

文章编号: 1673-3363-(2015)04-0610-07

急倾斜煤层水平分段综放面开采扰动影响分析

崔峰, 来兴平, 曹建涛, 单鹏飞

(西安科技大学能源学院, 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西 西安 710054)

摘要 针对水平分段开采造成的持续性扰动作用运用数值模拟的方法进行分析, 揭示本分段开采后和下分层开采后模型整体的塑性区、应力场和位移场分布特征, 并重点分析了下分段巷道的围岩应力分布特点, 最后通过现场监测分析掌握了实际开采过程中开采扰动的影响特点。结果表明: 急倾斜水平分段工作面中, 随着分段高度的加大上分段开采对下分段的影响逐渐减弱, 下分段较大厚度的煤体起到了缓冲作用; 下分段底板侧+518 m 水平巷道(B3 巷)岩石侧承受的压力较大, 顶板侧即+518 m 水平 B6 巷道岩石侧承受的压力较大, 上分段开采对下分段的超前影响距离是 10~20 m, 下分段巷道受到开采扰动和采空区覆层介质垮落的影响, 锚杆拉力变化滞后于工作面。

关键词 急倾斜煤层; 开采扰动; 综放开采; 水平分段; 空间结构

中图分类号 TD 324 文献标志码 A DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2015.04.014

Mining disturbance of horizontal section full-mechanized caving face in steeply inclined coal seam

CUI Feng, LAI Xingping, CAO Jiantao, SHAN Pengfei

(School of Energy, Key Laboratory of Western Mine Exploitation and Hazard Prevention of the Ministry of Education, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China)

Abstract In view of the persistent mining disturbance from horizontal section top-coal caving, numerical simulation was used to study the distribution characteristics of plastic district, stress field and displacement field at the stages of mining current and next sublevels, and the surrounding rock stress distributions at next sublevel entries were intensively discussed. Meanwhile, the effect characteristics of mining disturbance were monitored and analyzed in field test. The results show that the disturbance effect of upper sublevel to next sublevel is weakened gradually with the increase of horizontal section height, and the larger thickness coal mass can play a cushion influence. In the next sublevel, the floor side stress in B3 roadway at +518 m level is larger, while the roof side stress in B6 roadway at +518 m level is larger. The advanced distance of mining disturbance affected by the upper sublevel is 10~20 m. Influenced by both the mining disturbance and caving effect of gob strata, the bolt tension variation in the entries of next sublevel is lagging behind the working face.

Key words steeply inclined coal seam; mining disturbance; full-mechanized caving mining; horizontal section; spatial structure

收稿日期: 2015-05-21

基金项目: 国家重点基础研究计划(973)项目(2015CB251600); 973 计划前期研究专项项目(2014CB260404); 国家自然科学基金重点项目(U1361206); 西部地区博士后人才资助计划项目(2015M572654XB)

作者简介: 崔峰(1986—), 男, 河南省新乡市人, 博士, 讲师, 从事煤矿开采及岩石力学方面的研究。

E-mail: cuifeng9418@163.com

Tel: 13572251475

急倾斜煤层由于倾角较大的原因沿煤层倾向布置工作面难度较大,水平分段开采成为该类煤层的常用方式。该方法虽然提高了开采效率,同时也形成了多层的采空空间,在采空区松散介质的充填下,顶板岩层极易向采空区偏转、滑移,不利于覆岩结构的稳定;上部岩体的偏转在其根部容易形成应力集中,导致下分段煤体受压、屈服程度提高;由于顶煤厚度较大,通常采取爆破致裂的方式提高煤层的冒放性,这也使得本工作面及其下分段煤体受到持续性扰动。在上述影响综合作用下本分段煤体及下分段巷道受开采扰动的影响必须进行分析,掌握多阶段开采扰动结构下围岩变形及巷道支护结构的受力特点,为指导开采实践提供科学依据。

针对地下矿产的开采扰动问题,多个学者进行了卓有成效的研究。谢和平等^[1]分析了3种典型开采条件下工作面支承压力分布规律,获得3种开采扰动条件下煤体的采动力学行为,为本文综放开采条件下的扰动行为提供了借鉴。纪洪广等^[2-3]利用现场高密度电法对地下开采扰动进行探测,并运用开采“三带”理论分析了地下开采扰动对覆岩不同区域的破坏特征。徐帅等^[4]采用数值分析方法,分析了在地下分层开采扰动作用下地面高陡边坡的稳定性变化情况。王金安等^[5]采用地表移动监测和离散元数值模拟,揭示了开采扰动下河床地表的移动规律和地层破坏特征及渗流路径。张立杰等^[6]针对华亭煤矿急斜特厚煤层开采扰动极其频繁的问题,基于声发射的煤岩动力失稳行为实验与现场相关测试比较分析了动力灾害的原因。来兴平等^[7-8]针对具有时间效应和后续开采扰动累积响应特征的西部矿区开采扰动区松软岩层变形及水下开采时的开采扰动进行研究,结合现场围岩变形和应力实测及其他多种实验和分析方法进行预计和评价。翟会超等^[9]针对复杂多层采空区变形进行模拟分析并辅以钻孔监测提供裂隙发育程度。Wu Faquan 等^[10]通过对钻孔图像的观测定量评估了开采扰动区。Li Shouju 等^[11]利用位移、锚杆载荷和声波监测的综合手段分析了分步开挖的动力室扰动区范围。Cai Meifeng 等^[12]利用捕捉到的微震数据定量评估开采扰动区内裂隙的长度、密度和发育程度。Pan Pengzhi 等^[13]对涉及热-水-力耦合的核废料安置位置附近的扰动区发展过程问题进行了研究,作为比较全面的耦合分析对煤矿深部开采扰动的问题有借鉴意义。

上述现场实测和数值模拟及与实验相结合的研究方法,为本文提供了较好的思路指引。但是上述大多是针对地下开采对地面及覆岩变形破坏的研究,对于急倾斜、水平分段综放开采条件下本分段开采扰动及致裂煤体的持续性爆破措施作用下工作面围岩应力、变形特点及其对下分段巷道的影响少有涉及,而事实上上下分段巷道的开掘必然受到上分段的影响。

基于以上分析,本文在分析急倾斜煤层开采技术条件及现场工作面布局特点的基础上,采用数值模拟的方法分析了开采不同分段时围岩的塑性区、应力场和位移的分布特征,并着重对下分段巷道围岩应力特点进行分析,最后对井下对应地点的支护结构受力进行监测记录,实现了数值计算和开采实践的结合,为后续工作面的开采设计方案及支护参数调整提供了参考。

1 数值模型构建

1.1 数值计算软件选择

目前应用在采矿工程中的分析软件有 Ansys, FLAC, RFPA 以及其他离散元软件等,其中 FLAC^{3D} 软件以能较好地模拟地质材料在达到强度极限或屈服极限时发生的破坏或塑性流动的力学行为,特别适用于分析渐进破坏和失稳以及模拟大变形,可以模拟多种结构形式以及复杂的采矿工程及其与力学相关的问题。结合本研究需要对整体结构分析的特点,选用三维有限差分法计算程序 FLAC^{3D} 进行数值计算与分析。

1.2 计算参数

现场取样和岩石力学试验结果表明,当载荷达到屈服极限后,岩体在塑性流动过程中随变形保持一定的残余强度。

因此,本计算采用理想弹塑性本构模型——摩尔-库仑屈服准则判断岩体的破坏:

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} - 2c \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} \quad (1)$$

式中: σ_1 , σ_3 分别是最大和最小主应力; c , φ 分别是黏结力和内摩擦角。

根据现场地质调查和岩石力学试验结果确定了煤岩力学参数,并在模拟计算采用时根据开采实践结果进行了适当折减^[14](见表1)。

表 1 煤岩力学参数
Table 1 Coal and rock mechanics parameters

岩层类别	岩性	密度/ (kg·m ⁻³)	弹性模量/ MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	抗拉强度/ MPa
顶板	粉砂岩	2 483	3 750	3.70	37.0	2.39
岩柱	粉砂岩	2 483	3 750	3.70	37.0	2.39
煤层	煤	1 320	2 500	0.61	32.0	0.61
弱化煤层	煤	1 200	1 500	0.56	25.0	0.31
基本底	粉砂岩	2 483	3 750	3.70	37.0	2.39

1.3 计算模型

在计算过程中充分考虑矿区地质环境、开采技术等，数值计算物理模型见图 1。

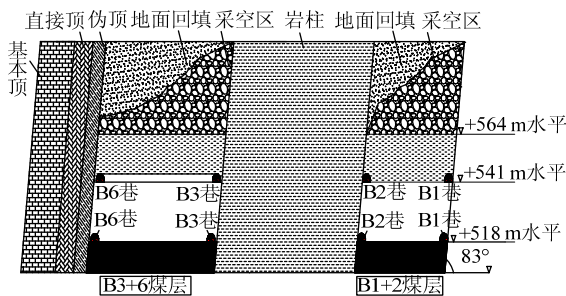


图 1 数值计算物理模型

Fig.1 The physical model for numerical simulation

构建完毕的数值模型共 27 357 个单元、51 798 个节点， x 方向为工作面倾向， y 方向为工作面走向， z 方向为埋深，均按照+541 m 水平和+518 m 水平工作面布置情况建立。模型侧面限制水平移动、底面限制垂直移动。

2 数值计算结果分析

2.1 塑性区分布特征

工作面开采后将导致围岩应力重新分布，在超前支承压力和侧向压力重叠作用下使得围岩达到强度极限，进而发生塑性变形，造成矿压显现、巷道变形等现象。急倾斜煤层开采后形成的采空空间结构在重复扰动下也将出现塑性变形。

构建的数值模型在达到初始平衡后按照现场布局及施工顺序进行开挖：首先将+541 m 水平的 B6，B3，B2，B1 这 4 条巷道进行开挖。按照矿井的采掘接续，在+541 m 水平工作面开采期间准备好下分段巷道，为此在模拟中同时开挖+541 m 水平工作面和+518 m 水平工作面的 B6，B3，B2 巷道，B1 巷作为新型支护方式的实验场所开挖稍晚于本分段的其他巷道，最后再开挖+518 m 水平工作面。巷道开挖后在巷道围岩周围出现少量塑性区，表明

每条巷道的周围均有岩层达到屈服状态，以剪应力为主，面积以各个巷道靠近煤层侧的较大。巷道底板与两帮结合处的斜下方 3 m 内均有塑性区分布，表明巷道顶板的载荷传递到底板，致使底板与两帮结合处承受较大的集中应力，从而出现了塑性区。图 2a 反映了+541 m 水平开采后模型整体的塑性区分布特征，可以看出巷道上方的煤体出现了剪应力区，同时+541 m 水平的上方也出现了拉应力区，2 个工作面的两侧存在较大的塑性区，表明本分段的开采影响到了上分段松散体的重新分布。由于+541 m 水平开采的影响，下分段的+518 m 水平巷道周围也出现了塑性区，相对于开采前面积更大，主要集中在煤体侧，顶底板只有很小部分呈塑性状态。

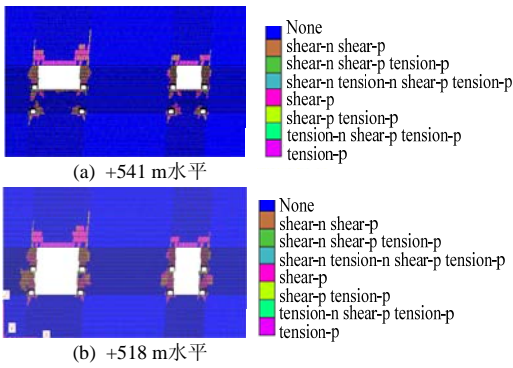


图 2 不同开采阶段模型整体塑性区分布特征

Fig.2 The plastic zone distribution at different mining stages

图 2b 反映了+518 m 水平这 2 个工作面开采后模型整体的塑性区分布特征。+518 m 水平的顶底板出现了较大范围的塑性区，一直延伸到+541 m 水平，宽度大约为巷道的宽度。+518 m B3+6 工作面的塑性区面积大于+518 m B1+2 工作面，特别是+518 m B6 顶板侧在开采后塑性区面积迅速扩大。表明工作面宽度的增加使得围岩的稳定性降低，更多的区域呈现出塑性状态。

2.2 应力场特征

应力场是围岩变形的力源。围岩局部塑性变形和位移场变化的本质原因是该区域应力集中所致。在急倾斜煤层水平分段结构中，下分段巷道及工作面围岩均受到覆岩及自身结构的影响。为研究碱沟煤矿上分段开采对下分段巷道的影响，对比了矿区邻近大洪沟煤矿开采+535 m 水平对+501 m 水平整体垂直应力分布特征，如图 3 所示。之所以将两矿井进行对比是由于大洪沟煤矿与碱沟煤矿同属乌鲁木齐矿区，开采煤层的倾角、厚度、煤层编号与采煤方法均相同，不同在于大洪沟煤矿的分段高度

较大(分段高度较大是综合考虑大洪沟煤矿和小红沟煤矿合并后首采面的安全和效益设定)。

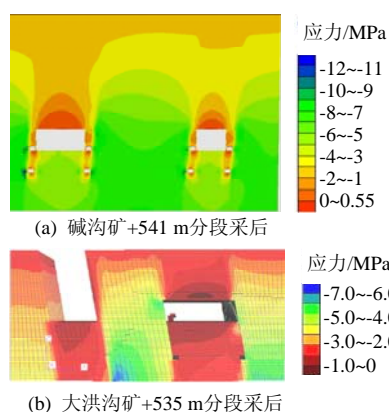


图3 上分段开采对下分段巷道垂直应力变化的影响对比
Fig.3 The contrast of Vertical stress caused by mining influence at next layer from upper layer

针对碱沟煤矿构建的模型计算后发现: +541 m 水平开采后应力传导至+518 m 水平(图 3a), 两水平巷道对应区域的垂直应力出现了导通, 表明+541 m 水平的开采影响到了+518 m 水平, 在各个巷道与顶底板结合处出现了应力集中。同时 2 个工作面双方均出现了拱形的应力分布特征, 位于最底层的拱应力为正, 反映出该区域承受着压应力。由于大洪沟煤矿分段高度较大(34 m), +535 m 水平开采后上下分段巷道对应的区域并没有出现垂直应力导通现象(图 3b), 表明随着分段高度的加大上分段开采对下分段的影响逐渐减弱。在实施顶煤爆破的工作面, 下分段较大厚度的煤体起到了上分段爆破对下分段巷道的缓冲作用, 因此认为增大分段高度可以加大缓冲距离, 增强下分段巷道的稳定性。

碱沟煤矿与乌鲁木齐矿区其他矿井地质条件类似且开采深度基本一致, B1+2 煤层与 B3+6 煤层之间均存在厚度较大的岩层, 约为 70 m。由于+564 m 水平以上均已采空, 并被松散介质充填, 在岩柱的重力作用下产生水平方向分力, 向 B1+2 煤层的方向弯曲, 对 B3 巷起到一个撬动作用, 同时导致 B2 巷顶板侧岩层处于应力集中状态。

图 4 反映了+518 m 水平在+541 m 水平开采后水平应力的分布特征, 可以看出+541 m 水平开采之前+541 m 水平工作面上方与左右两侧水平应力基本为正值, 反映出该区域处于压应力状态, 是垮落的重点区域, 拱形的应力分布非常符合跨层拱的特征。+518 m 水平开采后两分段的水平应力出现了导通, 应力为正值的区域进一步加大, 顶底板均有松

动的迹象。

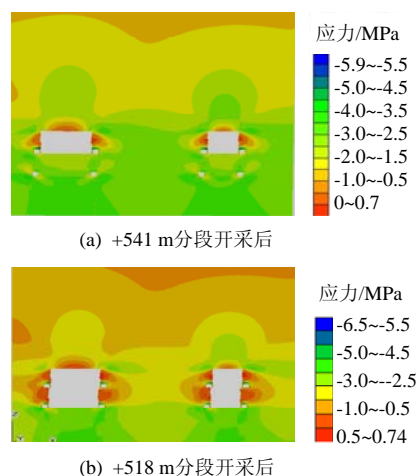


图4 水平应力场特征
Fig.4 Horizontal stress field features

2.3 位移场特征

工作面的开采将对巷道及巷道围岩产生扰动, 巷道及工作面围岩均发生较大变形。数值计算表明: +541 m 水平开采后工作面正上方位移量较大, +541 m 水平 B3+6 工作面周围的位移大于 B1+2 工作面, +518 m 水平的 2 个工作面开采后模型整体位移加大, +518 m 水平 B1+2 工作面上方的岩层位移也出现了弯曲。

2.4 下分段 B3 巷道周围应力分布特征

为揭示不同开挖步骤及空间结构条件下应力的分布特征, 选择下分段 B3 巷道周围应力进行重点研究。+518 m 水平 B3 巷道周围监测单元位置及其应力分布特征见图 5。监测点 1~8 在开挖及开采后的垂直应力(图 5a)均小于初始平衡时刻的值, 监测点 9~11 的垂直应力均大于初始平衡时刻, 最高达到约 12 MPa, 监测点 12 的垂直应力值小于初始平衡, 这反映出顶板侧巷道的南帮与底板结合处承受的垂直应力随着开挖范围的加大而增加。

图 5b 中监测点 1~4 水平应力均小于初始平衡时刻的值, 监测点 5~7 的水平应力值从初始平衡时刻的 2 MPa 升高至 5.5 MPa, 重新下降至 2 MPa; 监测点 8~9 的水平应力值基本等于初始平衡时刻; 监测点 10~12 的应力值随着开挖的继续不断上升, 均大于初始平衡时刻的值, 在+518 m 水平工作面即本分段工作面开采前稳定在约 3 MPa, 主要特征是水平应力值随着开采范围的加大而升高, 这反映出开采扰动作用致使+518 m 水平 B3 巷道拱形中心处与巷道右下角处承受着较大的水平应力。

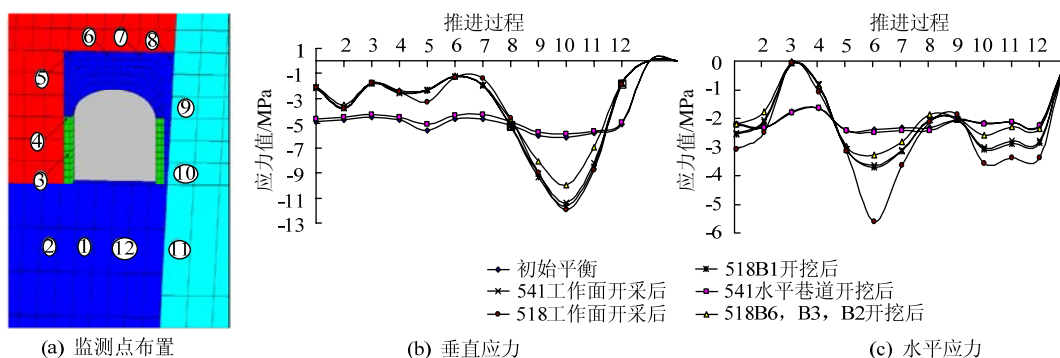


图5 +518 m 水平 B3 巷监测点推进过程中应力变化

Fig.5 The stress changes within +518 m B3 roadway

2.5 下分段 B6 巷道周围应力分布特征

为了清晰描述模型整体应力的分布特征,运用等值线的方式反映了垂直应力和水平应力的分布特征,见图 6。首先由图 6a 可知随着深度的增加垂直应力亦不断增加,从上至下的应力等值线分别是 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 MPa, 反映出 B1+2 煤层和 B3+6 煤层之间的岩柱承受着较大的垂直应力,在 B3 巷道的底板侧达到了 8 MPa,这远大于上覆岩层的自重,根据碱沟煤矿的开采布局判断是由采掘布局引发的应力畸变。在煤层与顶底板结合处等值线密集,应力集中明显,这对应了塑性区分布图所反映的该区域煤岩体大多处于屈服状态。

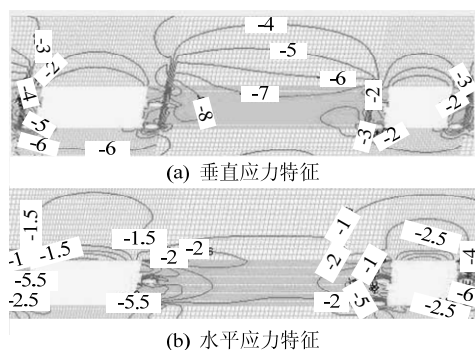


图 6 +541 m 和+518 m 水平采后模型应力特征 (MPa)

Fig.6 The characteristics after mining between +541 m and +518 m level

图 6b 反映了模型中水平应力的分布特征,从上至下分别是 0.5, 1.0, 1.5, 2.0, 2.5 MPa, 水平应力变化幅度较小。但是在煤层与顶底板结合处水平应力等值线同样密集, +541 m 水平 B6 巷附近水平应力最大达到 5.5 MPa, +518 m B3 巷附件水平应力最大达到 6.5 MPa, +518 m 水平 B1 巷水平应力最大达到 4.5 MPa, 这反映出巷道的顶板和底板侧均有较大的水平应力存在。在支护设计时必须考虑采掘布局诱发的应力畸变带来的结构失稳问题,采

取措施降低巷道围岩的应力集中程度。

3 开采扰动影响的现场监测

为将本模拟结果和开采实践结合,对开采实践过程中下分段巷道内支护安装好的锚杆拉力进行监测记录,以分析上分段开采扰动对下分段的直接影响。具体是在+518 m 水平工作面 2 个巷道距石门 730 m 处各布置一个断面,对锚杆的拉力进行监测记录,分析上分段开采扰动对下分段的影响。具体是每个断面布置 3 个锚杆测力计(顶板与两帮各 1 个),两巷共安装 6 个锚杆测力计。自安装之日起,每班记录一次。注:文章下述中+518 m 水平 B3 巷北帮即该的巷道煤层侧,南帮是该巷道的底板岩石侧; +518 m 水平 B6 北帮是该巷道的顶板岩石侧;南帮是该巷道的煤层侧。

3.1 +518 水平 B6 巷道锚杆拉力监测

图 7 是+518 m 水平 B6 巷 730 m 处锚杆拉力的变化曲线,0 点为监测断面位置,箭头为工作面开采方向。南帮锚杆的拉力一直为零,表明该处巷道受到扰动影响较小,固定在锚杆上的测力计没有监测到巷道受压的迹象,现场勘查也发现该断面南帮变形很小。

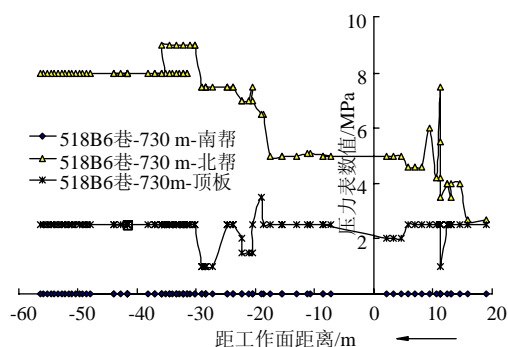


图 7 +518 m 水平 B6 巷 730 m 处锚杆拉力变化

Fig.7 Cable tension changes of 730 m at +518 m B6 roadway

北帮锚杆的拉力值在距工作面 20 m 时急速上升,工作面继续推进 10 m 时达到峰值 7.5 MPa 并迅速下降稳定在 5 MPa,上分段开采对下分段的超前影响距离是 10~20 m;在-20~20 m 范围内顶板锚杆拉力变化较小,且在-20~10 m 范围内顶板与北帮锚杆的拉力值均保持稳定。工作面越过该断面后在-20~-30 m 的位置北帮锚杆拉力从 5 MPa 上升至 9 MPa,反映出采空区顶板在煤体放出后压力出现集中并传导至下分段巷道的北帮,该范围内顶板锚杆拉力却出现了下降,这是由于顶板对覆层介质的支撑使得压力出现暂时的下降,在覆层垮落、重新作用在下分段时拉力即回升至 2.5 MPa。

顶板和北帮锚杆的拉力在工作面越过该断面 30 m 以后基本保持稳定,不再受工作面开采扰动影响。也反映出下分段巷道不仅受开采扰动影响,也受采空区覆层介质垮落的影响,所以锚杆拉力体现出一定的滞后性。该断面高度和宽度测量结果表明巷道原始高度、宽度在上分段工作面前方 20 m 时为 2.75, 3.3 m,在工作面位于该断面正上方时为 2.73, 3.15 m,工作面继续推进至该断面前方 56.4 m 时巷道高度为 2.72, 3.15 m。综合压力和巷道变形认为分段开采及采空区垮落影响到了下分段巷道的稳定,顶板侧巷道北帮承受的压力较大,顶板次之,北帮最小。

3.2 +518 水平 B3 巷道锚杆拉力监测

图 8 是+518 m 水平 B3 巷 730 m 处锚杆拉力的变化曲线。南帮锚杆的拉力从距工作面前方约 20 m 处开始上升,在工作面继续推进 10 m 后达到峰值 22 MPa,之后保持稳定,在工作面推过该断面 10 m 时锚杆拉力继续攀升,继续推进 10 m 后达到最大值 26 MPa。顶板和北帮锚杆的拉力值变化较为相似,锚杆的拉力在工作面前方 20 m 处开始上升,继续推进 10 m 后各自均达到峰值,之后保持稳定,在工作面越过该断面后锚杆拉力在-10~-30 m 范围内略有上升,-35 m 后锚杆拉力出现下降。

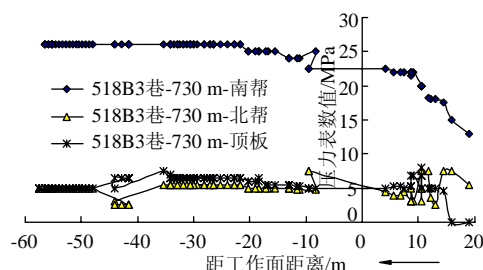


图 8 +518 m 水平 B3 巷 730 m 处锚杆拉力变化

Fig.8 Cable tension changes of 730 m at +518 m B3 roadway

总体看,该断面锚杆拉力均在距工作面 20 m 处开始上升推进 10 m 后达到峰值,之后保持稳定,随着工作面越过该断面拉力略有上升,顶板侧 B6 巷道也呈现出这一特征,这反映出上分段开采对下分段的超前影响距离是 10~20 m,之后随工作面越过该断面后,锚杆拉力变化滞后于工作面,表明采空区顶板垮落的滞后性在下分段巷道也有体现。综合顶板侧巷道在工作面越过断面之后的锚杆拉力特征认为,在工作面越过监测断面 30 m 以后下分段基本不再受开采扰动影响。从锚杆拉力值看,顶板锚杆的拉力稍大于北帮,这表明底板侧巷道该断面南帮承受的载荷较大,顶板次之,北帮最小。

巷道该断面原始高度 3.32 m、宽度 3.56 m,掘进完成后该断面高度没有明显变化,在上分段工作面从落后于该断面 19.1 m 推进至该断面前方 57.6 m 时宽度从 3.56 m 减少到 3.3 m。综合认为底板侧巷道南帮承受的压力较大,同时上分段采动影响到了下分段巷道的稳定,在工作面推进至该断面前 10 m 位置应力出现了上升,越过该断面 10 m 后拉力略有上升,且此时锚杆拉力变化滞后于工作面,可见上分段开采扰动作用反复影响到了下分段巷道,并在采空区顶板的垮落影响下而具一定滞后性。

4 结论

1) 随着分段高度的加大上分段开采对下分段的影响逐渐减弱。在采用超前预爆破工艺的工作面,下分段较大厚度的煤体起到了上分段爆破及开采扰动对下分段巷道的缓冲作用,增大分段高度可以加大缓冲距离,增强下分段巷道的稳定性。

2) 锚杆拉力监测表明上分段采动影响到了下分段巷道的稳定。顶板侧巷道北帮承受的压力较大,顶板次之,北帮最小。底板侧巷道该断面南帮承受的载荷较大,顶板次之,北帮最小。

3) 上分段开采对下分段的超前影响距离是 10~20 m,下分段巷道不仅受开采扰动影响也受采空区覆层介质垮落的影响,随着工作面越过该断面后,锚杆拉力变化滞后于工作面,采空区顶板垮落的滞后性对下分段巷道的影响也有所体现,在工作面越过监测断面 30 m 以后下分段基本不再受开采扰动影响。

参考文献:

- [1] 谢和平,周宏伟,刘建锋,等.不同开采条件下采动力学行为研究[J].煤炭学报,2011,36(7):1067-1074.

- XIE Heping, ZHOU Hongwei, LIU Jianfeng, et al. Mining-induced mechanical behavior in coal seams under different mining layouts[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(7): 1067-1074.
- [2] 纪洪广, 向鹏, 张磊, 等. 开采扰动岩体力学性质变异试验研究与探测分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(11): 2352-2359.
- JI Hongguang, XIANG Peng, ZHANG Lei, et al. Experimental study and detection analysis of mechanical properties variability of rock mass in excavation disturbance[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(11): 2352-2359.
- [3] 纪洪广, 向鹏, 韩放, 等. 地下开采扰动条件下露天矿边坡岩体结构变异与失稳模式分析[J]. 煤炭学报, 2012, 37(2): 211-215.
- JI Hongguang, XIANG Peng, HAN Fang, et al. Structural changes and failure mode of open-pit slope under underground mining disturbance[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(2): 211-215.
- [4] 徐帅, 李元辉, 安龙, 等. 地下开采扰动下高陡边坡稳定性研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(6): 888-893.
- XU Shuai, LI Yuanhui, AN Long, et al. Study on high and steep slope stability in condition of underground mining disturbance[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(6): 888-893.
- [5] 王金安, 焦申华, 唐君, 等. 开采扰动河床防渗治理方法[J]. 煤炭学报, 2013, 38(9): 1549-1556.
- WANG Jin'an, JIAO Shenhua, TANG Jun, et al. Anti-seepage control method for mining disturbed river-bed[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(9): 1549-1556.
- [6] 张立杰, 蔡美峰, 来兴平, 等. 基于 AE 的深部复变环境下急斜特厚煤层开采动力失稳分析[J]. 北京科技大学学报, 2007, 29(1): 1-4.
- ZHANG Lijie, CAI Meifeng, LAI Xingping, et al. Dynamical destabilization analysis of steep and heavy thick coal seam in a deep-mine under the complex-variable environment based on AE[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2007, 29(1): 1-4.
- [7] 来兴平, 伍永平, 任奋华, 等. 西部矿区深部复杂应力环境下开采扰动区松软岩层力学特性[J]. 北京科技大学学报, 2006, 28(4): 312-316.
- LAI Xingping, WU Yongping, REN Fenhua, et al. Mechanical characteristics of soft-rock at excavation disturbed zone in the complex stress environment of deep mining in the western coal mine region of China[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2006, 28(4): 312-316.
- [8] 来兴平, 蔡美峰, 任奋华. 河下开采扰动诱致采空区动态失稳定量预计与综合评价[J]. 岩土工程学报, 2005, 27(12): 1421-1424.
- LAI Xingping, CAI Meifeng, REN Fenhua. Quantitative prediction and comprehensive evaluation on dynamic destabilization of LSMA due to excavation disturbance underneath river[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2005, 27(12): 1421-1424.
- [9] 翟会超, 任凤玉, 曹建立. FLAC^{3D} 与 RG 井下录像系统在复杂采空区处理中的应用[J]. 金属矿山, 2010(7): 136-139.
- ZHAI Huichao, REN Fengyu, CAO Jianli. Application of FLAC^{3D} & RG Underground Video System in Complicated Disposing Goaf[J]. Metal Mine, 2010(7): 136-139.
- [10] WU Faquan, LIU Jianyou, LIU Tong, et al. A method for assessment of excavation damaged zone (EDZ) of a rock mass and its application to a dam foundation case[J]. Engineering Geology, 2009, 104(1): 254-262.
- [11] LI Shouju, YU He, LIU Yingxi, et al. Results from in-situ monitoring of displacement, bolt load, and disturbed zone of a powerhouse cavern during excavation process[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2008, 45(8): 1519-1525.
- [12] CAI M F, KAISER P K. Assessment of excavation damaged zone using a micromechanics model[J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2005, 20(4): 301-310.
- [13] PAN Pengzhi, FENG Xiating, HUANG Xiaohua, et al. Coupled THM processes in EDZ of crystalline rocks using an elasto-plastic cellular automaton[J]. Environ Geol, 2009, 57(6): 1299-1311.
- [14] XIE H P, CHEN Z H, WANG J C. Three-dimensional numerical analysis of deformation and failure during top coal caving[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 1999, 36(5): 651-656.