



(12)发明专利

(10)授权公告号 CN 105134214 B

(45)授权公告日 2017.12.19

(21)申请号 201510618636.7

E21D 11/00(2006.01)

(22)申请日 2015.09.24

E21D 9/14(2006.01)

(65)同一申请的已公布的文献号

申请公布号 CN 105134214 A

(56)对比文件

CN 101302931 A,2008.11.12,

CN 101649741 A,2010.02.17,

CN 201635756 U,2010.11.17,

CN 101881167 A,2010.11.10,

CN 103603673 A,2014.02.26,

CN 104594899 A,2015.05.06,

CN 104832176 A,2015.08.12,

RU 2477795 C1,2013.03.20,

陈有宝等.采空区边缘回风巷合理位置的研究.《中国矿业》.2007,第16卷(第2期),

审查员 卢岩

(43)申请公布日 2015.12.09

(73)专利权人 中国矿业大学

地址 221116 江苏省徐州市大学路1号中国矿业大学科研院

(72)发明人 梁顺 李兴华 谭英明 程建龙

姚强岭 牛钦环 武越超

(74)专利代理机构 南京瑞弘专利商标事务所

(普通合伙) 32249

代理人 杨晓玲

(51)Int.Cl.

E21C 41/18(2006.01)

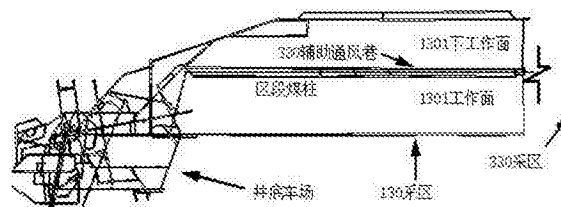
权利要求书1页 说明书4页 附图3页

(54)发明名称

一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及围岩稳定控制方法

(57)摘要

一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及围岩稳定控制方法,属于矿井通风系统优化和巷道布置方法。方法:(1)确定布置辅助通风即进风或回风巷道的区段煤柱;(2)区段煤柱的稳定性分析;(3)区段煤柱内巷道布置方案优选;(4)巷道合理支护技术方案的确定。该方法针对煤矿开采后期通风线路长、通风阻力大、风量损失大的问题,通过在采空区遗留区段煤柱内布置辅助通风巷道以缩短矿井通风线路长度、减小风损。优点:将通风巷道布置在采空区遗留区段煤柱内,不仅大大缩短了煤矿开采后期的通风线路长度、减小了风量损失,同时巷道掘进多采出的煤炭也提高了资源采出率、增加了企业的经济效益;满足矿井的安全生产需要,并获得明显的技术、经济效益。



1. 一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及围岩稳定控制方法,其特征是:选取布置辅助通风巷道的区段煤柱,以理论分析、理论计算和数值模拟为手段,通过区段煤柱稳定性分析、煤柱内巷道位置布置方案优选、支护方案设计对巷道围岩进行有效控制;具体步骤为:

步骤一、确定布置辅助通风即进风或回风巷道的区段煤柱:

结合煤矿通风需求和采空区遗留区段煤柱的分布情况,初步设计几种可行的通风线路布置方案,通过计算各方案通风线路长度及风量损失,确定布置辅助通风巷道的区段煤柱;

步骤二、区段煤柱的稳定性分析:

采空区遗留区段煤柱内的应力分布随两侧工作面回采引起的侧向支承压力影响深度 L 及煤柱宽度 B 而变化,主要有三种情况:

①当 $B > 2L$ 时,煤柱中央的载荷为均匀分布,且为原岩应力 γH ;其中有应力瞬时分布,由于煤柱边缘应力集中,煤柱从边缘到中央仍将出现破裂区、塑性区以及原岩应力区;

②当 $2L > B > L$ 时,在煤柱中央由于侧向支承压力的叠加,应力大于 γH ,沿煤柱横断面方向应力呈马鞍形分布,这种煤柱的弹塑性变形区以及支承压力的分布为马鞍形分布;

③当 $B < L$ 时,两侧边缘的侧向支承压力峰值重叠,使煤柱中央载荷急剧增大,其应力趋向均匀分布,煤柱中央煤体因为长期处于塑性流动状态而遭到严重破坏;

结合煤矿现场地质及开采技术条件,包括煤层及其顶底板力学性质、煤岩层厚度、区段煤柱两侧工作面开采历史、采空区积水情况,对区段煤柱内应力、弹塑性区分布情况进行分析;结合理论计算和数值模拟,对区段煤柱的稳定性进行分析;

步骤三、区段煤柱内巷道布置方案优选:

根据垂直方向上巷道与煤层顶板的相对位置关系、水平方向上巷道与两侧采空区的相对距离,在三维空间上巷道布置存在四种方案:①沿煤层顶板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;②沿煤层顶板掘进,巷道布置在煤柱中央;③沿煤层底板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;④沿煤层底板掘进,巷道布置在煤柱中央,根据煤柱尺寸、顶底板条件、煤柱两侧工作面开采历史,结合理论计算和数值模拟研究确定辅助通风巷道布置的最优方案;

步骤四、巷道合理支护技术方案的确定:

根据煤柱及其顶底板条件、煤柱内应力及塑性区分布情况,结合数值计算和巷道围岩内部裂隙发育情况的钻孔探测结果,合理设计辅助通风巷道的支护技术方案,实现对巷道围岩稳定性的有效控制;

通过采取加大锚杆直径及长度、帮部施工短锚索、巷道四角锚杆带角度施工措施,能有效控制巷道围岩破碎范围、将围岩内部集中应力转移到深部、减小围岩变形量。

一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及围岩稳定控制方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种矿井通风系统优化和巷道布置方法,特别是一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及其围岩稳定性控制方法。

背景技术

[0002] 煤矿生产后期通常都会出现矿井通风系统复杂、通风线路长、通风阻力增加、风量损失大的问题,尤其是对于深部高地温、高瓦斯矿井来说,通风效率低下、风量不足容易导致井下工人作业环境恶化并容易造成瓦斯爆炸等事故,不利于实现矿井的安全、高效生产。因此,优化矿井通风系统就成为煤矿开采后期亟待解决的问题之一。另外一方面,长期以来在煤矿长壁开采过程中多采用留设20~30m宽甚至更宽煤柱方式布置回采巷道,以隔离上区段工作面采动影响、维护巷道稳定。区段煤柱一般为矿井永久煤柱,工作面回采结束后不再回收,造成煤炭资源的大量浪费。

[0003] 目前,国内外关于区段煤柱内掘巷及巷道围岩稳定性控制的研究很少,对两侧均沿空巷道的变形控制机理也鲜有文献报道;而在两侧工作面回采后,受侧向支承压力叠加影响,区段煤柱内应力集中程度较高,煤柱内巷道掘进、支护过程中矿压显现剧烈,巷道难维护。

发明内容

[0004] 本发明的目的是提供一种煤矿开采后期辅助通风巷道布置及围岩稳定控制方法,解决矿井开采后期通风系统复杂、通风线路长、通风阻力大、风量损失大的问题。

[0005] 本发明的目的是这样实现的:控制方法是选取布置辅助通风巷道的区段煤柱,以理论分析、理论计算和数值模拟为手段,通过区段煤柱稳定性分析、煤柱内巷道位置布置方案优选、支护方案设计对巷道围岩进行有效控制;具体步骤为:

[0006] 步骤一、确定布置辅助通风即进风或回风巷道的区段煤柱:

[0007] 结合煤矿通风需求和采空区遗留区段煤柱的分布情况,初步设计几种可行的通风线路布置方案,通过计算各方案通风线路长度及风量损失,确定布置辅助通风巷道的区段煤柱;

[0008] 步骤二、区段煤柱的稳定性分析:

[0009] 结合煤矿现场地质及开采技术条件,包括煤层及其顶板、底板力学性质、煤岩层厚度、区段煤柱两侧工作面开采历史、采空区积水情况,对区段煤柱内应力、塑性区分布情况进行分析;结合理论计算和数值模拟,对区段煤柱的稳定性进行分析;

[0010] 步骤三、区段煤柱内巷道布置方案优选:

[0011] 根据垂直方向上巷道与煤层顶板的相对位置关系、水平方向上巷道与两侧采空区的相对距离,在三维空间上巷道布置存在四种方案:①沿煤层顶板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;②沿煤层顶板掘进,巷道布置在煤柱中央;③沿煤层底板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;④沿煤层底板掘进,巷道布置在煤柱中央;根据煤柱尺寸、顶底板条件、煤柱两侧工作面开采历

史,结合理论计算和数值模拟研究确定辅助通风巷道布置的最优方案;

[0012] 步骤四、巷道合理支护技术方案的确定:

[0013] 根据煤柱及其顶底板条件、煤柱内应力及塑性区分布情况,结合数值计算和巷道围岩内部裂隙发育情况的钻孔探测结果,合理设计辅助通风巷道的支护技术方案,实现煤柱内强矿压巷道围岩稳定性的有效控制。

[0014] 有益效果,由于采用了上述方案,保证辅助通风巷道在服务期内的安全、正常使用,满足矿井开采后期的通风需求,同时实现对区段煤柱煤炭资源的部分回收,提高资源采出率,对煤矿的可持续发展具有重要的现实意义。此方法的成功,为解决我国部分开采年限较长的煤矿在开采后期通风困难的问题提供了一条可行的技术途径,具有广阔的推广和应用前景。

[0015] 针对煤矿开采后期矿井通风系统复杂、通风线路长、风阻大、风量损失大的问题,提出在采空区遗留区段煤柱布置辅助通风巷道的思路,不仅可以显著缩短通风线路长度、减小风量损失,同时煤柱内掘进巷道还可以多回收一部分煤柱资源,提高资源的采出率,并且可以为相关采区提供辅助运输等服务,可取得明显的技术、经济效益。

[0016] 优点:本方法易于施行,成本低,且技术、经济效益显著。

附图说明:

[0017] 图1是本发明辅助通风巷道布置示意图。

[0018] 图2-1是本发明巷道在区段煤柱内布置第一方案示意图。

[0019] 图2-2是本发明巷道在区段煤柱内布置第二方案示意图。

[0020] 图2-3是本发明巷道在区段煤柱内布置第三方案示意图。

[0021] 图2-4是本发明巷道在区段煤柱内布置第四方案示意图。

[0022] 图3是本发明煤柱宽度很大时煤柱内弹塑性区及垂直应力第一分布示意图。

[0023] 图4是本发明煤柱宽度很大时煤柱内弹塑性区及垂直应力第二分布示意图。

[0024] 图5是本发明煤柱宽度较大时煤柱内弹塑性区及垂直应力第三分布示意图。

[0025] 图6是本发明煤柱宽度较小时煤柱内弹塑性区及垂直应力第四分布示意图。

[0026] 图7是本发明支护断面图。

[0027] 图中: K 、 γ 、 H 分别为垂直应力集中系数、上覆岩层平均容重、煤层埋深,I、II、III分别为破裂区、塑性区、弹性区。

具体实施方式

[0028] 实施例1:控制方法是选取布置辅助通风巷道的区段煤柱,以理论分析、理论计算和数值模拟为手段,通过区段煤柱稳定性分析、煤柱内巷道位置布置方案优选、支护方案设计对巷道围岩进行有效控制;具体步骤为:

[0029] (1) 第一步:确定布置辅助通风即进风或回风巷道的区段煤柱:

[0030] 结合煤矿通风需求和采空区遗留区段煤柱的分布情况,初步设计几种可行的通风线路布置方案,通过计算各方案通风线路长度及风量损失,确定布置辅助通风巷道的区段煤柱。

[0031] (2) 第二步:区段煤柱的稳定性分析:

[0032] 采空区遗留区段煤柱内的应力分布随两侧工作面回采引起的侧向支承压力影响深度 L 及煤柱宽度 B 而变化,主要有三种情况:

[0033] ①当 $B > 2L$ 时(图3、图4),煤柱中央的载荷为均匀分布,且为原岩应力 γH 。其中,图3为应力瞬时分布,由于煤柱边缘应力集中,煤柱从边缘到中央(图4)一般仍将出现破裂区、塑性区以及原岩应力区。

[0034] ②当 $2L > B > L$ 时,在煤柱中央由于侧向支承压力的叠加,应力大于 γH ,沿煤柱横断面方向应力呈马鞍形分布,这种煤柱的弹塑性变形区以及支承压力的分布如图5所示。

[0035] ③当 $B < L$ 时,两侧边缘的侧向支承压力峰值重叠,使煤柱中央载荷急剧增大,其应力趋向均匀分布(图6),煤柱中央煤体可能因为长期处于塑性流动状态而遭到严重破坏。

[0036] 结合煤矿现场地质及开采技术条件,包括煤层及其顶底板力学性质、煤岩层厚度、区段煤柱两侧工作面开采历史、采空区积水情况等,对区段煤柱内应力、塑性区分布情况进行具体分析;结合理论计算和数值模拟,对区段煤柱的稳定性进行分析。

[0037] (3) 第三步:区段煤柱内巷道布置方案优选:

[0038] 根据垂直方向上巷道与煤层顶板的相对位置关系、水平方向上巷道与两侧采空区的相对距离,在三维空间上巷道布置存在四种方案(图2-1~图2-4):①沿煤层顶板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;②沿煤层顶板掘进,巷道布置在煤柱中央;③沿煤层底板掘进,留窄煤柱沿空掘巷;④沿煤层底板掘进,巷道布置在煤柱中央。根据煤柱尺寸、顶底板条件、煤柱两侧工作面开采历史,结合理论计算和数值模拟研究确定辅助通风巷道布置的最优方案。

[0039] (4) 第四步:巷道合理支护技术方案的确:

[0040] 根据煤柱及其顶底板条件、煤柱内应力及塑性区分布情况,结合数值计算和巷道围岩内部裂隙发育情况的钻孔探测结果,合理设计辅助通风巷道的支护技术方案,实现巷道围岩稳定性的有效控制:

[0041] 与单侧沿空巷道相比,煤柱内掘巷(两侧沿空巷道)围岩内部裂隙发育程度及破碎程度均相对更高,巷道围岩变形量更大;两侧沿空巷道掘后呈现两帮围岩变形破坏严重、巷道变形持续时间长的特点,巷道控制过程中应提高支护强度;两侧沿空巷道变形主要表现为两帮及底板变形,且底板变形是由两帮变形引起,可采用帮部锚索对巷道帮部变形进行加强控制。

[0042] 通过采取加大锚杆直径及长度、帮部施工短锚索、巷道四角锚杆带角度施工等措施,可以有效控制巷道围岩破碎范围、将围岩内部集中应力转移到深部、减小围岩变形量;以山东淄博矿业集团许厂煤矿330辅助回风巷道为例(图1),巷道支护技术方案如下:

[0043] ①顶板采用高性能锚杆+大直径钢绞线+T型钢带+菱形金属网进行支护。

[0044] 顶板锚杆:顶板布置6根 $\Phi 22 \times 2800$ mm的20MnSi左旋螺纹钢锚杆,包括高强度杆体、高强度螺母、高强度托盘。顶板两肩角锚杆与垂直方向呈 30° 角斜向外侧布置,其余锚杆垂直顶板布置。顶板锚杆间排距:900×800mm。锚杆托盘采用尺寸为150×150×12mm的高强度鼓形托板,螺母与托盘之间需增加减摩垫圈。

[0045] 顶板锚索:顶板每隔1排锚杆布置1排 $\Phi 22$ mm×6300mm、1×19股锚索,锚索每排3根,锚索间排距为1400×800mm;锚索托盘采用200×200×20mm的平钢板。

[0046] T型钢带:顶板锚杆采用长×宽×厚=4700×100×10mm的T型钢带连接,实现整体约束,钢带中锚杆孔位间距为900mm。顶锚索采用长×宽×厚=3200×100×10mm的T型钢带

连接,实现整体约束,钢带中锚索孔位间距为1400mm;钢带外面用200×200×20mm的平钢板压紧。

[0047] 菱形金属网/塑料网:菱形金属网采用10#铁丝编制而成的网孔50×50mm的菱形金属网。顶板菱形金属网规格为5200×1000mm。顶网与顶网、帮网与帮网、顶网与帮网相互搭接至少100mm,网片之间采用双股14#铁丝作为联网扣连接,每200~300mm联一扣,每扣拧2~3圈,搭接尺寸不足100mm时应扣扣相连,每扣拧2~3圈。

[0048] ②帮部采用右旋全螺纹钢锚杆+短锚索+T型钢带/带钢+菱形金属网进行支护。

[0049] 帮部锚杆:帮部每排布置5根Φ20×2400mm的20MnSi右旋全螺纹钢锚杆,配双螺帽预紧。帮部最上及最下1根锚杆与水平方向分别呈15°、30°角斜向顶板、底板布置,其余帮锚杆垂直岩面布置。帮锚杆间排距700×800mm。锚杆托盘采用尺寸为150×150×12mm的高强度鼓形托板,螺母与托盘之间需增加减摩垫圈。

[0050] 帮部短锚索:帮部每隔1排锚杆布置1根短锚索,锚索排距为800mm,帮锚索距离顶板距离1500mm;采用Φ22mm×4800mm、1×19股锚索,锚索托盘采用200×200×20mm的平钢板。

[0051] T型钢带/带钢:两帮上部采用长×宽×厚=2300×100×10mm的T型钢带/带钢,每条钢带布置4孔,锚杆孔间距700mm;两帮下部采用长×宽×厚=900×100×10mm的T型钢带/带钢,每条钢带布置2孔,锚杆孔间距700mm。

[0052] 菱形金属网/塑料网:菱形金属网采用10#铁丝编制而成的网孔50×50mm的菱形金属网。两帮上部菱形金属网规格为2600×1800mm,下部菱形金属网规格为2600×1000mm。顶网与顶网、帮网与帮网、顶网与帮网相互搭接至少100mm,网片之间采用双股14#铁丝作为联网扣连接,每200~300mm联一扣,每扣拧2~3圈,搭接尺寸不足100mm时应扣扣相连,每扣拧2~3圈。

[0053] 巷道支护参数断面示意如图7所示。现场工程实践表明,将辅助通风巷道布置在20m宽区段煤柱中央、沿煤层顶板掘进,采用上述支护技术方案可以很好地控制巷道围岩变形,满足现场的通风需求。

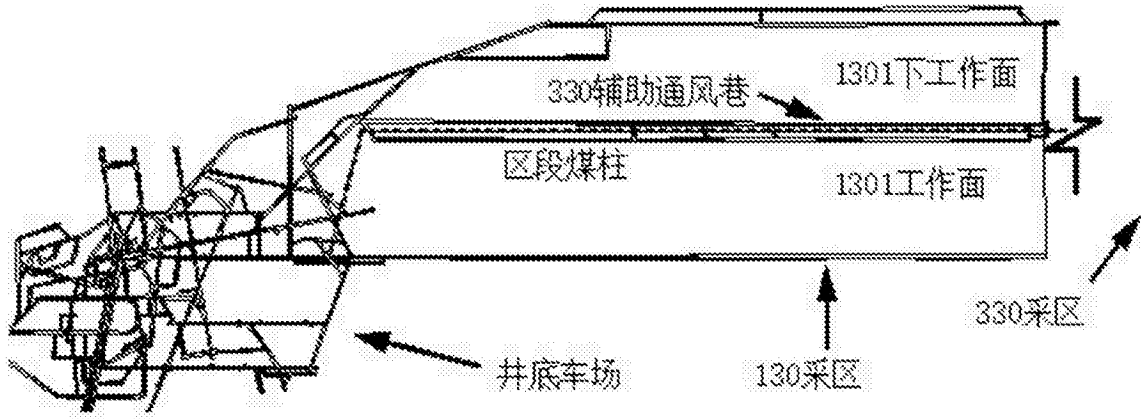


图1



图2-1

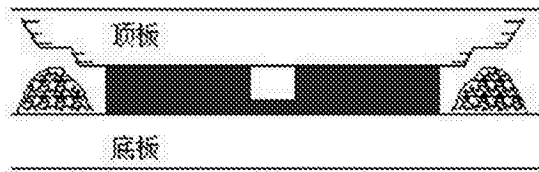


图2-2

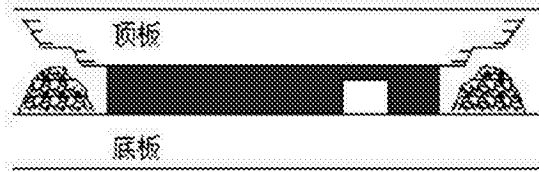


图2-3

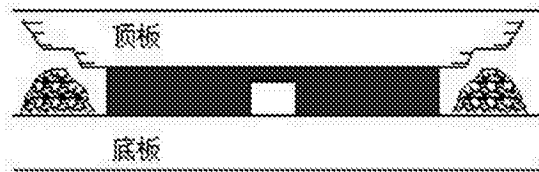


图2-4

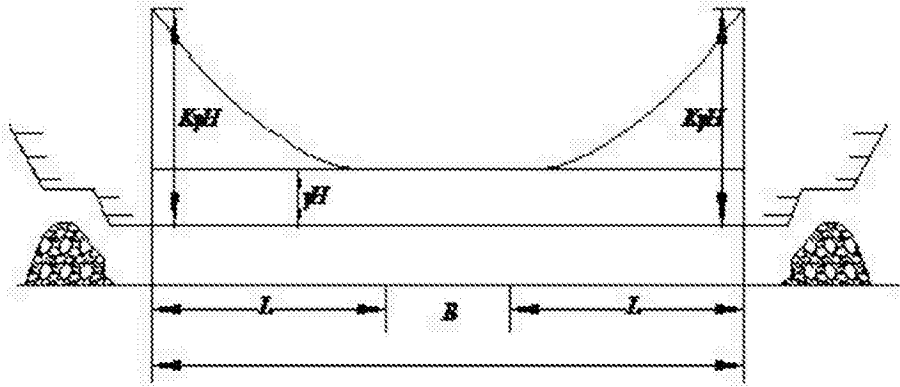


图3

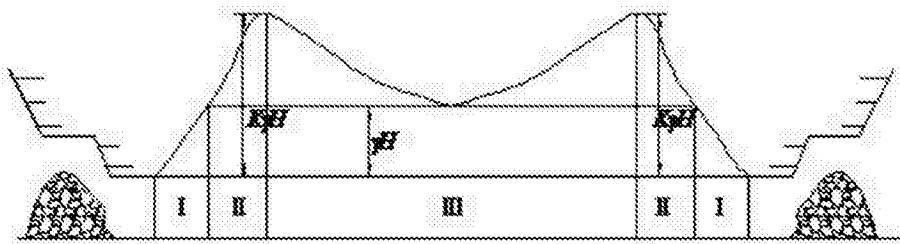


图4

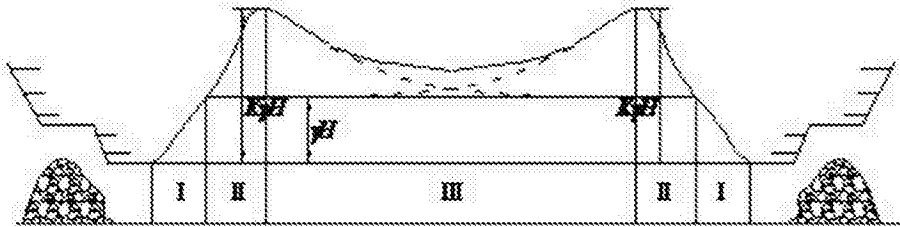


图5

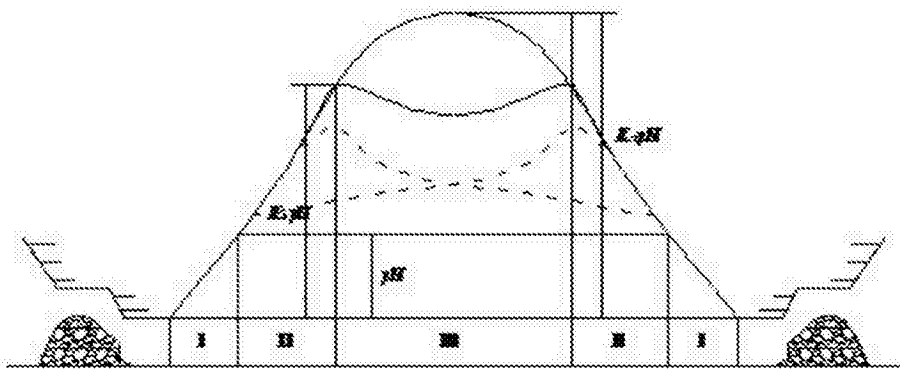


图6

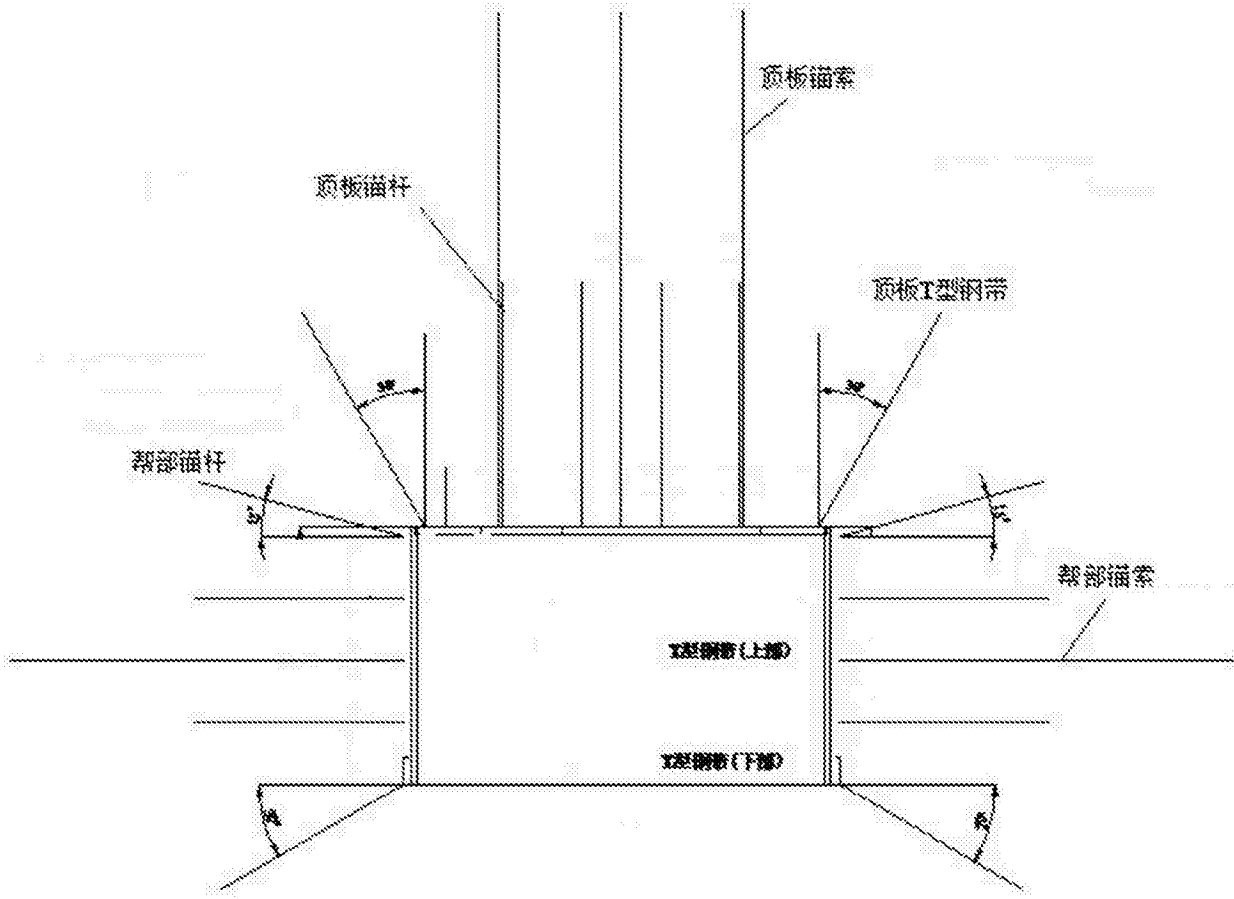


图7