

坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究

王开¹, 康天合¹, 李海涛^{1,2}, 韩文梅^{1,2}

(1. 太原理工大学 采矿工艺研究所, 山西 太原 030024; 2. 中北大学 理学院, 山西 太原 030052)

摘要: 基于坚硬顶板长壁工作面初次跨落步距大、周期断裂悬顶长, 对采场安全危害严重的特点, 系统研究工作面顶板初次断裂的3种控制放顶方式和周期断裂的合理悬顶长度。通过建立两端固支岩梁力学模型, 分析并比较采用循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽等3种爆破控制放顶方式缩短坚硬顶板工作面初次断裂步距的拉槽深度与爆破工程量。结果表明, 就爆破工程量而言, 端部拉槽最小, 中部拉槽次之, 循环浅孔拉槽最大。通过顶板周期断裂悬臂岩梁力学模型的建立及其分析, 基于工作面支架的设计工作阻力, 推导顶板周期断裂的合理悬顶长度与工作面支架设计支护阻力, 以及上覆岩层荷载和工作面控顶距之间的关系式。研究结果在晋城七岭煤矿 15102 工作面成功应用, 可以为相应条件下坚硬顶板控制放顶提供理论依据与应用指导。

关键词: 采矿工程; 坚硬顶板; 控制放顶; 岩梁; 悬臂; 支架阻力

中图分类号: TD 313

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2009)11 - 2320 - 08

STUDY OF CONTROL CAVING METHODS AND REASONABLE HANGING ROOF LENGTH ON HARD ROOF

WANG Kai¹, KANG Tianhe¹, LI Haitao^{1,2}, HAN Wenmei^{1,2}

(1. Institute of Mining Technology, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China; 2. School of Science, North University of China, Taiyuan, Shanxi 030052, China)

Abstract: Based on the characteristic of large primary bestraddle distance, long periodic fracture hanging roof and serious threaten to mine safety in hard roof long working face, three control caving methods of the primary fracture and the reasonable hanging roof length of periodic fracture are studied systematically. Three caving methods controlled by blast such as cycle shallow kerve, middle kerve and tip kerve are used to shorten the primary fracture distance of hard roof working face, of which the kerve depth and blasting quantities are analyzed and contrasted by establishing mechanical model of rock embedded beam at both ends. The results show that side kerve is the least, middle kerve is followed and cycle shallow kerve is the largest on the part of blasting quantities. By establishing and analyzing the model of cantilever rock beam, the reasonable overhanging length and face support strength are ascertained on the basis of designed resistance of face support. Additionally, the relation between overlying strata load and the working face controlling roof distance is deduced. This study has a successful application to working face 15102 of Qiling mine in Jincheng; and it can provide theoretical support and application guidance to control caving in hard roof under the corresponding conditions.

Key words: mining engineering; hard roof; control caving; rock beam; cantilever; support resistance

收稿日期: 2009 - 02 - 20; **修回日期:** 2009 - 06 - 28

基金项目: 晋城市政府基金资助项目(2007015)

作者简介: 王开(1975 -), 男, 1998年毕业于太原理工大学采矿工程专业, 现为博士研究生、讲师, 主要从事岩石力学、采矿工程等方面的教学与研究工作。E-mail: tywk2008@163.com

1 引 言

坚硬顶板是指在煤层之上直接赋存或在厚度较薄的直接顶上赋存有强度高、厚度大、整体性强、节理裂隙不发育、煤层开采后在采空区可大面积暴露、短期内不易自然垮落的顶板^[1~4]。由于岩层结构的特点,坚硬顶板工作面具有来压显现强烈,动载系数大(1.5~3.5);来压步距大,初次来压步距为 50~140 m,最大可达 160 m;极限悬顶面积为 10 000~30 000 m²,甚至更大;冒落岩石块度大,边长为 5~10 m,最大可达 30~40 m;顶板冒落高度大,可达 40~70 m,甚至通达地表等矿压特点。例如山西大同挖金湾矿青羊湾井曾发生冒落面积达 1.63×10⁵ m²,冒落时产生强烈风暴,使矿井巷道和工作面被摧垮,全井被迫停产。自解放以来,仅大同局就发生顶板大面积来压事故 40 余起^[5~7]。由于所造成灾害的严重性,坚硬顶板控制一直是国内外采矿与岩石力学工作者十分重视的一个课题。经过 50 余年的努力,取得的主要成果有:顶板来压的预测预报^[8~10];有效的工艺改变或控制顶板来压步距与来压强度^[11~15];高工作阻力和大流量安全阀液压支架^[16~18]。目前,改变或控制顶板来压步距与来压强度的具体方法有 3 种:一是超前工作面煤壁深孔爆破预裂顶板;二是超前工作面煤壁预注高压水致裂和软化顶板;三是滞后工作面煤壁步距式爆破放顶。前 2 种方法的研究较为成熟,第 3 种方法仅限于炮眼间距、装药量、钻孔机具、钻孔方法及工艺等方面的研究^[19, 20],而在合理放顶方式及放顶步距等关键问题上的研究甚少,能查到的相关文献仅有高木福^[4]通过数值模拟对坚硬顶板处理步距的研究。

本文通过建立两端固支岩梁力学模型,在分析循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽等 3 种爆破控制放顶方式缩短工作面初次垮落步距的拉槽深度与爆破工程量的基础上,确定了顶板初次断裂前的控制放顶方式。通过对悬臂岩梁力学模型的分析,基于支架的承载能力,确定了顶板周期断裂的合理悬顶长度,为步距式控制放顶提供了一种理论依据,并在工程实践中得到了成功应用。

2 坚硬顶板初次断裂前的力学模型与极限跨距

2.1 力学模型

坚硬顶板具有硬、整、厚的特点,可以近似地将其看作连续介质来建立计算模型。顶板初次垮落前,可以将其看作是支承在煤层或薄层直接顶板上的岩梁或岩板。所谓梁是指在工作面中部,垂直煤壁作 2 个相距单位长度的平行垂直剖面,这 2 个平行剖面所截取的顶板岩条称作梁。这种梁一端支承在工作面前方的煤壁上,另一端支承在工作面后方的煤壁上,形成双支点岩梁。所谓板是指煤层采出后,坚硬顶板悬空不冒,支承在四周煤壁或薄层直接顶板上。板两对边煤壁分别为工作面前后方煤壁和工作面两侧护巷煤柱或实体煤壁。因此,初次来压前的力学模型可分为双支点岩梁和四边支承的岩板 2 种类型。

(1) 双支点岩梁力学模型

按支点属性不同,岩梁力学模型分为固支梁和简支梁 2 种。如果由实体煤壁支承,煤体变形很小,可看作固支点。如果由小煤柱支承,由于变形显著,可看作简支点。按荷载分布不同,可分为均布荷载和非均布荷载 2 种。事实上,岩梁荷载是非均匀的,一是支承压力分布是非均匀的,二是岩梁各点变形也是非均匀的。对于坚硬顶板,由于支承压力分布范围广,应力集中程度低,加之岩梁在破断前总体上变形微小,故各点差异很小,采用均布荷载可以满足采矿工程计算的要求。

(2) 四边支承的岩板力学模型

一般来说,坚硬顶板一次垮落厚度 h 为 5~10 m,而初次来压步距多为 40~100 m,回采工作面长度 l 为 120~200 m,所以悬空顶板的宽厚比为 1/5~1/20,它符合弹性薄板理论的假设条件,即板的厚度 h 与边长 L_0 之比满足 $(1/80 \sim 1/100) \leq h/L_0 \leq (1/5 \sim 1/8)$ 。

(3) 2 种模型的对比与选择

初次来压前,无论梁模型还是板模型都是从最大弯矩处开始断裂,它们之间的主要差别在于弯矩计算。根据材料力学解,梁的最大弯矩为

$$M_{\max} = \frac{1}{12} qL_0^2 \quad (1)$$

式中: q 为坚硬岩梁本身及上覆岩层传递的荷载, L_0 为岩梁极限跨距。

板的最大弯矩近似为

$$M'_{\max} = \frac{1}{12} qL_0^2 / (1 + a_1^4) \quad (2)$$

式中： $a_1 = L_0/l$ 。

由式(2)可知，板与梁的最大弯矩之比 $k = 1/(1+a_1^4)$ ， k 随 a_1 的变化如图 1 所示。当 $a_1 = 0.50$ 时，若梁的 $L_0 = 100$ m，则板的 $L_0 = 106$ m；当 $a_1 = 0.33$ 时，若梁的 $L_0 = 100$ m，则板的 $L_0 = 101$ m，两者基本一致。钱鸣高^[21]以板的弯矩理论为基础，采用分段附加低次函数的方法对马科斯简算式加以修正，给出了岩梁、岩板力学模型的适用范围，如表 1 所示。

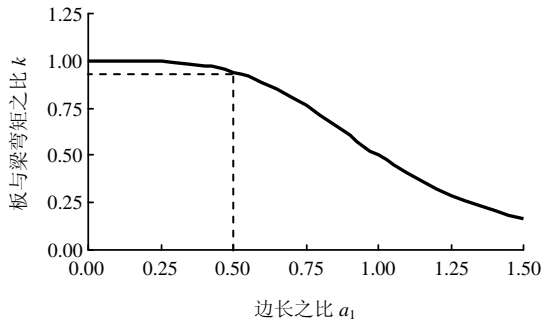


图 1 板与梁弯矩比值 k 与边长之比 a_1 的关系
Fig.1 Relation between bending moment ratio k and side length a of beam and slab

表 1 岩梁、岩板力学模型的选择

Table 1 Choice on rock beam and rock slab mechanical models

岩板模型		岩梁模型	
支撑条件	适用范围	边界条件	适用范围
四边固支	$a_1 > 0.60$	双固支	$a_1 \leq 0.6$
三固一简	$a_1 > 0.66$	简支	$a_1 \leq 0.66$
邻固邻简	$a_1 > 0.49$	简支	$a_1 \leq 0.49$
一固三简	$a_1 > 0.55$	简支	$a_1 \leq 0.55$

考虑到实际岩体抗拉强度、厚度、弹性模量和泊松比等参数变化的不均匀性，靳钟铭和徐林生^[1]通过对大多数坚硬顶板工作面估算和预测研究认为，一般情况下工作面长度大于初次来压步距的 2 倍，即 $a_1 \leq 0.5$ 时，就可采用岩梁模型进行估算；只有当 $a_1 > 0.5$ 时，才需用岩板模型。

综合上述分析，可用图 2 所示的简化固支岩梁模型来分析坚硬顶板初次断裂前的极限跨距。

2.2 极限跨距

顶板初次断裂前端部拉开的力学条件为

$$\sigma_{\max} = [\sigma] \quad (3)$$

式中： σ_{\max} 为岩梁受到的拉应力， $[\sigma]$ 为岩梁的许可拉应力。

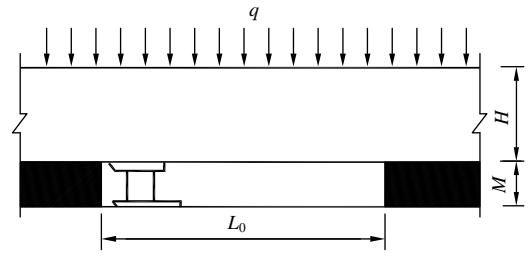


图 2 顶板初次断裂前的岩梁力学模型

Fig.2 Mechanical model of rock beam before roof primary fracture

梁端最大拉应力可表示为

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{W} \quad (4)$$

式中： W 为岩梁截面模量， $W = \frac{H^2}{6}$ ； H 为坚硬顶板岩梁厚度。

考虑上覆 n 层岩层对坚硬顶板岩梁影响的荷载为 $(q_n)_0$ ，则 $(q_n)_0$ 可表示^[22]为

$$(q_n)_0 = \frac{EH^3(\gamma H + \gamma_1 h_1 + \dots + \gamma_n h_n)}{EH^3 + E_1 h_1^3 + \dots + E_n h_n^3} \quad (5)$$

式中： h_1, h_2, \dots, h_n 分别为岩梁上覆各岩层厚度； E 为坚硬顶板岩梁的弹性模量； E_1, E_2, \dots, E_n 分别为岩梁上覆各岩层弹性模量； γ 为坚硬顶板岩梁容重； $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ 分别为岩梁上覆各岩层容重。

将式(4)代入式(3)，得

$$[\sigma] = \frac{M_{\max}}{W} \quad (6)$$

则极限跨距为

$$L_0 = \sqrt{\frac{2H^2[\sigma]}{q}} \quad (7)$$

3 坚硬顶板初次断裂前的合理控制放顶方式

采用爆破法缩短工作面垮落步距的控制放顶方式有循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽 3 种方式。

3.1 循环浅孔拉槽控制放顶

循环浅孔拉槽放顶是指在工作面推进过程中每隔几个循环沿工作面切顶线全长打一排钻孔进行爆破放顶，以减小顶板岩梁的厚度，从而缩短极限跨

落步距的控制放顶方法。循环浅孔拉槽岩梁的力学模型如图 3 所示。

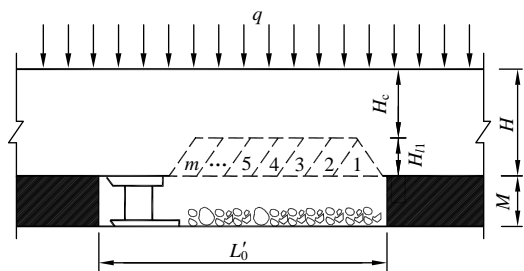


图 3 循环浅孔拉槽岩梁力学模型

Fig.3 Rock beam mechanical model of cycle shallow kerve

在循环浅孔拉槽后, 坚硬顶板岩梁厚度减小, 岩梁抗弯截面模量降低, 同时顶板的完整性受到破坏, 这时岩梁首先从前后 2 个端部受拉断裂。

岩梁的弯矩和截面模量分别为

$$M'_{\max} = \frac{aqL_0^2}{12} \quad (8a)$$

$$W' = \frac{H_c^2}{6} \quad (8b)$$

其中,

$$L'_0 = \sqrt{\frac{2H_c^2[\sigma]}{aq}} \quad (8c)$$

$$a = \frac{E(H - H_L)^3[\gamma(H - H_L) + \gamma_1 h_1 + \dots + \gamma_n h_n]}{E(H - H_L)^3 + E_1 h_1^3 + \dots + E_n h_n^3} / (q_n)_0 \quad (8d)$$

式中: L'_0 为拉槽后顶板极限跨落步距, a 为采用浅孔循环控制放顶所导致的坚硬岩梁本身及上覆岩层传递荷载改变系数, H_c 为浅孔拉槽放顶后剩余岩梁厚度。

若要求拉槽后的极限跨落步距是非强制放顶前的 $1/n$ 倍, 则要求的拉槽深度 H_n 推算如下。

令

$$L'_0 = \frac{1}{n} L_0 \quad (9a)$$

则有

$$\sqrt{\frac{2H_c^2[\sigma]}{aq}} = \frac{1}{n} \sqrt{\frac{2H^2[\sigma]}{q}} \quad (9b)$$

$$H_c = \frac{1}{n} \sqrt{a} H \quad (9c)$$

$$H_n = H - \frac{1}{n} \sqrt{a} H = \left(1 - \frac{1}{n} \sqrt{a}\right) H \quad (9d)$$

3.2 中部拉槽控制放顶

中部拉槽放顶是通过减小岩梁中部抗弯截面模量达到中部先拉开, 从而缩短极限跨落步距的方法。设中部拉槽后的极限跨距为 L''_0 , 当工作面推进到拉槽后极限跨落步距的 $1/2$ 时, 开始打眼爆破拉槽。中部拉槽岩梁力学模型如图 4 所示。

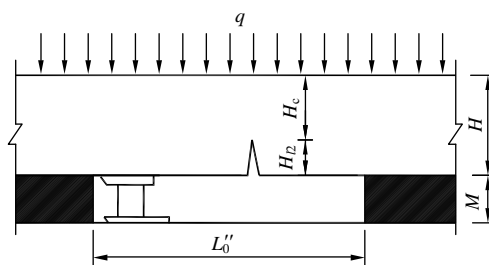


图 4 中部拉槽岩梁力学模型

Fig.4 Rock beam mechanical model of middle kerve

开槽处的岩梁弯矩为

$$M'' = \frac{qL_0'^2}{24} \quad (10)$$

其中,

$$L''_0 = \sqrt{\frac{4H_c^2[\sigma]}{q}}$$

若要求拉槽后的极限跨落步距是非强制放顶前的 $1/n$ 倍, 则要求的拉槽深度 H_{12} 推算如下。

令

$$L''_0 = \frac{1}{n} L_0 \quad (11a)$$

则有

$$\sqrt{\frac{4H_c^2[\sigma]}{q}} = \frac{1}{n} \sqrt{\frac{2H^2[\sigma]}{q}} \quad (11b)$$

$$H_c = \frac{1}{\sqrt{2n}} H \quad (11c)$$

$$H_{12} = H - H_c = H - \frac{1}{\sqrt{2n}} H = \left(1 - \frac{1}{\sqrt{2n}}\right) H \quad (11d)$$

3.3 端部拉槽控制放顶

端部拉槽控制放顶是指沿工作面开切眼煤壁全长向顶板打眼爆破拉槽, 通过减小岩梁端部抗弯截面模量达到端部先拉开, 从而缩短极限跨落步距的方法。拉槽后的极限跨距为 L''_0 , 端部拉槽岩梁力学模型如图 5 所示。

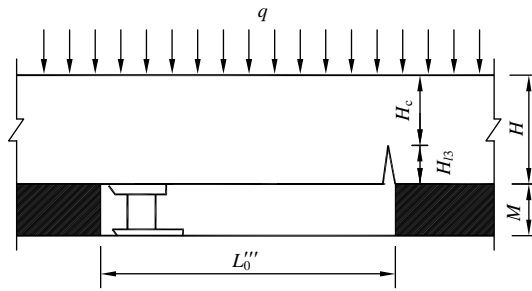


图 5 端部拉槽岩梁力学模型

Fig.5 Rock beam mechanical model of side kerf

开槽处岩梁弯距为

$$M = \frac{qL_0''^2}{12} \tag{12}$$

其中,

$$L_0'' = \sqrt{\frac{2H_c^2[\sigma]}{q}}$$

若要求拉槽后的来压步距是强制放顶前的 $1/n$, 则要求的拉槽深度 H_{13} 推算如下。

令

$$L_0''' = \frac{1}{n} L_0 \tag{13a}$$

则有

$$\sqrt{\frac{2H_c^2[\sigma]}{q}} = \frac{1}{n} \sqrt{\frac{2H^2[\sigma]}{q}} \tag{13b}$$

$$H_c = \frac{1}{n} H \tag{13c}$$

$$H_{13} = H - H_c = H - \frac{1}{n} H = \left(1 - \frac{1}{n}\right) H \tag{13d}$$

3.4 初次断裂前合理控制放顶方式的确定

若要求分别采用循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽等 3 种方式强制放顶后的极限垮落步距均为强制放顶前的 $1/2$, 可得到 3 种控制放顶方式所要求的拉槽深度和爆破工程量分别为

(1) 循环浅孔拉槽

将 $n = 2$ 代入式(9d), 得到循环浅孔拉槽深度为

$$H_{11} = H \left(1 - \frac{1}{n} \sqrt{a}\right) = (0.55 \sim 0.725) H \tag{14}$$

式中: $a = 0.3 \sim 0.8$ 。

设循环浅孔拉槽后顶板初次垮落时的循环数为

m , 则其爆破工程量 G_1 为

$$G_1 = (0.55 \sim 0.725) m H \tag{15}$$

(2) 中部拉槽

将 $n = 2$ 代入式(11d), 得到中部拉槽深度和爆破工程量为

$$H_{12} = G_2 = H \left(1 - \frac{1}{\sqrt{2n}}\right) = 0.65 H \tag{16}$$

(3) 端部拉槽

将 $n = 2$ 代入式(13d), 得到端部拉槽深度和爆破工程量为

$$H_{13} = G_3 = H \left(1 - \frac{1}{n}\right) = 0.5 H \tag{17}$$

通过上述分析, 得到循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽 3 种控制放顶方式的拉槽深度(爆破工程量)对比结果为: 端部拉槽深度(爆破工程量)最小, 中部拉槽次之, 浅孔循环拉槽最大。如果以端部拉槽的深度(爆破工程量)为 1, 则中部拉槽的深度(爆破工程量)是端部拉槽的 1.3 倍, 循环浅孔拉槽深度(爆破工程量)是端部拉槽深度(爆破工程量的) 1.1~1.45 倍, 因此, 在坚硬顶板初次控制放顶的 3 种方法中, 优先选用端部拉槽控制放顶方法。

4 坚硬顶板周期断裂力学模型及合理悬顶长度的确定

4.1 力学模型

坚硬顶板初次断裂后, 随着工作面的向前推进, 岩梁一端固支在工作面前方煤壁上, 另一端悬在采空区之上, 形成悬臂岩梁结构^[23]。随着工作面的继续推进, 悬臂岩梁会周期性地断裂。

坚硬顶板悬臂岩梁上有 3 种荷载分布形式, 即均布荷载、非均布荷载和集中荷载。当坚硬顶板之上赋存软岩层时, 可视为均匀荷载作用在坚硬难冒顶板上; 当坚硬顶板上部仍为较坚硬难冒的岩层时, 其上荷载随悬臂岩梁的挠曲变形而逐渐减小, 此时悬臂岩梁上为非均布荷载, 呈三角形分布; 当近距离煤层群开采时, 上层煤柱集中荷载传递到下层的坚硬顶板上, 则可视作集中荷载作用于悬臂岩梁上。上述 3 种荷载的最大弯矩均发生在煤壁固支端, 且以均布荷载分布最为常见, 据此建立悬臂岩梁力学

模型如图 6 所示。

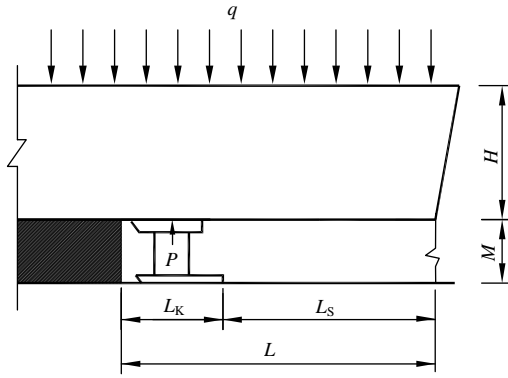


图 6 悬臂岩梁力学模型

Fig.6 Mechanical model of cantilever rock beam

4.2 合理悬顶长度的确定

根据图 6 所示力学模型，设工作面支架对顶板的设计支护强度为 $[P]$ ，支架所承受的悬臂岩梁的长度为 L ，且 $L = L_k + L_s$ 。考虑悬臂岩梁在最危险的情况下断裂，即从煤壁上方切断，则有

$$\left. \begin{aligned} \frac{1}{2}[P]L_k^2 &= \frac{1}{2}qL^2 \\ [P] &= \frac{q(L_k + L_s)^2}{L_k^2} \end{aligned} \right\} \quad (18)$$

式中： L_k 为支架控顶距， L_s 为支架后岩梁悬顶长度。

控制放顶的目的是使顶板周期断裂时对支架的支护强度 P 不大于支架的设计支护强度 $[P]$ ，即

$$\left. \begin{aligned} P = \frac{(L_k + L_s)^2 q}{L_k^2} &\leq [P] \\ L_s &\leq L_k \left(\sqrt{\frac{[P]}{q}} - 1 \right) \end{aligned} \right\} \quad (19)$$

由此得到基于支架的设计支护强度 $[P]$ 确定的坚硬顶板合理悬顶长度 L 为

$$L \leq L_k \sqrt{\frac{[P]}{q}} \quad (20)$$

5 工程应用

5.1 工程概况

晋城七岭煤矿 15102 工作面长为 150 m，采高为 2 m，循环进度为 0.8 m；煤厚为 1.8~2.2 m，平均厚度为 2 m，含夹矸 1~2 层；煤层顶板为强度高、

厚度大、裂隙不发育的 K_2 石灰岩，平均单轴抗压强度为 96.77 MPa，抗拉强度为 8.59 MPa，弹性模量为 35.4 GPa，坚硬顶板岩梁厚 8.16 m；煤层底板为泥岩或铝土泥岩。

工作面采用四柱式支撑掩护式支架，支架设计额定工作阻力为 6 075 kN/架，设计支护强度为 900 kPa，支架控顶距为 4.5 m。15#煤与顶板岩石物理力学参数见表 2。

表 2 15#煤与顶板岩石物理力学参数

Table 2 Physico-mechanical parameters of #15 coal and roof rock

层序	岩性	层厚 /m	容重 /($kN \cdot m^{-3}$)	抗拉强度 /MPa	弹性模量 /GPa
4	K_3 石灰岩	7.53	26.7	6.74	31.2
3	中粒砂岩	5.18	25.2	4.94	30.7
2	黑色泥岩	4.04	24.3	2.58	18.0
1	K_2 石灰岩	8.16	27.0	8.59	35.4
0	煤	2.00	13.4	1.63	11.7

5.2 顶板初次来压前控制放顶方法

(1) 坚硬岩梁及其上覆岩层荷载

将表 2 所示的测试结果代入式(5)，得坚硬岩梁本身的荷载 q_0 为

$$q_0 = \gamma H = 27 \times 8.16 = 220.32 \text{ (kN} \cdot \text{m}^{-2}\text{)}$$

考虑上覆第 1 层对坚硬岩梁的作用，则有

$$(q_1)_0 = \frac{EH^3(\gamma H + \gamma_1 h_1)}{EH^3 + E_1 h_1^3} = 299.5 \text{ (kN} \cdot \text{m}^{-2}\text{)} > q_0$$

考虑上覆第 2 层对坚硬岩梁的作用，则有

$$(q_2)_0 = \frac{EH^3(\gamma H + \gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2)}{EH^3 + E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3} = 349 \text{ (kN} \cdot \text{m}^{-2}\text{)} > (q_1)_0$$

考虑上覆第 3 层对坚硬岩梁的作用，则有

$$(q_3)_0 = \frac{EH^3(\gamma H + \gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \gamma_3 h_3)}{EH^3 + E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + E_3 h_3^3} =$$

$$234.8 \text{ (kN} \cdot \text{m}^{-2}\text{)} < (q_2)_0$$

由于 $(q_3)_0 < (q_2)_0$ ，则以 $(q_2)_0$ 作为作用于坚硬岩梁上的荷载。

(2) 控制放顶方式的确定

将上述计算的顶板荷载代入式(7)，得 15#煤顶板的极限跨落步距为 51.2 m。根据工作面顶板岩层

条件, 支架所能承受的顶板初次垮落步距为 30.0 m。根据本文对坚硬顶板初次控制放顶 3 种方式的分析, 以端部拉槽的深度和爆破工程量最小, 按处理后顶板初次垮落步距为 26 m 考虑, 根据式(13d)计算端部开槽深度为 4.08 m。

(3) 端部拉槽爆破参数

沿工作面开切眼全长背向工作面一侧布置炮眼, 炮眼与水平面夹角为 70°, 与工作面推进方向的水平转角为 180°。炮眼间距为 3.0 m, 眼深为 4.3 m。采用 YGZ-90 型钻机打眼, 炮眼总计 50 个, 总长度为 215 m, 总装药量为 150 kg。当梁端离开炮眼 1 m 后实施爆破, 爆破的主要技术参数见表 3。

表 3 爆破的主要技术参数表

Table 3 Primary technical parameters of blasting

孔深 /m	孔径 /mm	装药量 / $(\text{kg} \cdot \text{孔}^{-1})$	仰角 / $(^\circ)$	装药长度 /m	孔距 /m	封孔长度/m
4.3	50	3.0	70	2.8	3.0	1.5

5.3 顶板周期断裂的控制放顶方法

(1) 合理悬顶长度的确定

将 $q = 349 (\text{kN} \cdot \text{m}^{-2})$, $[p] = 6\ 075 \text{ kN}$, $L_k = 4.5 \text{ m}$ 代入式(20), 得工作面合理悬顶长度为 7.22 m, 循环进度为 0.8 m, 工作面每推进 9 个循环, 即推进 7.2 m 控制放顶一次。

(2) 处理悬顶爆破参数

工作面每隔 9 个循环沿支架尾梁沿切顶线全长斜向采空区布置炮眼。孔深为 8.7 m, 装药长度为 5.6 m, 装药量为 6.0 kg/孔, 封孔长度为 3.1 m。其余爆破参数同表 3。

根据上述控制放顶方案, 七岭煤矿 15102 工作面实现了安全开采, 同时为该矿其他工作面的安全开采提供了技术保证。

6 结 论

(1) 研究了采用控制爆破法缩短工作面初次来压步距的循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽等 3 种控制放顶方式的拉槽深度及其爆破工程量。

(2) 若要求控制放顶后顶板初次断裂步距均为强制放顶前的 $1/n$, 采用循环浅孔拉槽、中部拉槽和端部拉槽所需要的拉槽深度分别为 $(1 - \sqrt{a/n})H$,

$(1 - 1/\sqrt{2n})H$ 和 $(1 - 1/n)H$ 。就爆破工程量而言, 端部拉槽最小, 中部拉槽次之, 循环浅孔拉槽最大。

(3) 根据所建立的顶板周期来压悬臂岩梁力学模型, 基于工作面支架的设计工作阻力, 推导了顶板周期断裂的合理悬顶长度 L 与工作面支架设计支护强度 $[P]$ 及上覆岩层荷载和工作面控顶距之间的关系式。

(4) 对晋城七岭煤矿 15102 工作面的控制放顶实践证明, 根据本文研究成果所确定的控制放顶参数是合理的, 为晋城地区开采 15# 煤的顶板控制提供了理论依据和应用指导。

参考文献(References):

[1] 靳钟铭, 徐林生. 煤矿坚硬顶板控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994.(JIN Zhongming, XU Linsheng. Control of hard roof in mining[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1994.(in Chinese))

[2] 朱德仁, 钱鸣高, 徐林生. 坚硬顶板来压控制的探讨[J]. 煤炭学报, 1991, 16(2): 11 - 18.(ZHU Deren, QIAN Minggao, XU Linsheng. Discussion on control hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 1991, 16(2): 11 - 18.(in Chinese))

[3] 宋永津. 大同煤矿采场坚硬顶板控制方法与工程效果[J]. 煤炭科学技术, 1991, (12): 18 - 22.(SONG Yongjin. Controlling methods and engineering effects of strong roof in Datong mining area[J]. Coal Science and Technology, 1991, (12): 18 - 22.(in Chinese))

[4] 高木福. 坚硬顶板处理步距的数值模拟[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2006, 25(5): 649 - 650.(GAO Mufu. Numerical simulation of hard roof processing step[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2006, 25(5): 649 - 650.(in Chinese))

[5] 牛锡倬. 煤矿坚硬难冒顶板控制[J]. 岩石力学与工程学报, 1988, 7(2): 137 - 146.(NIU Xizhuo. The control of hard and difficult to cave roof in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1988, 7(2): 137 - 146.(in Chinese))

[6] 徐林生, 谷铁耕. 大同煤矿坚硬顶板控制问题[J]. 岩石力学与工程学报, 1985, 4(1): 64 - 68.(XU Linsheng, GU Tiegeng. Controlling of strong roof in Datong Coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1985, 4(1): 64 - 68.(in Chinese))

[7] 宋永津. 大同煤矿坚硬难冒顶板控制问题[J]. 岩石力学与工程学报, 1988, 7(4): 291 - 300.(SONG Yongjin. On controlling of tight difficult-to-cave roof in Datong Coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1988, 7(4): 291 - 300.(in Chinese))

[8] 翁小华, 宋 扬. 坚硬顶板工作面矿压预测预报及控制实践[J].

- 山东矿业学院学报(自然科学版), 1987, (2): 15 - 24.(WENG Xiaohua, SONG Yang. Prediction and control of hard roof weighting[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science), 1987, (2): 15 - 24.(in Chinese))
- [9] 吴兴荣, 郭海泉. 坚硬顶板冲击矿压的预测与防治[J]. 矿山压力与顶板管理, 1999, (3): 211 - 214.(WU Xingrong, GUO Haiquan. Forecast and prevention of rock burst in hard roof[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999, (3): 211 - 214.(in Chinese))
- [10] 吴志刚, 翟明华, 周廷振. 徐州西部矿区坚硬顶板来压预测预报[J]. 岩石力学与工程学报, 1996, 15(2): 163 - 170.(WU Zhigang, ZHAI Minghua, ZHOU Tingzhen. Prediction to roof pressure of the west mine in Xuzhou[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996, 15(2): 163 - 170.(in Chinese))
- [11] 李方立, 王 成, 段长寿. 超前深孔预爆破处理坚硬顶板的应用[J]. 矿山压力与顶板管理, 2001, (3): 72 - 74.(LI Fangli, WANG Cheng, DUAN Changshou. Using advanced deep hole pre-blasting to deal with hard roof[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2001, (3): 72 - 74.(in Chinese))
- [12] 石汝银, 李增峰, 管伟明. 坚硬顶板超前预爆破技术研究[J]. 煤炭科技, 2009, (1): 84 - 87.(SHI Ruyin, LI Zengfeng, GUAN Weiming. Analysis of the effect of the blasting technology which was used in hard roof before mining[J]. Coal Science and Technology, 2009, (1): 84 - 87.(in Chinese))
- [13] 杨新建, 申志平. 深孔爆破弱化坚硬顶板技术在大采高综采工作面的应用[J]. 煤矿开采, 2007, 12(6): 30 - 32.(YANG Xinjian, SHEN Zhiping. Application of softening hard roof with deep bore explosion in full-mechanized mining face with large mining height[J]. Coal Mining Technology, 2007, 12(6): 30 - 32.(in Chinese))
- [14] 陈 晖. 坚硬顶板预注水的压裂试验[J]. 煤炭科学技术, 1988, (9): 2 - 5.(CHEN Hui. Fracturing test of water pre-infusion in hard roof[J]. Coal Science and Technology, 1988, (9): 2 - 5.(in Chinese))
- [15] 闫少宏, 宁 宇, 康立军, 等. 用水力压裂处理坚硬顶板的机理及实验研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(1): 32 - 35.(YAN Shaohong, NING Yu, KANG Lijun, et al. The mechanism of hydrobreakage to control hard roof and its test study[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(1): 32 - 35.(in Chinese))
- [16] 李占明. “三强对两硬”的试验迈出可喜的一步[J]. 煤炭科学技术, 1978, (6): 13 - 14.(LI ZhanMing. The test of “three strength to two rigidity” move away from delighted first step[J]. Coal Science and Technology, 1978, (6): 13 - 14.(in Chinese))
- [17] 杜承惠. 坚硬难冒顶板支架架型的探讨[J]. 煤矿机电, 1981, (5): 1 - 5.(DU Chenghui. Discussion on support construction in hard roof[J]. Colliery Mechanical and Electrical Technology, 1981, (5): 1 - 5.(in Chinese))
- [18] 杜承惠. 坚硬难冒顶板的支架设计[J]. 煤矿机电, 1988, (5): 5 - 8.(DU Chenghui. Design of support construction in hard roof[J]. Colliery Mechanical and Electrical Technology, 1988, (5): 5 - 8.(in Chinese))
- [19] 胡守平, 巩文胜, 柴爱芳. 忻州窑矿坚硬顶板综放工作面顶板控制方法[J]. 煤炭科学技术, 2000, 28(9): 7 - 10.(HU Shouping, GONG Wensheng, CHAI Aifang. Roof control method of hard roof top caving mining face in Xinzhouyao ming[J]. Coal Science and Technology, 2000, 28(9): 7 - 10.(in Chinese))
- [20] 张志呈, 肖正学. 岩石浅孔爆破的断裂控制方法[J]. 矿业研究与开发, 2000, 20(6): 37 - 40.(ZHANG Zhicheng, XIAO Zhengxue. Fracture-controlled methods for shallow blasting in rock[J]. Mining Research and Development, 2000, 20(6): 37 - 40.(in Chinese))
- [21] 钱鸣高. 老顶初次断裂步距[J]. 矿山压力与顶板管理, 1987, (1): 1 - 6.(QIAN Minggao. First fracture length of main roof[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1987, (1): 1 - 6.(in Chinese))
- [22] 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: 86 - 88.(QIAN Minggao, LIU Tingcheng. Mine pressure and controlling[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1991: 86 - 88.(in Chinese))
- [23] 靳钟铭. 坚硬顶板长壁采场的悬梁结构及其控制[J]. 煤炭学报, 1986, (2): 71 - 75.(JIN Zhongming. The hanging beam structure of hard roof in long wall working and its control[J]. Journal of China Coal Society, 1986, (2): 71 - 75.(in Chinese))