



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 101509395 B

(45) 授权公告日 2011. 11. 09

(21) 申请号 200910073961. 4

(22) 申请日 2009. 03. 16

(73) 专利权人 太原理工大学

地址 030024 山西省太原市迎泽西大街新矿  
院路 18 号太原理工大学采矿工艺研究  
所

(72) 发明人 康天合 柴肇云 李义宝 高鲁  
李东勇 杨永康 王东

(74) 专利代理机构 山西五维专利事务所(有限  
公司) 14105

代理人 李印贵

(51) Int. Cl.

E21F 15/00(2006. 01)

E21D 11/00(2006. 01)

审查员 陈刚

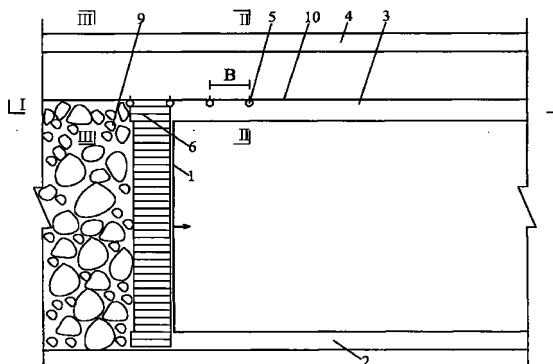
权利要求书 1 页 说明书 4 页 附图 2 页

(54) 发明名称

一种控制放顶护巷方法

(57) 摘要

本发明涉及一种控制放顶护巷方法,主要特点是:对工作面巷道中采空悬顶的大厚度完整坚硬岩层的煤层顶板,实施钻孔、爆破或致裂,爆裂或切断大厚度完整坚硬顶板岩层,使工作面巷道的悬顶在工作面支架后方垮落,垮落矸石充满采空区空间,并支承起上覆裂隙带岩层,释放由悬顶大厚度完整坚硬岩层及其上覆裂隙带岩层的重量所转加在采空区附近煤体中的高支承应力,使附近煤体中的支承应力变小,使其中的巷道得到保护。从根本上提高了采空区附近巷道围岩的稳定性,并可以提高厚煤层放顶煤工作面端头的采煤率。



1. 一种控制放顶护巷方法,包括:采煤工作面煤壁(1)、工作面运输巷(2)、工作面回风巷(3)、相邻工作面运输巷(4)、控制放顶钻孔(5)、工作面端头液压支架(6)、能够在采空区悬伸的大厚度坚硬完整岩层(7)、采空区上覆岩层(8)、采空区垮落矸石(9)与工作面回风巷(3)的煤柱侧煤壁(10);其特征是:在回采工作面侧向回风巷(3)中沿煤柱侧煤壁(10)钻控制放顶钻孔(5),在控制放顶钻孔(5)中或用装药爆破、或用水压致裂、或用化学膨胀剂膨胀致裂的技术,切断煤层顶板在采空区悬伸的大厚度坚硬完整顶板岩层(7)。

2. 根据权利要求1所述的一种控制放顶护巷方法,其特征是:所述的控制放顶钻孔(5)的位置在工作面端头液压支架(6)与回风巷煤柱侧煤壁之间,控制放顶钻孔(5)沿工作面推进方向间隔3~5m,控制放顶钻孔向煤柱侧倾斜15~45°,控制放顶钻孔深度为穿透顶板大厚度坚硬完整岩层(7),实施控制放顶钻孔的位置超前回采工作面煤壁5~10m。

3. 根据权利要求1所述的一种控制放顶护巷方法,其特征是:所述的用装药爆破、或用水压致裂、或用化学膨胀剂膨胀致裂技术切断在采空区悬伸的大厚度坚硬完整顶板岩层(7)的实施位置是在工作面端头液压支架(6)的侧边,每次实施爆破或致裂的钻孔数为2~3个,控制放顶与工作面推进同步进行。

## 一种控制放顶护巷方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及一种煤矿巷道围岩稳定性的技术领域。

### 背景技术

[0002] 当所开采的煤层顶板一定高度内赋存有大厚度完整坚硬岩层时,工作面开采后坚硬岩层向采空区悬顶不冒,在采空区附近煤体中引起了高支承应力,这种高支承应力极大地影响着采空区附近煤体中巷道的稳定性。例如,某煤田中的 15# 煤层与某煤田中的 3# 煤层之上一定范围内赋存有厚度在十余米甚至数十米厚的完整坚硬的石灰岩或砂岩,在工作面开采后,位于采空区附近的巷道,特别是通过隔离煤柱保留的为相邻工作面服务的回采巷道,随之产生大变形和破坏,甚至冒落,严重影响着这些巷道的正常使用。通过观察与分析,发现采空区附近巷道围岩的变形与破坏程度与工作面开采高度,煤层顶板完整坚硬岩层的厚度、强度和完整性,以及完整坚硬岩层的赋存高度等因素有关。在现有技术中维护采空区附近巷道围岩稳定性的方法有五种:

[0003] 1) 增加护巷(隔离)煤柱的宽度。

[0004] 2) 提高巷道的支护强度。

[0005] 3) 对已破坏的巷道实施返修,对围岩实施注浆(水泥浆或化学浆)加固。

[0006] 4) 在巷道两帮或底板实施钻孔卸压或爆破卸压,释放巷道围岩应力。

[0007] 5) 采用单体支柱、棚式支架或专用支架对巷道实施加强支护。

[0008] 然而,在现有维护采空区附近巷道围岩稳定性的方法中,存在以下不足和明显的缺陷:

[0009] 1) 增加护巷(隔离)煤柱宽度,造成了煤炭资源的严重损失。在一般条件下,回采巷道的护巷煤柱宽度为 10 ~ 20m,采用小煤柱护巷,或沿空掘巷时,煤柱宽度为 3 ~ 5m,永久巷道的护巷煤柱宽度为 30 ~ 40m,而在大厚度完整坚硬顶板引起的高支承应力的影响下,有些煤矿工作面间的护巷煤柱宽度增大到了 45 ~ 80m,即使如此也不能有效改变巷道围岩的大变形与破坏,并且还增加了煤炭资源的开采损失。

[0010] 2) 提高巷道的支护强度,就是增加锚杆与锚索的长度、直径、密度和锚固剂锚固长度,或加密棚式支架的棚间距和增大支架用钢型号,其结果是不仅增加了支护材料消耗量,提高了支护成本,更重要的是由于引起巷道围岩变形和破坏的高支承应力是来自巷道侧上方十余米,甚至数十米远的采空区悬顶岩层及其上覆岩层的重力,属于远场应力。在远场应力的作用下,巷道锚固区外的岩层整体下沉,导致锚固区内围岩破碎、扩容和大变形,这种远场应力是巷道锚杆锚索支护系统和棚式支架所不能控制的。因此提高支护强度,对采空区附近巷道围岩稳定性的控制效果十分有限。

[0011] 3) 对已破坏的巷道实施返修,对围岩实施注浆(水泥浆或化学浆)加固,不仅大量地增加了巷道返修工程量和材料消耗量,也严重影响了工作面的接替和生产的正常进行。

[0012] 4) 在巷道两帮或底板实施钻孔卸压或爆破卸压释放巷道围岩应力的方法,会严重破坏巷道围岩的完整性,增大巷道的变形量。

[0013] 5) 采用单体支柱、棚式支架或专用支架对巷道实施临时性的加强支护的方法,对控制采动应力明显影响段巷道围岩的变形可以起到一定的作用。回采工作面的采动应力的明显作用范围一般在工作面前方 +100m 至工作面后方 -200m,当采动应力明显影响期过后,需要拆除用于加强支护的支柱或支架,以恢复巷道的通行或运输功能。但在煤层顶板一定范围内赋存有大厚度完整坚硬岩层,在采空区边缘形成悬顶而引起的高支承应力长期作用的条件下不能长期使用加强支护,这样会限制巷道的通行与运输功能的发挥,并且加强支护对高支承应力巷道围岩的变形与破坏的长期控制作用也是十分有限的。

[0014] 综上所述,目前的现有技术还是不能有效控制在煤层顶板赋存有坚硬岩层的采空区附近巷道的稳定性,必须寻求能够消除或有效降低由采空区悬顶岩层在煤体中引起的高支承应力,提高巷道围岩稳定性的治本方法。

### 发明内容

[0015] 本发明的目的是克服了现有技术的不足和缺陷,提供一种能够有效控制在煤层顶板一定范围内赋存有坚硬岩层的采空区附近巷道的稳定性的方法,具体是通过控制放顶实现消除或有效降低由采空区悬顶岩层在附近煤体中引起的高支承应力的护巷方法。

[0016] 为实现上述目的本发明的技术方案是:

[0017] 一种控制放顶护巷方法,包括:采煤工作面煤壁 1、工作面运输巷 2、工作面回风巷 3、相邻工作面运输巷 4、控制放顶钻孔 5、工作面端头液压支架 6、能够在采空区悬伸的大厚度坚硬完整岩层 7、采空区上覆岩层 8、采空区垮落矸石 9 与工作面回风巷 3 的煤柱侧煤壁 10;其特征是:在回采工作面侧向回风巷 3 中沿煤柱侧煤壁 10 钻顶板钻孔 5,在钻孔 5 中或用装药爆破、或用水压致裂、或用化学膨胀剂膨胀致裂的技术,切断煤层顶板在采空区悬伸的大厚度坚硬完整顶板岩层 7。

[0018] 所述的顶板钻孔 5 的位置在工作面端头支架 6 与回风巷煤柱侧煤壁之间,钻孔 5 沿工作面推进方向间隔 3 ~ 5m,钻孔向煤柱侧倾斜 15 ~ 45°,钻孔深度为穿透顶板大厚度坚硬完整岩层 7,实施钻孔的位置超前回采工作面煤壁 5 ~ 10m。

[0019] 所述的用装药爆破、或用水压致裂、或用化学膨胀剂膨胀致裂技术切断在采空区悬伸的大厚度坚硬完整顶板岩层 7 的实施位置是在工作面端头支架 6 的侧边,每次实施爆破或致裂的钻孔数为 2 ~ 3 个,控制放顶与工作面推进同步进行。

[0020] 本发明与现有技术比较,具有以下突出的实质性特点和显著的效果:

[0021] 1、巷道围岩的稳定性取决于巷道围岩的物理力学特性和围岩的应力大小及其分布状态。实施控制放顶,可以消除或显著降低由于在采空区的悬顶岩层及其上覆裂隙带岩层的重力转加到采空区附近煤体中引起高支承应力,从根本上提高了采空区附近巷道围岩的稳定性。

[0022] 2、实施控制放顶,可以减小煤柱内高支承应力的峰值和分布范围,有利于缩小煤柱宽度,更好地实现小煤柱护巷,或沿空掘巷。

[0023] 3、实施控制放顶,可以提高厚煤层放顶煤工作面端头的采煤率。

[0024] 4、实施控制放顶,有利于防止工作面上隅角瓦斯积聚和因漏风引起的采空区浮煤自燃。

### 附图说明：

[0025] 图 1 为本发明在工作面回风巷实施控制放顶保护相邻工作面运输巷的控制放顶护巷方法示意图。

[0026] 图 2 为图 1 的 I-I 剖视图。

[0027] 图 3 为图 1 的 II-II 剖视图。

[0028] 图 4 为图 1 的 III-III 剖视图（未实施控制放顶的情况）。

[0029] 图 5 为图 1 的 III-III 剖视图（已实施控制放顶的情况）。

[0030] 图中：采煤工作面煤壁 1、工作面运输巷 2、工作面回风巷 3、相邻工作面运输巷 4、钻孔 5、工作面端头液压支架 6、在采空区悬顶大厚度完整坚硬岩层 7、上覆裂隙带岩层 8、垮落矸石 9、回风巷煤柱侧煤壁 10、未实施控制放顶情况下采空区侧向煤体支承应力分布曲线 11、实施控制放顶情况下采空区侧向支承应力分布曲线 12。

### 具体实施方式

[0031] 以下结合附图对本发明作进一步的说明。

[0032] 本发明一种控制放顶护巷方法，包括如下：

[0033] 由采煤工作面煤壁 1、工作面运输巷 2 和工作面回风巷 3 组成附图所示工作面的生产系统，在工作面回风巷中实施控制放顶，目的是保护相邻工作面运输巷 4。该条件下实施控制放顶的过程为：

[0034] 1) 在回风巷 3 中，超前采煤工作面煤壁 3 ~ 5m，贴近回风巷煤柱侧煤壁 10，并向煤柱侧倾斜  $\alpha = 15 \sim 45^\circ$  钻孔 5，钻孔与煤柱侧煤壁 10 的间距  $B = 3 \sim 5m$ ，所述的钻孔深度  $S$  是根据最小控制放顶高度  $h_f$  来确定的，所述的最小控制放顶高度  $h_f$  是根据垮落岩石的碎胀系数  $k_p$  与工作面的开采高度  $h_m$  来计算的，即：

[0035]  $h_f \geq h_m / (k_p - 1)$ ， $S = h_f / \cos \alpha$ 。

[0036] 2) 在工作面端头液压支架 6 和回风巷煤柱侧煤壁 10 之间已钻好的钻孔 5 中同时实施顶板致裂，顶板致裂的方法采用现有技术：装药爆破致裂，或水压致裂，或化学膨胀剂膨胀致裂。

[0037] 3) 随着采煤工作面煤壁 1 的向前推进，循环执行上述 1) 和 2) 步骤，即循环实施钻孔、爆破或致裂，沿巷道全长控制放顶。

[0038] 4) 依据放顶能够有效降低采空区附近煤体支承应力，提高巷道围岩稳定性的原理，本发明的控制放顶护巷方法可扩展到在所有回采巷道中使用，如在工作面的开切眼、设备回撤通道，以及特厚煤层综放开采外错底层巷布置的顶板排风巷和措施巷中都可以实施本发明控制放顶方法，提高其附近巷道的围岩稳定性。

[0039] 5) 通过放顶，降低了工作面的侧向支承应力。未实施控制放顶情况下的工作面侧向支承应力分布为图 4 和图 5 中的曲线 11，实施控制放顶情况下的工作面侧向支承应力分布为图 5 中的曲线 12，这样就从根本上提高了采空区附近巷道围岩的稳定性，实现了控制放顶护巷的目的。

[0040] 综上所述，本发明控制放顶护巷方法是在所述的工作面巷道处，对具有在采空区悬顶的大厚度完整坚硬岩层 7 的煤层顶板，实施钻孔、爆破或致裂，切断与爆裂大厚度完整坚硬岩层，使采空区悬顶在工作面支架后方垮落，垮落矸石 9 充满采空区空间，并支承起上

覆裂隙带岩层 8, 由此释放由采空区悬顶大厚度完整坚硬岩层及其上覆裂隙带岩层的重力所转加在采空区附近煤体中的高支承应力, 使采空区附近煤体中的支承应力变小, 使位于采空区附近煤体中的巷道得到保护。这样从根本上提高了采空区附近巷道围岩的稳定性。

[0041] 注意事项: 本发明一种控制放顶护巷方法的实施会导致工作面相应支架载荷的增大, 影响相应支架的稳定性, 需要提高支架的承载能力及其稳定性。

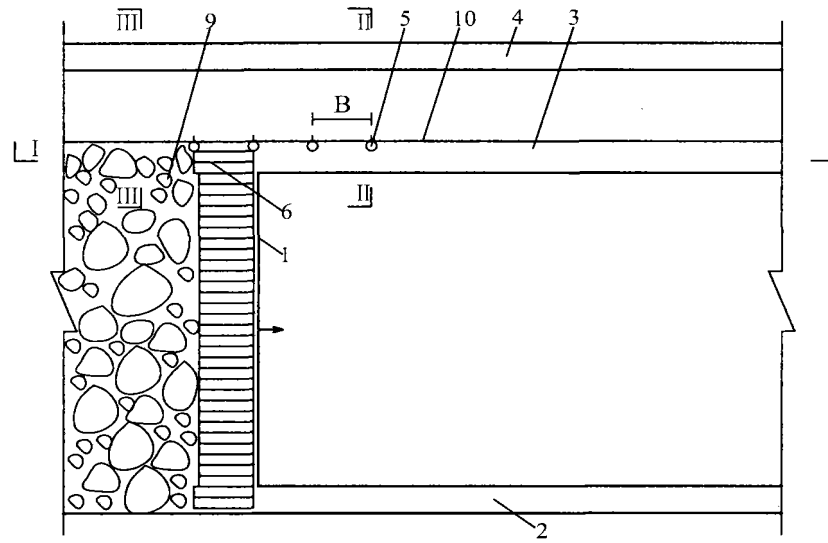


图 1

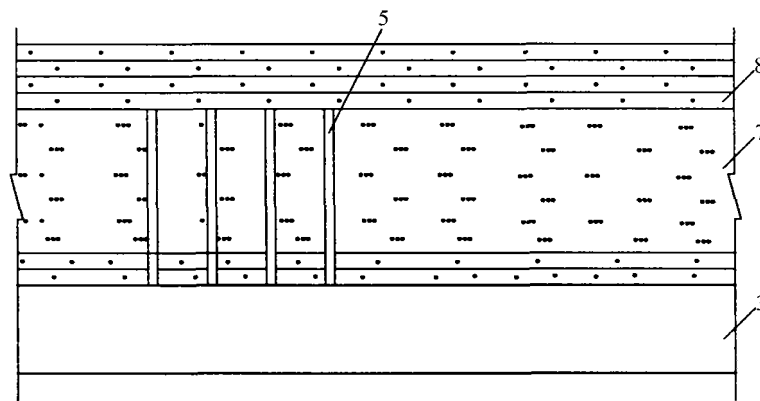


图 2

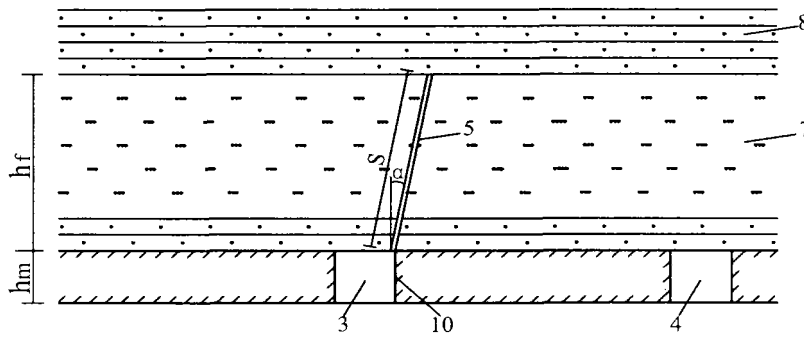


图 3

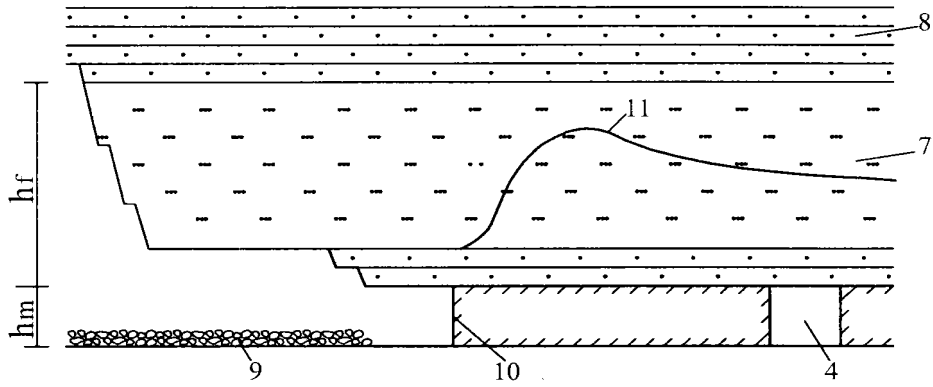


图 4

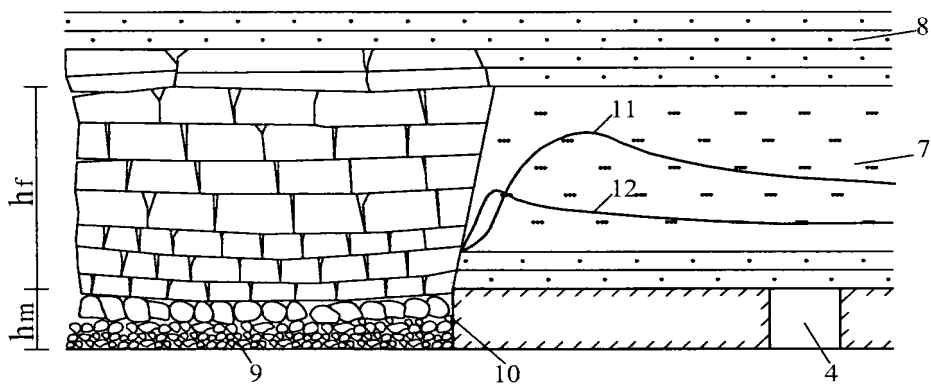


图 5