采空区下坚硬顶板动压显现特征及控制技术

陈 殿 赋
(神华神东煤炭集团有限责任公司 保德煤矿,山西 保德 036600)

摘 要: 为解决采空区下工作面悬顶距离过长的问题,采用了现场观测、数值模拟、试验研究等手段,在分析采空区下坚硬顶板的矿压显现特征的基础上,提出了坚硬顶板控制技术。分析可知二$_2$煤层工作面的第 1 岩梁、第 2 岩梁平均周期来压步距分别为 33、40 m,初次来压期间支架的动载系数达 1.8,周期来压期间为 1.42 ~ 1.65; 利用 UDEC^{2D}数值模拟软件,对 3213(1) 工作面顶板运移情况进行分析可得到采空区下不同坚硬岩层间的裂隙发育情况、破断形式、动压显现特征以及离层情况; 通过采用深孔爆破强制放顶技术可使坚硬岩层内部产生了大量的导通裂隙空间,该技术可使第 1 岩梁的初次来压步距缩短为 21.1 m,第 2 岩梁初来压步距缩短为 27.2 m,有效防治了悬顶距离过长的问题。

关键词: 坚硬岩层; 动压显现; 顶板控制; 初次来压步距
中图分类号: TD323 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253 - 2336(2014)10 - 0125 - 04

Reserch on Strata Behaviors Features and Control Technology of Hard Roof Underground Goaf

CHEN Dian - fu
(*Baode Mine, Shenhua Shendong Coal Group Corporation Limited, Baode* 036600, *China*)

Abstract: In order to solve the problem of roof hanging distance too long underground goaf in coal mining face, the field observation, numerical simulation and experimental research method were used, the hard roof control technology was proposed based on analyzsis strata behaviors features of hard roof underground goaf in coal mining face. The analysis results showed that the periodic weighting were 33、40 m of frist rock beam and second rock beam of coal mining face in No. 22 coal seam. The dynamic coeficient was 1.8 during first weighting, during the periodic weighting was 1.42 ~ 1.65. The UDEC^{2D} numerical simulation software was used to analyze the roof migration situation of No. 3213(1) coal mining face and obtained the different hard roofs fracture condition between appeared, breakage form, dynamic pressure characteristics and abscission layer hard roof underground goaf in coal mining face. By using deep hole blasting of forced caving technology could make the hard rock generated a lot of internal conduction fissure space, this technology could make the first weighting of first rock beam decrease 21.1 m and the second rock beam decrease of first rock beam 27.2 m, effective prevention and control of the roof hanging distance too long was achieved.

Key words: hard rock strata; strata behaviors; Roof control; roof hanging distance too long; mining underground goaf

0 引 言

在煤矿矿山压力显现特征及控制技术研究过程中,坚硬顶板控制是一项重要的研究内容,在我国坚硬顶板的煤层占 30%,并且在采空区下工作面的开采及采空区下坚硬顶板的控制问题较为突出[1-3]。采空区下坚硬顶板特点是厚度大、强度高、整体性强、自承受能力强,工作面矿山压力显现特征不同于单一煤层开采,因此需要采取针对性的控制技术。采空区下坚硬顶板采场和坚硬顶板条件下采场的矿山压力显现规律类似,坚硬顶板条件下采场矿山压力显现更为剧烈[4-6]。坚硬顶板由于其岩石抵抗破

收稿日期: 2014 - 08 - 13; **责任编辑:** 杨正凯 **DOI:** 10.13199/j.cnki.cst.2014.10.030
基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973 计划) 资助项目(2012CB723104); 国家自然科学基金资助项目(51144006)
作者简介: 陈殿赋(1968—),男,内蒙古鄂尔多斯人,高级工程师,现任神华神东煤炭集团有限责任公司保德煤矿总工程师。
引用格式: 陈殿赋. 采空区下坚硬顶板动压显现特征及控制技术[J]. 煤炭科学技术,2014,42(10):125 - 128.
CHEN Dian - fu. Reserch on Strata Behaviors Features and Control Technology of Hard Roof Underground Goaf[J]. Coal Science and Technology, 2014,42(10):125 - 128.

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

坏的极限强度大，在煤层开采可形成大面积悬顶，短期内不易垮落[7-8]。随工作面的不断推进，采空区悬顶面积也不断扩大，长时间大面积悬顶，将导致工作面控顶区内压力集中。如果大面积悬顶突然垮落，形成的强烈动压会导致工作面支架被压垮。从而顶板常沿煤壁切断造成工作面顶板垮冒事故，极易形成破坏性巨大的飓风冲击地压[9-11]。基于此，笔者以神华集团某矿为研究对象，在分析上覆采空区对下煤层开采的影响的基础上，研究下煤层坚硬顶板的动压显现特征及控制技术。

1　采空区下坚硬顶板赋存特征

神华集团某矿位于贺兰山中，其岩石致密、坚硬、完整性好，该矿采用下行开采，开采下煤层时，下煤层位于上煤层采空区下，下煤层的顶板属于坚硬岩层，由 2 层坚硬的岩层组成，平均厚度为 22 m。上下煤层的间距为 61.5 m，因此下煤层开采势必会受到上覆采空区的影响。3213(1) 工作面开采二$_2$煤层，煤层倾角 8°～12°，平均 9°，煤层厚度 7.5～10.7 m，平均 8.5 m，上分层开采厚度为 3 m，割煤高度为 3 m。工作面标高 +1 968—+2 018 m，地面标高 +2 361—+2 189 m，工作面北东邻接 F15 断层，北西紧靠 3129 采空区，中部存在 8620 火区，南、东暂时无采掘活动。该矿地形切割“V”型沟谷发育，切割高差 158 m 左右，属高山地形特点，西高东低。二$_2$煤层上覆岩层是由粗砂岩、中砂岩、细砂岩以及粉砂岩等组成，其上部开采的二$_1$煤层平均厚度 6.2 m，已开采完毕，冒落带的高度约为 15.8 m，二$_1$煤层和二$_2$煤层的层间距为 61.5 m。

2　采空区下坚硬顶板动压显现特征

2.1　坚硬顶板初次来压及周期来压分析

3213(1) 工作面上覆岩层坚硬而致密，顶板岩层的完整性较好，初采期间很难垮落。工作面顶板悬露岩层突然发生了强烈的下沉运动，对支架形成了强烈的动压现象，工作面顶板发生了大面积初次来压[12]。初次来压期间 3213(1) 工作面大部分的液压支架工作阻力超过 810 kN，少数支架工作阻力甚至达到 1 035 kN。

由于在工作面上方存在 2 层厚度大、硬度高、完整性好的粗砂岩，其厚度分别为 18.66、16.25 m，与下煤层的层间距分别为 12.84、40.8 m，将其称之为第 1 岩梁和第 2 岩梁。工作面第 1 岩梁周期来压步距为 30～36 m，平均 33 m；第 2 岩梁周期来压步距为 36～44 m，平均来压步距 40 m，周期来压分布如图 1 所示。

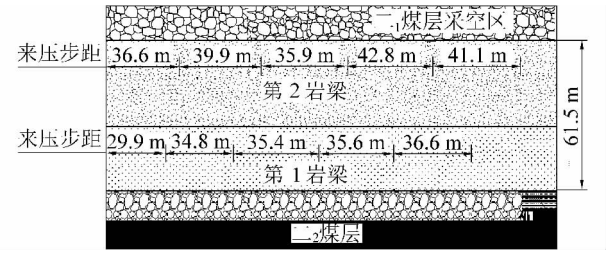


图 1　周期来压分布

采空区下部的坚硬顶板初次来压和周期来压期间步距大、动载强烈、支架工作阻力明显升高，支架的动载系数在初次来压期间达 1.8，周期来压期间为 1.42～1.65，由此可见，坚硬顶板在采空区下方不能够及时垮落，最终可能导致大面积的断裂运动，引发安全隐患，影响工作面的安全生产。

2.2　采空区下坚硬顶板动压显现原因

矿井瓦斯绝对涌出量 104.38 m^3/min、相对涌出量 41.43 m^3/t，属于高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井，当下部工作面的坚硬顶板发生大面积的来压时就极可能与上覆采空区导通，引发一系列的事故。

3213(1) 工作面中部的上方存在二$_1$煤层 8620 采空区，3213(1) 工作面推进距离约为 200 m，与工作面长度接近，此时工作面发生了大面积的垮落，顶板岩层发育高度显著扩大，坚硬顶板中产生了大量裂隙，并与上方二$_1$煤层采空区导通。

由此说明了采空区下二$_2$煤层工作面的动压特征由其上覆的坚硬顶板主导和控制，并且决定了工作面顶板的运动形式和导通裂隙带发育高度，一旦发生大面积破断失稳的情况，将极易导通上部采空区。

3　采空区下坚硬顶板动压特征数值模拟

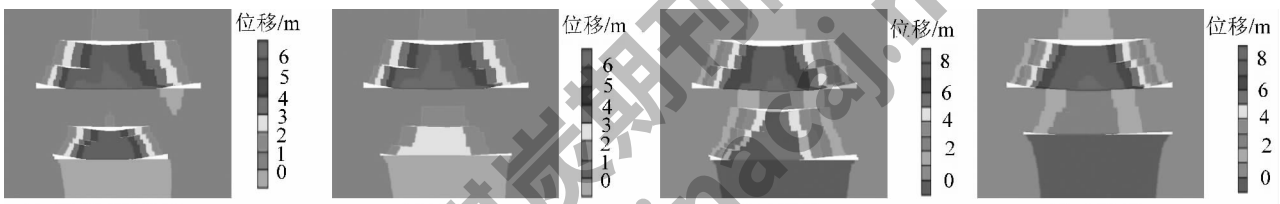
笔者以 3213(1) 工作面的工程地质条件为基础，采用 UDEC^{2D} 数值模拟软件对工作面动压特征进行分析。模拟埋深为 300 m，按岩层的平均密度为 2.5 g/cm^3 计算，模型上部边界所承受的压力为 7.5 MPa，在模型的上部边界施加 7.5 MPa 的均布载荷，垂直加速度为 9.8 m/s^2。模拟采用位移控制边界条件的方法，左右边界的水平方向速度为零，固定底部边界，上边界作为自由承载面。岩石力学参数见表 1。为了研究采空区下坚硬顶板的应力分布特征及覆岩运动规律，模拟不同推进度下工作面附近

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

煤体以及工作面上覆岩层的塑性区、垂直应力和采动位移的分布情况，随工作面推进硬厚覆岩层结构状态如图 2 所示，坚硬顶板破断裂隙带发育特征见表 2。

表 1　岩层力学参数

岩性	厚度/m	密度/(kg·m^{-3})	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
粗砂岩	16	2 730	23.4	17.6	41	8.53
细砂岩	24	2 560	17.4	12.5	35	5.93
上煤层	6	1 350	10.5	6.5	27	0.87
粗砂岩	16	2 730	23.4	17.6	41	8.53
中砂岩	20	2 620	19.3	14.5	37	7.46
粗砂岩	16	2 730	23.4	17.6	41	8.53
细砂岩	16	2 560	17.4	12.5	35	5.93
$二_2$ 煤层	9	1 350	10.5	6.5	27	0.87
粉砂岩	8	2 500	15.6	11.2	33	3.53
粗砂岩	60	2 730	23.4	17.6	41	8.53



(a) 工作面推进80 m　(b) 工作面推进120 m　(c) 工作面推进160 m　(d) 工作面推进200 m

图 2　随工作面推进硬厚覆岩层结构状态

表 2　坚硬顶板破断裂隙带发育特征

工作面推进距离/m	离层带高度/m	主裂隙带高度/m		
		开切眼上部	工作面上部	采空区中部
80	20.2	36.7	28.9	20.2
120	20.2	36.7	36.7	20.2
160	36.7	52.0	40.4	40.4
200	离层闭合	52.0	52.0	52.0

由图 2 及表 2 可知，位于采空区下坚硬顶板条件下，随着工作面的不断向前推进，在开切眼、工作面以及采空区中部都形成了可能与上部老采空区导通的裂隙带。破断裂隙带逐渐地向上扩展，并最终与上方采空区导通。

4　工作面开切眼深孔爆破断顶技术

采空区下部 3213(1) 工作面初次来压步距约为 108 m，属于大面积悬顶状态，3213(1) 工作面初次来压期间来压强度大、冲击性强，并造成了大量支架的压死，给工作面的回采带来了极大的困难。为了减小相邻的 3215(1) 工作面的初次来压步距，采取

由图 2a 可知，3213(1) 工作面推进到 80 m 时，在工作面上方坚硬顶板的两端及中部出现了一定的拉伸破坏，下煤层的顶板岩层中出现了明显的离层现象，离层带的高度为 21.8 m。由图 2b 可知，工作面推进 120 m 的情况下，采空区下坚硬顶板的中部岩层的离层空间逐渐增大，在开切眼和工作面前方煤体的拉破裂进一步的扩展，并出现了明显的弯曲下沉区。由图 2c 可知，当工作面继续推进到 160 m 时，下煤层的顶板发生了大面积的破断运动，上覆岩层严重失稳，并伴随着一定的运移，下方的离层空间发生了闭合，反而在上方出现了新的离层，离层带的高度由原来的 21.8 m，扩展到了 38.6 m。由图 2d 可知，在 3213(1) 工作面推进到 200 m 时，工作面上覆坚硬顶板的裂隙带进一步地向上及两边发展，大量的拉伸破坏以及失稳运动在此时发生，此时下煤层与上覆采空区之间的离层空间全部闭合。

深孔爆破强制放顶技术，在采空区下部的坚硬顶板中进行深孔爆破[14]。

4.1　爆破参数的确定原则

1) 钻孔直径。根据$二_2$煤层上覆岩层的强度，并结合对最终爆破效果的要求，选用钻孔直径 65 ~ 75 mm。

2) 孔深。对上覆岩层进行断顶时，需要对顶板岩层的 2/3 厚度进行人为预裂，使其产生明显的裂隙。因此钻孔最终位置布置于上覆基本顶的 7 ~ 20 m 处为宜。

3) 装药不耦合系数。不耦合系数较大的情况下，在爆破后裂隙区域内，根据经验选取不耦合系数 $k = 1.15 \sim 1.50$ 比较合理。

4.2　炮孔布置方式

炮孔布置地点选择在 3215(1) 工作面上、下平巷及距工作面下出口 100 和 150 m 处。

工作面巷道深孔爆破位置位于超前工作面推进方向 25 m 处。随工作面推进，工作面巷道深孔爆破位置进入采空区滞后工作面 25 m 时，在工作面内施

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

工深孔进行爆破。装药系数 0.5，封孔系数 0.3，装药不耦合系数 1.3，回采巷道深孔爆破参数见表 3。

表 3　回采巷道深孔爆破参数

钻孔编号	斜长/m	仰角/(°)	与煤壁夹角/(°)	装药长度/m	装药量/kg	最小封孔长度/m	雷管段号及数量
OA	70	19.4	90	35.0	105	23	3 段(2 发)
OB	55	22.8	84	27.5	83	18	3 段(2 发)
OC	40	29.0	78	20.0	60	13	3 段(2 发)
OD	30	37.0	72	15.0	45	10	3 段(2 发)
OA1	70	15.2	90	35.0	105	23	1 段(2 发)
OB1	55	17.5	84	27.5	83	18	1 段(2 发)
OC1	40	21.5	78	20.0	60	13	1 段(2 发)
OD1	30	26.5	72	15.0	45	10	1 段(2 发)

4.3　开切眼深孔爆破断顶效果

对 3215(1) 工作面进行了深孔爆破断顶，为了得到深孔爆破后坚硬顶板的松动效果，对工作面顶板进行深孔爆破后的应力状态进行了数值模拟分析，深孔爆破后应力分析如图 3 所示。

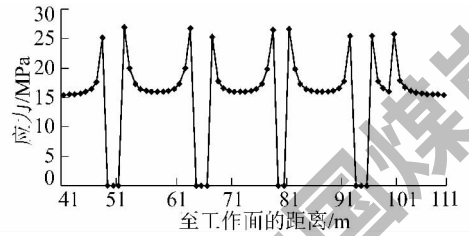


图 3　深孔爆破后分布

通过数值模拟的手段监测深孔爆破后钻孔的最大主应力，在每个钻孔的周边形成了一定的应力降低区，合理地布置钻孔，将每个钻孔所形成的应力降低区连接起来，可形成一个区域化的卸压区。由此可知在对采空区下部的坚硬岩层实施了深孔爆破后，在其内部可以产生大量的导通裂隙空间，并相互贯通，为进一步的顶板断裂提供了良好条件。

在 3215(1) 工作面开切眼实施深孔爆破断顶技术，通过现场观测可知，随着工作面继续向前推进，第 1 岩梁和第 2 岩梁分别发生了初次来压。

观测可知第 1 岩梁的初次来压步距由 58.6 m 缩小到 37.5 m；第 2 岩梁初次来压步距由 100.8 m 缩小到 73.6 m，初次来压步距的减小，有效降低了采空区下坚硬顶板的动压强度。

5　结　　论

1) 采空区下坚硬顶板的石英粗砂岩、中砂岩、细砂岩微观结构致密完整，顶板不易垮落，容易形成大面积的悬空状态，一旦发生大范围的垮断运动时，会形成强烈的动压现象，给工作面带来不可预知的安全隐患。

2) 采空区下第 1 岩梁和第 2 岩梁赋存高度的差异，因破断时的步距不同，两者之间将产生明显的离层区域，在开切眼、工作面以及采空区中部都形成了裂隙带。并不断向上、两边扩展，并最终与上方采空区导通。

3) 采空区下 3215(1) 工作面开切眼采用了深孔爆破强制放顶技术，试验结果表明，第 1 岩梁的初次来压步距缩短了 21.1 m，第 2 岩梁初来压步距缩短了 27.2 m，爆破放顶降低了支架灾害，并且缩短了来压步距，避免了裂隙带与上方采空区沟通。

参考文献：

[1] 周　楠，张　强，安百富，等. 近距离煤层采空区下工作面矿压显现规律研究[J]. 中国煤炭，2011，37(2)：49－62.

[2] 侯　玮，霍海鹰，郭晓朋，等. 深部综放工作面动压微震监测及控制技术研究[J]. 煤炭科学技术，2014，42(3)：36－38.

[3] 周海丰. 综采工作面过上覆集中煤柱压架机理分析[J]. 煤炭科学技术，2014，42(7)：120－123.

[4] 侯　玮，霍海鹰. “C”型覆岩空间结构采场岩层运动规律及动压致灾机理[J]. 煤炭学报，2012，37(S1)：269－274.

[5] 朱卫兵. 浅埋近距离煤层重复采动关键层结构失稳机理研究[J]. 煤炭学报，2011，36(6)：1065－1066.

[6] 姜福兴. 采场支架冲击载荷的动力学分析[J]. 煤炭学报，1994，19(6)：649－657.

[7] 汪华君，姜福兴，温良霞，等. 孤岛顶煤综放采场冲击矿压形成机制及控制技术[J]. 岩土力学，2013，34(9)：2615－2628.

[8] TANG Chun－an，TANG Shi－bin. Applications of Rock Failure Process Analysis Method [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering，2011，3(4)：352－372.

[9] 陈苏社. 综采工作面过上层煤集中煤柱动载矿压控制技术[J]. 煤炭科学技术，2014，42(6)：140－143.

[10] 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.

[11] 成　聪，段　东，王　开. 坚硬顶板管理与控制数值模拟分析[J]. 煤炭科学技术，2013，41(S1)：107－109.

[12] 宋振骐，宋　扬，刘义学，等. 内外应力场理论及其在矿压控制中的应用[C]//水电与矿业工程中的岩石力学问题：中国北方岩石力学与工程应用学术会议文集，1991：889－895.

[13] 曹安业，朱亮亮，李付臣，等. 厚硬岩层下孤岛工作面开采“T”型覆岩结构与动压演化特征[J]. 煤炭学报，2014，39(2)：328－335.

[14] 杨智文. 综放工作面坚硬顶板弱化爆破防治冲击地压技术[J]. 煤炭科学技术，2013，41(5)：47－49.

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net