

文章编号: 1673-3363-(2015)03-0401-06

深厚表土综放采场顶板运动特征实测与数值分析

郭信山^{1,2}, 刘金海³, 姜福兴⁴

(1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083; 2. 山东能源集团有限公司, 山东 济南 250014;
3. 华北科技学院安全工程学院, 北京 101601; 4. 北京科技大学土木与环境工程学院, 北京 100083)

摘要 应用现场实测和数值模拟方法, 对深厚表土综放采场顶板运动特征进行系统研究。结果表明: 深厚表土综放采场支架载荷的时间效应显著; 随着采场推进, 直接顶周期性的形成“岩—矸”结构, 低位、高位基本顶先后破断并造成采场来压; 沿倾斜方向采场来压顺序符合一般采场顶板断裂特征; 采场支架需控岩层范围大, 高位基本顶破断、回转迫使低位基本顶破断、回转造成的采场来压强度大; 采场超前应力动态监测技术为采场来压预报提供了一种方法。最后, 给出了深厚表土综放采场顶板事故防治的建议。

关键词 综放采场; 顶板运动; 深厚表土; 现场实测; 数值分析

中图分类号 TD 32 文献标志码 A DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2015.03.009

In-situ observation and numerical analysis of roof movement features of fully-mechanized sublevel caving face with deep alluvium

GUO Xinshan^{1,2}, LIU Jinhai³, JIANG Fuxing⁴

(1. Faculty of Resources & Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China;
2. Shandong Energy Group Co. Ltd, Jinan, Shandong 250014, China; 3. Safety Engineering College, North China Institute of Science and Technology, Beijing 101601, China; 4. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract By using the in-situ observation and numerical simulation, the roof moving features of fully-mechanized sublevel caving face with deep alluvium has been studied. The results can be drawn as follows: 1) The time effect of the load of supports in the fully mechanized caving face with deep alluvium is significant. 2) While with advance of working face, the break of the immediate roof forms “rock-gangue” structure periodically and the break of the basic roof induces weighting of working face. 3) The weighting order along incline direction of the working face follows roof fracture characteristics of general working face. 4) The area of overlying strata area to be controlled by supports is large, and the strength of weighting induced by the upper basic roof breaking is large. 5) The advance stress fluctuation monitoring technology offers a new method for weighting prediction in working face. Finally, the suggestion about roof accident prevention of fully-mechanized sublevel caving face with deep alluvium was proposed. The study results can be useful for roof control design and roof accidents preven-

收稿日期: 2014-11-13

基金项目: 国家自然科学基金项目(51274022); 中央高校基本科研业务费项目(3142014067); 河北省高等学校科学技术研究项目(QN2014329)

作者简介: 郭信山(1963—), 男, 山东省泰安市人, 博士, 高级工程师, 从事采矿工程及矿山灾害防治方面的研究。

E-mail: gxs97@163.com

Tel: 18678296558

tion in fully-mechanized sublevel caving face with deep alluvium.

Key words fully-mechanized sublevel caving face; roof movement; deep alluvium; in-situ observation; numerical analysis

山东巨野煤田属巨厚冲积层煤田, 冲积层最厚达 760 m。自 2009 年投产以来, 巨野煤田先后发生 3 起综放采场顶板事故, 其中“2009.2.23”顶板事故诱发突水, 造成采场停产 40 d, 经济损失达近亿元^[1]。采场顶板事故发生的主要原因是顶板结构失衡^[2]。而深厚表土综放采场具有特殊性, 表土层厚、基岩薄、埋深大是该类采场的最大埋藏特点, 存在顶板运动规律不清楚、需控岩层范围不明确等新问题。因此, 研究深厚表土综放采场顶板运动特征对巨野煤田安全开采具有十分重要的意义。

诸多学者对综放采场顶板运动特征进行了研究。张顶立^[3]认为综放采场直接顶可能形成“散体拱”、“桥拱”和“复合梁”等 3 种“半拱”式结构; 姜福兴^[4]研究了一般综放采场顶板结构, 并给出 3 种顶板结构模型下支架工作阻力表达式; 孔令海等^[5-6]基于微震监测研究了特厚煤层(>15 m)综采场顶板运动特征, 将综放采场支架工作状态分为正常情况、低位基本顶来压和高位基本顶来压 3 种; 史红等^[7]研究了综放采场支架载荷与顶煤放出率的关系, 并给出了定量表达式; 姜福兴等^[8]研究了综放采场“异常压力”的力源; 缪协兴^[9]、史元伟^[10]对综放采场支架力学模型进行了研究; 王家臣^[11]对综放采场进行了相似材料模拟; 杨永康等^[12]研究了浅埋厚基岩松软顶板综放采场矿压特征与工作面长度效应。可看出, 上述研究都是针对基于厚基岩采场的, 获得的结论不一定适用于深厚表土综放采场。

1 试验矿井概况

1.1 地质概况

试验矿井位于山东省巨野煤田中部, 北距郓城县 22 km, 东距巨野县城 13 km, 属黄河冲积平原, 表土层厚 760 m, 井底层为山西组, 设计生产能力为 3.0 Mt/a。选择该矿 3[#]煤层某典型工作面为监测和数值分析对象。该工作面地质构造复杂, 面内发育 4 条正断层和 1 宽缓向斜, 存在 3 处煤层分岔区, 直接充水源为“三砂”水和底板“三灰”水。该工作面走向长 1 110 m, 倾斜长 196 m。煤层结构复杂, 倾角 0°~10°, 平均 4.5°, 厚度 3.5~8.0 m, 平均 5.7 m, 直接顶为厚 5.9 m 的粉砂岩($f=3.5\sim3.8$)和厚 2.6 m 的泥岩($f=3.5\sim3.9$), 基本顶为厚 4.5 m 的

中砂岩($f=6\sim12$), 直接底为厚 3.8 m 的粉砂岩($f=3.5\sim3.8$), 基本底为厚 13.3 m 的细砂岩($f=6\sim12.4$)。地面标高为 42.8~43.5 m, 工作面标高为-987.4~-934.7 m, 平均采深为 1 004 m。采场布置 131 个液压支架, 其中基本支架 125 个, 端头支架 6 个, 额定支护阻力为 12 000 kN。采用综采放顶煤一次采全厚工艺, 全部垮落法管理顶板。

1.2 采场顶板事故情况

工作面推进到距切眼 84.7 m 时, 发生顶板来压, 造成 17~90 号支架煤壁片帮 0.5~2.4 m, 105, 121 号支架前梁上方冒顶 1.0~1.5 m, 43 组支架工作阻力超过 11 500 kN, 16 组支架的安全阀开启, 面内涌水量达 80 m³/h, 顶板最大下沉量为 0.9 m, 69~72 号支架活柱仅有 50 mm, 煤壁片帮约 1.5 m, 轨道平巷超前 30 m 范围内压力显现明显, 单体支柱活柱平均下降 0.3~0.4 m, 5 棵单体支柱被压死, 32 棵单体活柱行程不足 200 mm, 两帮移近约 0.8 m, 造成工作面停采 2 d。

2 综放采场顶板运动特征实测

2.1 观测站布置

1) 支架阻力观测。该采场共设置上、中、下 3 个测区, 每个测区选择相邻的 3 个支架进行观测, 每个支架安装 1 台压力圈图仪。

2) 超前支承压力观测。在上、下平巷内帮煤体布置测站, 一侧的 1 号测站距切眼 50 m, 相邻测站间距为 25 m, 每个测站安装 2 个钻孔应力计, 安装深度分别为 8, 14 m。采用应力动态监测系统实时监测超前支承压力变化特征。

2.2 支架阻力观测结果分析

图 1 所示为支架阻力变化曲线。

从图 1a 中可看出: 采场直接顶于 1 月 4 日发生初次垮落, 此时直接顶暴露长度为 28.5 m, 即采场上部直接顶初次垮落步距为 28.5 m; 1 月 12 日, 采场上部发生初次来压, 此时采场煤壁距切眼(宽度为 8 m)38 m, 即采场上部初次来压步距为 46 m; 1 月 26 日, 采场上部发生第 1 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 65 m, 即采场上部第 1 次周期来压步距为 27 m; 2 月 2 日, 采场上部发生第 2 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 86.6 m, 即采场上部第 2

次周期来压步距为 21.6 m。

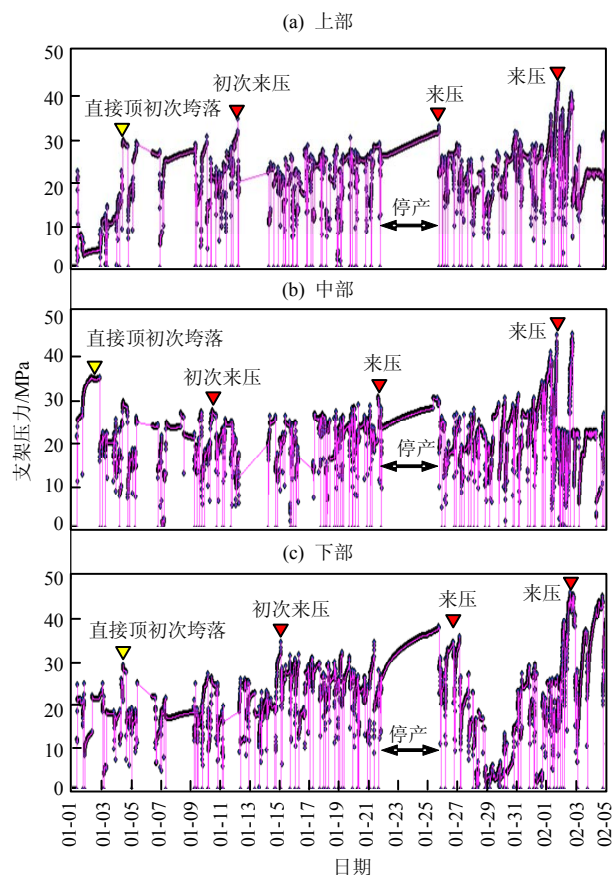


图1 采场支架阻力变化曲线

Fig.1 Graphs of support resistance in working face

从图 1b 中可看出: 采场直接顶于 1 月 2 日发生初次垮落, 此时直接顶暴露长度为 23.0 m, 即采场中部直接顶初次跨落步距为 23 m; 1 月 10 日, 采场中部发生初次来压, 此时采场煤壁距切眼 31.3 m, 即采场中部初次来压步距为 39.3 m; 1 月 22 日, 采场中部发生第 1 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 61.8 m, 即采场中部第 1 次周期来压步距为 22.5 m; 2 月 2 日, 采场中部发生第 2 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 84.7 m, 即采场中部第 2 次周期来压步距为 22.9 m。

从图 1c 中可看出: 采场直接顶于 1 月 4 日发生初次垮落, 此时直接顶暴露长度为 21.2 m, 即采场下部直接顶初次垮落步距为 21.2m; 1 月 15 日, 采场下部发生初次来压, 此时采场煤壁距切眼 40.5 m, 即采场下部初次来压步距为 48.5 m; 1 月 27 日, 采场下部发生第 1 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 66.9 m, 即采场下部第 1 次周期来压步距为 18.4 m; 2 月 2 日, 采场下部发生第 2 次周期来压, 此时采场煤壁距切眼 86.3 m, 即采场下部第 2 次周期

来压步距为 19.4 m。另外, 从图中可以看出, 采场停产 3 日时, 支架压力最大增加了 10 MPa, 即厚表土层采场支架载荷时间效应显著。

可见, 采场上、中、下部初次来压步距分别为 46, 39.3, 48.5 m, 平均为 44.6 m, 即采场中部先来压, 然后是上部、下部来压, 符合采场顶板“O”型断裂特征; 采场上、中、下部平均周期来压步距分别为 24.3, 22.7, 18.9 m, 平均为 22 m; 深厚表土采场支架载荷的时间效应显著。

2.3 超前支承压力观测结果分析

图 2 所示为下平巷 3 号测站深部测点相对垂直应力变化曲线。从图中可看出, 1 月 31 日煤体相对垂直应力由 18.5 MPa 急剧下降到 0.9 MPa。由岩层运动与支承压力演化之间的关系^[1]可知, 基本顶此时在该测点处断裂。此时, 采场煤壁距切眼 77.2 m, 而该测站距切眼 100 m, 即基本顶超前断裂深度为 22.8 m, 约等于 1 倍的周期来压步距。与采场下部于 2 月 2 日来压进行对比可知, 采场来压滞后于基本顶断裂, 滞后时间约 2 d, 滞后距离约 5.8 m。因此, 可通过实时监测巷帮煤体应力变化进行采场来压预报。

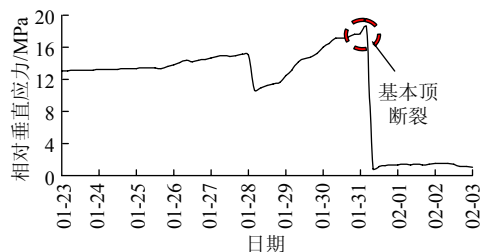


图2 3号测站煤体相对垂直应力变化曲线

Fig.2 Variation curves of relative vertical stress in coal mass

3 综放采场顶板运动特征的数值分析

3.1 数值模型

以试验采场为背景, 建立数值计算模型(见图 3)。模拟煤层厚 8.0 m, 埋深 1 000 m, 顶板自下往上依次是厚 6 m 的粉砂岩、3 m 的泥岩、5 m 的中砂岩(关键层 1)、3 m 的粉砂岩、15 m 的泥岩(裂隙发育)、2 m 的砂岩、16 m 的泥岩(关键层 2)、5 m 的砂岩、5 m 的粉砂岩、42 m 的泥岩(关键层 3)、13 m 的粉砂岩, 底板自上往下依次为厚 4 m 的粉砂岩、13 m 的细砂岩; 模拟割煤厚度为 4 m, 放煤厚度为 4 m。模型尺寸宽×高=300 m×140 m。厚表土层及模型上方基岩作为均布载荷 21.5 MPa 施加在模型上边界, 模型左、右两侧及底部施加位移约束。

根据对各关键层破断步距的估算确定其块体长度。岩层的物理力学参数取自试验矿井的地质报告及钻孔资料。节理力学参数如表 1 所列。

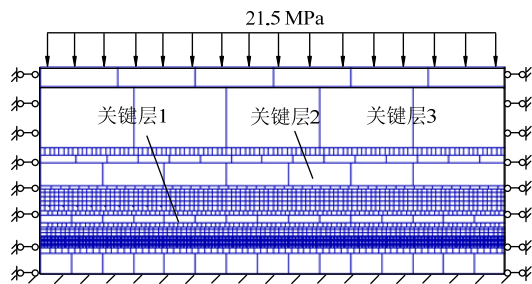


图 3 数值模型
Fig.3 Numerical model

表 1 节理力学参数

Table 1 Mechanical parameters of joint

法向刚度/ (GPa·m ⁻¹)	切向刚度/ (GPa·m ⁻¹)	内摩擦角/ (°)	黏聚力/ MPa
12	6.0	20	0.1

3.2 模拟方法

切眼距模型左边界 50 m。模拟工作面采放步距 1 m。采用 UDEC 中结构单元(support)模拟液压支架, 最小控顶距为 5 m, 在控顶距方向上共设置 11 个结构单元。UDEC 可输出每个结构单元的轴向压力和收缩量, 通过设置结构单元轴向收缩量-轴向压力的函数关系, 可模拟支架特性曲线。模拟支架工作阻力为 12 000 kN, 支撑高度 4 m, 每个结构单元轴向压力为 1 091 kN。设置结构单元轴向收缩量-轴向压力的函数关系为

$$P = \begin{cases} 3.64 \times 10^3 \Delta x & (0 < \Delta x \leq \Delta x_{\max}) \\ 1.09 \times 10^3 \Delta x & (\Delta x > \Delta x_{\max}) \end{cases} \quad (1)$$

式中: P 为结构单元轴向压力; Δx 为结构单元轴向收缩量; Δx_{\max} 为结构单元最大收缩量, 取 0.3 m。该式表明: 当结构单元轴向压缩量小于 0.3 m 时, 其处于急增阻工作状态; 当轴向压缩量大于 0.3 m, 即超过设定的额定工作阻力 1 091 kN 时, 其处于缓增阻工作状态。

3.3 模拟结果分析

1) 顶板运动特征分析

图 4 所示为采场推进过程中顶板运动效果图。从图中可以看出: 采场推进 10 m 时, 直接顶开始垮落; 推进 20 m 时, 直接顶冒落高度继续增大; 推进 30 m 时, 直接顶完全垮落, 直接顶与关键层 1 离层, 形成“岩-矸”结构, 关键层 1 产生挠曲; 推进 45 m 时, 关键层 1 发生破断、垮落, 其控制的软弱岩层也随之沉降, 与关键层 2 离层, “岩-矸”结构失稳; 推进 55 m 时, 直接顶再次形成“岩-矸”结构, 关键层 2 下的离层增大; 推进 65 m 时, 关键层 1 第 2 次断裂, 关键层 2 下的离层继续增大, “岩-矸”结构再次失稳; 推进 75 m 时, 直接顶第 3 次形成“岩-矸”结构, 关键层 2 挠曲, 其上方岩层离层; 推进 85 m 时, 关键层 2 初次破断, 关键层 1 第 3 次断裂, “岩-矸”结构第 3 次失稳, 煤壁片帮严重, 关键层 2 上方岩层离层增大; 推进 90 m 时, 关键层 1 破断形成的结构块回转, 与相邻结构块铰接; 推进 95 m 时, 关键层 1 结构块铰接失稳, 关键层 2 结构块回转。

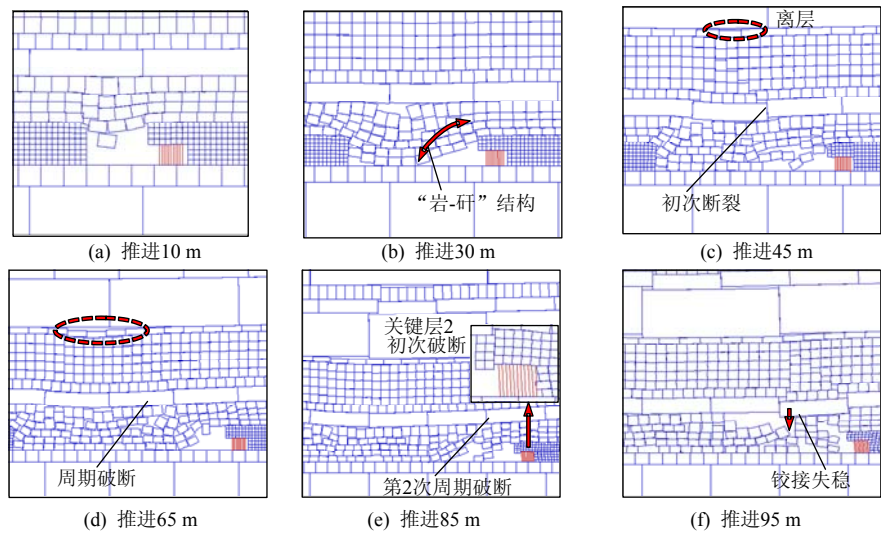


图 4 顶板运动效果图
Fig.4 Effect drawing of roof movement

可见，工作面推进过程中，直接顶周期性地形成“岩-矸”结构，并出现“岩-矸”结构周期性失稳；关键层 1 初次断裂步距为 45 m，周期断裂步距为 20 m；关键层 2 初次断裂步距为 85 m；各关键层断裂之前，其下离层张开、再闭合；随着采场推进，煤层顶板离层由下向上发展；关键层破断形成的结构块铰接，随着采场推进距离增大，结构块铰接发生失稳。

2) 支架阻力变化特征分析

图 5 所示为采场支架阻力柱状图。从图中可以看出，采场推进 10, 20, 30, 45, 55, 65, 75, 85, 95 m 时，对应的支架阻力为 4 443, 5 825, 4 855, 11 156, 7 663, 11 789, 9 927, 12 578, 11 061 kN；采场初次来压步距约为 45 m，周期来压步距约为 20 m；采场推进 85 m 时，关键层 2 初次破断，迫使关键层 1 周期破断和“岩-矸”结构失稳，造成采场来压，支架载荷大于支架的额定工作阻力。因此，正常推进阶段，关键层 2 周期性破断有可能造成“压架”。

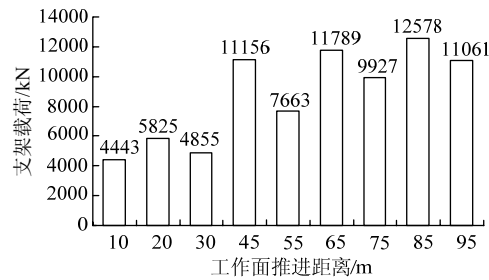


图 5 采场支架阻力柱状图
Fig.5 Histogram of support resistance in working face

对比顶板运动特征和支架阻力变化特征可知：直接顶周期性地形成“岩-矸”结构，在该结构保护下，支架阻力偏低；关键层周期性破断时，“岩-矸”结构失稳，支架阻力偏大，即采场支架阻力呈现“平常小、来压大”的特点；基本顶由关键层 1, 2 这 2 个岩梁组成，即关键层 1 为低位基本顶，关键层 2 为高位基本顶，高位基本顶破断可能迫使低位基本顶破断，造成采场来压，且来压强度较大。

4 对比分析与讨论

4.1 数值模拟结果验证

数值模拟结果与现场实测结果对比，见表 2。从表 2 可看出：数值模拟得到的采场初次来压步距 45 m 及支架载荷 11 156 kN/架分别接近实测的初次来压步距 44.6 m 及支架载荷 10 800 kN/架；数值模

拟得到的第 1 次周期来压步距及第 2 次周期来压步距都为 20 m，与实测的第 1 次周期来压步距 22.6 m 及第 2 次周期来压步距 21.3 m 接近；数值模拟得到的第 1, 2 次周期来压时的支架载荷分别为 11 780, 12 578 kN/架，与对应的实测结果 10 250, 13 110 kN/架相差不大，尤其是第 3 次周期来压时的支架载荷比相应的初次来压、第 1 次周期来压时的支架载荷大，这与此时采场发生压架的情况吻合。因此，数值模拟结果可作为分析顶板运动特征的依据。

表 2 数值模拟结果与实测结果对比
Table 2 Comparison of simulation result and measured data

获取方式	初次来压		周期来压			
	步距/ m	工作阻力/ (kN·架 ⁻¹)	步距/m		工作阻力/(kN·架 ⁻¹)	
			1 次	2 次	1 次	2 次
数值模拟	45.0	11 156	20	20	11 780	12 578
现场实测	44.6	10 800	22.6	21.3	10 250	13 110

4.2 顶板运动特征讨论

试验采场第 2 次周期来压时的支架载荷最大，且发生了压架事故，这与传统采场矿压理论认为的初次来压时支架载荷最大矛盾。而产生该矛盾的根本原因是传统采场矿压理论是在薄及中厚煤层开采实践的基础上建立的。与薄及中厚煤层采场相比，综放采场需控岩层范围大，其基本顶通常分为低位基本顶和高位基本顶^[6]，低位基本顶破断造成采场来压时的支架载荷偏小，而高位基本顶破断、回转压迫低位基本顶破断造成采场来压时的支架载荷偏大，此时易发生采场压架事故。另外，推采初期支架载荷偏小并不能说明采场需控岩层范围较小，造成支架载荷偏小的原因可能是“岩-矸”结构的存在。因此，综放采场顶板控制设计应综合考虑采场需控岩层范围及采场顶板结构形成的可能性，尤其是厚表土层作为载荷层作用下采场顶板结构形成的可能性。

4.3 综放采场顶板事故防治建议

1) 优化采场顶板控制设计。顶板运动诱发采场顶板事故的机制是采场支架支撑能力小于顶板运动产生的载荷，而根本原因是没有弄清楚综放采场需控岩层范围和顶板运动规律。这种情况下，通过分析综放采场需控岩层范围，提高支架额定工作阻力，能够有效防止综放采场顶板事故的发生。

2) 提高采场推进速度。对于支架选型偏小的采场，通过提高采场推进速度，将采场顶板载荷及时

甩到支架后方,降低支架承担的载荷,可避免采场顶板事故的发生。另外,深厚表土综放采场支架载荷的时间效应显著。通过控制停产时间、提高采场推进速度,可避免支架载荷时间效应诱发的压架事故。

3) 开展采场来压预报。采场顶板事故发生的主要原因之一是不清楚事故何时发生。通过开展采场来压预报,提前采取相应措施,能够有效避免采场顶板事故的发生。实践表明,采用采场超前应力动态监测技术可有效进行采场来压预报。

5 结 论

1) 深厚表土综放采场顶板运动特征符合一般采场顶板运动规律,但深厚表土综放采场支架需控岩层范围大,支架载荷具有显著的时间效应,直接顶周期性地形成“岩-矸”结构,低位、高位基本顶先后破断并造成采场来压。

2) 综放采场基本顶可分为低位基本顶和高位基本顶,高位基本顶破断、回转迫使低位基本顶破断、回转造成的采场来压强度大,易诱发综放采场顶板事故。

3) 多个深厚表土大埋深综放工作面的开采实践证明,本文建议的优化采场顶板控制设计、提高采场推进速度、开展采场来压预报等措施,为防止采场顶板事故的发生提供了有效保证。

参考文献:

- [1] 刘金海. 深厚表土长大综放工作面顶板运动灾害控制研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2012.
- [2] 姜福兴, 朱斯陶, 刘金海, 等. 深井综采(放)工作面大面积异常来压控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(8): 1528-1536.
JIANG Fuxing, ZHU Sitao, LIU Jinhai, et al. Control of abnormal weighting in fully mechanized/caving face of deep shaft[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(8): 1528-1536.
- [3] 张顶立. 综合机械化放顶煤开采采场矿山压力控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1999: 1-12.
- [4] 姜福兴. 放顶煤采场的顶板结构及其支架围岩关系探讨[J]. 世界煤炭技术, 1994(12): 32-34.
JIANG Fuxing. A study on microseismic monitoring of rock burst in coal mine[J]. Chinese Journal of World Coal Technology, 1994(12): 32-34.
- [5] 孔令海, 姜福兴, 刘杰, 等. 基于高精度微震监测的特厚煤层综放面支架围岩关系[J]. 岩土工程学报, 2010, 32(3): 401-407.
KONG Linghai, JIANG Fuxing, LIU Jie, et al. Relationship between support and strata in extra-thick coal seam fully-mechanized sublevel caving mining based on high precision microseismic monitoring technology[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, 32(3): 401-407.
- [6] 孔令海, 姜福兴, 王存文. 特厚煤层综放采场支架合理工作阻力研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(11): 2312-2318.
KONG Linghai, JIANG Fuxing, WANG Cunwen. Study of reasonable working resistance of support in fully-mechanized sublevel caving face in extra-thick coal seam [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(11): 2312-2318.
- [7] 史红, 姜福兴. 综放采场初压阶段顶板稳定性与顶煤放出率关系探讨[J]. 岩土工程学报, 2005, 27(4): 414-417.
SHI Hong, JIANG Fuxing. Study on relationship between roof stability and recovery ratio of top coal at first weight period in fully-mechanized sublevel caving face[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2005, 27(4): 414-417.
- [8] 姜福兴, 汪华君, 吴士良, 等. 综放工作面“异常压力”的力源研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(5): 523-526.
JIANG Fuxing, WANG Huajun, WU Shiliang, et al. Study on the “abnormal weighting” on support in fully mechanized sublevel caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(5): 523-526.
- [9] 缪协兴, 钱鸣高. 综放采场围岩-支架整体力学模型及分析[J]. 煤, 1998, 7(6): 1-13.
MIAO Xiexing, QIAN Minggao. The integer mechanical model of support and strata in fully-mechanized sublevel caving face[J]. Coal, 1998, 7(6): 1-13.
- [10] 史元伟. 综放工作面围岩动态及液压支架载荷力学模型[J]. 煤炭学报, 1997, 22(3): 253-258.
SHI Yuanwei. Behaviour of rocks and mechanical model of loads on the powered supports in a fully mechanized sublevel caving face[J]. Journal of China Coal Society, 1997, 22(3): 253-258.
- [11] 王家臣. 厚煤层开采理论与技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2009: 103-125.
- [12] 杨永康, 李建胜, 康天合, 等. 浅埋厚基岩松软顶板综放采场矿压特征工作面长度效应[J]. 岩土工程学报, 2012, 34(4): 709-716.
YANG Yongkang, LI Jiansheng, KANG Tianhe, et al. Effect of working face length on underground pressure characteristics by fully-mechanized top-coal caving mining under shallow-buried thick bedrock loose roof[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(4): 709-716.