

深埋地下工程开采与支护稳定的数值分析

马茜濛¹,李世海²,吕祥锋²

(1. 石家庄铁道大学 土木工程学院,河北 石家庄 050043;2. 中国科学院力学研究所,北京 100190)

摘要:深埋地下工程开采使得覆岩变形和应力重新分布,而支护作用对采动有很大影响,使得深埋地下工程采动效应更加明显,加大了开采与支护稳定的难度。采用数值模拟方法,实现回采工作面超前支护随采随移架过程,研究深埋地下工程开采过程及其对回采工作面超前支护稳定的影响,数值计算结果表明,工作面中心位置和巷道与煤层交界处变形集中较明显,同时工作面底面有向上隆起趋势;巷道边帮水平应力呈现逐渐增加趋势,最大水平应力值约为 30MPa;巷道顶板测点应力呈现“增大→减小→再增加”过程,顶板最大下沉量约为 12cm;工作面超前段支架最大受力约为 300kN,为额定工作阻力的 1.2 倍;覆岩应力呈现出增加后迅速减小,下沉变形量增加,整体变形量最大值约为 16cm,研究结果为深埋地下工程开采安全和支护稳定提供了重要依据。

关键词:深埋;地下工程;开采安全;支护稳定;数值计算

文章编号:1003-8035(2014)01-0051-06

中图分类号:TD335

文献标识码:A

0 引言

随着我国浅部资源的减小和枯竭,深部地下资源开采日益加剧,开采深度也逐渐增加,开采安全和支护稳定问题也日渐突出,深埋地下工程开采安全与支护稳定的研究更加重要。我国研究工作者在采矿工程工作面开挖覆岩变形移动规律及支护对巷道稳定影响方面开展了较多的研究工作,取得了一定的研究成果。马元,何国军等通过三维物理试验模拟巷道的真实开挖、变形和破坏过程,研究了有、无支护体系形态下的围岩变形,针对围岩应力以及位移变形破坏特征进行深入分析,得出深埋高应力巷道围岩变形破坏及支护作用机理^[1-2]。郭相参,戴俊等运用理论计算分析和数值模拟研究方法,对深埋高地应力隧道的卸压支护技术进行研究,达到了降低围岩应力和保护隧道的目的^[3-5]。包海玲,孟益平等结合淮北临涣矿有软弱岩层交汇的特性,建立了三维有限元模型,系统的分析了地下倾斜巷道在自重应力场下的位移和应力情况,研究了倾斜煤层巷道围岩变形破坏特征,指出软弱岩层以及顶板、底板等关键部位的支护应注意防止底鼓现象的产生^[6-8]。但从目前的研究成果来看,主要研究工作集中在采矿工作面开挖对上覆岩层变形和应力特征的实验分析以及巷道开挖后单独考虑支护对围岩巷道变形的影响^[9-10],实际开采中超前支护随工作面推进不断前移,而超前支护对工作面开采安全起到关键作用,至今未见到相关方面的研究报告,因此,研究深埋地下工程开采过程及其对回采

工作面超前支护稳定的影响,对地下工程开采安全和支护稳定起到指导意义。

1 计算模型及支护参数

1.1 计算模型

本文采用中国科学院力学所研发的基于连续介质力学的离散元方法软件 GDEM 进行三维数值模拟,实现了回采工作面超前支护随采随移架的过程,模拟了深埋地下工程开采及对回采工作面超前支护的影响。以河南义马煤田某回采工作面为例,计算模型和参数选择分别根据当地地质资料和地应力测试数据取值,并结合数值计算方法,将地质模型进行适当简化,数值计算模型尺寸长×宽×高为 300m×150m×83m,矩形巷道截面尺寸为 5m×4m。模型共分为五层,从上至下分别为:砾岩(厚 35m)、坚硬顶板(厚 15m)、煤-岩互层(厚 6m)、厚煤层(厚 6m)、煤-岩互层(厚 6m)和底板(厚 15m)。计算中,模拟模型距离地面为 1000m,根据实际推进速度,计算中工作面推进速度为 10m/d。工作面平面布置见图 1,煤岩层结构见图 2。

收稿日期:2013-06-27;修订日期:2013-07-24

基金项目:国家重点基础研究发展规划(973 计划)项目(2010CB731506)

作者简介:马茜濛(1988—),女,硕士研究生,主要从事深埋地下工程开采与支护安全研究。

E-mail:masimon1988@126.com

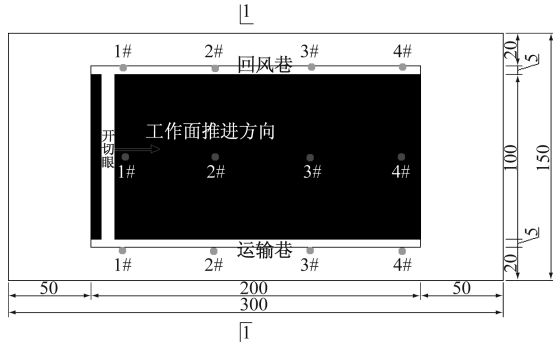


图1 工作面平面及测点布置图(单位:m)

Fig. 1 Working face plane and measuring points

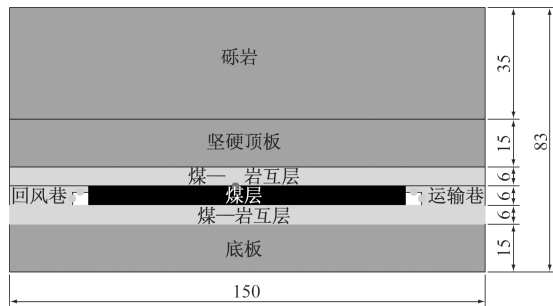


图2 煤岩层结构图(1-1剖面,单位:m)

Fig. 2 Coal strata structure

1.2 模型参数及边界条件

计算中,采用 Drucker-Prager 屈服准则,根据地质资料取得计算模型各岩性材料参数见表1。

表1 计算模型材料参数

Table 1 The model of material parameters

岩性	密度 (kg/m^3)	抗压强度 (MPa)	弹性模量 ($\times 10^9 \text{Pa}$)	泊松比
砾岩	2300	100 ~ 200	80	0.25
坚硬顶板	2700	90 ~ 180	70	0.20
煤岩互层	2000	50 ~ 70	22	0.24
煤层	1700	20 ~ 38	7 ~ 10	0.28
底板	2500	90 ~ 160	40	0.22

由于开挖巷道尺寸相对于模型尺寸为无限小,因此可忽略尺寸效应。约束边界条件设置为模型底面全约束,四周水平约束,顶面为自由面。模型距离地面为1000m,根据当地测试得到地应力数据,取得初始地应力为最大水平地应力为20MPa,最小水平地应力为18MPa,垂直地应力为17MPa。计算中,实现先加载后开挖巷道,垛式液压支架支护(超前支护为20m,工作面后方支架随工作面推进移架),然后开切眼,工作面(综采液压支架,随工作面推进移架)推进速度为10m/d,开采至煤层终止位置。

1.3 回采工作面超前支护参数

工作面超前支护距离为20m,工作面后方支架随工作面推进不断移向工作面方向,并保证超前支护距离不少于20m,每排单体支架为3个,间距为1.7m,液压支架排距为1.0m,顶梁分别与巷道围岩和支柱连接。单体液压支柱选择 DWX35-250/100X(D代表单体液压支柱,W代表外注式,35为支柱最大高度3.5m,250为支柱的额定工作阻力250kN,100为支柱的油缸直径100mm,X为支柱的悬浮式技术原理),搭接所有支架必须架设牢固,柱径为100mm的不得小于90kN,柱径为80mm的不得小于60kN。巷道超前支护结构示意图见图3。

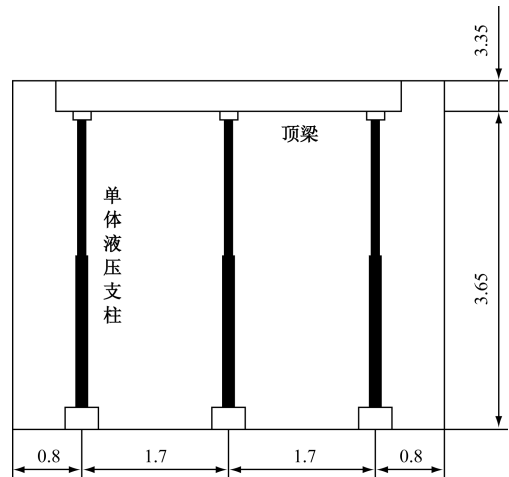


图3 巷道超前支护结构示意图(单位:m)

Fig. 3 The schematic of roadway forepoling

2 采动条件覆岩变形与支护稳定分析

2.1 采动作用下巷道变形分析

图4给出了煤层开采过程煤层工作面及巷道应力、变形和塑性区发展情况。由图4(a)、(c)和(e)可知,开切眼后工作面推进60m时,水平位移在回风巷、运输巷与煤层交界处较大,当推进至120m时,水平位移逐渐向巷道边帮方向转移,继续推进至180m时,回风巷、运输巷边帮及周围岩体水平位移较大,并向巷道内侧变形明显。竖向位移计算结果见图4(b)、(d)和(f),随工作面的推进,竖向位移在工作面中心位置和巷道与煤层交界处变形集中较明显,同时工作面底面有向上隆起的趋势。图4(g)和(h)表示工作面推进过程中塑性区发展情况,随着开采的推进,塑性区首先在巷道边帮处出现,并不断向边帮周

围岩体内发展,同时在工作面煤层中心位置也出现塑性区,随工作面的推进逐渐向两端塑性发展。

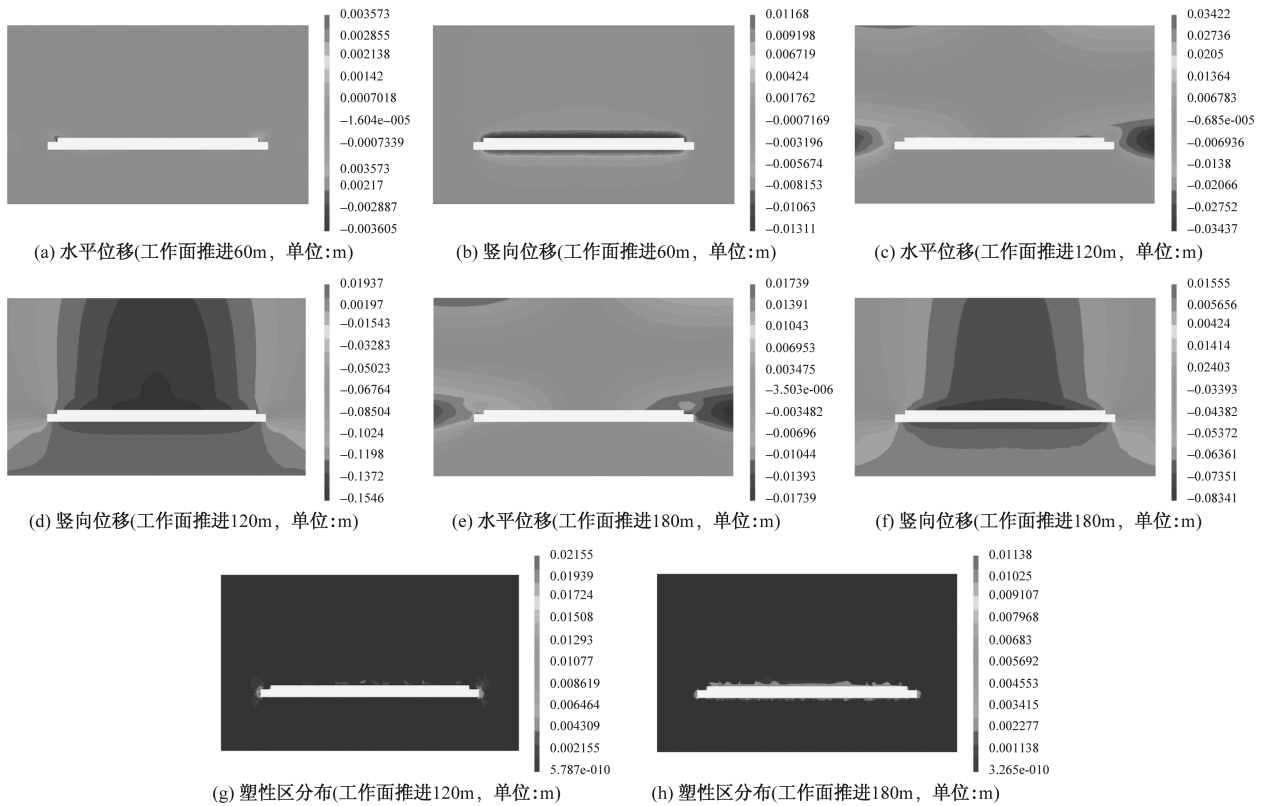


图 4 煤层开采过程模拟计算结果

Fig. 4 The results of coal mining process

2.2 顶板压力与支护作用分析

图 5 给出了巷道测点水平位移和应力结果,运输巷和回风巷计算结果规律较一致,计算数值接近,从计

算结果可知,随着开采的推进,巷道边帮水平应力呈现逐渐增加趋势,最大水平应力值约为 30MPa,由于无构造应力或其他外力作用,巷道边帮水平位移值较小。

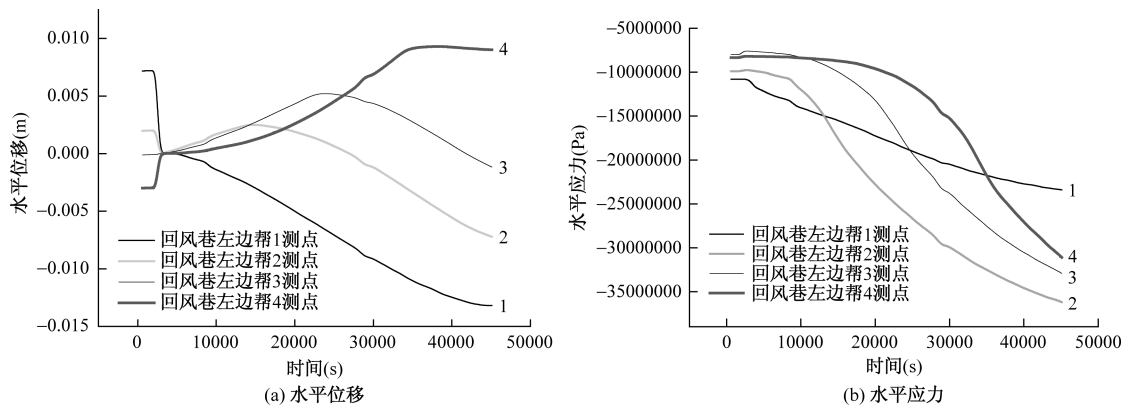


图 5 回风巷测点结果

Fig. 5 The results of return airway measurement point

巷道顶板测点竖向应力和下沉量数据结果见图 6,从图 6(a)可知,巷道变形量逐渐在增加,最终巷道中部测点变形量最大,下沉量最大值约为 12cm;图 6

(b)说明沿巷道方向应力呈现先增加后减小的规律,与矿压分布基本一致,同时,受煤层开采的影响,巷道测点应力呈现“增大→减小→再增加”过程。

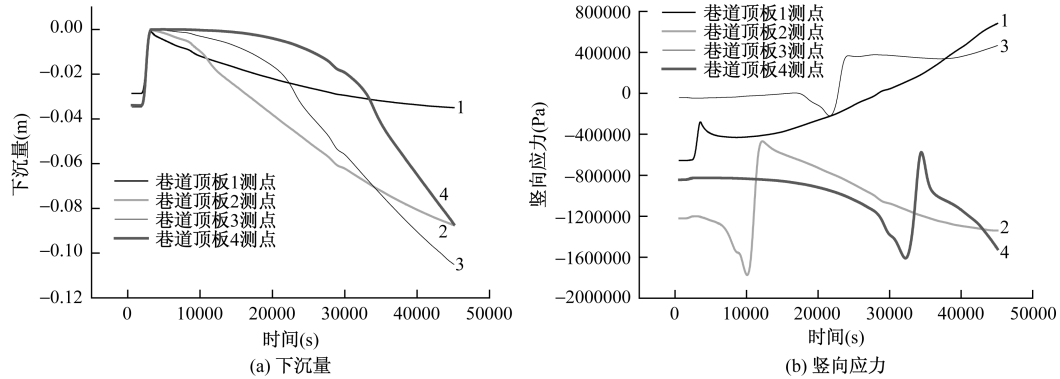


图 6 巷道顶板测点结果
Fig. 6 The results of roadway roof measuring point

图 7 表示煤层开采中随工作面推进移架过程支架应力变化规律。根据支架测定应力可知,支架应力最大值约为 30MPa,也即支架受力约为 300kN,约为柱径 100mm 支柱额定工作阻力的 1.2 倍,此时支架受力不再增加,满足支柱正常工作要求。各排支架测点变形规律和数值较接近,出现先增加后突然减小,原因在于工作面推进过程支架应力增加,同时变形量也不断增加,当随工作面支架移动时,支架上应力将卸除,相应变形量也迅速降低。

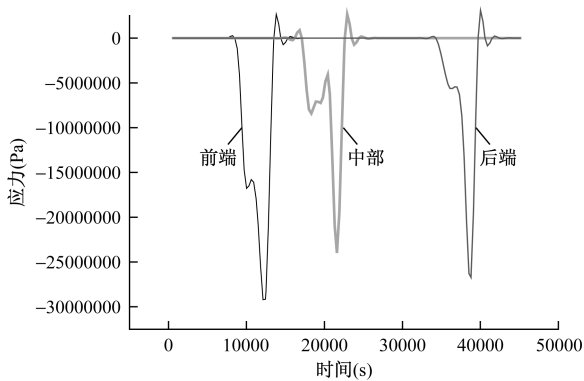


图 7 支架测点结果
Fig. 7 The results of bracket measuring point

2.3 采动覆岩变形与应力分析

图 8 给出了煤层工作面开采过程中上覆岩层竖向位移和塑性区发展计算结果。当工作面推进 60m 时,上覆岩层整体变形下沉量较小,当工作面继续推进时,上覆岩层下沉变形量增加,整体变形量最大值约为 16cm,且变形量分布逐渐向开采煤层中部移动。

图 9 给出了煤层上覆岩层变形下沉量和应力测

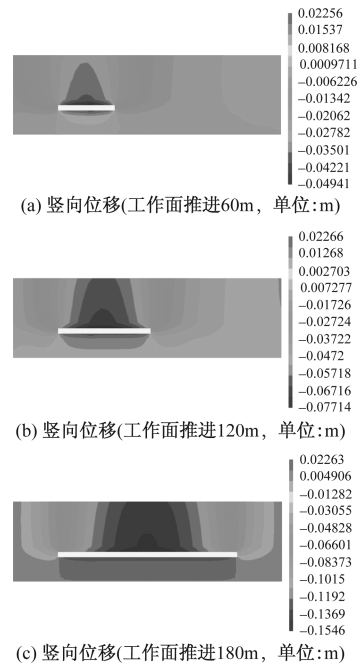


图 8 工作面推进过程计算结果
Fig. 8 The results of working face to promote the process

点结果,由图 9(a)可知,随着工作面推进,煤层上覆岩层下沉变形量逐渐增加,且沿推进方向覆岩下沉变形量增加,在中心位置处变形量最大,整体呈现出中心下沉变形量最大,两端变形量稍小的趋势。从图 9(b)可以看出,随工作面的推进,覆岩应力呈现出增加后迅速减小,主要原因在于开采使得应力产生集中,最大应力值约为 40MPa,工作面开采后应力集中区得到有效释放所致。由于覆岩存在一定变形挤压,煤层上覆岩层应力开采后未减小至零。

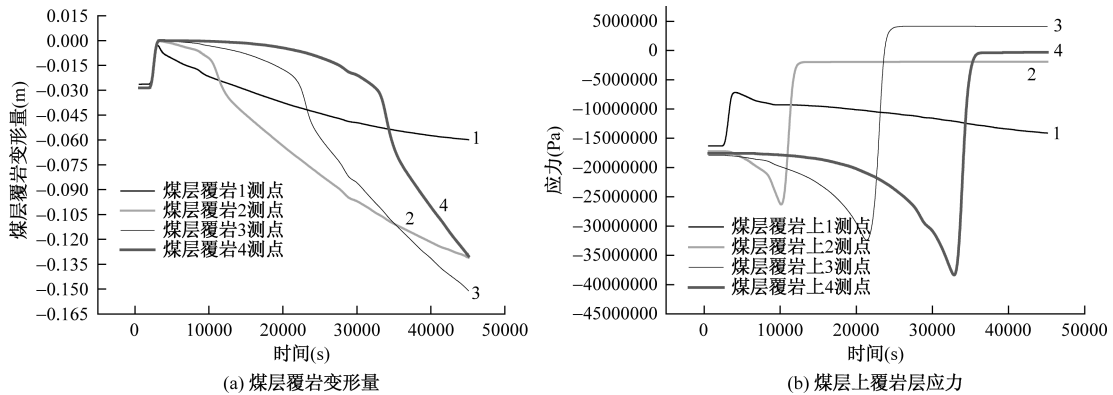


图 9 煤层覆岩测点结果

Fig. 9 The results of seam overburden measuring points

3 结论

基于连续介质力学的离散元方法,实现了回采工作面超前支护随采随移架的过程,模拟了深埋地下工程开采及对回采工作面超前支护的影响,得到以下主要研究结论:

(1)工作面中心位置和巷道与煤层交界处变形集中较明显,同时工作面底面有向上隆起趋势;巷道边帮水平应力呈现逐渐增加趋势,最大水平应力值约为 30MPa,巷道两帮相对移近量范围约 15mm,围岩总体收敛量不大,超前支护作用较好;巷道顶板测点应力呈现“增大→减小→再增加”过程,顶板最大下沉量范围在 12cm 以内,顶板支护围岩较稳定。

(2)随工作面支架移动时,支架上应力将卸除,相应变形量也迅速降低,支架压力分布规律与实际一致,支架最大受力约为 300kN,是额定工作阻力的 1.2 倍,符合支柱正常工作要求,开采与支护均较稳定。

(3)工作面推进过程中,应力集中区得到有效释放使得覆岩应力呈现出增加后迅速减小,工作面采动支承压力分布同监测数据规律一致,超前影响范围约 35m,最大采动支承压力发生在工作面前方约 20m 处;上覆岩层下沉变形量增加,整体变形量最大值为 16cm。

参考文献:

- [1] 马元,何国军,周振,等.深埋高应力围岩变形破坏三维物理模拟试验[J].交通科技与经济,2009,1(11):1-3.
MA Yuan, HE Guojun, ZHOU Zhen, et al. 3D physical model research on the deformation-failure mechanism of

rockmass under high stress in deep-mining [J].
Technology & Economy in Areas of Communications,
2009,1(11):1-3.

- [2] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005,(2):166-169.
SUN Xiaoming, HE Manchao. Numerical simulation research on coupling support theory of roadway within soft rock at depth[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2005,(2):166-169.
- [3] 陈士林,钱七虎,王明洋.深部坑道围岩的变形与承载能力研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(13):2203-2211.
CHEN Shilin, QIAN Qihu, WANG Mingyang. Problems of deformation and bearing capacity of rock mass around deep buried tunnels [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005,24(13):2203-2211.
- [4] 庞建勇,郭兰波,刘松玉.高应力巷道局部弱支护机理分析[J].岩石力学与工程学报,2004,23(12):2201-2204.
PANG Jianyong, GUO Lanbo, LIU Songyu. Analysis on partial short-supporting effect in high stress tunnel [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004,23(12):2201-2204.
- [5] Grasselli. G. 3D Behaviour of Bolted Rock Joints: Experimental and numerical study [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2005,42(1):13-24.
- [6] 朱志杰,张宏伟,陈莹,等.综放面合理护巷煤柱宽度确定与回采巷道支护方案设计[J].中国地质灾害与防治学报,2012,23(4):69-75.
ZHU Zhijie, ZHANG Hongwei, CHEN Ying, et al. Confirmation of reasonable chain pillar width and supporting scheme design of mining gateway in fully

- mechanized caving face [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2012,23(4):69-75.
- [7] 李大伟,侯朝炯.低强度软岩巷道大变形围岩稳定控制试验研究[J].煤炭科学技术,2006,34(3):36-39.
LI Dawei, HOU Chaojiong. Experiment and research on stabilization control of high deformed surrounding rock in mine low strength soft rock roadway[J]. Coal Science and Technology, 2006,34(3):36-39.
- [8] 冯国才,李强,孟令辉.辽宁三台子水库下特厚煤层综放开采覆岩破坏特征[J].中国地质灾害与防治学报, 2012,23(4):76-80.
FENG Guocai, LI Qiang, MENG Linghui. Failure rules of overburden strata in fully-mechanized sublevel caving mining of specially thick coal seam of Daping mine [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2012,23(4):76-80.
- [9] 陈俊杰,陶宛东,黄成飞.巨厚松散层下开采地表损害机理研究[J].中国地质灾害与防治学报,2013,24(1):51-55.
CHEN Junjie, TAO Wandong, HUANG Chengfei. Study on surface damage mechanism of mining under thick alluvium [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2013,24(1):51-55.
- [10] 吴成,张平.高地应力硬岩洞室开挖破坏区数值模拟方法探讨[J].水文地质工程地质,2012,39(6):35-42.
WU Cheng, ZHANG Ping. Analysis of numerical simulation methods for excavation failure zone of deep underground opening in hard rocks with high geostress [J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2012,39(6):35-42.

The numerical analysis of deep underground mining engineering and supporting stable

MA Xi-meng¹, LI Shi-hai², LV Xiang-feng²

(1. School of Civil Engineering, ShiJiazhuang TieDao University, Hebei 050043, China;

2. Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China)

Abstract: Deep underground mining makes overburden deformation and stress redistribution, while supporting effect has a great influence on the mining that make the deep underground mining effect is more obvious and increased the difficulty of mining and supporting stability. By numerical simulation to study the process and its deep underground mining coal face advance support for stabilizing influence, while the bottom face has bulge upward trend the numerical results show that the face center position and roadway deformation is focused at the junction with the coal seam is obvious. The edges of roadway horizontal stress showed a gradual upward trend, maximum horizontal stress value of approximately 30MPa; The stress of roadway roof measuring point showed an “increase to decrease to additional increase” procedure while roof maximum subsidence of about 12cm. About 300kN force of the stent’s maximum on advanced working face is 1.2 times for the rated working resistance; The stress of overburden showing decreases rapidly after increase while the sinking deformation increases, the overall maximum amount of deformation is about 16cm, with all of above the deep underground engineering research results provides an important basis of deep underground mining engineering and supporting stable.

Key words: deep underground; underground engineering; mining safety; support stable; numerical analysis