

冲击地压矿井充填工作面超前采动应力对充填体充实率的反馈机制

王兆会¹, 陈明振², 李强³, 王伟¹, 李增强⁴, 徐德生⁴, 郑晓晨⁴, 孙少龙⁵, 吴传平¹, 郭心洋¹,
安君琦¹

(1. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083; 2. 济宁市能源局, 山东 济宁 272000; 3. 充矿能源集团股份有限公司 山东煤炭科技研究院分公司, 山东 济南 250117; 4. 山东东山古城煤矿有限公司, 山东 济宁 272000; 5. 冀中能源峰峰集团有限公司梧桐庄矿, 河北 邯郸 056011)

摘要:高应力是深部矿井冲击地压灾变频率走高的主要原因, 充填开采则是控制岩层运动, 缓解采动应力集中程度, 降低围岩破坏和冲击风险的有效手段。为研究采空区充填体对超前采动应力的控制能力, 以山东古城煤矿1123充填工作面为工程背景, 采用理论分析、室内试验、现场实测手段探究充填开采工作面采动应力分布规律, 揭示超前采动应力对充填体充实率的反馈机制, 指导冲击地压矿井充实率确定。结果表明: 工作面开采初期充填体充实率低于80%, 坚硬顶板下沉量大, 超前采动影响范围大于30 m, 应力集中系数达到1.5, 断层影响区采动应力影响范围和集中系数分别增至60 m和1.65, 片帮冒顶等围岩失稳现象增多; 实测了采空区充填体承载应力全程动态演化特征, 承载应力分布曲线划分为“快速降低—短暂稳定—快速升高—缓慢降低—二次稳定”5个阶段, 低充实率条件下采空区上、中、下3个区域承载应力稳定值分别为1.9、5.2、2.8 MPa; 将采空区充填体划分为非充分压实区和充分压实区, 构建了充填体支撑作用下坚硬顶板连续沉降模型, 得到了坚硬顶板“ γ ”型沉降曲线, 非充分压实区范围随充实率近似呈线性减小; 试验得到充填体弹性模量和单轴抗压强度随凝固时间的演化曲线, 结合顶板沉降曲线和推进速度得到工作面前后采动应力全区域分布曲线; 建立了超前采动应力集中程度与充填体承载能力的负指数函数关系, 揭示了超前采动应力对充填体充实率的负向反馈机制, 实现充填开采降载防冲效果的定量评价; 提出了充填体充实率“三位一体”协同提升措施, 将1123工作面充实率升高至90%, 增强了充填体承载能力, 超前采动应力集中系数降至1.3, 厚顶煤膨胀变形量减少至50 mm, 坚硬顶板破断致冲风险显著降低。

关键词:冲击地压; 充填开采; 坚硬顶板; 采动应力; 反馈机制

中图分类号:TD324; TD823.7 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-9993(2024)04-1804-15

Feedback mechanism of front abutment stress on filling rate of backfilling body in coal burst mine

WANG Zhaohui¹, CHEN Mingzhen², LI Qiang³, WANG Wei¹, LI Zengqiang⁴, XU Desheng⁴, ZHENG Xiaochen⁴,
SUN Shaolong⁵, WU Chuanping¹, GUO Xinyang¹, AN Junqi¹

(1. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 2. Jining Energy Bureau, Jining 272000, China; 3. Shandong Coal Science and Technology Research Institute Branch, Yankuang Energy Group Co., Ltd., Jinan 250117, China;

收稿日期: 2023-11-15 修回日期: 2024-04-09 责任编辑: 郭晓炜 DOI: 10.13225/j.cnki.jcs.XR23.1560

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51934008); 中央高校基本科研业务费资助项目(2023ZKPYNY01)

作者简介: 王兆会(1987—), 男, 山东泰安人, 副教授, 博士。E-mail: zhwang1024@163.com

引用格式: 王兆会, 陈明振, 李强, 等. 冲击地压矿井充填工作面超前采动应力对充填体充实率的反馈机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(4): 1804-1818.

WANG Zhaohui, CHEN Mingzhen, LI Qiang, et al. Feedback mechanism of front abutment stress on filling rate of backfilling body in coal burst mine[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(4): 1804-1818.



移动阅读

4. Shandong Dongshan Gucheng Coal Mine Co., Ltd., Jining 272000, China; 5. Wutongzhuang Coal Mine, Jizhong Energy Fengfeng Group Co., Ltd., Handan 056011, China)

Abstract: High stress is the main reason for high frequency of rock burst in deep coal mines. Backfilling mining serves as an effective method to control roof strata movement, alleviate the degree of stress concentration, and reduce the failure of surrounding rock and the risk of rock burst. To evaluate the controlling ability of the backfilling on mining stress in the gob area, the 1123 longwall panel of the Gucheng mine is taken as the project background. Theoretical analysis, laboratory test and field measurement are used to study the mining-induced stress distribution in the backfilling longwall face, and to reveal the feedback mechanism between the front abutment stress and bearing capacity of the backfilling body, helping to determine the backfilling rate of coal burst mine. The results show that the backfilling ratio in the early stage is lower than 80%, the subsidence of hard roof is serious, the influence area of front abutment stress is more than 30 m, and the degree of stress concentration reaches 1.5. The influence area and concentration degree of mining-induced stress in the fault affected area increase to 60 m and 1.65, respectively. Surrounding rock instability phenomenon, such as rib spalling and roof fall, happens frequently. The whole dynamic evolution characteristics of bearing stress in the backfilling body is measured. The stress distribution curve is divided into five stages, namely rapid decrease, transient stabilization, rapid increase, slow decrease, and secondary stabilization. The stabilization values of the bearing stress in the upper, middle, and lower regions of the gob area under the condition of low backfilling ratio are 1.5, 5.2 and 2.5 MPa, respectively. The backfilling body in the gob area is divided into non-sufficiently compacted zones and sufficiently compacted zones, and the continuous subsidence model of the hard roof under the support of the backfilling body is constructed, and the “ γ ” type subsidence curve of the hard roof is obtained, and the range of the insufficiently compacted area decreases approximately linearly with the backfilling ratio. The test obtains the evolution curves of elastic modulus and uniaxial compressive strength of the backfilling body with time. By combining with the roof subsidence curve and face advance speed, the distribution curve of mining-induced stress in the whole area of the longwall face is obtained. Negative exponential relationship is established for the backfilling rate and the afront abutment stress, which reveals the reverse feedback mechanism between them. Quantitative assessment on the load reduction and burst prevention effect of backfilling mining is realized. The trinity enhancement measures for improving the backfilling ratio of the gob area are proposed, which raises the backfilling ratio of the 1123 working face to more than 90%. The bearing capacity of the backfilling body is strengthened. The trinity measures reduce the separation space under the hard roof to 50 mm. The stress concentration coefficient decreases to 1.3. Correspondingly, the controlling effect of the surrounding rock of the longwall panel is significantly improved.

Key words: rock burst; backfilling mining; hard roof; mining-induced stress; feedback mechanism

煤炭地下开采导致采动应力大小和方向发生重新分布,前者称为应力集中,后者称为应力旋转(图1),2者共同驱动煤岩破坏失稳^[1]。应力集中由采空区上方覆岩载荷传递引起,是驱动煤岩破坏甚至动力失稳

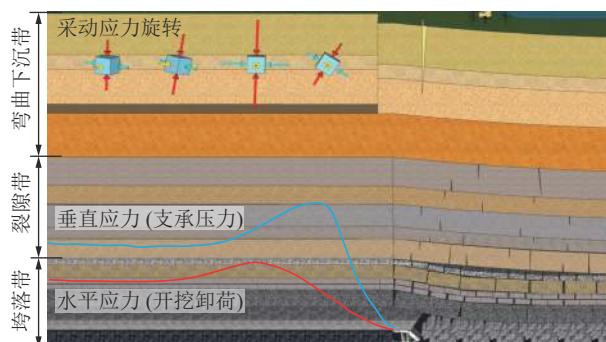


图1 采动应力重分布

Fig.1 Redistribution of mining induced stress

的主要原因,也是矿山压力研究的重点,被定义为支承压力,本文统称采动应力。深部开采条件下,覆岩厚度增加,载荷传递充分,采动应力集中程度升高、影响范围增大,冲击地压等动力灾害频率走高。为提升煤炭开采安全和效率,我国学者针对采动应力分布、应力诱发机理、应力调控方法等开展了大量研究工作。

采动应力集中是煤炭地下开采最基本的矿压现象。钱鸣高等^[2]考虑顶底板摩擦对煤层的约束效应,对工作面前方煤体进行了极限平衡分析,得到了破坏区采动应力分布曲线;谢和平等^[3]认为厚煤层强度服从Weibull分布,借助损伤力学从微观单元角度推导了工作面前方采动应力分布方程;杨科等^[4]发现高位覆岩中存在连续的高应力集中区,切断了远场岩层载荷传递路径,区内应力传递在壳脚形成应力集中,分

析了采动应力驱动下覆岩位移场、裂隙场演化规律;薛东杰等^[5]将脆性岩石应力-应变曲线峰后阶段应力降现象引入采动应力推导过程,解释了煤层采动应力非连续分布现象产生的原因;罗生虎等^[6]分析了大倾角煤层开采过程中采动应力传递路径,揭示了大倾角煤层群长壁开采覆岩承载拱形成机理;庞义辉等^[7]分析了综放工作面区段煤柱采动应力全周期时空演化规律,揭示了煤柱非对称破坏机理;笔者^[8]发现了千米深井超长工作面超前采动应力存在多峰值集中现象,并对采动应力旋转现象背后的力学原理进行了分析。

采动应力集中是围岩动力灾变的必要条件。冲击地压“三准则”理论认为采动应力水平必须达到煤岩强度才会发生冲击地压,并衍生了冲击地压启动理论^[9];齐庆新等^[10]认为冲击地压是应力敏感型动力灾害,提出了冲击地压应力流理论,认为应力流矢量总是与应力梯度增量方向相同,应力流越大的区域,应力强度因子变化越大,煤岩更易发生动力破坏;文献[11-12]发现深埋巨厚冲积层条件下,冲积层破坏成拱加快了覆岩载荷下向传递速度,导致煤层应力快速升高,诱发应力加载型冲击地压;文献[13]从断层构造成因、地质赋存状态和高地应力环境等角度分析了冲击地压发生的地质环境特征,揭示了断层影响区应力异常与断层面震动活化叠加诱冲机制;文献[14]构建了考虑厚硬岩层运动状态的采动应力转移模型,得到了采动应力集中系数计算方法,基于围岩应力状态对冲击地压灾变风险进行了预测。

采动应力集中程度调控是防治冲击地压灾害的主要手段。提出了大直径卸压钻孔、坚硬顶板预裂爆破等卸压手段,实现局部防冲^[15]。针对上覆多组厚硬顶板的高灾变风险区,开发了长距离定向钻区域压裂卸压措施,提出了“人造解放层”的概念,实现区域防冲^[16]。采空区上覆岩层失去下位支撑是采动应力集中的根本原因,充填开采可大幅度降低超前采动应力集中程度,理论上可以实现源头防冲。文献[17-18]分析了不同充填条件下诱冲厚硬岩层变形规律及致灾能量演化规律,揭示了充填弱化超前采动应力和坚硬岩层致灾能量机制,并给出了相应的工程设计方法。

充填开采作为降灾防冲的有效手段,对采动应力的调控能力强于局部和区域卸压措施,但充填开采的实际防冲效果与充填时间、充填工艺、充填体类型、充实率直接相关。为揭示充填开采对超前采动应力集中程度的缓释机制,本文以鲁西矿业古城煤矿1123充填工作面为工程背景,研究充填开采条件下工作面超前采动应力集中和采空区应力恢复规律,建立

超前采动应力集中程度同充填体承载能力的定量关系,揭示超前采动应力对充填体充实率的反馈机制。以充填体充实率提升为导向,精准控制采动应力集中程度,为冲击地压矿井充填工作面充实率确定提供借鉴。

1 工作面概况

1.1 开采条件

古城煤矿位于山东济宁市兖州区,隶属鲁西矿业有限公司,经鉴定为冲击地压矿井。1123工作面位于11采区东北部,埋深达到900 m,平面布置如图2(a)所示。西侧为1122采空区,中间留设20~60 m不等宽煤柱。工作面主采3号煤层,平均厚度8.7 m,倾角10°~25°,硬度系数1.5~2.0,具有中等冲击倾向性。1123工作面开采全区受到F9、F9-1、XF1123-P1、XF1123-P2四条正断层的影响,是造成冲击危险性升高的构造因素。工作面顶底板综合柱状如图2(b)所示。直接顶为泥岩、砂质泥岩互层,累积厚度约1.5 m,硬度系数4.0~6.0;基本顶为厚度达到10.0 m的细粒砂岩,完整性较好,硬度系数高达8.0,低位坚硬顶板活动是引发工作面冲击地压灾害的另一要素。

为了降低厚煤层开采对断层和坚硬顶板的影响,采用分层开采方法回收3号煤层。由于古城煤矿前期采用条带开采技术,遗留煤柱和采出空间形成类似拱桥的地下结构,覆岩载荷传递至煤柱,在煤柱下方形成采动应力集中。为避免底板应力集中引起的底煤冲击灾害,1123工作面首采下分层,平均割煤高度3.5 m,留设顶煤厚度5.3 m。

为了防止断层滑移型和坚硬顶板断裂型冲击地压,1123工作面采用膏体充填工艺,每割3刀对支架后方采出空间进行充填,割煤进尺0.8 m,即充填步距2.4 m。工作面开采初期4天1个采充循环,平均推进速度0.6 m/d,后期提升至3天1循环,推进速度0.8 m/d,工作面推进度变化曲线如图2(c)所示。充填工艺流程如图3所示,工作面割煤进尺达到2.4 m后,在充填空间架设隔离防护装置,防止充填体料浆向非充填空间流动,如图3(a)所示;工作面共安装72台液压支架,每10台布置1个架后充填管路,由下部进风巷向上部回风巷依次打开管路,进行采空区注浆,充填工序用时4 h,如图3(b)所示;充填工序结束后进入充填体凝固阶段,由于充填体稳定性极低,工作面依然不进行割煤工作,凝固时间达到8 h,工作面进入下一采充循环,如图3(c)所示。

1.2 矿压特征

1123工作面开采初期推进速度较慢,厚顶煤破碎

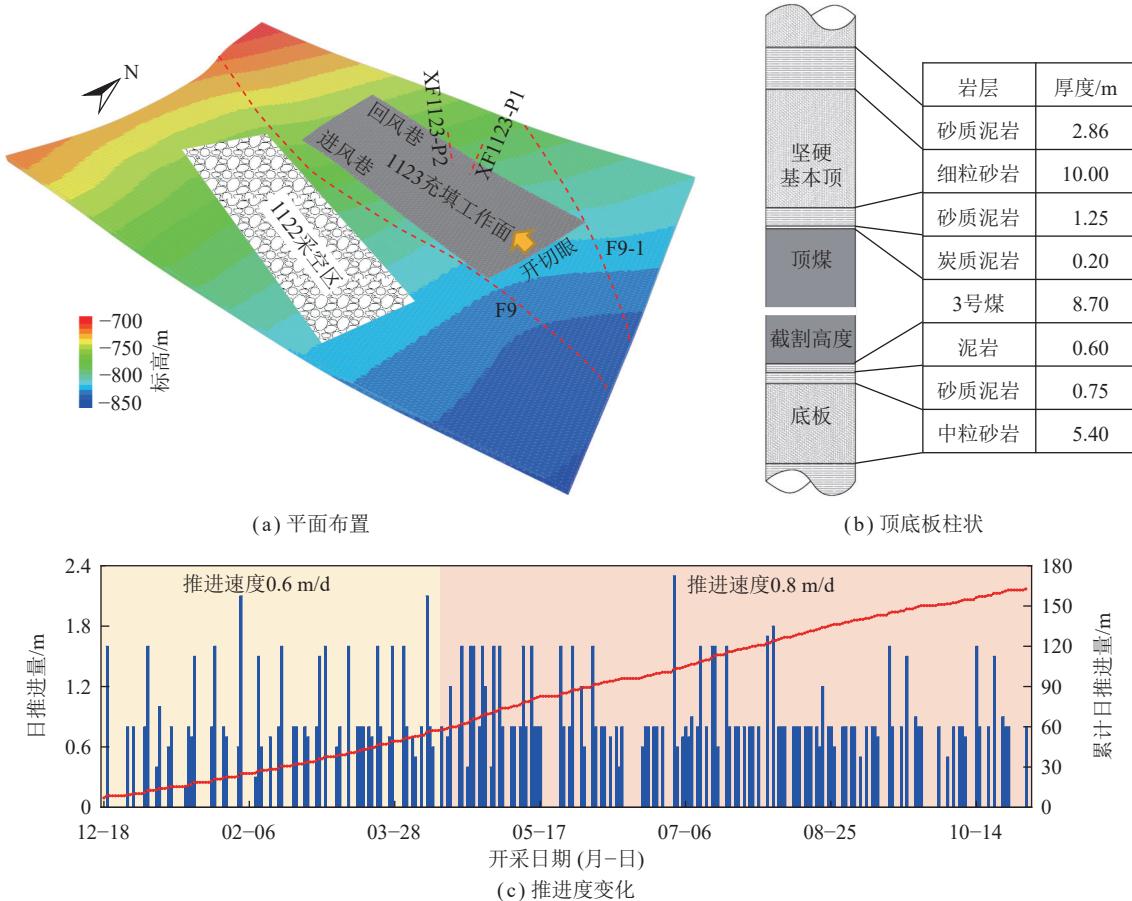


图2 充填工作面开采条件

Fig.2 Mining conditions of the longwall panel

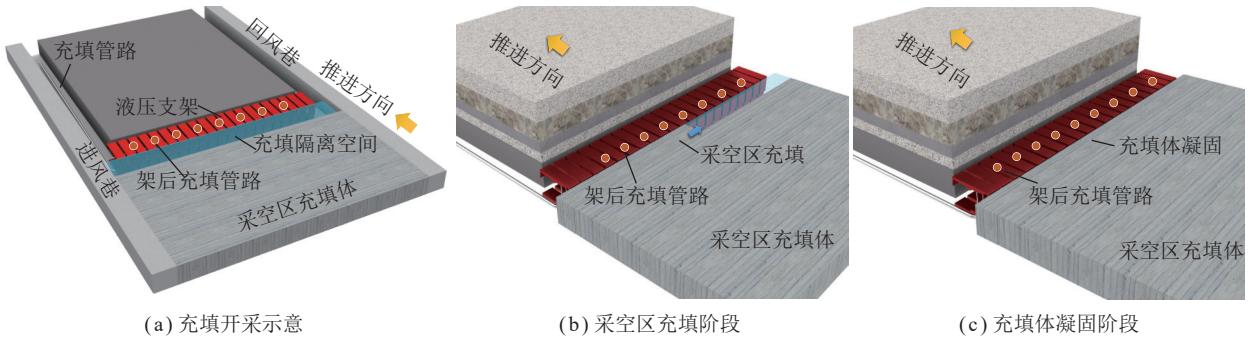


图3 充填工艺流程

Fig.3 Backfilling techniques process

严重,充填支架后方失去支撑后迅速膨胀下沉,压缩采空区充填空间,加之构造裂隙发育,存在跑浆现象,导致充实率低于80%^[19]。低充实率条件下坚硬顶板下沉严重,底板高应力和坚硬顶板下沉导致煤层处于强压缩状态,采动裂隙高程度发育,煤壁自稳能力差,片帮冒顶严重,影响架前铺网工作效率和工作人员安全,如图4(a)所示。坚硬顶板下沉过程中向工作面前方传递高位覆岩载荷,形成采动应力集中现象,导致超前影响段巷道围岩破碎严重,顶板下沉引发钢带撕裂,无钢带约束的锚网快速下沉形成网兜和漏空现象;

巷道两帮在高应力驱动下破碎成小块,部分锚杆失效,破碎煤体向巷道空间挤出,巷道断面急剧收缩,如图4(b)所示。

为降低巷道断面减小对运输、通风和行人的影响,1123工作面采用ZQ2400/23/50型液压支架对超前影响段巷道顶板进行加强支护,支架间距10m,并对巷道表面破坏严重区域进行膨胀水泥全断面喷射护表,如图4(c)所示。为避免工作面片帮冒顶威胁安全生产,除架前顶板铺网外,同时采取“锚杆+钢带”对顶板进行加强支护,但架后顶煤依然破碎下沉严重。为避

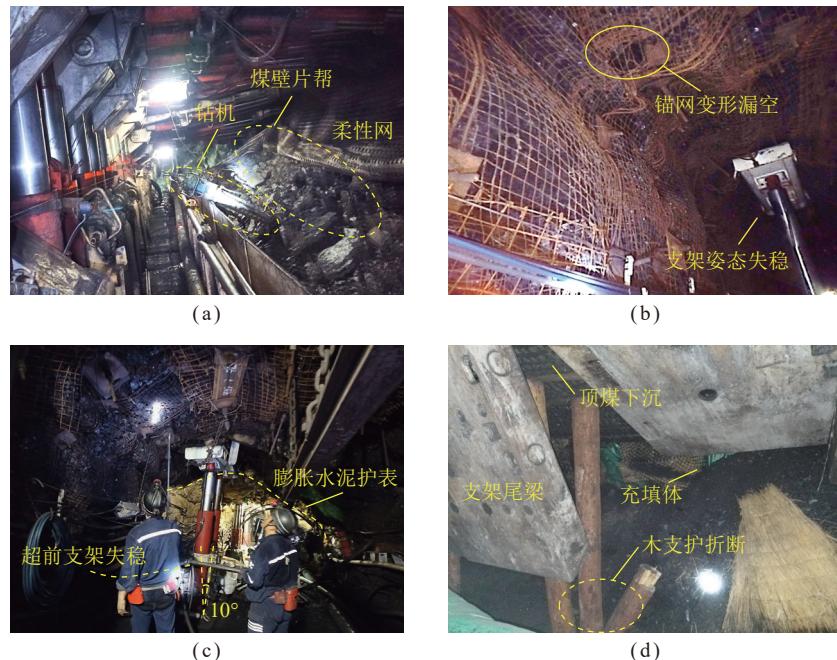


图4 充填工作面矿压显现现象

Fig.4 Ground pressure phenomenon in backfilling mining

免厚顶煤膨胀下沉对充填工作的影响,架后除充填支架后部顶梁护顶外,辅以木支柱进行加强支护,但低充实率条件下顶板控制效果差,辅助支护难以发挥效用,木支柱折断倾倒现象频发,如图4(d)所示。

2 充填工作面采动应力分布特征

2.1 应力传感器布置

充填开采条件下1123工作面和两巷依然存在围岩破坏现象,影响推采效率。围岩破坏主要由采动应力驱动,表明开采初期低充实率条件下,工作面前方仍存在明显的超前采动应力集中现象。为监测1123充填工作面采动应力分布特征,在工作面两巷和充填体内部安装应力在线监测系统,该系统由钻孔应力计、可视油压表、采集分站、系统电源和初始油压安装油泵组成,如图5(a)所示。两巷测站应力计安装深度8~10 m,水平间距30 m,共计安装8组;充填体应力计安装深度5 m,位于采空区上、中、下3个区域。本文分析的11台采动应力传感器布置如图5(b)所示,应力计初始安装油压均设置为4~7 MPa。1123工作面于2022-12-18开始推采,应力计安装工作于12月1日完成,得到工作面推进过程中采动应力动态变化过程。

2.2 超前采动应力演化特征

1123工作面超前采动应力实测结果如图6所示。M-1、M-2、T-1、T-2分别为进风巷、回风巷第1组钻孔应力计,超前工作面开切眼80 m;M-3、M-4、T-3、T-4为第2组钻孔应力计,与第1组水平间距30 m。

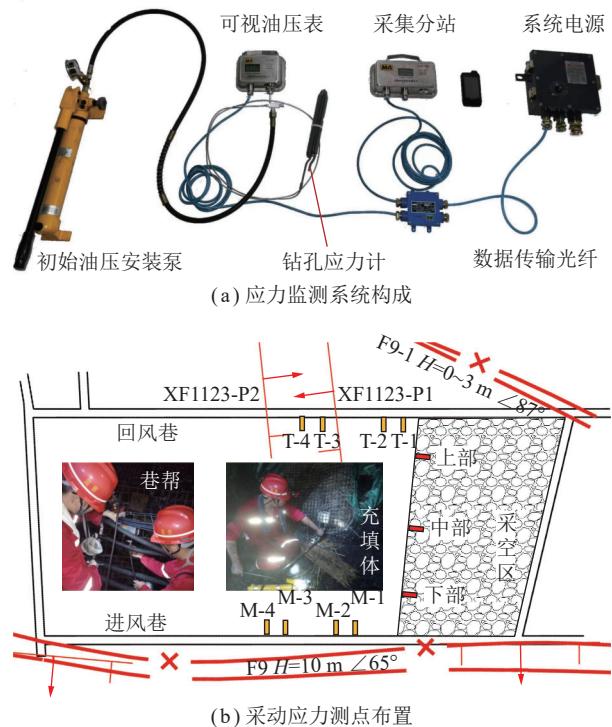


图5 采动应力监测方法

Fig.5 Monitoring method for mining induced stress

1123工作面于2022-12-18开始推采,进风巷应力计监测结果表明M-1、M-2应力于2023-01-01开始呈现缓慢增长趋势。此时工作面推进度达到20 m,应力计与工作面间距达到60 m,采动影响程度低,因此,该阶段超前采动应力增速缓慢。3月3日工作面推进40 m,与M-1、M-2应力计间距减小至40 m,采动影

响效应增强,因此,应力增长速度加快。4月1日工作面推进至55 m,此时超前采动应力呈现出应力跌落与激增现象,应力始终处于小幅波动状态。上述现象表明F9断层在受采动影响发生活化现象,断层活化导致覆岩载荷下向传递路径发生改变,超前采动应力随之变化。应力变化幅度与断层活化滑移程度呈正相关。4月1日—5月13日,M-1、M-2应力计油压一直处于波动状态,表明该阶段F9断层始终处于缓慢滑移状态。5月13日后,超前采动应力进入缓慢降低阶段。此时工作面推进度接近80 m,强采动导致工作面前方煤体破坏,承载能力降低,超前采动应力呈现降低趋势。M-3、M-4应力同样于12月1日进入缓慢增

长阶段,此时应力计超前工作距离达到90 m。出现该现象的原因为:同第1组测站相比,该测站位置F9断层与1123工作面间距由30 m减小至20 m,断层对超前采动应力的影响效应增强。3月20日,第2组测站位置处断层发生活化现象,断层剧烈滑移引起超前采动应力激增与跌落现象。3月20日—6月10日,F9断层处于活化状态,断层面滑移剧烈程度和能量释放程度均高于第1测站位置,因此,M-3、M-4应力波动幅度高于M-1、M-2应力波动范围。6月10日,工作面推进至100 m,距离第2测站约10 m,超前采动应力尚处于升高阶段。测站位置处煤体未发生破坏,应力未进入降低进程。

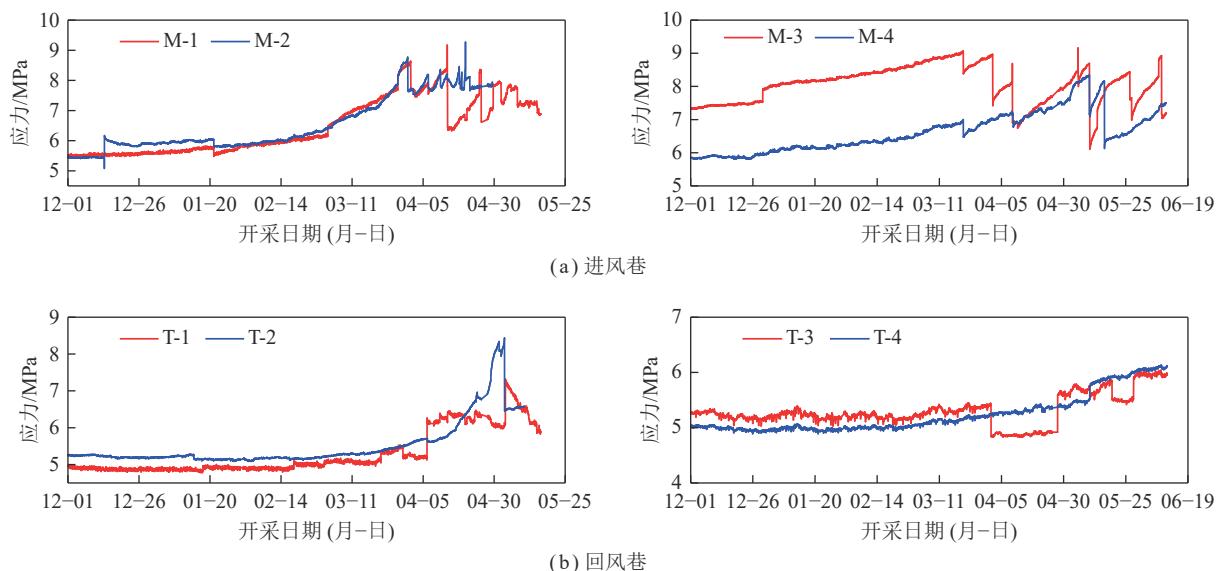


图6 超前采动应力演化特征

Fig.6 Characteristics of stress evolution during advanced mining

回风巷应力计监测结果表明T-1、T-2应力于3月11日开始呈现慢速增长趋势,表明测站位置煤体进入超前采动影响范围,此时工作面推进度达到50 m,表明第1测站位置超前采动影响范围达到30 m。4月5日工作面推进至60 m位置处,与测站间距减小至20 m,采动影响增强,超前采动应力增长速度加快。5月5日超前采动应力发生应力激增、跌落现象,推测受坚硬顶板局部动力破坏影响。之后工作面前方煤体发生破坏,承载能力降低,超前采动应力呈现缓慢降低趋势。T-3、T-4应力同样于3月20日开始呈现缓慢增长趋势,表明第2测站位置超前采动影响范围达到50 m,大于第1测站位置。超前采动影响范围增大是由于第2测站位于断层XF1123-P1、XF1123-P2之间,受断层活动影响,该位置覆岩载荷传递对于采动影响更为敏感。4月30日第2测站应力进入快速增长阶段。截至6月10日,第2测站超前工作面

距离达到12 m,超前采动应力曲线尚未达到峰值。

由进风巷、回风巷应力监测结果可知,低充实率条件下($< 80\%$)进风巷超前采动应力集中系数约为1.65,采动影响范围达到60 m;回风巷应力集中系数约为1.5,影响范围为30~50 m。超前采动应力集中程度低于非充填工作面(> 2.0),低应力集中系数表明1123工作面后方充填体有效限制了坚硬顶板下沉,覆岩载荷向充填体传递更为充分,导致传递至工作面前方实体煤上的覆岩载荷减小。同回风巷相比,进风巷一侧超前采动应力集中程度和影响范围均呈现增大趋势,表明超前采动应力受F9断层活化滑移活动影响强烈,断层活化导致超前采动应力激增和跌落现象。

2.3 充填体承载应力演化特征

1123工作面后方充填体承载应力实测结果如图7所示。应力计安装深度为5 m,该位置充填体凝固时间为4~5 d,其硬度远低于煤岩。为保证应力计

与充填体紧密接触,安装油压预设值不低于6 MPa。实测结果表明采空区上、中、下部的充填体承载应力演化曲线形态基本一致,钻孔应力计安装后应力迅速降低,然后经历短暂的稳压阶段,继而快速升高,达到峰值后发生缓慢降低现象,最后应力再次稳定。应力曲线形态表明采空区充填体承载应力经历“快速降低—短暂稳定—快速升高—缓慢降低—二次稳定”5个阶段。应力出现“快速降低”阶段存在2个原因:①充填体刚凝固4~5 d,抗压强度低,此时的充填体强度小于初始安装油压(7 MPa),应力计与钻孔内壁接触位置处的充填体发生局部破坏,导致应力降低;②此时充填体滞后工作面距离短,顶板下沉不充分,作用于充填体之上的实际顶板载荷未达到初始安装油压(7 MPa),应力计快速卸压,导致应力值降低。

“快速降低”阶段后,充填体承载应力进入“短暂稳定”阶段。此时工作面未进行回采工作,而是开始采空区充填工作,顶板未发生明显下沉现象,因此,卸压后的应力计油压值保持稳定。采空区充填结束后,承载应力进入“快速升高”阶段。此时工作面开始推进,顶板快速下沉,传递至充填体上的顶板载荷快速增加,因此,应力呈现快速升高趋势。随着作用于充填体之上顶板载荷的增加,作用于充填体上的实际应力逐渐达到其抗压强度,充填体发生塑性破坏,承载能力开始

降低,因此,监测到的充填体承载应力呈现降低趋势,进入“缓慢降低”阶段。顶板下沉过程中,与充填体之间的摩擦效应增强,对充填体的约束能力升高,充填体内部的围压开始增大,承载能力升高,因此,充填体承载应力“缓慢降低”阶段结束,最终进入“二次稳定”阶段。

采空区上、中、下3个位置处的充填体承载应力曲线形态整体保持一致,但在应力大小、应力变化率等方面又存在明显区别。“快速降低”阶段3个测站位置处的卸压程度各异,因此,应力跌落程度不同。

“短暂稳定”阶段采空区充填体承载应力大小依次为中部>上部>下部。该阶段钻孔应力计安装位置滞后工作面距离短,充填体所受围压效应弱,接近处于单轴抗压状态。充填体承载应力大小取决于顶板下沉量。大量工程实测结果表明工作面倾角影响下,采空区顶板下沉量大小依次为中部>上部>下部,与本次应力实测结果一致。“快速升高”阶段采空区充填体承载应力增长程度依次为下部>中部>上部。该阶段顶板下沉量增加,对采空区充填体的约束效应增强,充填体受到的围压效应增强,应力环境由单轴向三轴转变。顶板下沉和倾角效应双重影响下,充填体内部的围压大小依次为中部>下部>上部,莫尔-库伦强度理论表明充填体承载能力与围压呈线性正相关关系,因此,充填体承载应力峰值大小依次为中部>下部>上部,与围压保持一致。由于“短暂稳定”阶段下部应力明显低于中部,因此,“快速升高”阶段采空区下部应力增长程度高于中部。岩石力学试验结果表明,随着围压增大,岩石破坏模式由脆性向延性转变,因此,“缓慢降低”阶段充填体承载应力变化率(降低速度)与围压呈反比,其大小依次为上部>下部>中部。“二次稳定”阶段,破坏充填体的承载能力与围压成正比,因此,采空区中部应力值最大,下部次之,上部最小。实测结果表明低充实率导致充填体承载能力未能充分发挥,上、中、下3个区域的稳定应力分别为1.9、5.2、2.8 MPa。

3 采动应力对充填体承载能力反馈机制

3.1 充填体支撑下坚硬顶板沉降模型

采空区采用完全垮落法处理顶板条件下的覆岩结构如图8(a)所示。煤层开采后,采空区上方覆岩失去下位支撑,覆岩载荷向工作面前方实体煤传递,形成超前采动应力集中现象。采动影响下覆岩运动形成垮落带、裂隙带和弯曲下沉带。垮落带岩层丧失与未断裂岩层的力学联系,其载荷不会向工作面前方传递;裂隙带岩层可形成“砌体梁”平衡结构,其载荷主

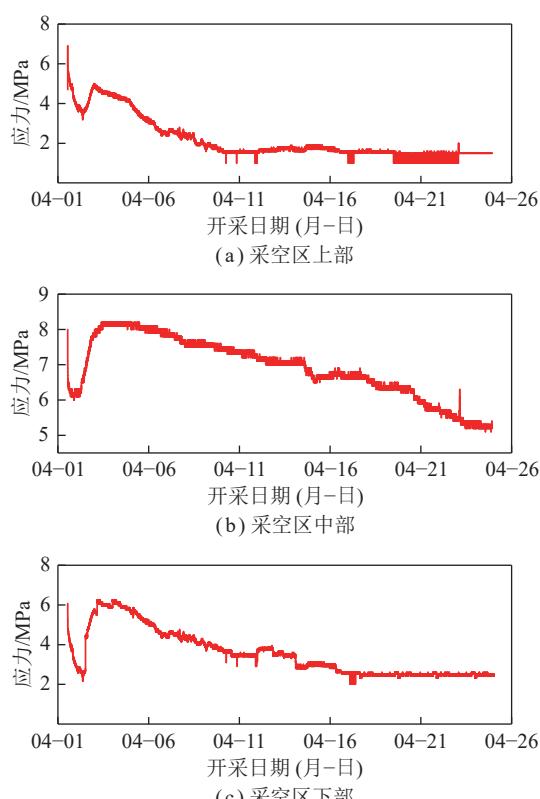
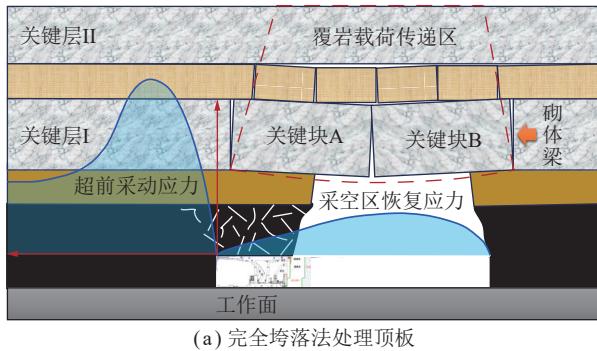


图7 充填体承载应力演化特征

Fig.7 Bearing stress evolution of the backfilling body

要传递至工作面前方, 小部分传递至采空区垮落矸石; 弯曲下沉带岩层载荷以变形压力的形式向工作面前方传递。超前采动应力集中程度和影响范围与采空区冒落矸石承载特性相关, 工程实践表明工作面推采期间, 采空区冒落矸石压实不充分, 承载能力难以发挥, 覆岩载荷主要向工作面前方实体煤传递, 造成采空区应力恢复程度低, 超前采动应力集中程度高、影响范围大。



(a) 完全垮落法处理顶板

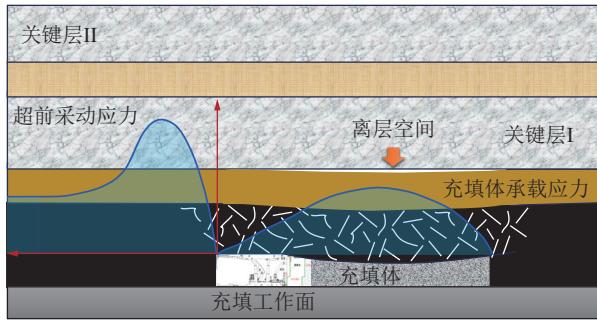


图 8 覆岩结构形态

Fig.8 Structural morphology of overburden rock

1123 工作面采空区利用充填工艺控制顶板, 覆岩结构如图 8(b) 所示。充填体支撑作用下顶板下沉量减小, 采空区应力恢复程度升高, 超前采动应力集中程度降低。工作面覆岩微震和支架阻力监测结果表明 1123 工作面开采全程顶板未出现能级高于 10^5 J 的大能量事件, 且支架阻力未表现出周期变化特征, 即充填体支撑作用下顶板未发生周期性破断现象, 转为弯曲下沉运动模式^[19]。坚硬顶板运动模式转变归因于 1123 工作面充填体的支撑作用, 充填体与顶煤接触效果良好, 凝固 8 h 后即可发挥承载作用, 避免坚硬顶板内部出现拉应力集中现象。

采空区充填难以彻底限制坚硬顶板活动, 工作面支架前方割煤高度和支架后方充填空间高度实测曲线如图 9 所示, 后方空间高度明显低于前方, 这是由于开采卸压后, 厚顶煤内部迅速出现采动裂隙, 表现为纵向膨胀变形, 挤压采空区可充空间。坚硬顶板下沉会导致厚顶煤内部裂隙逐渐压实闭合, 因此厚顶煤

内部的裂隙空间也可视为坚硬顶板的可下沉空间。但是充填开采条件下坚硬顶板下沉受到充填体的约束, 下沉量减小, 内部拉应力发育不充分, 未达到坚硬顶板抗拉强度, 因此坚硬顶板未发生破断现象。同非充填工作面相比, 充填开采条件下覆岩载荷向采空区充填体传递更为充分, 充填体承载能力得到充分发挥; 相反, 覆岩载荷向工作面前方实体煤传递程度得到缓解, 因此, 实测得到的充填工作面超前采动应力集中程度和影响范围均呈显减小趋势。

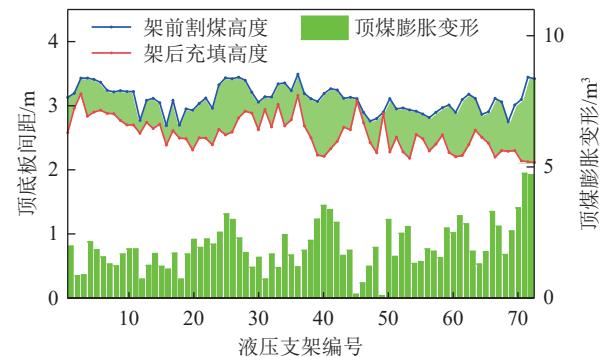


图 9 割煤高度与充填高度差异

Fig.9 Difference between coal cutting and backfilling height

为揭示超前采动应力对充填体不同充实率的反馈机制, 建立充填体支撑作用下坚硬顶板连续弯曲梁结构模型, 如图 10 所示。为便于求解, 不考虑厚顶煤非均匀变形对坚硬顶板下沉特征的影响, 将厚顶煤的膨胀变形等效为坚硬顶板的可下沉空间。此时, 坚硬顶板的可下沉空间 d 由两部分组成: 厚顶煤膨胀变形后的内部裂隙空间 d_1 和充填体压实过程中的自身变形空间 d_2 。根据坚硬顶板下沉状态的不同, 将采空区充填体划分为非充分压实区和充分压实区。工作面采动效应和高位覆岩载荷作用下, 非充分压实区上方坚硬顶板发生弯曲变形, 内部积聚弹性变形能, 应变能 U_1 可由式(1)计算:

$$U_1 = \int_0^{x_1} \frac{1}{2} EI \omega''^2 dx \quad (1)$$

式中, E 为坚硬顶板弹性模量, GPa; I 为简化梁结构横截面弯曲时的惯性矩, m^4 ; ω 为坚硬顶板下沉变形, m ; x_1 为坚硬顶板处在充填体非充分压实区的长度, m ; x

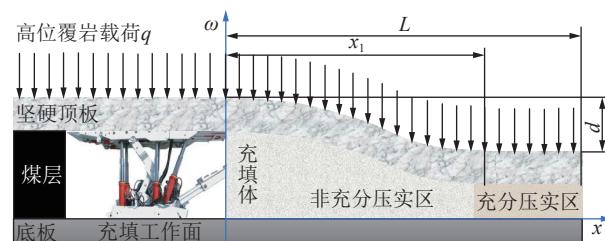


图 10 坚硬顶板下沉结构模型

Fig.10 Structural model of hard roof subsidence

为采空区滞后工作面的距离, m。

坚硬顶板下沉过程中高位覆岩载荷及自重对其自身做的功 U_2 为

$$U_2 = \int_0^{x_1} q\omega dx + qd(L - x_1) \quad (2)$$

式中, q 为作用于坚硬基本顶上的高位覆岩载荷, MPa; d 为坚硬基本顶最大允许下沉量, m; L 为采空区滞后工作面的距离, m。

外部载荷与弯曲变形内力共同作用下, 坚硬顶板的总势能 U 为

$$U = \int_0^{x_1} \left(\frac{1}{2} EI\omega''^2 - q\omega \right) dx - qd(L - x_1) \quad (3)$$

煤壁和充填体支撑作用下坚硬基本顶两端的位移边界条件为: $\omega(0)=0, \omega(x_1)=d$; 转角边界条件为: $\omega'(0)=0, \omega'(x_1)=0$ 。借助变分原理和上述边界条件可以确定充填开采条件下, 坚硬基本顶的连续下沉变形曲线为

$$\omega(x) = \frac{q}{24EI} x^2 (x_1 - x)^2 - \frac{d}{x_1^3} x^2 (2x - 3x_1) \quad (4)$$

边界 $x=x_1$ 处, 充填体得到充分压实, 即认为坚硬顶板不再发生下沉, 可以得到 $\omega''(x_1)=0$ 。对式(4)进行二次微分处理, 并将其代入 $\omega''(x_1)$, 得到非充分压实区宽度为

$$x_1 = \left(\frac{72dEI}{q} \right)^{\frac{1}{4}} \quad (5)$$

3.2 采空区充填体承载应力确定

采空区充实率为 80%、85%、90%、95% 时, 坚硬基本顶最大允许下沉量 d 中的厚顶煤膨胀变形部分依次为 0.700、0.525、0.350、0.175 m。随着采空区充实率的升高, 坚硬顶板可下沉空间 d 减小, 厚顶煤膨胀变形 d_1 在坚硬顶板可下沉空间中所占的比例降低, 充填体自身压缩量 d_2 所占比例升高, 充填体承载能力发挥越充分。此处假设 5 种充实率条件下, 厚顶煤膨胀变形在总下沉量中所占的比例依次为 90%、85%、75%、55%, 由此可以确定充填体的压缩变形量依次为: 0.078、0.093、0.117、0.143 m。坚硬基本顶厚度取 10 m, 弹性模量取 5 GPa, 高位覆岩载荷取 2 MPa, 将上述参数代入式(4), 得到坚硬基本顶下沉曲线如图 11(a) 所示。充填体支撑作用下, 坚硬顶板下沉曲线呈现出“ γ ”形态, 煤壁支撑端和充分压实区支撑端的曲率为 0, 非充分压实区充填体支撑能力未得到充分发挥, 坚硬顶板发生弯曲变形。由式(5)得到采空区不同充实率条件下的非充分压实区宽度变化曲线如图 11(b) 所示。

随着充实率的升高, 非充分压实区的宽度呈现降低趋势, 且降低速度逐渐升高, 表明高充实率增强了充填体的承载能力, 可同时控制坚硬顶板的沉降范围和沉降量, 避免坚硬顶板发生破断现象。

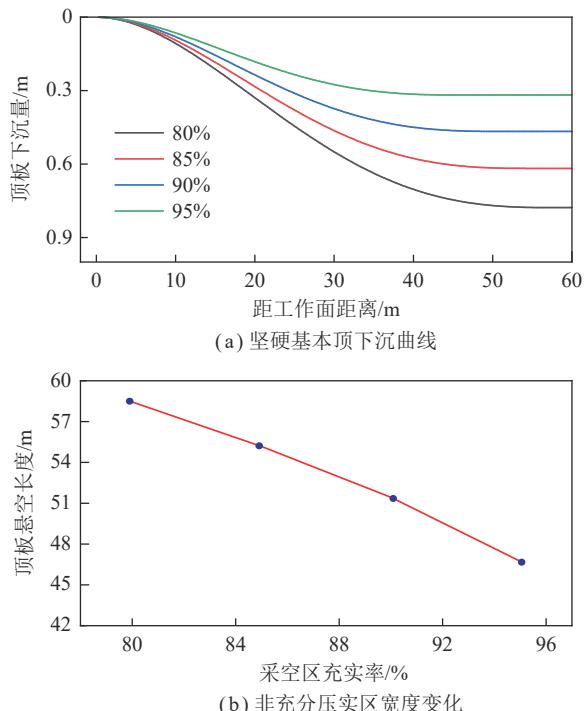


图 11 坚硬基本顶下沉曲线

Fig.11 Hard main roof subsidence curves

坚硬顶板下沉过程中, 采空区充填体压缩变形程度呈现升高趋势, 承载应力逐渐增大。但是采空区应力恢复以垂直应力为主, 水平应力可以忽略, 即充填体近似处于单轴压缩状态。只需确定充填体弹性模量随时间的变化曲线, 结合图 11(a) 中的充填体压缩变形曲线, 即可得到充填体承载应力分布曲线。为此, 在古城煤矿充填站取回矸石、粉煤灰和水泥, 按照充填料浆混合比例制作充填体标准圆柱试件, 在相同环境下对圆柱试件进行养护, 如图 12(a) 所示。对不同凝固时间的充填体试件进行单轴抗压试验, 得到应力-应变曲线如图 12(b) 所示。随着凝固时间增加, 应力-应变曲线中的初始裂隙压密阶段和应变硬化阶段缩短, 弹性变形阶段变长, 峰值前后曲线斜率均呈现增大的趋势。由应力-应变曲线得到充填体弹性模量和单轴抗压强度随时间的变化曲线如图 12(c)、(d) 所示, 随着凝固时间增加, 充填体弹性模量和单轴抗压强度均呈现升高的趋势, 但增长速度逐渐放缓, 表明充填体力学性质逐渐稳定。对 2 个曲线进行拟合得到充填体弹性模量和抗压强度与养护时间的函数关系分别为

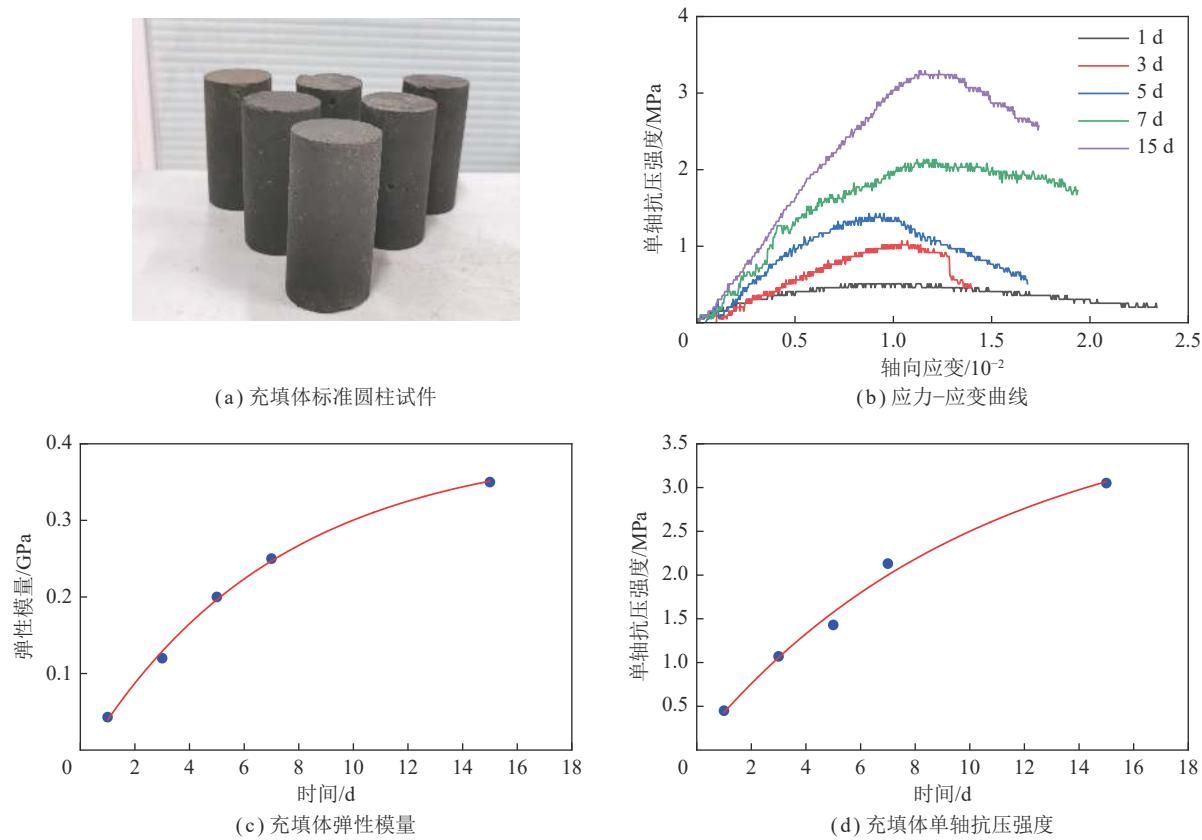


图 12 不同养护时间内充填体试件单轴抗压试验结果

Fig.12 Uniaxial compressive test results of backfilling specimens at different curing times

$$E_1 = -0.416e^{-0.143t} + 0.401 \quad (6)$$

$$\sigma_1 = -3.901e^{-0.098t} + 3.967 \quad (7)$$

式中, E_1 为充填体弹性模量, GPa; σ_1 为充填体抗压强度, MPa; t 为充填体凝固时间, d。

根据坚硬顶板下沉变形曲线(图 11)可知采空区充填率为 80%、85%、90%、95% 条件下, 支架后方充填体的初始充填高度依次为 2.800、2.975、3.150、3.325 m, 非充分压实区宽度依次为 58.44、55.17、51.44、46.74 m。由 1123 工作面推进度变化曲线、坚硬顶板连续沉降曲线、充填体弹性模量演化曲线可以确定非充分压实区的充填体承载应力分布曲线如图 13 所示。充填体充实率和工作面推进速度仅影响充填体承载应力增长速度, 不影响应力分布曲线形态。

工作面慢速推进阶段, 充填体充实率为 80%、85%、90%、95% 条件下推进度达到非充分压实区宽度所需时间分别为 97、92、86、78 d。此时充填体的弹性模量稳定在 0.4 GPa, 根据采空区充填体压缩变形量计算可得充分压实区充填体应变分别为 0.0278、0.0311、0.0371、0.0431。由充填体弹性模量和应变可得不同实际充实率条件下, 工作面后方充分压实区充填体承载应力分别为 11.14、12.49、14.85、17.27 MPa。充分压实区充填体进入稳定状态, 其承载应力不再发生改

变, 坚硬顶板运动进入二次平衡状态, 如图 13(a) 所示。

工作面进入快速推进阶段, 不同充填体充实率(80%、85%、90%、95%) 条件下工作面推进度达到非

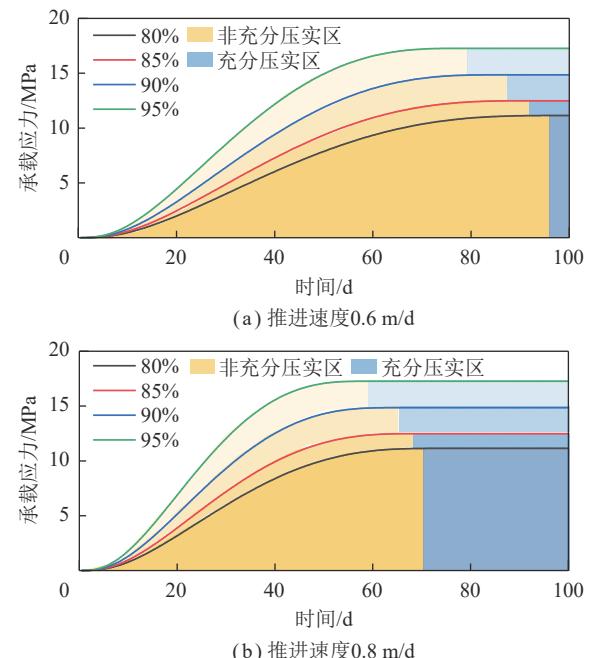


图 13 非充分压实区的充填体承载应力分布

Fig.13 Load bearing stress distribution curves of backfilling body in non fully compacted area

充分压实区宽度所需时间变短,依次为73、69、64、58 d,此时充填体弹性模量同样达到0.4 GPa,充分压实区充填体弹性模量、纵向应变、稳定承载应力同慢速推进阶段完全一致。但是同慢速推进阶段相比,非充分压实区范围减少,充填体达到稳定承载状态所需时间缩短,非充分压实区坚硬顶板沉降量减少,如图13(b)所示。

3.3 超前采动应力与充填体充实率关系

开采初期充填体充实率80%,工作面推进速度0.6 m/d,不考虑断层构造影响,工作面前方超前采动应力影响范围约50 m,应力集中程度约为1.5,应力峰值位于工作面前方8 m位置处。为便于分析,将超前采动应力简化为线性分布,则充填体充实率为80%时,工作面超前采动应力和充填体承载应力分布曲线如图14(a)黑色实线所示。采空区上方覆岩自重载荷不变,全部由采空区充填体和工作面前方煤体支撑,即工作面前、后方应力曲线积分之和为恒值。随着充实率的提高,采空区充填体承载应力积分升高,因此超前采动应力积分降低。假设超前采动应力影响范围和峰值位置不变,仅应力峰值受到充实率的影响,由此可以确定不同充实率条件下超前采动应力分布如图14所示。随着充实率的升高,充填体承载能力增强,充填体承载应力升高,超前采动应力集中程度呈现降低趋势。

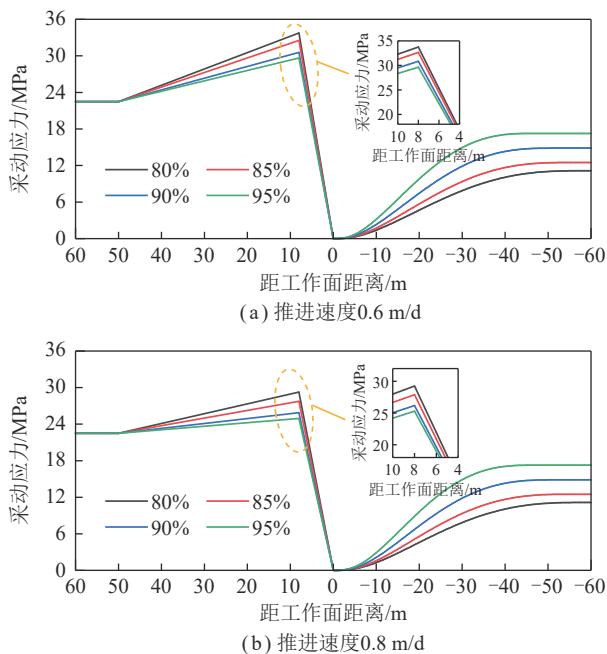


图14 工作面采动应力全区域分布

Fig.14 Distribution curves of mining stress of the whole area

充填体充实率提升至90%,推进速度上升至0.8 m/d,实测得到工作面超前采动应力集中程度降至1.3,峰值位置和影响范围不变。由此可得充填体充实率为

80%时,工作面超前采动应力和充填体承载应力分布曲线如图14(b)黑色虚线所示。采动应力分布曲线整体形态同慢速推进阶段相似,但工作面推进速度加快,覆岩载荷来不及向工作面前方传递,主要由充填体承担,超前采动应力集中程度升高。

由充填工作面前后方采动应力分布曲线可得超前采动应力峰值大小随充填体充实率的变化曲线如图15所示。随着采空区充实率的升高,充填体承载能力增强,超前采动应力峰值呈现负指数降低趋势,但降低速度呈现减小趋势。同慢速推进阶段相比,快速推进阶段坚硬顶板下沉量降低,充填体同顶板接触密实度升高,覆岩载荷主要由充填体承担,导致超前采动应力峰值呈降低趋势。对不同推进速度下超前采动应力、充分压实区充填体承载能力数据进行拟合分析,建立了应力峰值同承载能力之间的负指数函数关系,从而揭示了充填工作面超前采动应力对充填体充实率的负向反馈机制。这是由于高充实率限制坚硬顶板下沉变形程度,促使充填体承载更多的覆岩载荷,一定程度上阻断了覆岩载荷向工作面前方传递的路径,从而缓释了超前采动应力集中程度。

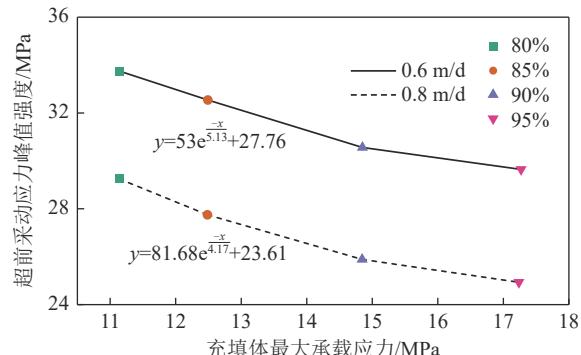


图15 采动应力峰值同充填体承载应力变化

Fig.15 Peak value of mining stress changes with the bearing stress of the backfilling body

4 充实率“三位一体”提升方法

煤层开采后,覆岩载荷向下传递,由采空区充填体和未采实体煤承担,覆岩载荷在2者之上的分配比例主要受采空区充实率的影响。由充填体承载能力同超前采动应力之间的负指数反向反馈关系可知,提升采空区充实率是增强充填体支撑能力,降低采动应力集中程度的有效手段。1123工作面提出了架前加强支护、架后及时支护、厚顶煤二次补浆措施,“三位一体”协同提升采空区充实率。

4.1 架前加强支护

1123工作面开采后上覆厚顶煤破碎严重,架前片

帮冒顶严重;架后在自重作用下加速碎胀变形,大大降低采空区充填空间。为抑制顶煤破碎造成的膨胀变形,提高采动后顶煤的结构完整,降低厚顶煤破坏对开采和充填工作的影响程度,工作面自开切眼起每刀割煤循环结束后,均采用W-4000型钢带配合MSGLW500/22×2500无纵筋螺纹钢式树脂锚杆加强支护端面顶板。锚杆间排距控制在800 mm×800 mm,并在顶板破碎区域采用φ21.8-19/1860-7000 mm钢绞线锚索补强支护。为减轻一个采充循环的立柱频繁升降对顶煤循环扰动,支架采取带压擦顶移架方式,减轻对顶煤的破坏。架前加强支护后,架间钢带防冒效果与架后厚顶煤控制效果如图16所示。

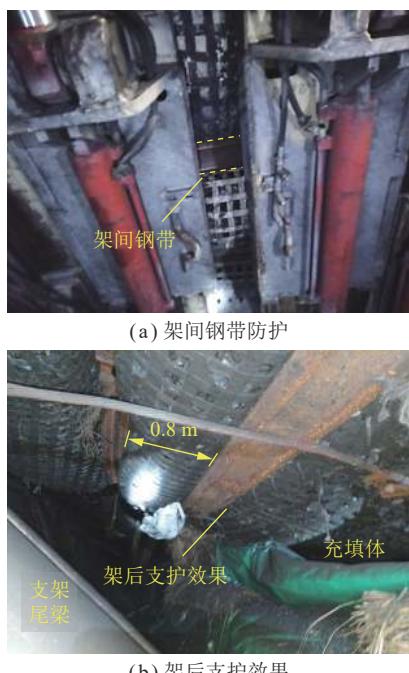


图16 架前加强支护

Fig.16 Support reinforcement in front of hydraulic shield

4.2 架后及时立柱

1123工作面初始推进阶段4天1个采充循环,厚顶煤过渡至架后失去下位支撑,长时间处于悬空状态,架后钢带难以支撑顶煤膨胀变形产生的作用力,依然呈现明显的整体下沉趋势,如图16(b)所示,为有效抑制厚顶煤在架后快速下沉,工作面推采后及时在架后辅以木支柱支护支撑钢带避免充填空间持续压缩,如图4(d)所示。在顶煤破碎严重区域,将木支柱替换为DWX35-350/110型单体支柱进行支护,利用单体支柱初撑力主动支护顶煤,支柱架后支设后,厚顶煤膨胀下沉速度得到有效控制,如图17所示。

4.3 厚顶煤二次补浆

1123工作面临近大断层和1122采空区,工作面推采前局部区域顶煤已受构造裂隙和采动影响发生

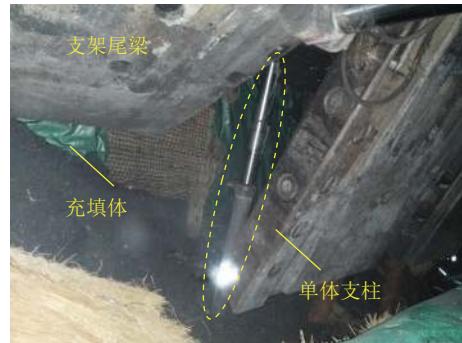


图17 架后单体支柱及时支护

Fig.17 Single pillar support behind hydraulic shield

破坏。工作面推采后,破碎区域顶煤在二次采动影响下裂隙发育加剧,产生大范围顶煤异常破碎区。对于异常破碎区,架前和架后加强支护措施难以对厚顶煤破碎下沉现象进行有效控制,导致采空区出现大面积充填空间较低区域,为提升构造破碎带影响区采空区充实率,采取了破碎顶煤高压注射补浆措施。工作面推采阶段采用激光扫描手段自动测量液压支架前后方空间高度,计算各区域的顶煤膨胀量,在顶煤膨胀严重区域采用高压注浆措施进行二次补浆。工作面架后补浆管路如图18所示,充填工作结束后,通过补浆管路将充填料浆高压注射至破碎顶煤内部,充实厚顶煤内部裂隙空间。



图18 厚顶煤高压补浆管路

Fig.18 Large-pressure pipeline for grouting in top coal

1123工作面采取充实率“三位一体”提升措施后,再次对支架前后方的空间高度进行实测,结果如图19所示,支架前后加强支护降低了厚顶煤下沉速度,二次高压注浆充实了厚顶煤内部裂隙空间,支架后方充填空间高度提升,厚顶煤完整性得到有效控制。实测结果表明充填空间已大于开采空间85%,仅工作面中部区域出现顶煤较大膨胀变形。加之对采空区中部进行二次补浆后,采空区实际充实率可提升至90%,表明“三位一体”措施使采空区厚顶煤破碎程度得到有效控制,有效提升了采空区充实率。

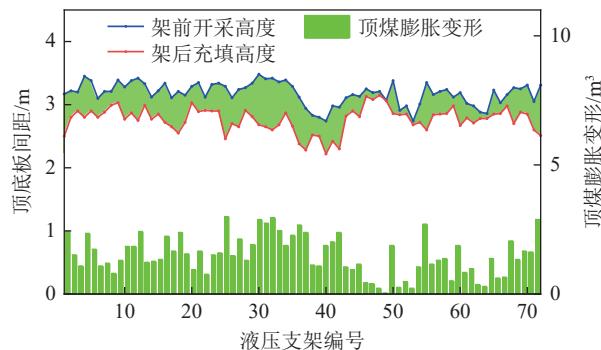


图 19 采空区充实率提升效果

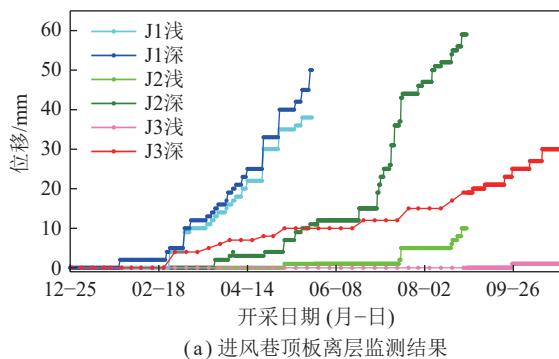
Fig.19 Effect of measures to improve backfilling ratio

5 高充实率阶段顶板下沉控制效果

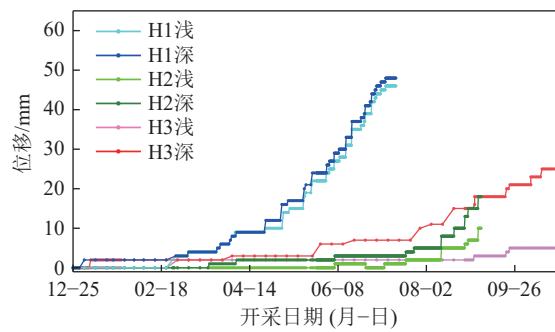
为评价采空区充实率提升措施后的围岩控制效果,工作面两侧回采巷道安装深基点离层仪,监测分析工作面坚硬顶板下沉情况。进风巷侧设置顶板离层观测点3组,第1组距离开切眼90 m,第2组距离开切眼136 m,第3组距离开切眼215 m,编号为J1、J2、J3。回风巷设置顶板离层观测点3处,第1组距离开切眼110 m,第2组140 m,第3组230 m,编号为H1、H2、H3,离层仪浅基点安装深度3 m,固定于顶煤

中,深基点安装深度大于8 m,固定于坚硬顶板岩层中。

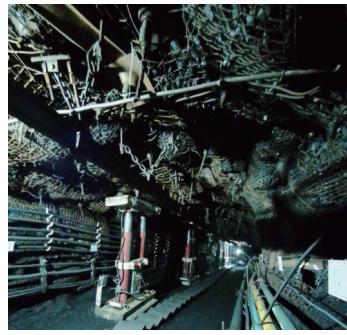
实测得到进、回风巷顶板下沉结果如图20(a)、(b)所示。工作面初始推进阶段,各测点所在位置受采动影响不明显,离层仪未有明显数据变化。测点J1和H1在1月25日和2月18日相继进入开采扰动影响区域,此时两测点超前工作面距离分别为70 m与72 m。两离层仪深浅基点读数基本同步增加,至监测末期离层仪进入采空区停止观测为止,J1测点顶板最大下沉值为50 mm,坚硬顶板下缘离层量仅为12 mm;H1测点顶板下沉48 mm,坚硬顶板同下位直接顶未产生离层。该阶段巷道顶板下沉以浅基点深度内厚顶煤破碎和下沉为主,且下沉量大,这是由于低充实率下采空区充填体承载能力未充分发挥导致,该阶段采空区充实率低于80%,导致采空区覆岩载荷大部分由工作面前方煤体承载,巷道围岩在高应力环境下破碎严重。J1测点的巷道围岩变形如图20(c)所示,顶板变形破坏起伏不平,锚网破坏较为严重,超前支架支护姿态受到影响,支架顶梁需绑定周围锚索以维持稳定和有效承载。煤壁经历高采动应力后片帮严重,引发端面冒顶,如图4(a)所示。



(a) 进风巷顶板离层监测结果



(b) 回风巷顶板离层监测结果



(c) 低充实率下的巷道围岩变形



(d) 充实率提高后的巷道围岩变形

图 20 不同充实率阶段的顶板下沉控制效果

Fig.20 Control effect of surrounding rock at different stages of backfilling ratio

测点J2和H2在3月20日进入采动影响区域,断层构造影响下超前采动影响区域增大至60 m,但工作面两测点顶板下沉速度减缓。H2在进入采动影响范围后读数未有明显变化,仅在监测末期进入采空区

前两基点读数出现明显增长,H2测点最终顶板下沉量仅为18 mm,顶板离层约8 mm。该阶段工作面已采取“三位一体”措施,采空区充实率已达到90%,高充实率承载效果和对顶板运动的控制效果明显提高,

有效抑制了顶板沉降和围岩破坏。J2在7月份之前两基点读数平稳,之后深基点读数上升速度加快,而浅基点数据变化平稳,J2测点最终顶板下沉59 mm,顶板离层达到49 mm,表明顶板下沉量基本由高位顶煤同基本顶离层导致。该测点临近F9正断层,且开采前进风巷全区布置顶板垂直钻孔对基本顶切顶,F9断层上盘采动活化后仅牵动顶煤缓慢下滑,导致坚硬顶板同下位直接顶出现离层。该阶段工作面在高充实率情况下顶板下沉最大幅度为4 mm/d,顶板下沉量在受控范围内,坚硬顶板弯曲变形缓慢,不会积聚大量应变能,未对工作面开采产生威胁。由于浅基点内顶板变形值小,巷道维护较为容易,J2测点巷道变形如图20(d)所示,围岩结构完整,超前支架处于正常支护姿态。充实率提升同样降低了超前采动应力集中程度,煤壁和端面顶板完整性提高,对开采和充填工作影响程度降低。

测点J3和H3在监测全程数据始终平稳变化,观测数据增长速度均小于前两组离层仪读数,截止最后一次数据采集位置,J3测点最终顶板下沉仅30 mm,顶板离层28 mm,H3测点最终顶板下沉仅25 mm,顶板离层5 mm,顶板下沉量和离层量均较小。顶板离层数据和现场观测表明采空区充实率提高有效发挥了充填体承载效果,有效控制了坚硬顶板下沉程度,工作面和巷道围岩控制效果得到提升。

6 结 论

(1) 1123充填工作面初采期间充实率低于80%,超前采动应力影响范围大于30 m,应力集中程度1.5;断层影响区超前采动应力影响范围增加至60 m,应力集中程度升高至1.65;断层构造和高应力影响下工作面和巷道围岩破坏失稳现象频发。

(2) 实测得到采空区充填体承载应力全程演化特征,应力分布曲线可划分为“快速降低—短暂稳定—快速升高—缓慢降低—二次稳定”5个阶段;坚硬顶板下沉和工作面倾角影响下,二次稳定阶段采空区中部充填体承载应力最大,下部次之,上部最小,低充实率阶段三区充填体稳定承载应力分别为1.9、5.2、2.8 MPa。

(3) 构建了充填体支撑作用下坚硬顶板连续沉降结构力学模型,得到了不同采空区充实率条件下坚硬顶板“ γ ”型沉降曲线;开展了不同养护时间下充填体力学特性试验,确定了充填体弹性模量、单轴抗压强度演化曲线;得到了采空区充填体承载应力分布曲线,揭示了充填体承载应力与超前采动应力之间负指数型反向反馈关系。

(4) 提出了架前加强支护、架后及时立柱和厚顶

煤破碎区高压注浆措施,“三位一体”将采空区充实率提升至90%,增强了充填体承载能力;实测顶板最大下沉量小于60 mm,坚硬顶板下缘离层空间小于50 mm,采动应力集中系数降至1.3,工作面和巷道围岩控制效果显著提升。

参 考 文 献(References):

- [1] 王家臣,王兆会,唐岳松,等.千米深井超长工作面顶板分区破断驱动机制与围岩区域化控制研究[J].煤炭学报,2023,48(10):3615–3627.
WANG Jiachen, WANG Zhaozhi, TANG Yuesong, et al. Regional failure mechanism of main roof and zonal method for ground control in kilometer-deep longwall panel with large face length[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(10): 3615–3627.
- [2] 钱鸣高,许家林,王家臣,等.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2021.
- [3] 陈忠辉,谢和平.综放采场支承压力分布的损伤力学分析[J].岩石力学与工程学报,2000,19(4):436–439.
CHEN Zhonghui, XIE Heping. Damage mechanics analysis on the distribution of abutment pressure around a coal face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(4): 436–439.
- [4] 杨科,赵新元,何祥,等.原位充填覆岩三场时空演化规律及力学机制研究[J].采矿与安全工程学报,2023,40(4):643–655.
YANG Ke, ZHAO Xinyuan, HE Xiang, et al. Study on the spatiotemporal evolution law and mechanical mechanism of the three-field of overlying strata in-situ backfill mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(4): 643–655.
- [5] XUE Dongjie, WANG Jianqiang, ZHAO Yongwei, et al. Quantitative determination of mining-induced discontinuous stress drop in coal[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018, 111: 1–11.
- [6] 罗生虎,王同,伍永平,等.大倾角煤层群长壁开采承载拱与间隔岩层采动应力演化特征[J].煤炭学报,2023,48(2):551–562.
LUO Shenghu, WANG Tong, WU Yongping, et al. Evolution characteristics of mining stress of bearing arch and interval strata in longwall mining of steeply dipping coal seam groups[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 551–562.
- [7] 庞义辉,张国军,王泓博,等.综放工作面区段煤柱采动应力全周期时空演化分析[J].岩石力学与工程学报,2023,42(4):833–848.
PANG Yihui, ZHANG Guojun, WANG Hongbo, et al. Mining stress full-cycle temporal and spatial evolution analysis on section coal pillar of fully-mechanized caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(4): 833–848.
- [8] 王兆会,孙文超,水艳婷,等.千米深井超长工作面采动应力旋转轨迹及其推进方向效应[J].煤炭学报,2022,47(2):634–650.
WANG Zhaozhi, SUN Wenchao, SHUI Yanting, et al. Mining-induced stress rotation trace and its sensitivity to face advance direction in kilometer deep longwall panel with large face length[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 634–650.
- [9] 潘俊峰,宁宇,毛德兵,等.煤矿开采冲击地压启动理论[J].岩石力学与工程学报,2012,31(3):586–596.

- PAN Junfeng, NING Yu, MAO Debing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2012, 31(3): 586–596.
- [10] 齐庆新, 王守光, 李海涛, 等. 冲击地压应力流理论及其数值实现[J]. 煤炭学报, 2022, 47(1): 172–179.
- QI Qingxin, WANG Shouquan, LI Haitao, et al. Stress flow theory for coal bump and its numerical implementation[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(1): 172–179.
- [11] 孟祥军, 张广超, 李友, 等. 深厚表土覆岩结构运移演化及高应力突变致灾机理[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1919–1931.
- MENG Xiangjun, ZHANG Guangchao, LI You, et al. Migration evolution laws of overburden structure with deep-lying thick surface soil and disaster mechanism induced by high stress mutation[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(5): 1919–1931.
- [12] 张翔, 朱斯陶, 姜福兴, 等. 深厚表土综放采场应力加载型冲击地压机理[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 2092–2105.
- ZHANG Xiang, ZHU Sitao, JIANG Fuxing, et al. Mechanism of stress-loaded rock burst in fully mechanized top-coal caving stope with deep overburden[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(5): 2092–2105.
- [13] 王宏伟, 王晴, 石瑞明, 等. 煤矿冲击地压与断层构造失稳的多物理场互馈机制研究进展[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 762–790.
- WANG Hongwei, WANG Qing, SHI Ruiming, et al. A review on the interaction mechanism between coal bursts and fault structure instability from the perspective of multi-physical field[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(2): 762–790.
- [14] 张明, 姜福兴, 陈广尧, 等. 基于厚硬岩层运动状态的采场应力转移模型及其应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2020, 39(7): 1396–1407.
- ZHANG Ming, JIANG Fuxing, CHEN Guangyao, et al. A stope stress transfer model based on the motion state of thick and hard rock strata and its application[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2020, 39(7): 1396–1407.
- [15] 赵毅鑫, 姜耀东, 田素鹏. 冲击地压形成过程中能量耗散特征研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 1979–1983.
- ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, TIAN Supeng. Investigation on the characteristics of energy dissipation in the preparation process of coal bumps[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(12): 1979–1983.
- [16] 潘俊锋, 康红普, 闫耀东, 等. 顶板“人造解放层”防治冲击地压方法、机理及应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 636–648.
- PAN Junfeng, KANG Hongpu, YAN Yaodong, et al. The method, mechanism and application of preventing rock burst by artificial liberation layer of roof[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(2): 636–648.
- [17] 陈洋, 李东, 姜福兴, 等. 深井特厚煤层充填开采防冲机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(5): 969–976.
- CHEN Yang, LI Dong, JIANG Fuxing, et al. Prevention mechanism of rock burst in backfill mining in extra-thick coal seam with deep shaft[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2020, 37(5): 969–976.
- [18] 周楠, 许健飞, 张吉雄, 等. 充填弱化坚硬覆岩冲击地压灾害机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(10): 2412–2426.
- ZHOU Nan, XU Jianfei, ZHANG Jixiong, et al. Study on the mechanism of weakening hard overburden rock burst disaster by backfilling[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2023, 42(10): 2412–2426.
- [19] 杨胜利, 李杨, 王兆会, 等. 充填体支撑作用下坚硬顶板运动模式与控制方法[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 1057–1066.
- YANG Shengli, LI Yang, WANG Zhaozhi, et al. Hard roof movement characteristic and its control methods under supporting effect of the backfilling body[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(5): 1057–1066.