{IS} 为 136.75 m, 剪切破断步距远大于弯拉破断步距, 老顶悬臂梁容易发生弯拉破坏。随着松散层厚度的增加, 剪切破断步距大幅下降, 但是仍大于弯拉破断步距, 直至松散层厚度增加至 69 m, 此时两破断步距相等, 松散层厚度进一步增加, 剪切破断步距逐渐小于弯拉破断步距, 老顶主要发生剪切破坏。22614 工作面上覆松散层平均厚度为 72.5 m, 此时剪切破断步距更小, 在发生弯拉破坏之前已经发生剪切破坏, 由此可判定, 老顶短悬臂岩梁不易因覆岩载荷作用产生弯拉破坏, 而是更容易发生剪切破坏。

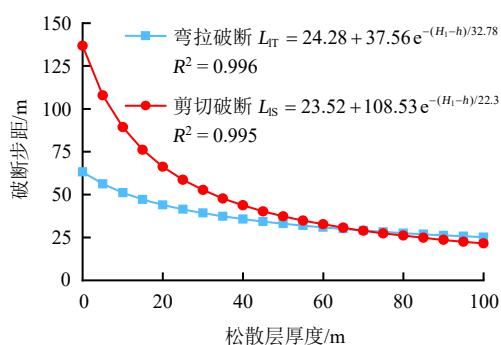


图 9 松散层厚度与破断步距关系曲线

Fig.9 Relationship curves between thickness of loose strata and breaking step

当然, 随着工作面推进, 老顶短悬臂岩梁剪切破断, 采动裂隙沿煤壁向覆岩斜后上方延伸贯通地表, 上覆松散层同老顶短悬臂岩梁整体剪切破断。在水平挤压应力作用下, 覆岩破断体在狭小空间内转动受限, 与破断面另一侧岩体紧密接触, 摩擦力制约覆岩破断体滑落, 暂且形成具有整体性的非承载切落体结构, 缓解了覆岩断裂瞬间对工作面液压支架的冲击。液压支架承载覆岩直接顶岩层重量及切落体结构的残余重量, 如图 10 所示。

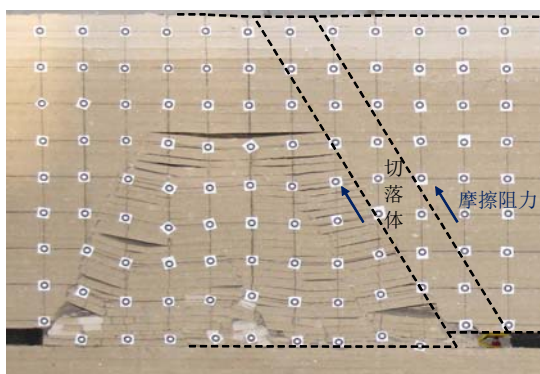


图 10 覆岩切落体结构 (推进 110 m)

Fig.10 Sheared and fallen roof structure (mining 110 m)

因此, 对于浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采, 地表厚松散沙土层自身无法形成承载结构, 薄基岩老顶关键层短悬臂岩梁在上覆厚松散层重力作用下全厚切断, 破断岩块台阶下沉, 上覆松散层随其整体切落式破断, 覆岩柱体相互铰接形成切落体结构。

工作面持续推进, 液压支架前移, 基岩老顶关键层破断岩块台阶下沉, 覆岩切落体结构转动空间增大, 破断面接触摩擦阻力降低, 发生失稳滑落, 如图 11 所示。

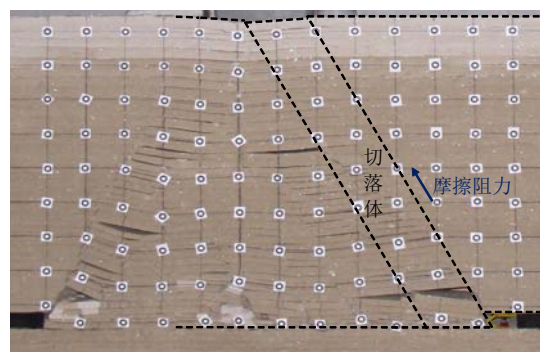


图 11 覆岩切落体结构失稳滑落 (推进 120 m)

Fig.11 Sheared and fallen roof structure slide (mining 120 m)

当然, 由于工作面基岩老顶属中硬岩层, 开采过程中从未出现覆岩超前煤壁破断, 覆岩切落角均小于 90° , 呈滞后切落体。但经过覆岩局部破碎区域, 切落角接近 90° , 形成垂直切落体, 破断面接触摩擦阻力微弱, 极易失稳滑落, 诱发工作面切顶压架事故。

4.2 覆岩破断诱因

关键层作为坚硬岩层对其上部覆岩有支撑作用, 是控制覆岩破断运移的主要结构。根据关键层理论结合上覆岩层特征对该工作面上方关键层进行判别, 第 2 层粉砂岩与第 3 层细粒砂岩均符合关键层刚度条件, 但是两层厚度较小, 因此, 可将两层合并为一个组合关键层, 其发生剪切破坏时的力学条件为^[5]

$$\tau_s \leq \frac{3\gamma_1 H_1 l}{4h} \quad (1)$$

式中: τ_s 为关键层极限抗剪强度 (MPa); γ_1 为覆岩切落体平均重度 ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$); H_1 为覆岩切落体厚度 (m); h 为基本顶岩层厚度 (m); l 为基本顶岩层破断步距 (m)。

当覆岩最大剪应力达到关键层极限剪应力时覆

岩整体切落，由老顶关键层剪切破断的力学条件可以看出，关键层上覆载荷与其破断步距是影响破断的决定因素。因此，通过在煤层顶板 9 m 内，距开切眼 40、120、190 m 位置处埋设应力监测盒，实时监测关键层内采动垂直应力变化规律，回采过程中关键层内应力监测数据如图 12 所示。

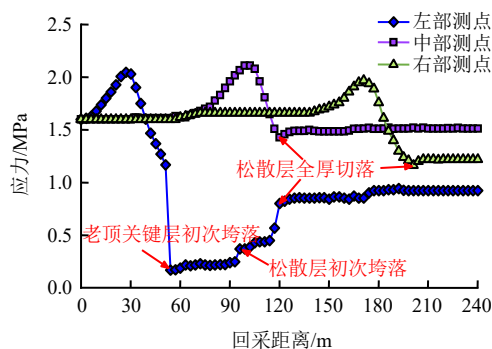
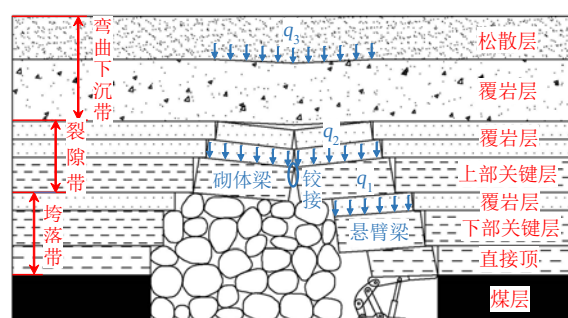


图 12 2-2 煤层顶板应力变化曲线
Fig.12 Stress variation curves of 2-2 coal seam roof

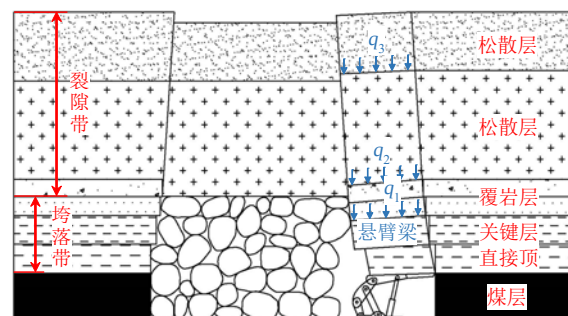
各位置测点应力均呈现先增大后减小，最终趋于稳定的趋势。结合覆岩应力变化规律与工作面支承压力分布范围，可将基岩关键层内采动垂直应力变化划分为应力稳定区、应力增高区、应力降低区、压力增长区与压实平稳区等 5 个区域。应力稳定区内覆岩受采动影响较小，处于原岩应力状态，该区域距工作面 20 m 之外；应力增高区内覆岩处于工作面前方超前支承压力范围，在工作面前方 20 m 范围内覆岩受采动影响应力增高，在距工作面大约 10 m 时达到应力峰值，应力集中系数最大可达到 1.32；应力降低区位于工作面后方 5~10 m 范围内，该区域直接顶发生垮落，上覆岩层出现离层，处于卸压状态；压力增长区内老顶与松散层开始垮落，关键层内应力随松散层垮落范围增加而增长，直至覆岩全厚切落，采空区内垮落岩体进入压实平稳区，在破碎岩体碎胀特性的影响下，关键层内应力最终以低于原岩应力状态趋于稳定，但间隙较少的区域应力集中系数仍可达到 0.93。工作面整个回采过程中应力集中系数均较高，尤其是应力增高区，超前支承压力引起松散层内裂隙积聚，诱发覆岩后期整体切落，因此，在回采过程中应在工作面前方 20 m 范围内加强超前支护的布设。

各应力测点中，中部与右部测点几乎不存在压力增长区，究其原因这是由于回采过程中采动影响下覆岩裂隙已经积累到一定程度，松散层滞后工作面呈全厚切落，破碎岩体在巨大载荷挤压作用下直接进入压实平稳区。其中，左端测点在回采至 55 m

时应力迅速降低至 0.17 MPa，此时老顶关键层初次垮落，上覆松散层在模型边界煤体附近关键层悬臂梁结构支撑作用下处于稳定状态，随着松散层内裂隙不断发育，工作面推进至 120 m 位置，上覆松散层整体全厚切落，关键层内应力迅速增加，之后松散层依附基岩层发生垮落。中部测点由于超前支承压力与覆岩集中应力的相互叠加，峰值应力达到 2.1 MPa，并且覆岩垮落后应力明显高于两端测点应力，仍趋近 1.49 MPa，说明基岩上方无其他传力卸压结构，关键层承受载荷大，仅需考虑较小的破断步距即可满足关键层破断力学条件。破断力学结构模型如图 13 所示。



(a) 普通工作面



(b) 薄基岩工作面

图 13 采场覆岩破断力学结构模型
Fig.13 Mechanical structure model of overburden failure in stope

普通工作面顶板覆岩中通常具有厚关键层或者多层关键层，当下部关键层滞后直接顶以短悬臂梁形式破断垮落，上部关键层岩块间将较接形成砌体梁式传力结构。其中下部关键层仅需承载上、下关键层之间的覆岩载荷 (q_1)，上部关键层依靠砌体梁大结构对上覆岩层起支撑作用 (q_2)，而松散层载荷 (q_3) 则由未发生破断的覆岩承载。“三带”之间载荷分级承受，下部关键层承受载荷较小，需要形成较大范围悬顶面积才会发生垮落，因此矿压显现较为剧烈。而薄基岩工作面顶板覆岩中仅存在单一关

键层, 松散层中无法形成稳定受力结构, 因此, 关键层需要承载覆岩与松散层的共同载荷 ($q_1+q_2+q_3$)。各部分载荷共同叠加, 关键层承受载荷大, 仅需较小悬顶步距就会发生垮落沉降, 并且由于覆岩与松散层整体切落, 矿压显现仍然剧烈。

4.3 平面力学模型

针对图 10 中浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构建立平面力学模型, 如图 14 所示。由于受到水平挤压力作用, 切落体在产生滑落失稳前与两侧岩体相互夹持而产生整体回转变形, 在切落面两侧产生制约破断体发生滑落失稳的接触摩擦阻力, 使运动载荷逐渐施加至液压支架上, 此时需要支架通过直接顶岩层的应力传递提供避免滑落失稳所需的额外支撑力, 当然工作面覆岩切落体载荷也通过直接顶间接施加给液压支架。而直接顶岩层强度低、易破碎, 液压支架必然承载控顶范围内直接顶岩层的重量。

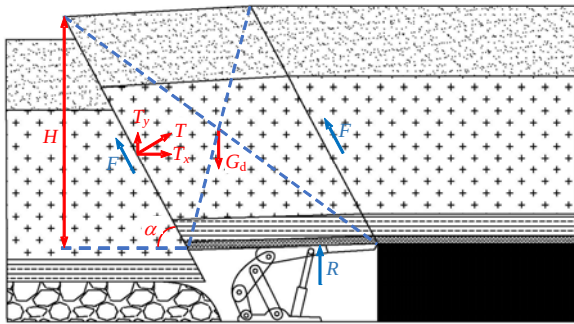


图 14 覆岩切落体结构平面力学模型
Fig.14 Plane mechanical model of sheared and fallen roof structure

因此, 在分析浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构失稳条件时, 可将覆岩切落体与直接顶岩层作为一个整体结构, 其重力计算公式为

$$G_d = \gamma HL \quad (2)$$

式中: G_d 为覆岩切落体与直接顶岩层总重力 (kN); γ 为覆岩切落体与直接顶岩层平均重度 ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$); H 为覆岩切落体与直接顶岩层厚度 (m); L 为覆岩切落体与直接顶岩层切落步距 (m)。

将破断斜面划分为若干单位面积大小的接触面, 采动覆岩切落体结构稳定时, 切落体接触面上应力处于平衡状态, 即

$$2(G_d \cos \alpha - T - R \cos \alpha) \tan \varphi - G_d \sin \alpha + R \sin \alpha \geq 0 \quad (0^\circ < \alpha \leq 90^\circ) \quad (3)$$

式中: φ 为覆岩切落体与直接顶岩层内摩擦角 ($^\circ$); α 为覆岩切落体与直接顶岩层切落角 ($^\circ$); T 为覆岩切落体与直接顶岩层间挤压力 (kN), 与 G_d 密切相关, $T = \lambda G_d$, λ 为挤压因子; R 为液压支架承载力 (kN)。

一旦采动覆岩切落体破断面上应力平衡状态被破坏, 覆岩切落体结构失稳滑落。

$$2(G_d \cos \alpha - T - R \cos \alpha) \tan \varphi - G_d \sin \alpha + R \sin \alpha < 0 \quad (0^\circ < \alpha \leq 90^\circ) \quad (4)$$

摩擦因数作为表示接触面粗糙程度的特征值, 是一个固定常量, 其大小一般小于 1。以摩擦因数作为切落体滑落失稳标志, 可推出浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构失稳判据为

$$\tan \varphi < \frac{\gamma HL \sin \alpha - R \sin \alpha}{2(\gamma HL \cos \alpha - T - R \cos \alpha)} \quad (5)$$

假设 μ 为覆岩切落体结构不稳定系数, 则有

$$\mu = \frac{\gamma HL \sin \alpha - R \sin \alpha}{2(\gamma HL \cos \alpha - T - R \cos \alpha)} \quad (6)$$

由于覆岩切落体与直接顶岩层平均重度、厚度和切落步距恒定, 覆岩切落体间挤压力不变, 浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构不稳定系数仅与覆岩切落角和液压支架承载力有关。

(1) 覆岩切落角作用

当液压支架静止不动时, 液压支架承载力固定 (C 表示常量), 浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构不稳定系数主要取决于覆岩切落角, 即

$$\mu = \frac{\sin \alpha}{2[\cos \alpha - T(\gamma HL - R)^{-1}]} = \frac{\sin \alpha}{2(\cos \alpha - C)} \quad (7)$$

如图 15 所示, 不稳定系数随覆岩切落角增加而增大^[23], 大于一定角度后, 覆岩切落体间摩擦因数小于不稳定系数, 覆岩切落体结构失稳滑落, 此时应当增加液压支架工作阻力。

(2) 液压支架承载力作用

当液压支架动态推移时, 液压支架承载力随推进距离增加而增大 (X 表示变量)^[19]。假定覆岩切落角不变, 浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构不稳定系数主要受制于液压支架承载力, 即

$$\mu = \frac{\sin \alpha}{2[\cos \alpha - T(\gamma HL - R)^{-1}]} = \frac{\sin \alpha}{2(\cos \alpha - X)} \quad (8)$$

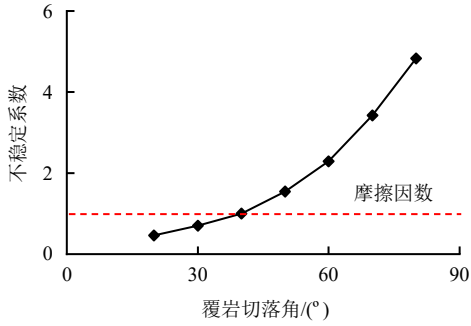


图 15 不稳定系数与切落角关系曲线

Fig.15 Curve between instability coefficient and roof sheared and fallen angle

如图 16 所示,不稳定系数随液压支架承载力增加而增大,推进一定距离后,覆岩切落体间摩擦因数小于不稳定系数时,覆岩切落体结构失稳滑落,此时仍应增加液压支架工作阻力。

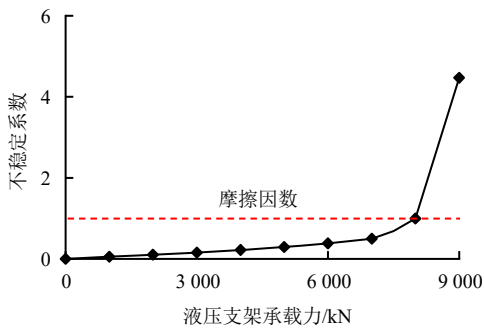


图 16 不稳定系数与液压支架承载力关系曲线

Fig.16 Curve between instability coefficient and bearing capacity of hydraulic support

5 液压支架工作阻力核定

5.1 模型计算

基于已建立的浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构平面力学模型,进一步构建覆岩切落体与液压支架相互作用的平面力学模型,如图 17 所示。运用力学平衡原理,计算液压支架工作阻力。

首先,对采动覆岩切落体和直接顶岩层进行受力分析,可得

$$G_1 - N' - 2T_1 \sin \alpha \tan \varphi = 0 \quad (9)$$

$$G_1 = \gamma_1 H_1 L \quad (10)$$

$$T_1 = \lambda \gamma_1 H_1 L \quad (11)$$

式中: G_1 为覆岩切落体重力 (kN); N' 为直接顶岩层对覆岩切落体作用力 (kN); T_1 为覆岩切落体间

挤压力 (kN); λ 为覆岩切落体平均挤压因子。

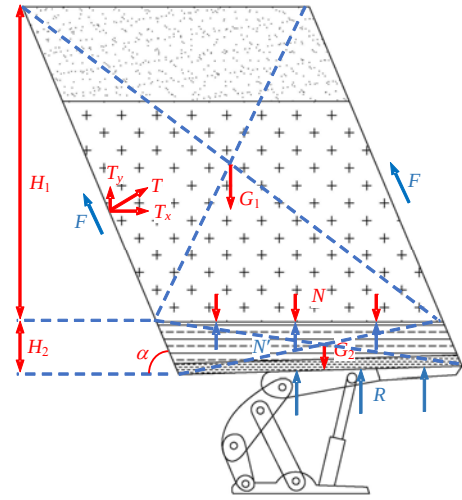


图 17 液压支架与覆岩切落体作用平面力学模型

Fig.17 Plane mechanical model of hydraulic support interact with sheared and fallen roof structure

然后,对液压支架和直接顶岩层进行受力分析,可得

$$N + G_2 - R - 2T_2 \sin \alpha \tan \varphi = 0 \quad (12)$$

$$G_2 = \gamma_2 H_2 L \quad (13)$$

$$R = \eta P \quad (14)$$

$$T_2 = \lambda \gamma_2 H_2 L \quad (15)$$

式中: N 为覆岩切落体对直接顶岩层作用力 (kN); G_2 为直接顶岩层重力 (kN); T_2 为直接顶岩层间挤压力 (kN); γ_2 为直接顶岩层平均重度 ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$); H_2 为直接顶岩层厚度 (m); η 为液压支架支撑效率 (%); P 为液压支架工作阻力 (kN)。

最终,联立式 (9) ~ (15), 其中, $N' = N$, 可得

$$P = \frac{\gamma_1 H_1 L - 2\lambda \sin \alpha \tan \varphi (\gamma_1 H_1 L + \gamma_2 H_2 L) + \gamma_2 H_2 L}{\eta} \quad (16)$$

5.2 实例分析及验证

根据现场资料和测试数据,22614 工作面距切眼 1 880~1 995 m 区域地表第四系松散层平均厚度为 72.5 m, 平均重度为 $16.2 \text{ kN} \cdot \text{m}^{-3}$; 老顶岩层平均厚度为 13 m, 平均重度为 $23.4 \text{ kN} \cdot \text{m}^{-3}$; 直接顶岩层平均厚度为 2 m, 平均重度为 $24.5 \text{ kN} \cdot \text{m}^{-3}$ 。顶板岩层平均周期垮落步距为 12.5 m, 覆岩切落体平均挤压因子为 0.44, 平均内摩擦角为 37° , 平均切落角为 66° , ZY9000/25.5/55 掩护式液压支架平

均支撑效率为 90%。

利用式 (16) 计算该工作面液压支架工作阻力。对于平面力学模型而言, $\gamma_1 H_1 L = 18\ 483.75\ \text{kN}$, $\gamma_2 H_2 L = 612.5\ \text{kN}$, 则有 $P = 8\ 364.22\ \text{kN}$ 。

因此,要控制工作面覆岩切落体结构失稳滑落,液压支架需承担平均载荷为 $8\ 364.22\ \text{kN}$,与工作面周期来压时现场实测液压支架平均工作阻力 $8\ 450.1\ \text{kN}$ 较为一致。现场选用的 ZY9000/25.5/55 掩护式液压支架额定工作阻力为 $9\ 000\ \text{kN}$,一旦工作面覆岩结构发生改变,如进入山体或松散层厚度增加区域,覆岩切落体结构失稳滑落期间矿压增大,容易超过液压支架额定工作阻力,发生压架事故。所以,ZY9000/25.5/55 掩护式液压支架并不能完全满足浅埋厚松散层薄基岩综采工作面顶板支护要求,建议适当选用更大工作阻力的液压支架。

6 结 论

(1) 22614 工作面开采顶板来压步距小,呈短悬臂岩梁剪切破断,覆岩整体切落,断裂面贯通地表,台阶下沉显著,矿压显现剧烈,覆岩难以形成稳定承载结构,极易发生压架事故。

(2) 基于该工作面开采覆岩滞后煤壁切落的情况,建立了覆岩切落体结构平面力学模型,提出了浅埋厚松散层薄基岩综采工作面采动覆岩切落体结构失稳判据。

(3) 分析了浅埋厚松散层薄基岩综采工作面开采覆岩切落体结构失稳滑落主要影响因素,指出不稳定系数与覆岩切落角和液压支架承载力呈正相关关系。

(4) 给定了浅埋厚松散层薄基岩综采工作面液压支架工作阻力计算公式,算得该工作面液压支架承载力为 $8\ 364.22\ \text{kN}$,与工作面周期来压时现场实测数据具有较好的一致性。

参 考 文 献

- [1] 顾大钊, 张勇, 曹志国. 我国煤炭开采水资源保护利用技术研究进展[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(1): 1-7.
GU Da-zhao, ZHANG Yong, CAO Zhi-guo. Technical progress of water resource protection and utilization by coal mining in China[J]. *Coal Science and Technology*, 2016, 44(1): 1-7.
- [2] 孙亚军, 张梦飞, 高尚, 等. 典型高强度开采矿区保水采煤关键技术与实践[J]. 煤炭学报, 2017, 42(1): 56-65.
SUN Ya-jun, ZHANG Meng-fei, GAO Shang, et al. Water-preserved mining technology and practice in typical high intensity mining area of China[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(1): 56-65.
- [3] 汪北方, 梁冰, 孙可明, 等. 典型浅埋煤层长壁开采覆岩采动响应与控制研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(9): 2693-2700.
WANG Bei-fang, LIANG Bing, SUN Ke-ming, et al. Research on overlying strata response and control during typical shallow coal seam longwall mining[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2017, 38(9): 2693-2700.
- [4] 许家林, 朱卫兵, 鞠金峰. 浅埋煤层开采压架类型[J]. 煤炭学报, 2014, 39(8): 1625-1634.
XU Jia-lin, ZHU Wei-bing, JU Jin-feng. Supports crushing types in the longwall mining of shallow seams[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(8): 1625-1634.
- [5] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010.
QIAN Ming-gao, SHI Ping-wu, XU Jia-lin. Mine pressure and rock control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2010.
- [6] QIAN Ming-gao. A study of the behaviour of overlying strata in longwall mining and its application to strata control[M]//Developments in Geotechnical Engineering. [S. l.]: Elsevier, 1981: 13-17.
- [7] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994, 19(6): 557-563.
QIAN Ming-gao, MIAO Xie-xing, HE Fu-lian. Analysis of key block in the structure of voussoir beam in longwall mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 1994, 19(6): 557-563.
- [8] 侯忠杰. 组合关键层理论的应用研究及其参数确定[J]. 煤炭学报, 2001, 26(6): 611-615.
HOU Zhong-jie. Study on application of combinatorial key stratum theory and parameters determining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2001, 26(6): 611-615.
- [9] 宋振骐. 实用矿山压力控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988.
SONG Zhen-qi. Practical mine pressure control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1988.
- [10] 左建平, 魏旭, 杨胜利, 等. 深部岩层渐进破断机理及塑性铰理论研究[C]//煤矿岩层控制理论与技术进展: 33 届国际采矿岩层控制会议(中国)论文集. 北京: 冶金工业出版社, 2014: 41-46.

- ZUO Jian-ping, WEI Xu, YANG Sheng-li, et al. Research on progressive fracture mechanism and plastic hinge theory of deep strata[C]//Advances in Coal Mine Strata Control Theory and Technology: Proceedings of the 33rd International Mining Strata Control Conference (China). Beijing: Metallurgical Industry Press, 2014: 41-46.
- [11] 秦巴列维奇 M. 矿井支护[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1957.
- QINBAREVIC M. Mine support[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1957.
- [12] 霍勃尔瓦依特 B. 浅部长壁开采效果的地质技术评价[J]. 煤炭科研参考资料, 1985(3): 24-28.
- HOBELWAITE B. Geotechnical evaluation of the effectiveness of shallow longwall mining[J]. **Coal Research Reference**, 1985(3): 24-28.
- [13] 黄庆享, 周金龙. 浅埋煤层大采高工作面矿压规律及顶板结构研究[J]. 煤炭学报, 2016, 41(增刊 2): 279-286.
- HUANG Qing-xiang, ZHOU Jin-long. Roof weighting behavior and roof structure of large mining height longwall face in shallow coal seam[J]. **Journal of China Coal Society**, 2016, 41(Suppl.2): 279-286.
- [14] 李凤仪. 浅埋煤层长壁开采矿压特点及其安全开采界限研究[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2007.
- LI Feng-yi. Study on ground pressure characteristic of shallow coal seam longwall mining and its safe exploitation demarcation[D]. Fuxin: Liaoning Technical University, 2007.
- [15] 任艳芳, 刘江, 齐庆新. 薄基岩浅埋深长壁工作面覆岩结构运动特征[J]. 煤矿开采, 2011, 16(3): 35-37.
- REN Yan-fang, LIU Jiang, QI Qing-xin. Movement characteristic of overlying strata structure over long-wall mining face in shallow buried coal seam[J]. **Coal Mining Technology**, 2011, 16(3): 35-37.
- [16] 李正杰. 浅埋薄基岩综采面覆岩破断机理及与支架关系研究[D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2014: 70-82.
- LI Zheng-jie. Research on the overlying strata breakage mechanism and the relationship between supports and surrounding strata in shallow-buried and thin bedrock working face[D]. Beijing: China Coal Research Institute, 2014: 70-82.
- [17] 张沛. 浅埋煤层长壁开采顶板动态结构研究[D]. 西安: 西安科技大学, 2012: 75-89.
- ZHANG Pei. Research on dynamic roof structure in shallow seam longwall mining[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2012: 75-89.
- [18] 张艳丽, 伍永平, 罗生虎, 等. 覆岩宏观支撑结构演化过程与特征[J]. 中国矿业大学学报, 2020, 49(2): 280-288.
- ZHANG Yan-li, WU Yong-ping, LUO Sheng-hu, et al. Evolution process and characteristics of overlying strata macro support structure[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2020, 49(2): 280-288.
- [19] 闫少宏, 尹希文, 许红杰, 等. 大采高综采顶板短悬臂梁-铰接岩梁结构与支架工作阻力的确定[J]. 煤炭学报, 2011, 36(11): 1816-1820.
- YAN Shao-hong, YIN Xi-wen, XU Hong-jie, et al. Roof structure of short cantilever-articulated rock beam and calculation of support resistance in full-mechanized face with large mining height[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36(11): 1816-1820.
- [20] 康红普, 徐刚, 王彪谋, 等. 我国煤炭开采与岩层控制技术发展 40a 及展望[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2019, 1(1): 1-33.
- KANG Hong-pu, XU Gang, WANG Biao-mou, et al. Forty years development and prospects of underground coal mining and strata control technologies in China[J]. **Journal of Mining and Strata Control Engineering**, 2019, 1(1): 1-33.
- [21] 徐刚, 张春会, 于永江. 综放工作面覆岩破断和压架的试验研究及预测模型[J]. 岩土力学, 2020, 41(增刊 1): 106-114.
- XU Gang, ZHANG Chun-hui, YU Yong-jiang. Experiments of overburden breaking and compression frame of fully mechanized caving face and the prediction model[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2020, 41(Suppl.1): 106-114.
- [22] 李志华, 杨科, 华心祝, 等. 采场覆岩“宏观-大-小”结构及其失稳致灾机理[J]. 煤炭学报, 2020, 45(增刊 2): 541-550.
- LI Zhi-hua, YANG Ke, HUA Xin-zhu, et al. Disaster-causing mechanism of instability and “macroscopic-big-small” structures of overlying strata in longwall mining[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(Suppl.2): 541-550.
- [23] 尹希文. 浅埋超大采高工作面覆岩“切落体”结构模型及应用[J]. 煤炭学报, 2019, 44(7): 1961-1970.
- YIN Xi-wen. Cutting block structure model of overburden with shallow buried coal seam and ultra-large mining height working face[J]. **Journal of China Coal Society**, 2019, 44(7): 1961-1970.