

文章编号: 1673-3363-(2015)05-0793-08

复杂地质条件下煤层顶板“O-X”型破断及 矿压显现规律

刘洪磊^{1,2}, 杨天鸿¹, 张鹏海¹, 李杨¹, 秦涛³, 于庆磊¹

(1. 东北大学资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110004; 2. 山东黄金集团有限公司, 山东 济南 250101;
3. 黑龙江科技大学黑龙江省普通高等学校采矿工程重点实验室, 黑龙江 哈尔滨 150022)

摘要 以北京大安山煤矿为研究背景, 采用现场监测、理论分析、数值模拟等方法, 对大安山煤矿煤层矿压显现及顶板“O-X”型破坏规律进行研究。通过地压监测系统研究了大安山煤矿轴13槽顶板垮落及矿压显现规律; 根据现场实测数据建立数值模型, 研究开采过程中顶板塑性区形成、演化及破断规律。结果表明, 工作面中部支架阻力要明显大于上部和下部。来压时刻, 回风巷、运输巷工作面前方压力增高的范围平均值分别为12.17 m和9.46 m, 压力平均峰值分别为24 MPa和23.57 MPa, 且通过模拟分析得到了采空区顶板“O-X”型破断规律。模拟结果所得的初次来压、周期来压步距与现场监测结果基本一致。

关键词 顶板破坏; 现场监测; 矿压显现规律; 数值模拟

中图分类号 TD 325 文献标志码 A DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2015.05.015

“O-X” failure pattern of roof and strata-pressure behavior under complex geological conditions

LIU Honglei^{1,2}, YANG Tianhong¹, ZHANG Penghai¹, LI Yang¹, QIN Tao³, YU Qinglei¹

(1. College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning 110004, China;
2. Shandong Gold Group Co Ltd, Jinan, Shandong 250101, China; 3. Key Laboratory of Mining Engineering College of Heilongjiang Province, Heilongjiang University of Science and Technology, Haerbin, Heilongjiang 150022, China)

Abstract In this paper, on-site monitoring, theoretical analysis and numerical simulation were used to study the strata pressure behavior and “O-X” failure law of roof under complex geological conditions in Da'anshan coal mine. Roof caving characteristic and strata pressure behavior in No.13 coal face of Da'anshan coal mine were studied through ground pressure monitoring system. Additionally, based on the field monitoring data, numerical model was established to study the formation, evolution and fracturing law of roof plastic zone during mining process. The results show that the support resistance in the middle of working face is significantly greater than those in the upper and lower parts. During the weighting period, the average length of stress concentration in the gateways is 12.17 m and 9.46 m respectively ahead of the face, and the corresponding maximum pressure is 24 MPa and 23.57 MPa respectively. In addition, the “O-X” fracture structure was obtained through numerical simulation and

收稿日期: 2014-04-21

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2013CB227902); 国家自然科学基金项目(51404067); 中央高校基本科研业务费项目(N130401005); 高等学校博士学科点基金项目(20120042120053); 中国博士后科学基金项目(2013M530326)

作者简介: 刘洪磊(1981—), 男, 山东省枣庄市人, 博士, 从事矿山岩石力学方面的研究。

E-mail: lhl811215@163.com

Tel: 13504054187

theoretical analysis. The first weighting and periodic weighting steps obtained by numerical simulation are basically consistent with the on-site monitoring.

Key words roof breakage; on-site monitoring; strata pressure behavior; numerical simulation

我国煤炭资源丰富,资源储量达 5×10^{12} t,煤炭在全国能源生产和消耗结构中分别占 71.7%和 67%。今天煤炭仍是世界范围内不可替代的重要能源和资源^[1]。我国煤层赋存条件复杂,坚硬顶板条件的煤层约占 1/3^[2]。开采过程中的安全问题一直是制约我国煤炭生产的瓶颈。据统计,因顶板事故造成的死亡人数约占井下死亡人数的 40%^[3]。关于煤层顶板冲击地压方面的研究国内外学者做了大量的研究^[4-16],缪协兴等^[5]结合某矿区实际覆岩构造特征,分析了具有厚关键层的采场覆岩的破断与冒落规律;许家林等^[6]通过试验与理论分析,对岩层移动过程中的离层位置与离层量及其影响因素进行了深入研究;黄庆享^[7]根据不同条件的浅埋煤层工作面矿压实测结果,得出了中国特大浅埋矿区顶板破断规律;杜峰等^[8]针对薄基岩综放采场建立了厚黏土层薄基岩综放采场基本顶周期来压岩层破断的力学模型;杨敬轩等^[9]以石屹台煤矿为背景,对不同支撑边界条件下坚硬厚顶板破断及来压特征进行了分析研究;赵毅鑫等^[17]基于 H-B 参数确定方法的多煤层开采工作面矿压显现规律开展研究;潘一山^[18]、司荣军^[19]等在大安山地应力分布规律方面做了大量研究。但对于复杂地质条件下的矿压显现规律研究需要进行更多深入的研究。

大安山煤矿内褶曲密度大,褶曲紧密且多为倒转或紧闭倒转褶曲,造成煤层以倾斜和急倾斜为主,煤层厚度变化大,赋存强烈不协调。受地质条件、围岩性质、采掘工艺、支护方式等因素的影响,大安山矿区工作面和巷道都存在着不同程度的冲击地压现象,随着开采深度的增加,冲击地压发生的频率就越来越高,危害程度也越来越大,已经成为制约矿区安全、高效生产的瓶颈之一。本文以北京大安山煤矿为研究背景,采用现场监测、理论分析、数值模拟等方法,对复杂地质条件下煤层顶板来压破坏规律进行研究,合理解释轴 13 槽顶板矿压显现规律,并通过现场实测进行验证,寻求大安山煤矿冲击地压防治的理论依据。

1 大安山煤矿地质概况

大安山煤矿位于北京西部山区,现矿井核定生产能力 160 万 t/a,属于低瓦斯矿井。轴 13 槽东一

面工作面位于+550 m 西一至西二石门上部,东至百草台倒转向斜南轴,西至东一面下巷,上至+680 m 西二西巷北石门大巷,下至中部轨道上山。本区域位于轴部构造部位,东一面工作面走向长 773 m,倾向长 151 m,煤层的总体走向 250°~280°,倾向 10°~340°,煤层倾角 7°~28°,平均 16°,煤层厚度为 0.1~3.3 m,平均厚度 2.2 m。煤层顶底板岩性,见表 1。

表 1 煤层顶底板情况表
Table 1 Situations of roof and floor table

名称	岩石类型	厚度/m	岩性特征
基本顶	中、细砂岩	8.0~24	深灰色,厚层状,含石英脉,致密,岩石硬度大
直接顶	粉砂岩	3.0~13	灰黑色,中厚层状,层理较发育,硬度中等
伪顶	局部细粉砂岩	0.05~0.15	灰黑色,中厚层状,层理较发育,局部破碎,易冒
伪底	炭质粉砂岩	0.00~0.10	薄层,较软,含碳较高,局部破碎
直接底	粉砂岩	4.0~9.0	灰黑色,中厚层状,层理较发育,硬度中等
老底	细砂岩	10~20	黑灰色,中厚~厚层状,硬度较大

煤层顶板发育有小断层及波浪起伏,据东一面现已揭露巷道情况来看,发育小断层 4 处,在东一面切眼 528#前 17.6 m 处,有 1 个正断层,产状 330°∠45°H=1.0 m,在东一面上巷 551#后 5.5 m 处有一正断层,产状 260°∠60°H=0.5 m。在 551#点后 13.1 m 处有一正断层,产状 275°∠65°H=0.2 m。在东一面上巷 15#点前 1 m 处有一正断层,产状 300°∠79°H=1.7 m,地质条件复杂,煤层赋存情况如图 1。

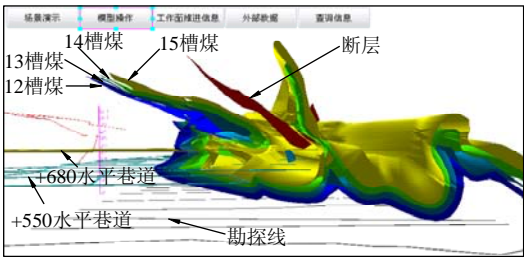


图 1 大安山煤矿煤层三维示意图
Fig.1 3D model of Da'an Shan coal mine

2 矿压观测方法

矿压监测采用山东尤洛卡自动化仪表有限公司生产的 KJ216 煤矿顶板动态监测系统:自工作面前下端头往上第 3 部支架(4.5 m)开始,自下而上沿工

作面每 7 部支架(10.5 m)设置 1 条监测线,测线上下 5.25 m 为测区;初采工作面 141 m 共计布置 14 条测线,共安设 14 台综采压力监测分机。随工作面的延长而增加测点,在工作面的上、运输巷,自平巷口开始每 4.8 m 设置 1 个压尺点,以量测工作面推进距离;在工作面的上、运输巷超前支护内从煤壁开始向外每隔 4.8 m 设 1 个测力支柱及顶底板移近测点,监测顶底板位移情况;回风巷、运输巷超前支护各设 5 个测点,控制范围为 24 m,测点随回采依次回撤前移,回风巷、运输巷内始终保持 5 个测点不变;在每个测点处安装 1 台矿用数字压力计,共计安设 10 台单柱压力分机。

3 工作面推进情况

大安山煤矿轴 13 槽东一面工作面采用倾斜长壁综合机械化一次采全高采煤法。根据矿压科提供开采推进情况,平均每天开采 3 m。2011 年 7 月 1 日进行首采,选取 2011 年 7 月 1 日至 9 月 25 日连续开采 200 m 阶段的监测数据作为分析对象,对大安山煤矿轴 13 槽矿压显现进行分析研究。

另外,根据矿上地质科针对轴 13 槽顶板不同位置所做钻孔摄像(孔深 10 m)的结果看,顶板 10 m 范围内岩性没有明显变化,均为细砂岩。据此推断,轴 13 槽煤层直接顶厚度至少是 10 m。且根据矿压科对顶板冒落情况多年的调查结果分析,在直接顶厚 2 m 左右处有明显的石英夹层存在,其层理较发

育,硬度中等。随着工作面的推进,该 2 m 厚的直接顶首先垮落,随采随冒,并且将采空区充填达到 60%左右,无强烈地压显现。

4 工作面矿压监测分析

工作面的压力监测共分为 14 个测区进行,一至十四测区监测点具体布置情况如图 2 所示(图中 G1~G14 共 14 个点)。

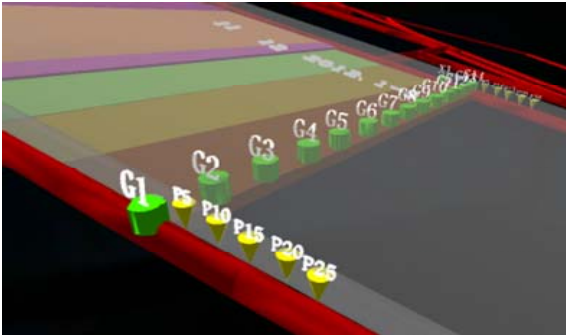


图 2 工作面监测点布置情况图
Fig.2 Monitoring points of working face

4.1 来压判据的确定及来压判定方法

基本顶来压的判别准则^[20]

$$p_{LY} = \bar{p} + \sigma_p \tag{1}$$

式中: p_{LY} 为判定基本顶来压的工作阻力; \bar{p} 为观测期间全部支护阻力平均值; σ_p 为支护阻力均方差。以实测阻力平均值 \bar{p} 加其一倍均方差 σ_p 为基本顶来压的判据 p_{LY} (见表 2)。

表 2 工作面各测区来压判据表
Table 2 Mine pressure criterion for survey areas MPa

位置	测区													
	一	二	三	四	五	六	七	八	九	十	十一	十二	十三	十四
前柱	27.00	28.50	29.96	30.64	30.76	29.80	29.79	30.38	29.93	28.98	28.68	28.02	27.84	26.61
后柱	28.15	29.31	31.25	32.25	32.37	31.65	31.61	31.11	31.30	30.65	31.09	32.53	27.70	27.76

4.2 历次来压的判定及分析

以工作面上、中、下部测区中典型的三、四、七和十二测区为例,分析并判定初次来压及历次来压的步距(图 3)。从 2011 年 7 月 1 日至 9 月 25 日对综采工作面进行矿压观测,共推进 200 m 左右,观测期间历经 1 次初次来压、6 次周期来压,来压期间工作面支架压力普遍增高。所测矿压数据反映了支架支护效果及工作面上覆岩层在工作面推进过程中的破坏情况。

一到四测区位于工作面上部,压力没有明显的

波动,反映顶板来压运动不明显。其顶板初次来压步距 54.1 m;周期来压步距 19.3~23.62 m,周期来压步距平均值 21.74 m。五到十测区位于工作面中部,顶板初次来压步距 53.5 m;周期来压步距 20.16~23.76 m,离散性小,周期来压步距平均值 21.34 m。第十一到十四测区位于工作面下部,顶板初次来压步距 50 m;周期来压步距 21.78~25.88 m,离散性较大,周期来压步距平均值 23.68 m。因此,工作面基本顶初次来压步距平均值为 52.67 m;工作面周期来压步距平均值为 22.12 m。

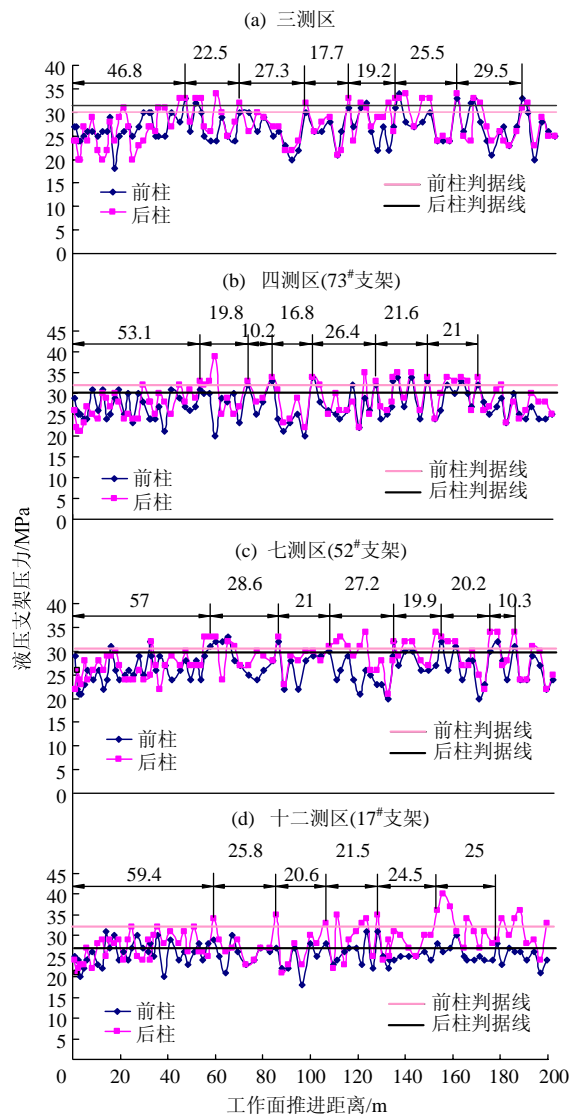


图 3 典型支架压力变化曲线的来压步距判定 (m)
Fig.3 Typical pressure-distance curve to judge the weighting length of working face

据观测,直接顶基本是随采随冒,无悬顶。工作面上、下端部采空区顶板垮落不一致,呈现空间和时间上的不对称性。工作面上、中、下部的初次来压步距和周期来压步距有明显差异。工作面上、中、下部初次来压步距分别为 54.1, 53.5, 50 m。初次来压步距中部较上部先来压,但基本趋于同步,而下部比上部、中部较小,原因是由煤层倾角以及顶板厚度不一致造成的。工作面上、中、下周来压步距分别为 21.53, 20.74, 23.68 m。周期来压步距下部较上部有加大的趋势,而中、上部趋于同步。实测结果表明:基本顶的周期来压,沿工作面方向并不是同时来压,而是呈现局部来压、迁移特征。十三、十四测区的结果显示基本顶初次来压和第二次周期来压时间要明显领先于其他测区,因

此要加强对运输巷的压力监测和来压的判断。

5 顶板来压模拟分析

5.1 模型介绍

通过对监测数据的分析得出了顶板来压的基本规律,为了更加直观地研究顶板破坏形态,利用 ANSYS 软件对大安山煤矿轴 13 槽进行建模、计算,分析来压规律。模型沿工作面推进方向(走向方向)建立,长 320 m,宽 260 m,高 260 m,采场宽约 130 m,模型顶部施加 8.5 MPa 应力(等效上覆 400 m 岩体自重)。计算采用弹脆性本构模型及莫尔-库伦强度准则,达到强度极限的单元力学参数被弱化至 0,即完全失效。为了提高模型的计算精度,在煤层顶板处网格局部加密。边界条件:模型顶端为自由表面,四周边界施加水平约束,底部施加垂直约束。模型开采步骤及网格划分如图 4, 5 所示。煤层及顶底板岩石力学参数如表 3 所列。模型开采第 1 步开采 50 m,第 2 步至第 4 步分别开采 10 m,分析工作面推进过程中应力场分布及顶板冒落规律。垂直于工作面(沿走向方向)的数据提取沿 A-A 线,平行于工作面(沿倾向方向)的数据提取沿 B-B 线(图 4)。

表 3 煤层及顶底板岩石力学性能参数

Table 3 Mechanical parameters of coal and rock

岩性	密度/ (g·cm ⁻³)	弹性模量/ GPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	泊松比
细砂岩	2 680	30	1.0	28	0.2
粉砂岩	2 680	26	0.8	26	0.2
煤	1 860	15	0.5	24	0.18
粉砂岩	2 680	26	0.8	26	0.2
细砂岩	2 680	30	1.0	28	0.2

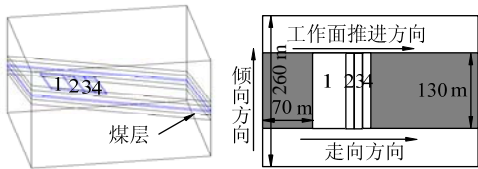


图 4 模型及开采步骤示意图

Fig.4 Model and mining steps

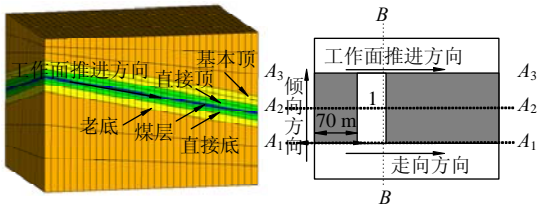


图 5 模型网格划分及数据提取位示意图

Fig.5 Mesh generation and data extraction of the model

5.2 数值计算结果分析

1) 当工作面推进 50 m 时(图 6), 由于采动影响, 采场周围应力发生显著变化, 在工作面前后 25 m 范围内岩体所受应力大于原岩应力, 形成增压区。随着远离工作面应力逐渐减小, 最后恢复到原岩应力, 形成稳压区。回风巷, 在距离工作面 10 m 的位置应力峰值达到 16.5 MPa(图 6a); 工作面中部顶板产生拉应力集中, 在距采空区中部顶板前方 5 m 处的应力峰值为 18 MPa(图 6b), 在拉应力作用下, 顶板很容易在此破坏; 运输巷, 在距离工作面 6 m 的位置应力峰值达到 18.5 MPa(图 6c)。从模拟结果来看, 运输巷受力大于回风巷, 与现场监测结果相吻合; 工作面中部受力较大, 峰值点距离煤壁较近(图 6a)。

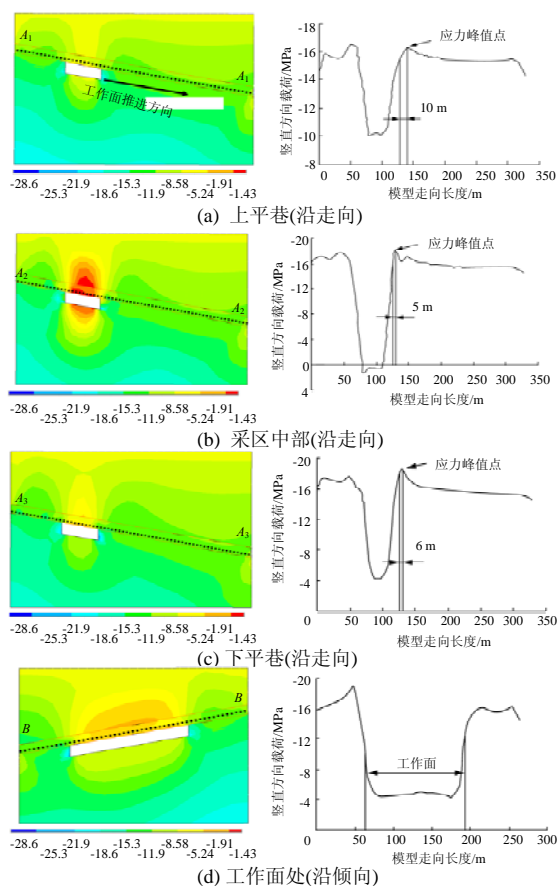


图6 竖直方向应力云图及曲线(推进 50 m)

Fig.6 Stress nephogram and curves in vertical direction (working face advanced 50 m)

在倾向上(图 6d), 回风巷和运输巷煤壁处均出现压应力集中, 达到 25.3 MPa; 工作面中部顶板上拉应力集中。工作面左右两侧煤体受力出现规律性: 随着距离煤壁的远近出现先增大而后逐渐减小趋于原岩应力状态的变化, 距离运输巷煤壁 15 m 处, 顶板所受应力最大达到 19 MPa; 距离回风巷煤

壁 13 m 左右(图 7), 顶板所受应力最大达到 16 MPa, 在采空区处顶板受力明显减小, 小于该处的原岩应力, 形成减压区。

从图 7 可看出, 工作面推进至 50 m 时, 采空区四周的煤壁及顶板内部一定范围内均出现了塑性变形。工作面前方煤层应力集中系数较大, 导致工作面前方煤体产生的塑性形变较大。顶板内部的塑性区则主要分布在工作面前方、开切眼处及顶板中部, 这 3 处的塑性形变均由拉剪应力引起。由于顶板中部所受拉应力最大, 导致中部塑性形变最明显, 所以更易出现屈服破坏。

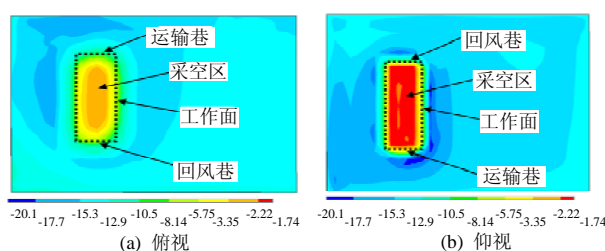


图7 工作面推进 50 m 顶板应力云图 (MPa)

Fig.7 Stress nephogram of working face advanced 50 m

2) 工作面推进 60 m 后(图 8), 采空区煤壁处的支承压力不断增大。在走向上, 回风巷支承压力增高为 25.3 MPa, 回风巷, 在距工作面 14 m 左右的顶板出现了应力增高区, 应力峰值达到 17 MPa。而工作面中部顶板的拉应力集中区域范围明显扩大, 在距采空区中部顶板前方 5 m 处的应力增高峰值为 17 MPa。运输巷支承压力增高为 28.6 MPa, 运输巷顶板前方 7 m 的应力增高峰值为 18 MPa。

在倾向上(图 8d), 由于采动影响在回风巷和运输巷煤壁处顶板均出现压应力集中, 达到 18 MPa; 工作面中部顶板上拉应力集中, 达到 1.43 MPa。工作面左右两侧煤体出现规律性变化: 距离运输巷煤壁 15 m 处, 顶板所受应力峰值达到 18 MPa, 然后随着远离煤壁应力又逐渐减小, 恢复到原岩应力状态; 距离回风巷煤壁 20 m 左右, 顶板所受应力达到 16 MPa, 然后远离煤壁处应力又逐渐减小, 恢复到原岩应力状态; 运输巷顶板受力比回风巷大。

随着工作面的推进, 采空区范围越来越大, 从模拟结果中可以看出, 采空区顶底板所受应力减小, 形成减压区。而煤壁处的支承压力不断上升, 但与之相反, 煤壁上方顶板处的压力却出现突变, 先减小后增大, 这说明工作面从 50 m 推进到 60 m 的过程中, 顶板出现了一次破坏卸荷现象, 即基本顶初次来压, 与现场矿压观测数据基本吻合。

工作面下部的压力较大,且工作面前方应力增高的峰值较大及峰值点距工作面的距离较近,故工作面下部初次来压步距较小,先于工作面上部和中部来压,这与现场监测数据较为一致。

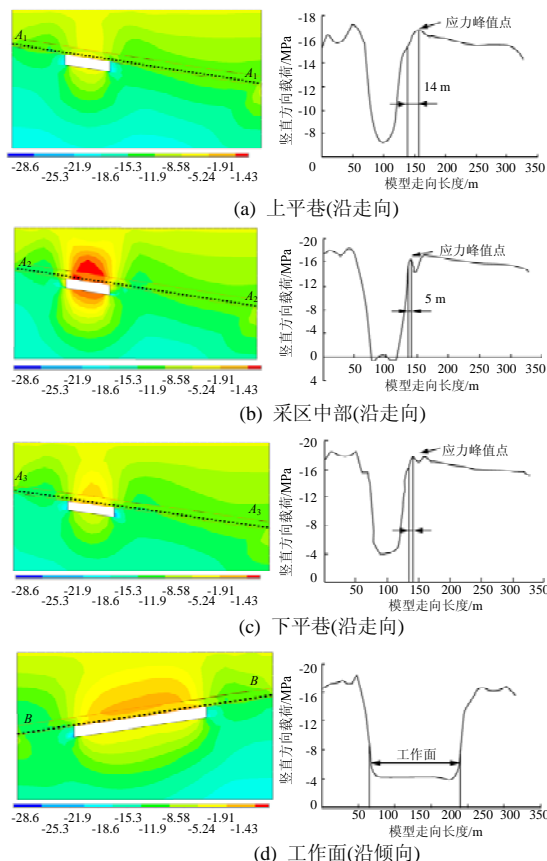


图 8 竖直方向应力云图及曲线(推进 60 m)

Fig.8 Stress nephogram and curves in vertical direction (working face advanced 60 m)

从图 9 可看出,随着工作面推进,采场周围煤岩体逐渐变形破坏,使塑性区范围不断扩大。这时基本顶的结构可以当作板式结构来处理,最大弯矩出现在板的中间及工作面中部,所以顶板先由工作面的中部开始出现拉伸破坏,接着工作面左右顶板弯矩加大,出现拉伸断裂,进而向四周断裂延展,在采空区顶板形成了明显的“O”型破坏区,同时在角端沟通,改固支梁为四面简支梁,四面简支板长轴中间弯矩最大,中间断裂,使得顶板形成“O-X”型破断。说明在工作面推进 50~60 m 时基本顶的中部会出现一次大规模的拉剪破坏,即初次来压。

3) 工作面推进 70 m(图 10),初次来压后,采空区煤壁附近压应力较推进到 60 m 时(来压时刻)有所减小。走向上,回风巷支承压力变为 21.9 MPa,距工作面 8 m 的位置应力峰值达到 18 MPa 左右。而工

作面中部顶板产生拉应力集中的范围也有所减小,在距采空区中部顶板前方 13 m 处的应力峰值为 18 MPa。运输巷支承压力变为 28.6 MPa,距工作面 12 m 处应力达到峰值。在倾向上,回风巷和运输巷煤壁处均出现了压应力集中,达到 21.9 MPa。

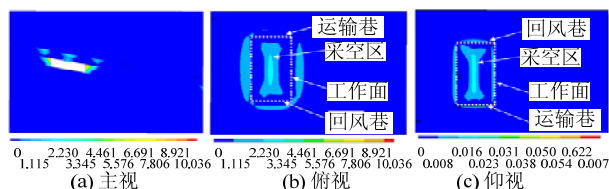


图 9 沿走向塑性区分布范围(推进 60 m)

Fig.9 Plastic zone distribution along the trend (working face advanced 60 m)

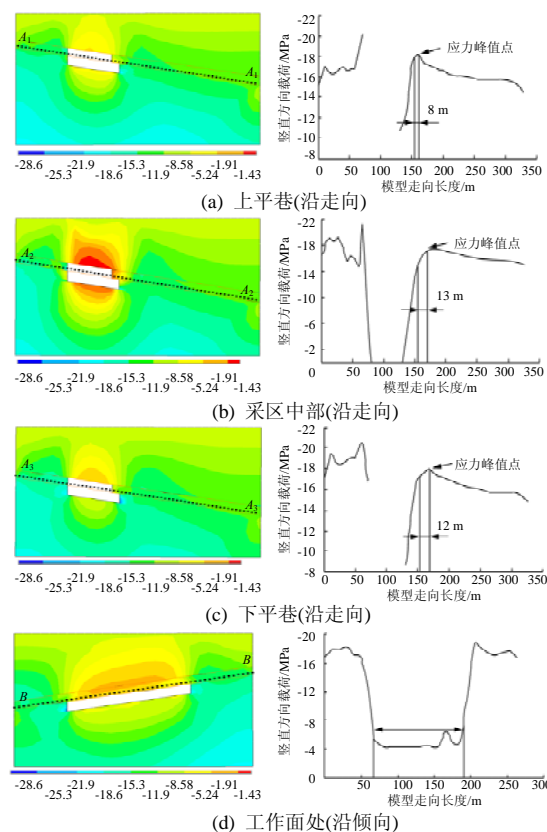


图 10 竖直方向应力云图及曲线(推进 70 m)

Fig.10 Stress nephogram and curves in vertical direction (working face advanced 70 m)

初次来压之后,基本顶破断,应力释放,随着工作面的推进,顶板跨度逐渐增大,在工作面前方形成悬臂梁结构,使得前方应力集中。

随着工作面的推进,顶板跨度的增大,围岩体所受应力逐渐增大,使得围岩体内的塑性变形加大,塑性区范围逐渐扩大(图 11)。

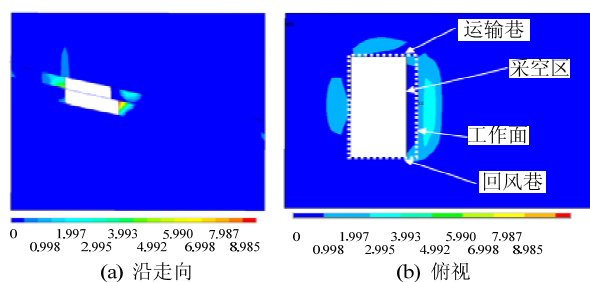


图 11 塑性区分布范围(推进 70 m)

Fig.11 Plastic zone distribution along the trend (working face advanced 70 m)

4) 工作面推进 80 m(图 12), 采空区煤壁依然产生应力集中。走向上, 回风巷支承压力增高为 28.6 MPa, 距工作面 9 m 位置应力峰值达到 19 MPa。距采空区中部距工作面前方 11 m 处应力增高峰值为 19 MPa。运输巷支承压力增高为 28.6 MPa, 距工作面前方 8 m 应力增高峰值为 20 MPa。在倾向上, 回风巷和运输巷煤壁处均出现压应力集中, 工作面顶板上拉应力集中, 工作面两侧也出现应力增高区。

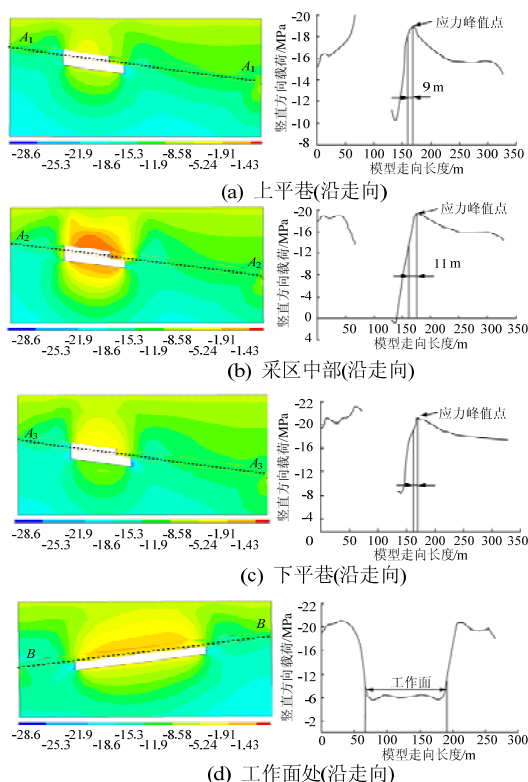


图 12 竖直方向应力云图及曲线(推进 80 m)

Fig.12 Stress nephogram and curves in vertical direction (working face advanced 80 m)

工作面初次来压后又推进 20 m, 采空区应力减小, 形成减压区, 同时随着工作面推进, 顶板跨度不断增大, 顶板铰接顶梁平衡结构破坏, 再次断裂

塌落形成一次周期来压。这与现场矿压观测周期来压步距基本吻合。

在基本顶跨度增大到 20 m 时, 集中应力使得工作面前方的基本顶塑性变形不断增大, 破坏范围逐渐扩大, 同时回风巷、运输巷受采动应力集中的影响, 塑性区也在逐渐增大, 到跨度达到极限时, 塑性区互相贯通, 基本顶铰接平衡结构失稳, 形成二次来压及周期来压(图 13)。如此基本顶随回采工作面每推进 20 m 左右即发生一次大规模周期性的破坏过程。

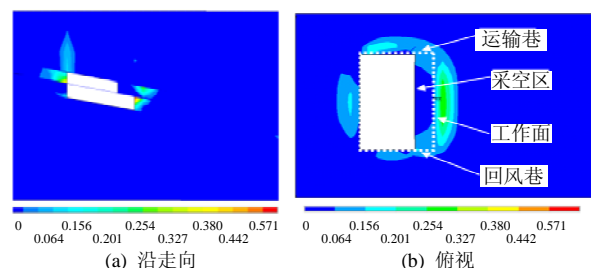


图 13 塑性区分布范围(推进 80 m)

Fig.13 Plastic zone distribution along the trend (working face advanced 80 m)

模拟结果中的应力分布与现场监测的应力分布规律基本吻合, 能反映出随着工作面的推进, 顶板的冒落规律及来压规律, 反映出由于煤层倾向具有一定角度引起的基本顶来压的分段特征和不均衡特征, 以及工作面上、中、下部的应力峰值不一致, 反映出来压具有空间上的不同步性。因此, 模拟结果从规律上真实再现了采场应力显现规律及来压特征, 为现场安全生产提供了一定依据。

6 结 论

1) 工作面上部、中部、下部初次来压步距分别为 54.1, 53.5, 50 m; 周期来压步距分别为 21.53, 20.74, 23.68 m。基本顶的平均初次来压步距为 52.67 m, 平均周期来压步距为 22.12 m。

2) 工作面中部支架阻力要明显大于上部和下部。来压时刻, 回风巷、运输巷工作面前方压力增高范围分别是 8~16.2 m 和 5.2~13.6 m, 平均为 12.17, 9.46 m, 压力平均峰值分别为 24, 23.57 MPa。

3) 通过模拟分析, 得出了开采过程中工作面走向和倾向应力变形规律, 通过对塑性区进行分析得出了顶板变形破坏规律, 模拟结果所得的初次来压、周期来压步距与现场监测结果基本一致, 同时得到了采空区顶板“O-X”型破断规律, 为矿井安全生产奠定了理论基础。

参考文献:

- [1] 缪协兴. 干旱半干旱矿区饱水采煤方法与实践[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2011: 41-46.
- [2] 杨逾, 冯国才, 梁冰. 工作面厚硬顶板力学变形研究[J]. 科学技术与工程, 2009, 9(6): 50-56.
YANG Yu, FENG Guocai, LIANG Bing. Study on the mechanical deformation of overlying thick-hard rock layers after mining[J]. Science Technology and Engineering, 2009, 9(6): 50-56.
- [3] 曹胜根, 姜海军, 王福海, 等. 采场上覆坚硬岩层破断的数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 205-210.
CAO Shenggen, JIANG Haijun, WANG Fuhai, et al. Numerical simulation of overlying hard strata rupture in a coal face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 205-210.
- [4] 钱鸣高, 缪协兴. 岩层控制中关键层的理论研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(3): 225-230.
QIAN Minggao, MIAO Xiexing. Theoretical study of key stratum in ground control[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(3): 225-230.
- [5] 缪协兴, 陈荣华, 浦海, 等. 采场覆岩厚关键层破断与冒落规律分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(8): 1289-1295.
MIAO Xiexing, CHEN Ronghua, PU Hai, et al. Analysis of breakage and collapse of thick key strata around coal face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(8): 1289-1295.
- [6] 许家林, 钱鸣高, 金宏伟. 岩层移动离层演化规律及其应用研究[J]. 岩土工程学报, 2004, 26(5): 632-636.
XU Jialin, QIAN Minggao, JIN Hongwei. Study and application of bed separation distribution and development in the process of strata movement[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2004, 26(5): 632-636.
- [7] 黄庆享. 浅埋煤层的矿压特征与浅埋煤层定义[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(8): 1174-1178.
HUANG Qingxiang. Ground pressure behavior and definition of shallow seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(8): 1174-1178.
- [8] 杜锋, 白海波, 黄汉富, 等. 薄基岩综放采场基本顶周期来压力学分析[J]. 中国矿业大学学报, 2013, 42(3): 362-369.
DU Feng, BAI Haibo, HUANG Hanfu, et al. Mechanical analysis of periodic weighting of main roof in longwall top coal caving face with thin bedrock roof[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2013, 42(3): 362-369.
- [9] 杨敬轩, 鲁岩, 刘长友, 等. 坚硬厚顶板条件下岩层破断及工作面矿压显现特征分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 211-217.
YANG Jingxuan, LU Yan, LIU Changyou, et al. Analysis on the rock failure and strata behavior characteristics under the condition of hard and thick roof[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 211-217.
- [10] GUO Z B, SHI J J, WANG J, et al. Double-directional control bolt support technology and engineering application at large span Y-type intersections in deep coal mines[J]. Mining Science and Technology, 2010, 20(2): 254-259.
- [11] TIAN J S, GAO S. Deformation and failure study of surrounding rocks of dynamic pressure roadways in deep mines[J]. Mining Science and Technology, 2010, 20(6): 850-854.
- [12] LIU Q M, MAO D B. Research on adaptability of full-mechanized caving mining with large mining-height[J]. Procedia Engineering, 2011, 26: 652-658.
- [13] YU L, YAN S H, YU H Y. Studying of dynamic bearing characteristics and adaptability of support in top coal caving with great mining height[J]. Procedia Engineering, 2011, 26: 640-646.
- [14] XU W Q, WANG E Y, SHEN R X, et al. Distribution pattern of front abutment pressure of fully-mechanized working face of soft coal isolated island[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2012, 22: 279-284.
- [15] ZHAO F J, LIU M J, PANG X W, et al. Rapid regional outburst elimination technology in soft coal seam with soft roof and soft floor[J]. Safety Science, 2012, 50: 607-613.
- [16] LI G F, HE M C, ZHANG G F, et al. Deformation mechanism and excavation process of large span intersection within deep soft rock roadway[J]. Mining Science and Technology, 2010, 20(1): 28-34.
- [17] 赵毅鑫, 王涛, 姜耀东, 等. 基于 Hoek-Brown 参数确定方法的多煤层开采工作面矿压显现规律模拟研究[J]. 煤炭学报, 2013, 38(6): 970-976.
ZHAO Yixin, WANG Tao, JIANG Yaodong, et al. Application of Hoek-Brown criterion in numerical simulation of ground pressure feature in multi-seam longwall mining[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(6): 970-976.
- [18] 潘一山, 唐治, 阎海鹏, 等. 大安山煤矿地应力测量及数值模拟分析[J]. 煤炭学报, 2010, 35(增刊 1): 49-53.
PAN Yishan, TANG Zhi, YAN Haipeng, et al. Measurement and numerical simulation analysis of in-situ stresses in Daanshan coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(Sup 1): 49-53.
- [19] 司荣军, 王春秋, 程国强. 大安山矿后槽构造应力场数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2006, 27(增刊 1): 167-170.
SI Rongjun, WANG Chunqiu, CHENG Guoqiang. Numerical simulation study on tectonic stress field of Houcao area in Da'an Shan Coal Mine[J]. Rock and Soil Mechanics, 2006, 27(Sup 1): 167-170.
- [20] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 167-168.