

支承应力与异形煤柱叠加区双煤巷 稳定控制研究及应用

李四忠 赵 震 王俊豪

(山西兰花科技创业股份有限公司太阳煤矿分公司)

摘 要: 本文考虑相邻煤矿采空区侧向支承应力与开挖卸荷扰动应力对已掘进巷道和新掘进巷道围岩稳定性影响,并且对采空区侧向支承应力分布规律、巷道开挖应力重新分布规律、巷道围岩变形破坏特征分析、异形煤柱变形破坏特征分析、新掘巷道围岩稳定控制技术、已掘巷道围岩稳定加固技术等进行研究,并应用于新掘直巷及周边临近巷道,保证了巷道处于稳定安全的支护状态。

关键词: 支承应力;围岩应力;异形煤柱;弹性变形;支护技术;加固技术

太阳煤矿三采区末端巷道压力大,3307 胶带进风顺槽以及邻近三采区轨道巷、胶带巷、回风巷局部变形破坏严重,主要矿压显现为煤帮浅表破碎、顶板网兜、煤帮网包、顶板浅表破碎、喷浆体开裂、持续底鼓、断面成型差以及支护体失效等,表现出典型的高应力、浅表围岩破碎大变形现象,本文根据支承应力与异形煤柱双煤巷稳定控制研究结果,对新掘直巷支护方式进行优化,对已有煤巷进行了加固,从而增强三采区末端巷道及新掘直巷的稳定性。

1 3307 工作面概况

太阳煤矿 3307 工作面所采煤层为 3#煤层,位

于三采区西部,工作面标高为+644m~+670m。对应地面标高+1000m-1100m,地表为山梁和山谷,沟壑发育,地形总体为西高东低。该工作面西部紧邻王坡煤矿矿界采空区,该采空区形成于 2012 年,经历 10 年的压实过程,处于稳定状态,该采空区与 3307 胶带进风顺槽间的保护煤柱宽度为 20m~40m;北侧为 3305 采空区,该采空区形成于 2019 年,其经历了 3 年的压实过程,处于稳定状态,3305 工作面停采线距离三采区轨道巷 40m,三采区轨道巷、三采区胶带巷、三采区回风巷均布置在煤层中,形成于 2016 年。该区域的 3307 胶带进风顺槽、三采区轨道巷、三采区胶带巷、三采区回风巷变形较为严重,经历过多次的锚索加固处理,加固锚索选

择直径为22mm、长度为8300mm的19箍钢绞线锚索,补强锚索密度较大。东部为大阳煤矿3306工作面采空区,南部相隔大阳煤矿井田南部边界,边界外是王坡煤矿大巷。

3307胶带进风顺槽对应地表位于王坡村西部约1100m,地表大部为山梁和山谷,沟壑发育,地形总体为北高南低,设计长度1545m,巷道断面为矩形:宽×高=5.0×3.1m。

根据现场实际情况,3307胶带进风顺槽井田边界I段、II段、III段、IV段以及邻近三采区轨道巷、胶带巷、回风巷局部变形破坏严重。主要矿压显现为煤帮浅表破碎、顶板网兜、煤帮网包、顶板浅表破碎、喷浆体开裂、持续底鼓、断面成型差以及支护体失效等,表现出典型的高应力、浅表围岩破碎大变形现象,实测三采区三条大巷的变形严重区域距离井田边界I段、II段约为30~40m范围内。

三采区末段巷道平面示意图如图1所示,已有煤巷变形破坏特征实照如图2所示。

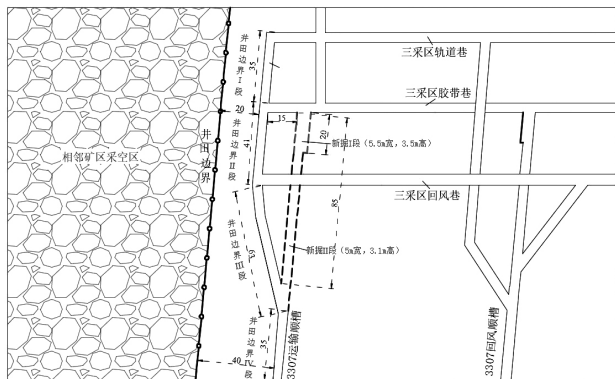


图1 三采区末段巷道平面图

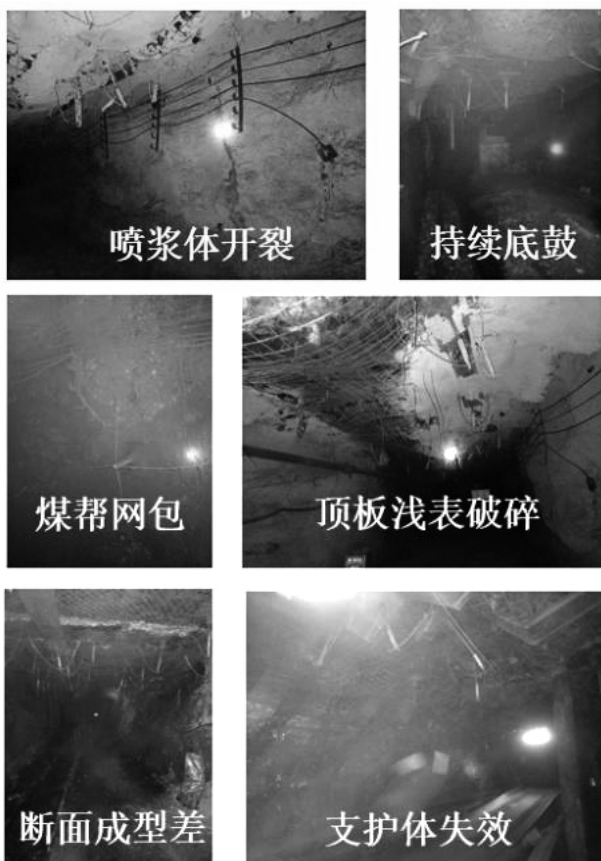


图2 已有煤巷变形破坏特征实照

2 支承应力分布规律与巷道围岩变形破坏特征

2.1 采空区侧向支承应力分布规律

经过模拟地层垂直应力约为14.5MPa,水平应力约为17.9MPa。相邻矿井采空区在本矿井3#煤层内的侧向支承压力峰值大小约为64.73MPa,峰值位置距离采空区侧向约7m位置,支承应力影响范围为距离采空区边缘41m区域,水平应力分布规律与支承应力类似。现场三采区巷道端部及部分3307胶带进风顺槽承受了邻近矿井采空区侧向支承应力的影响,变形较为严重,与模拟支承应力分布规律一致。

2.2 巷道开挖应力重新分布规律

三采区轨道巷、胶带巷、回风巷以及3307运输

巷开挖后,围岩应力重新分布,并产生了新的应力降低区、应力升高区和原岩应力区。巷道浅部围岩发生塑性破坏,承载能力下降,处于应力降低区,较深部围岩处于弹性变形,处于应力升高区和原岩应力区。支承应力峰值大小为71MPa,峰值位置仍位于距离采空区边缘约7m位置,支承压力影响范围为57.04m范围内煤层,巷道围岩支承应力峰值约为25~30MPa。

3307胶带进风顺槽新掘段围岩应力重新分布,并产生了新的应力降低区、应力升高区和原岩应力区。巷道浅部围岩发生塑性破坏,承载能力下降,处于应力降低区,较深部围岩处于弹性变形,处于应力升高区和原岩应力区。支承应力峰值大小为72.21MPa,峰值位置仍位于距离采空区边缘约7m位置,支承压力影响范围为70.28m范围内煤层,巷道围岩支承应力峰值约为25~30MPa。

2.3 巷道围岩变形破坏特征分析

无新掘巷道、无支护条件下,3307胶带进风顺槽井田边界I段和II段影响长度约为75m。随着巷道延伸距离的增加,位移呈递减的趋势,井田边界III段影响长度约为64m,井田边界IV段影响长度约为35m。三采区轨道巷影响长度约为44m,三采区胶带巷影响长度约为46m,三采区回风巷影响长度约为39m。

新掘巷道、无支护条件下,3307胶带进风顺槽井田边界I段和II段影响长度约为75m。井田边界III段影响长度约为64m,随着巷道延伸距离的增加,位移呈递减的趋势,井田边界IV段影响长度约为133m。三采区轨道巷影响长度约为47m,三采区胶带巷影响长度约为61m,三采区回风巷影响长度约为68m。

2.4 异形煤柱变形破坏特征分析

异形煤柱形成于3307胶带进风顺槽新掘段巷道,其稳定性决定了两侧巷道围岩整体稳定性。新

掘巷道开挖前,3307胶带进风顺槽已掘段巷道帮部承受了原岩应力、支承应力的作用,由表及里依次出现了应力降低区、应力升高区、原岩应力区,围岩呈现塑性破坏区、弹性承载区,当3307胶带进风顺槽新掘巷道时,已掘巷道围岩应力重新分布,塑性破坏区范围进一步扩展,同时新掘巷道围岩承受原岩应力、支承应力作用,出现塑性破坏区,如图3所示。

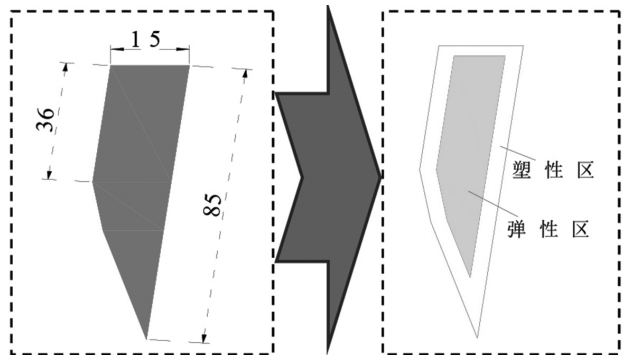


图3 异形煤柱稳定性分析

3 煤巷围岩稳定控制原理

3.1 优化围岩应力

三轴压缩条件下沉积地层中的煤岩样峰值强度随围压的增加呈增加状态,可通过锚杆支护的方式,改善围岩受力状态,使围岩由二向受力承载状态向三向受力承载状态转变,提高围岩的弹性承载强度和残余承载强度,进而减小围岩弹性变形和塑性变形,提高围岩整体稳定性。

3.2 改善围岩性质

在同一应力状态下,不同岩性的三轴抗压强度不同,围岩稳定性亦不同。内聚力和内摩擦角对煤岩应力随着内聚力的增加,线弹性阶段弹性模量不变,模型强度呈线性增加。基于此,改善围岩参数可以提高围岩自身强度,提高围岩稳定性。

3.3 明确围岩支护

巷道围岩的稳定主要取决于围岩的强度和应

力状况,支护的作用主要是提高巷道围岩的强度,控制巷道围岩的变形,如图4所示,随着支护强度的增加,围岩等效内聚力呈增加趋势,增幅较小,等效内摩擦角呈增加趋势,增幅较明显。合理的支护强度可使围岩锚固体抵抗特定的应力,使巷道围岩变形在可控范围内,维持巷道围岩稳定性。针对特定的地质条件、应力环境,合理的围岩支护是维持巷道围岩稳定的必要条件。

3.4 稳控原理

围岩应力、围岩性质、支护强度决定了巷道围岩变形大小、破坏范围以及稳定程度,针对特定的工程地质条件,优化围岩应力、改善围岩性质、确定围岩支护是控制围岩变形的有效途径。

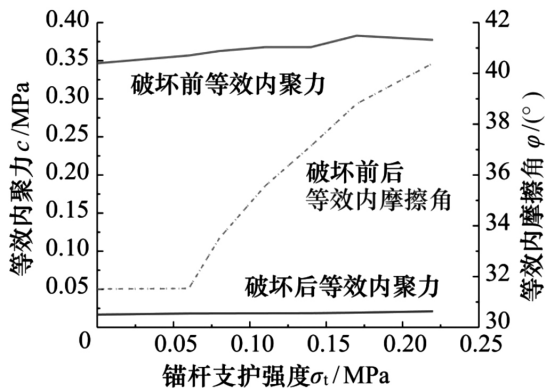


图4 支护强度对围岩性质的影响规律

4 煤巷围岩稳定控制技术

4.1 软弱煤巷围岩注浆改性加固技术

岩体并非连续均匀的介质体,原岩形成时期、地质演化过程和开挖扰动作用下产生大量的裂隙,使得岩体被切割为岩块(结构体)与裂隙(结构面)的组合物。裂隙对岩体的稳定性和安全性有着重大影响。注浆后泥岩裂隙残余强度增加了17%~21%。浆液固化结晶后充填了裂隙空间,使得凸起接触转变为面接触,浆液结石体与裂隙凸起共同传递应力,增大抗剪切的受力面积,提高了泥岩的刚

度和抗剪能力。

4.2 巷内支护强化围岩抗变形能技术

(1) 巷内预应力锚杆(索)支护技术

固定锚杆长度为2.0m,单根锚杆支护作用下,顶板、帮部浅部围岩产生了压应力场,压应力大小随锚杆工作阻力的增加呈增加趋势,压应力区范围呈增加趋势,且当锚杆工作阻力超过60kN时,最大压应力大小持续增加,但压应力作用范围增幅明显减小,显著小于锚杆工作阻力从20kN增加到60kN的压应力区范围增加值,基于此,锚杆工作阻力应高于60kN。

固定帮部锚杆长度为2.0m,锚杆预应力为60kN,单根锚索支护作用下,顶板浅部围岩产生了压应力场,压应力大小随锚索工作阻力的增加呈增加趋势,压应力区范围呈增加趋势,且当锚索工作阻力超过200kN时,最大压应力大小持续增加,但压应力作用范围增幅明显减小,显著小于锚索工作阻力从100kN增加到200kN的压应力区范围增加值,基于此,锚索工作阻力应高于200kN。

(2) 破碎煤巷巷内U型钢棚支护技术

煤巷掘进使围岩处于开挖卸荷状态,原有的应力平衡被打破,浅部围岩由三向应力状态向二项应力甚至单项应力状态演化,承载能力显著降低,容易发生塑性破坏,产生峰后大变形,进而与较深部围岩离层,向巷内挤压,威胁煤巷稳定性。金属支架可有效抵抗浅部围岩的离层后的破坏挤压作用,被动的抵抗浅部离层煤岩体的重量。常用的有工字钢矩形支架、工字钢梯形支架、U型钢矩形支架、U型钢梯形支架等。

5 煤巷围岩控制技术参数研究

5.1 煤巷围岩锚杆、锚索支护技术参数

锚杆、锚索支护参数借助于数值模拟、经验类

比法以及现场试验综合方法确定。在顶板和帮部安装3根锚杆,固定锚杆长度为2.5m,工作阻力为60kN,分别取锚杆间排距为600mm、800mm、1000mm、1200mm时的围岩支护应力场为分析对象,如图4-15所示。随着锚杆间排距的增加,相邻锚杆的支护压应力场从高应力叠加状态向低压应力叠加状态转化,锚杆自由端区域压应力由贯通向分离转变,拐点在间排距为1000mm,贯通的最大压应力大小从0.08MPa减小到0.04MPa,考虑当锚杆间排距超过1000mm时,锚杆之间的压应力较小,因此锚杆间排距应小于1000mm,而当锚杆间排距为600mm~800mm时,锚杆产生的支护压应力场贯通性较好,锚杆自由段所在区域出现了较为完整的贯通性压应力场,考虑工人劳动强度和支护成本,锚杆间排距应大于800mm,基于以上分析,此类地质条件下合理的锚杆支护间排距为800mm~1000mm。

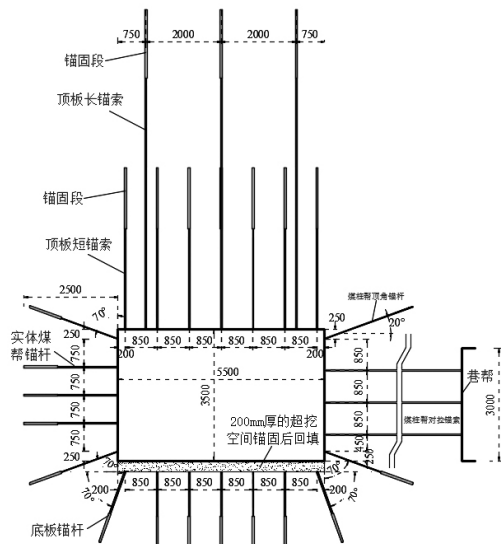
固定锚索工作载荷为200kN,分别取锚索间排距为800mm、1500mm、2000mm、2500mm时的顶板围岩支护压应力场为分析对象,如图4-16所示。随着锚索间排距的增加,顶板围岩支护压应力作用范围呈逐渐增加的变化规律,且锚索高工作载荷作

用下产生的压应力显著高于锚索低工作载荷下的压应力大小,浅部围岩较高的压应力区与从贯通状态逐渐向分离状态演化,高压应力区范围逐渐减小,当锚索间排距超过2000mm时,锚索产生的浅部围岩压应力核心区逐渐分离,叠加区内的压应力较小,因此锚索的间排距应小于2000mm,考虑经济成本和工作效率,锚索的间排距应大于800mm,可根据后期现场实际的留巷变形情况做适当的调整,基于此合理的锚索间排距为800mm~2000mm。

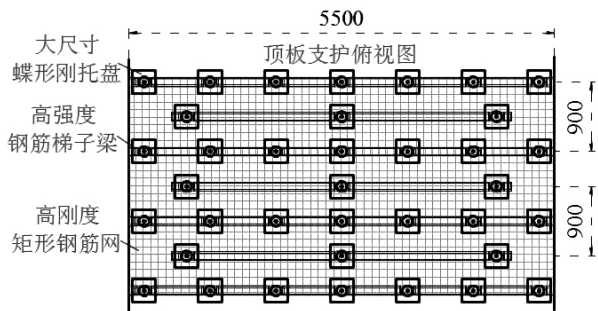
5.2 新掘煤巷支护与已有煤巷加固设计

5.2.1 新掘煤巷高强护表锚杆(索)支护方案

顶板采用长短锚索支护,配套加强钢筋梯子梁、矩形金钢网、大尺寸蝶形钢托盘、高预紧力,锚索选择直径为22mm的19箍钢绞线,长锚索长度为10300mm,锚索长度为5200mm;煤柱帮采用对拉锚索支护,配套加强钢筋梯子梁、矩形金钢网、大尺寸蝶形钢托盘、高预紧力;实煤帮采用锚杆支护;底板采用锚杆支护+浇筑C40混凝土加固,配套矩形金钢网、大尺寸蝶形钢托盘、高预紧力,锚杆确定为 $\phi 20 \times 2500$ mm的BHRB500左旋无纵筋螺纹钢,其余参数与矿方回采巷道优化设计一致,以5.5m宽巷道断面为例,锚杆支护方案如图5所示。



(a) 锚杆支护断面



(b) 支护断面顶板俯视图

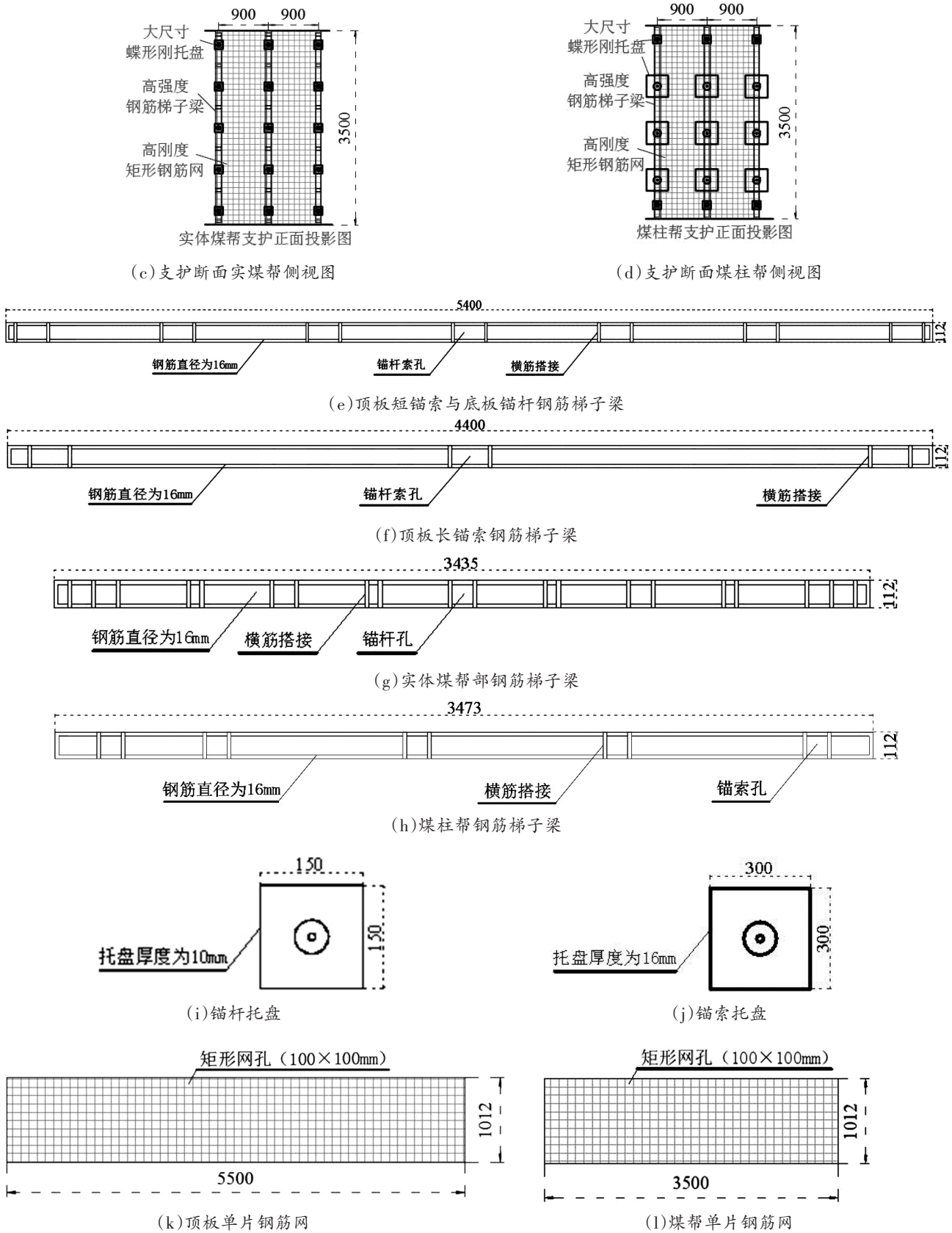


图5 锚杆支护方案

5.2.2 已有变形煤巷U型钢支架支护方案

确定选择29U型钢加工巷内支架架棚支护,每套支架由顶梁、棚腿、底鞋、以及防倒连接件等组成,支架排距为900mm,棚腿埋深200mm,底鞋尺寸为160x160x10mm,焊接于棚腿,底鞋必须接至实底,底板松软或为煤层时,必须挖设梁窝并浇筑混凝土,梁窝规格为200x200x20mm。棚间拉杆采用φ18mm螺纹钢加工制作,每根拉杆长度为900mm,每棚用5根,两侧棚腿各两根顶梁1根。卡缆采用29U双扣板专用U型钢卡缆,每个搭接处安装两套。若遇到围岩较为破碎和软弱,排距可调整为200~500mm。若遇到断面成型不规则区域,需要在支架背后喷填水泥浆或者堆积木垛,使U型钢支架及时接触围岩,及时承载。为便于运输,减小工人劳动强度,U型钢支架的顶梁、棚腿、底鞋、防倒连接件应能够在安装地点拼接、固定,以5.5m宽巷道断面为例,U型钢支护方案如图6所示。

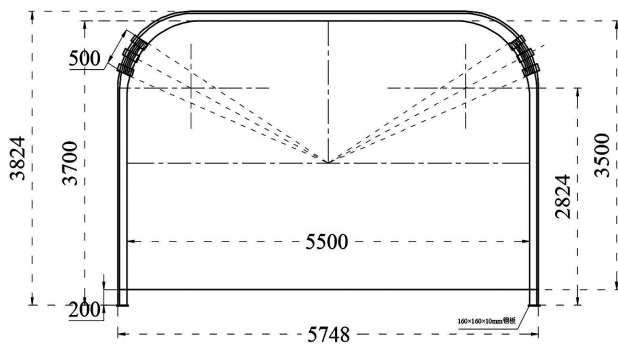


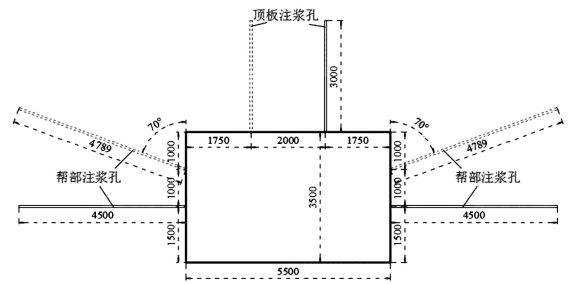
图6 U型钢支护方案

5.2.3 软弱破碎煤巷围岩注浆加固方案

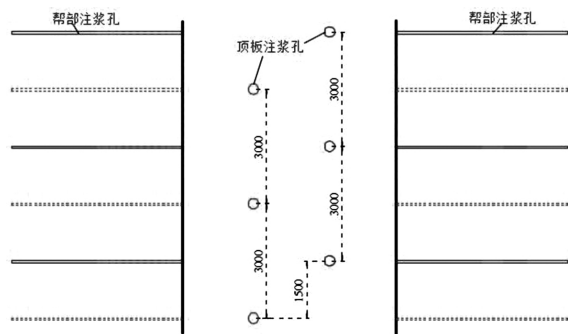
在煤巷围岩布置注浆钻孔,加固范围为0~20m。

顶板每排布置2个钻孔,钻孔直径为42mm,钻孔深度为3000mm,垂直于顶板向上布置,开口分别距离两帮1750mm位置,钻孔间距为2000mm,排距为3000mm,采用三花布置,以5.5m宽巷道断面为例,如图7所示。

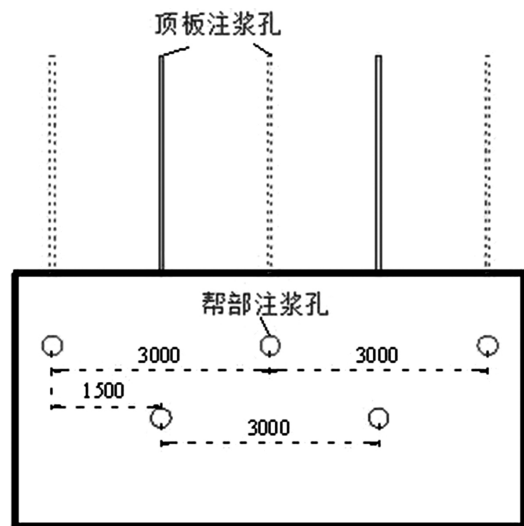
两帮每排布置4个钻孔,每帮各布置两个钻孔,钻孔直径42mm,钻孔深度分别为4500mm、4789mm,钻孔间距为1000mm,排距为3000mm,上下两排呈三花布置,上排钻孔孔口位置位于底板上方2.5m,钻孔与垂线夹角70°,下排孔口位置位于底板上方1.5m,垂直煤帮施工。钻孔布置如图7。



(a) 注浆钻孔布置断面图



(b) 注浆钻孔布置俯视图



(c) 注浆钻孔布置侧视图

图7 煤巷注浆孔布置方案

5.2.4 异型煤柱尖角超挖砌筑柔模混凝土加固方案

依据异型煤柱尖角塑性破坏分区结果,将尖角11.68m范围内的尖角煤柱开挖替换为柔模混凝土。该柔模混凝土由C50硅酸盐水泥、石子、河沙、柔模

以及对拉锚索等组成,其中的C50硅酸盐水泥、石子、河沙按照一定的质量比在搅拌桶内搅拌均匀,并参入适量水混合成混凝土流体。为便于混凝土运输,可加入适量的缓凝剂,如图8所示。

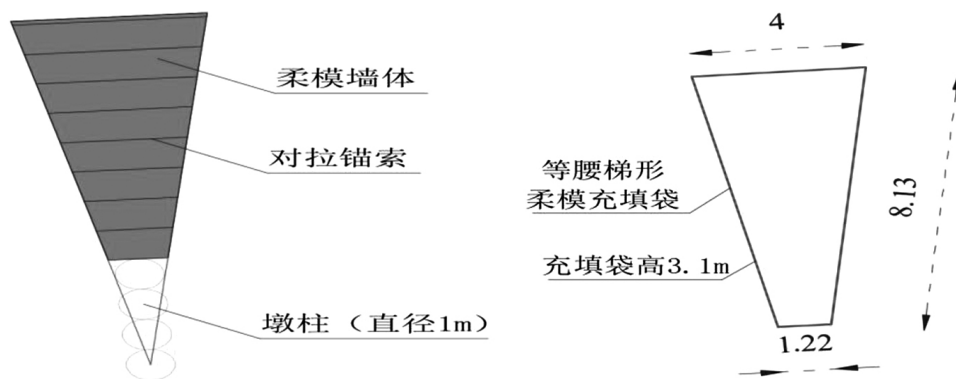


图8 异形煤柱尖角超挖充填加固方案示意图

6 结论

通过对相邻煤矿采空区侧向支承应力与开挖卸荷扰动应力对已掘进巷道和新掘进巷道围岩稳定性影响,并且对采空区侧向支承应力分布规律、

巷道开挖应力重新分布规律、巷道围岩变形破坏特征分析、异形煤柱变形破坏特征分析、新掘巷道围岩稳定控制技术、已掘巷道围岩稳定加固技术等进行研究,确定了支护和加固方案,提高巷道的稳定性,为3307工作面的安全顺利推进奠定了基础。

(上接第27页)

4.3 顶板加固

我公司在3202进风顺槽顶板破碎严重地段,采用注马丽散对巷道顶板进行注浆加固,每组施工4个孔,每组间距3m,钻孔直径28mm,顶部3个孔,帮部1个孔,其中顶部靠西侧的孔深2.5m,角度53°;顶部中部孔深2m,垂直顶板;顶部靠东侧的孔深3m,角度42°;帮部距底部1m,孔深4m,角度30°。

5 结语

3202工作面回采前、回采初期,东峰煤矿通过对进风顺槽(沿空留巷复用巷道)采取巷道落底、沿墙体侧支设钎柱、增加超前支护长度、注马丽散等综合技术措施,保证了3202工作面正常回采。