

矿山压力与灾害控制

浅埋煤层坚硬顶板初采爆破放顶研究

张亮^{1,2}, 解兴智²

(1. 煤炭科学研究总院 开采设计研究分院, 北京 100013; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

摘要 针对神东浅埋坚硬顶板煤层矿区, 工作面初采时顶板来压强烈以及顶板突然大面积冒落引发飓风问题, 分析了浅埋煤层初采期顶板致灾原因, 并通过构建浅埋煤层顶板大面积悬顶力学结构模型, 得出浅埋深煤层顶板是否需要强制放顶的判据, 提出强制放顶合理高度的确定方法, 最后通过现场实践证明, 根据该方法提出的浅埋煤层坚硬顶板治理方案切实可行, 取得了良好的效果。

关键词 浅埋深煤层; 坚硬顶板; 深孔爆破; 放顶高度; 初次来压步距

中图分类号 TD327.23 **文献标识码** A **文章编号** 1006-6225(2014)01-0083-04

Research on Initial-mining Roof Blasting in Shallow Buried Coal-seam

ZHANG Liang^{1,2}, XIE Xing-zhi²

(1. Coal Mining & Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China;

2. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China)

Abstract: In Shendong shallow-buried mining area, hard roof weighting is very strong and roof extensive collapse can result in typhoon in initial mining phrase. This paper analyzed roof disaster reason of shallow buried coal-seam in initial mining phrase, and obtained whether the roof should be forced caved by constructing hanging roof mechanical model for shallow buried coal-seam. The method of determining rational roof caving height was put forward. Field practice showed that the roof control project by this method was feasible and application effect was good.

Keywords: shallow buried coal-seam; hard roof; deep-hole blasting; roof caving height; first weighting pace

神东矿区大量浅埋深煤层开采实践表明: 浅埋深煤层普遍具有埋藏浅、基本顶分层厚度大(部分煤层没有直接顶)、节理裂隙及断裂构造极不发育等特点, 造成浅埋深煤层初采期工作面初次来压步距大、来压强度大, 随之而来可能会产生飓风及压架事故, 例如鄂尔多斯矿区的大饭铺煤矿工作面初次来压时出现过大的飓风伤亡事故, 酸刺沟煤矿、大地精煤矿、大柳塔煤矿均出现过工作面初次来压时的压架事故。由于该类矿区基本顶岩石抗压强度、抗拉强度分别在 50MPa, 5MPa 左右, 属亚坚硬顶板^[1], 此类顶板强度虽然不是太大, 但顶板整体性强、裂隙少, 且在浅埋深条件下基本顶受到的上部载荷小, 因此该地区大部分亚坚硬煤层顶板在初采期间均会出现顶板大面积悬顶情况。为了解决该问题, 一些矿井仍按照常规矿井坚硬顶板的治理方法, 在工作面顶板进行爆破处理^[2-3], 来达到防灾治灾的效果, 但由于浅埋深煤层顶板致灾机理不同于深部煤层, 效果并不明显。目前, 对浅埋煤层坚硬顶板强制放顶方面的文献较少, 深入研究

浅埋深煤层顶板结构特点, 并针对性地采取治理措施的更为少见^[6-10], 对何种条件的浅埋煤层顶板需要爆破处理, 以及爆破放顶高度如何选择都没有详细研究, 本文主要对上述问题展开讨论。

1 浅埋煤层坚硬顶板特性

浅埋煤层是指具有埋藏浅、基岩层薄、地表覆盖松散层厚等典型特点的煤层。根据关键层理论可知大部分浅埋深煤层只存在基本顶这一个关键层, 当煤层上覆的基本顶发生断裂后, 导致整个上覆岩层同步运动, 而随基本顶垮落而运动的岩层称为随动层^[11]。浅埋深煤层上覆随动层厚度小, 作用在基本顶上的载荷也小, 因此, 顶板只有随着工作面不断推进达到极限跨距时才能破断, 这就造成浅埋深条件下基本顶初次来压步距大现象; 而煤层顶板分层厚度大、结构面少、整体性强, 这是造成浅埋深坚硬顶板大面积一次性垮落的原因, 对于较坚硬且具有整体性的基本顶, 可根据其垮落时在两巷产生风的风速 v , 来评价其危险性, 见式(1)。

收稿日期 2013-08-28

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.01.024

基金项目 国家自然科学基金项目(51304118); 中煤科工集团科技创新基金(2012MS005)

作者简介 张亮(1987-), 男, 河北邯郸人, 在读硕士研究生, 研究方向为矿山压力与顶板控制。

引用格式 张亮, 解兴智. 浅埋煤层坚硬顶板初采爆破放顶研究[J]. 煤矿开采, 2014, 19(1): 83-86.

$$v = \frac{L \cdot x \cdot k}{2a \cdot t} \quad (1)$$

式中, L 为工作面长度; x 为基本顶初次来压步距; a 为巷道宽度; v 为巷道处的风速; t 为顶板落地时间, 采高为 2~5m 时 t 取 0.7~1s; k 为坚硬基本顶初次来压时顶板一次性垮落系数。

为得到具体评价指标, 取工作面长度 $L \geq 150\text{m}$, 巷道宽度 $a \leq 6\text{m}$, k 取经验值 10%, 根据人不被风吹走的风速极限值 v 为 39m/s, 将上述各值代入公式 (1) 可得 $x = 30\text{m}$, 因此, 本文将该值作为坚硬顶板的最大安全初次来压步距。

2 浅埋煤层坚硬顶力学模型

基本顶初次来压前的力学模型主要有双支点岩梁模型和四边支撑岩板模型。双支点岩梁模型是当工作面不断向前推进, 从垂直工作面推进方向看, 顶板一端支撑在工作面前方煤壁, 一端支撑在采空区后方煤壁, 取两个相距单位长度且平行推进方向的平面, 将顶板剖开, 两平面截取的岩条即为双支点岩梁; 四边支撑岩板模型是指煤层采出后, 将顶板看作是分别支撑在工作面前后方煤壁和两侧护巷煤柱上的岩板。文献 [3] 和文献 [4] 中通过对大多数坚硬顶板工作面估算和预测认为, 一般情况下工作面长度大于初次来压步距的 2 倍, 就应该采用双支点岩梁模型进行估算 [12]。目前, 在神东矿区及周边地区煤矿的浅埋深煤层工作面初次来压步距均在 80m 之内, 且现在综采工作面长度也都大于 2 倍基本顶初次来压步距, 因此现采用双支点岩梁模型进行结构分析, 见图 1 所示。

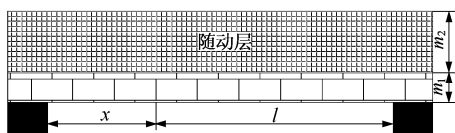


图 1 浅埋深煤层顶板初次断裂前的结构示意图
基本顶岩梁断裂发生显著失稳的条件为:

$$\sigma = \frac{M}{W} = [\sigma_1] \quad (2)$$

该固支梁的弯距为:

$$M = \frac{qlx}{2} - \frac{qx^2}{2} - \frac{ql^2}{12} \quad (3)$$

当 $x=0$ 或 l 时, $M_{\max} = \frac{ql^2}{12}$

上覆载荷和截面模量分别为:

$$q = (m_1 + m_2) r L, W = \frac{ql^2 L}{6} \quad (4)$$

代入式 (2) 得出极限跨距:

$$l = \sqrt{\frac{2m_1^2 [\sigma_1]}{(m_1 + m_2) r}} \quad (5)$$

式中, M 为岩梁任意位置的弯矩; m_1 为基本顶厚度; m_2 为上部随动层厚度; r 为岩层容重; q 为上覆载荷; W 为岩梁截面模量; σ 为岩梁任意位置的抗拉强度; $[\sigma_1]$ 为岩梁极限抗拉强度; l 为基本顶初次来压步距; L 为工作面长度; x 为梁上任意一点与工作面后煤壁距离。

从上述公式可以看出, 基本顶初次来压步距 l 与基本顶厚度 m_1 成正比、与基本顶岩石抗拉强度 $[\sigma_1]$ 的根号值成正比、与煤层埋深 $m_1 + m_2$ 成反比, 运用公式 (5) 可以定量判断出某一工作面初采期间是否需要爆破处理。为了工程应用方便, 将公式 (5) 中极限跨距 l 定为 30m, 通过控制变量 m_1, m_2 得到对应的 $[\sigma]$ 值, 当 $[\sigma_1] > [\sigma]$ 时, 说明基本顶初次来压步距将大于 30m, 顶板需进行强制放顶, 将这一系列数据列表得到浅埋煤层初采顶板是否需要爆破处理的抗拉强度判据值, 详见表 1。

表 1 抗拉强度判据值 MPa

埋深/m	基本顶厚度 m_1 /m				
	10	15	20	25	30
50	5.5	2.5	1.4	0.9	0.6
60	6.6	3.0	1.7	1.1	0.7
70	7.7	3.5	2.0	1.3	0.9
80	8.8	4.0	2.2	1.4	1.0
90	9.9	4.5	2.5	1.6	1.1
100	11.0	5.0	2.8	1.8	1.2
110	12.1	5.5	3.1	2.0	1.4
120	13.2	6.0	3.4	2.1	1.5
130	14.3	6.5	3.6	2.3	1.6
140	15.4	7.0	3.9	2.5	1.7
150	16.5	7.5	4.2	2.7	1.9

假设一浅埋深工作面距地表平均深度为 70m, 基本顶厚度为 15m, 从表 1 可以看出对应的抗拉强度为 3.5MPa, 若该基本顶岩石抗拉强度实际值大于 3.5MPa, 则可以判断出该工作面初次来压步距将大于 30m, 为了保证工作面初采期间安全回采, 在此条件下顶板必须进行弱化处理。

3 顶板爆破弱化高度的选择

为了避免顶板大面积垮落形成飓风, 应保证采空区被顶板垮落岩石充满, 采高和顶板垮落高度应满足如下公式 [13]:

$$H_x \cdot \xi = H_c + H_x \quad (6)$$

式中, H_x 为顶板垮落高度; H_c 为采高; ξ 为岩石碎胀系数。

在满足上述条件时, 顶板垮落的岩石充满采空区, 能有效起到垫层和减少裸露空间的作用, 也杜

绝了形成飓风的条件,但由于基本顶没有破断,若极限垮落步距过长,当工作面初次来压时仍可能会导致大面积来压,造成压架事故,因此,该公式只能确定强制初次放顶的最小高度 H_x 。

工作面顶板进行爆破后,形成的拉槽将基本顶切断或部分切断,当拉槽深度超过基本顶厚度时,基本顶可以看成悬臂梁结构(图2),而当拉槽深度不超过基本顶厚度时,则可以看成横截面积不同的固支梁结构(图3),悬臂梁结构的承载能力和固支梁承载结构能力是完全不同的,因此,拉槽深度的不同,爆破作用也不相同。

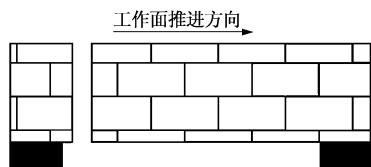


图2 悬臂梁结构

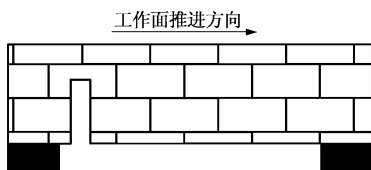


图3 固支梁结构

在对坚硬顶板进行爆破弱化处理后,爆破弱化垂直高度越大,基本顶初次来压步距越小,但为了达到较好的爆破效果,一般炮孔的布置会有一定倾角,这样在保持爆破高度不变的情况下大大加深了炮孔的长度,也很大程度上加大了爆破工艺的复杂性和难度,为了解决这一问题,现讨论最佳的爆破弱化高度。对于固支梁,拉应力最大位置在梁的两端,由于煤矿安全规程规定不允许架间爆破,因此,将爆破位置确定为切眼所在位置,将进行爆破弱化处理后的顶板简化为如图4所示的力学模型。

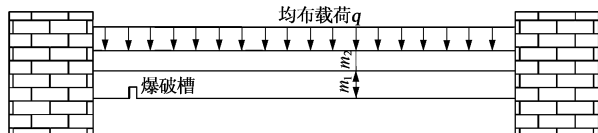


图4 爆破处理后的顶板力学模型示意

设爆破拉槽深度为 h , 此时基本顶初次来压步距:

$$l = (m_1 - h) \sqrt{\frac{2 [\sigma]}{(m_1 + m_2) r}} \quad (7)$$

可以得出:

$$h = m_1 - l \sqrt{\frac{(m_1 + m_2) r}{2 [\sigma]}} \quad (8)$$

从上述公式可以看出,爆破弱化高度与坚硬顶

板基本顶初次来压步距成线性反向关系,爆破弱化的最佳高度需要结合煤层埋层深度、基本顶厚度、基本顶岩石抗拉强度共同决定。

4 实例分析

4.1 1615 工作面概况

恒东能源美日煤矿位于内蒙古准格尔煤田,现同时开采 5 煤和 6⁻¹ 煤层,其中 1615 综采工作面开采 6⁻¹ 煤层,煤层厚度为 2.2m,工作面长度 200m;煤层埋藏深度 105 ~ 170m,平均 150m;煤层基本顶为 30m 的粉砂岩、岩石抗拉强度为 5MPa,无直顶,底板为 4.7m 的粉砂岩及泥岩。采用走向长壁后退式采煤法,一次采全高,工作面切眼安设支架 136 架,ZY6000/11.5/26 型 92 架、ZZ8000/14/26 型 44 架。

4.2 强制放顶的判定及放顶高度确定

参照表 1 可以看出,当煤层埋深为 150m、基本顶厚度为 30m、抗拉强度为 1.9MPa 时,基本顶初次来压步距为 30m,而 1615 工作面抗拉强度为 5.0MPa,因此该顶板必须进行爆破弱化处理。为求得合理放顶高度,将煤层埋深、基本顶厚度、岩石抗拉强度及坚硬顶板安全初次来压步距代入公式(8)中,可得合理放顶高度 $h = 12m$ 。

4.3 炮孔布置

为了保证工作面安全回采,爆破弱化高度必须大于 12m。为了达到理想的爆破效果,综合考虑工作面其他条件,在切眼内布置 A, B 两组炮孔,仰角均为 30°,爆孔深度为 24m; A 组炮孔平行切眼方向无摆角, B 组炮孔向煤壁方向摆动 45°,详见图 5。

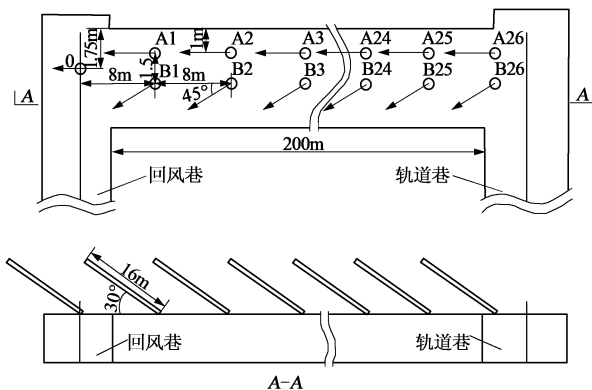


图5 1615 综采工作面初放切眼爆孔布置

4.4 效果分析

1615 综采工作面强制放顶工作于 2013 年 2 月 18 日顺利完成,直观效果良好,支架后方顶板完全垮落充满采空区。通过对矿压监测数据分析得知

基本顶初次来压步距为 31m, 见图 6, 与理论计算值 30m 比较接近, 且初采期间没有发生任何飓风和压架事故。

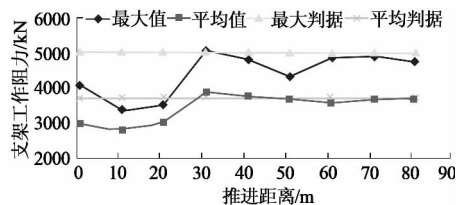


图 6 63 号支架来压步距

5 结论

(1) 结合浅埋深煤层顶板特点, 分析了浅埋深煤层基本顶初次来压步距大及大面积一次垮落的原因, 并通过建立浅埋深煤层顶板力学模型, 理论推导得出了浅埋深煤层顶板强制初放判据表, 具有普遍推广意义。

(2) 理论计算结果表明, 深孔爆破处理顶板的高度与基本顶初次来压步距呈线性反向关系; 深孔爆破并不一定要把基本顶整个切穿, 合理的爆破拉槽不仅能有效降低基本顶初次来压步距, 而且施工快捷安全, 不影响工作面的正常回采。

参考文献

- [1] 张 杰. 浅埋煤层顶板深孔预爆强制初放研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29 (3): 339-343.
- [2] 魏光荣. 综采工作面深孔爆破强制放顶的应用 [J]. 煤炭工程, 2005 (7): 35-38.
- [3] 陈万平. 综采工作面坚硬顶板深孔爆破强制放顶的应用 [J]. 内蒙古煤炭经济, 2012 (4): 28-30.
- [4] 宋占有. 酸刺沟矿首采面深孔预裂爆破强制放顶技术 [J]. 煤矿开采, 2010, 15 (4): 103-105.
- [5] 史红宇. 综采面厚层坚硬顶板强制放顶技术研究 [J]. 山西煤炭, 2010, 30 (8): 52-54.
- [6] 李春睿, 康立军, 齐庆新, 等. 深孔爆破数值模拟及其在煤矿顶板弱化中的应用 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (12): 1632-1636.
- [7] 黄晋兵. 王台矿井综采工作面处理坚硬顶板技术 [J]. 煤炭科学技术, 2008, 36 (9): 4-7.
- [8] 张 杰, 侯忠杰. 浅埋煤层非坚硬顶板强制放顶实验研究 [J]. 煤田地质与勘探, 2005, 33 (2): 15-17.
- [9] 徐 刚, 刘全明. 深孔爆破弱化坚硬顶板不耦合系数研究 [J]. 煤矿开采, 2009, 14 (1): 20-22.
- [10] 王 开. 普采工作面坚硬顶板控制及其研究 [D]. 太原: 太原理工大学, 2006.
- [11] 李巍栋, 王志强, 高 扬, 等. 厚煤层整层开采采场上覆关键层断裂条件判定 [J]. 煤炭科学技术, 2009, 37 (8): 24-27.

- [12] 王 开, 康天合, 李海涛, 等. 坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28 (11): 2320-2327.
- [13] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1991.

责任编辑: 王兴阆

(上接 66 页)

从图 7 可以看出, 煤柱侧帮移近量要比实体煤侧帮大, 两帮总移近量为 610mm, 降低了 44.5%, 顶板下沉量为 350mm, 降低了 56%, 底板基本无底鼓, 顶板坠包面积及数量明显减少, 无漏顶现象, 锚杆锚索基本未破断, 巷道剩余断面满足生产要求, 工作面支架和转载机顺利推进, 工作面顺利回采。

6 结论

(1) 坚硬顶板下强烈动压巷道变形破坏根本原因是采空区强烈动压和本工作面回采超前支承压强大, 初期支护强度和刚度的不足是主要原因, 巷道围岩完成性差、顶煤破碎和弱面加剧围岩变形。

(2) 依据围岩变形破坏特征及机理分析, 基于控制围岩总体变形、强化帮部支护和顶板卸压处理 3 个原则, 设计了回采巷道变形具体控制方案。

(3) 应用表明, 采用设计的处理方案后, 巷道两帮变形量降低了 44.5%, 顶板下沉量降低 56%, 底板无底鼓, 锚杆锚索基本无破断, 围岩变形控制效果好, 巷道断面满足生产需求。

参考文献

- [1] 刘小峰. 小煤柱动压掘进巷道控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (1): 64-66.
- [2] 林 健, 吴拥政, 申志平, 等. 宁武煤矿小煤柱护巷技术及其应用 [J]. 煤炭科学技术, 2005, 33 (12): 5-7.
- [3] 李潞斌, 何 杰. 孤岛工作面护巷煤柱宽度及支护技术研究 [J]. 煤矿开采, 2013, 18 (3): 66-68.
- [4] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010.
- [5] 康红普, 王金华, 林 健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (12): 1233-1238.
- [6] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [7] 单仁亮, 孔祥松, 蔚振廷, 等. 煤巷强帮支护理论与应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32 (7): 1304-1314.

责任编辑: 林 健