

DOI: 10.11779/CJGE201406018

大断面切眼顶板偏应力运移及围岩稳定

何富连, 许磊*, 吴焕凯, 李通达

(中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要: 为了探究大断面切眼顶板控制机理, 以某煤矿 5205 切眼为工程背景, 采用 UDEC4.0 模拟了切眼宽度 6~10 m 过程中, 顶板偏应力、裂隙场、变形规律等响应特征。结果表明: ①顶板偏应力呈浅部逐渐升高, 深部逐渐降低的分布形态, 宽度越大顶板浅部偏应力越小, 而深部偏应力越大, 同时, 偏应力极大值逐渐降低并向深部转移。②围岩裂隙场分为 3 个区: 裂隙贯通区、裂隙发育区、微裂隙区, 均呈“半椭圆”状。③切眼宽度的增加, 加剧了顶板微裂隙区向裂隙发育区及裂隙发育区向裂隙贯通区的转化, 同时, 顶板下沉增大。认为: 顶板的控制首先保证帮不稳定三角块的稳定; 高性能锚杆可更好地控制裂隙滑移。④双桁架锚索可锚固在肩角无裂隙区和顶板深部预应力叠加区, 可抑制顶板中部裂隙贯通区的拓展和变形。基于此提出了高强高预紧力锚带网和双桁架锚索联合控制技术, 矿压结果: 切眼掘出后 10 d 实现自稳, 顶底板相对移近量 128 mm, 两帮相对移近量 96 mm, 顶板离层 4 mm。

关键词: 顶板; 偏应力; 控制

中图分类号: TU457

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2014)06-1122-07

作者简介: 何富连(1966-), 男, 浙江临海人, 教授, 博士生导师, 主要从事资源开采理论与技术等方面的研究。

E-mail: 32246714@qq.com。

Deviatoric stress transfer and stability of surrounding rock in large-section open-off cut roof

HE Fu-lian, XU Lei, WU Huan-kai, LI Tong-da

(College of Resources & Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: To study the control mechanism of large-section open-off cut roof, No. 5205 open-off cut in a coal mine is selected as an engineering case. The deviatoric stress of roof, fracture field and deformation law are investigated by UDEC4.0 in the change process of width from 6 to 10 m. The results show that: (1) The deviatoric stress of roof gradually increases in shallow part and decreases in deep part. The wider the open-off cut, the lower the deviatoric stress in shallow part and the higher in deep part and the same time the peak of deviatoric stress is moving to the deeper part; (2) The fracture field in surrounding rock were divided into three areas: fracture transfixion area, fracture area and microfracture area, which distributed as semi-ellipse; (3) With the width of open-off cut increasing, The trend of microfracture area transformed to fracture area and fracture area transformed to fracture transfixion area are strengthened in the roof. Besides, the roof subsidence is aggravated. It believed that: (1) The stability of unstable triangle block is the more important to keep roof safe; (2) High-performance bolt can control fracture slip preferably; (3) Double-truss and anchor rope can be anchored in the shoulder non-fracture area and deep roof pre-stressed superimposed area, which can control the expansion and deformation of fracture transfixion area in the middle part of the roof. Based on this, the combined support technology of high-strength and high pre-tension bolt & net & double-truss and anchor rope is proposed. The observed results of mining pressures show that the open-off cut is self-stabilized after it is dug out for 10 days; the relative convergence of roof-to-floor is 128 mm; the relative convergence of both sides is 96 mm; and the separation of roof is 4 mm.

Key words: roof; deviatoric stress; control

0 引言

回采设备的大型化, 导致切眼宽度从以往的 6 m 左右增加到 9~10 m, 引领着中国现代化、大型矿井

基金项目: 国家自然科学基金项目(51234005); 国家重点基础研究发展计划项目(2010CB226802); 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2010YZ02)

收稿日期: 2013-09-16

*通讯作者

的发展的神东、平朔、榆林等多个矿区已经出现宽度 9~10 m 的切眼。随着综放和大采高大型回采工艺的大面积推广, 大断面或更大断面的切眼工程将更加普遍。

岩石的破坏是偏应力作用的结果, 围岩变形是裂隙拓展切割岩体的结果^[1], 顶板控制一直是围岩控制的重点, 因此, 本文针对大断面切眼宽度逐渐增大的特点, 主要研究顶板的偏应力转移、变形、裂隙发育等问题。许多学者作了相关研究, 张农等^[2]通过对泥岩全应力-应变加载过程的渗透特性试验, 分析掘巷影响区不同时空条件下巷道岩体裂隙的渐次发育过程; 代进等^[3]研究了深井巷道围岩中裂隙的产生和发展过程; 王忠昶等^[4]认为预应力锚索锚固影响作用随裂纹倾角的变化而发生较大变化; 潘岳等^[5]认为巷道开挖在围岩中产生偏应力并且偏应力能控制岩体破坏, 用重积分计算了圆巷围岩弹性、硬化和软化区中的偏应力应变能 U_d ; 郭志飏等^[6]分析了立体桁架的作用特点和锚网索-桁架耦合支护技术的作用原理和能量转化过程。

本文以某煤矿 5205 大断面切眼 9×3.5 m, 沿底布置, 具体工程为背景。采用 UDEC 数值模拟的方法, 研究了切眼宽度 6~10 m 增大过程中顶板偏应力的转移规律, 裂隙场的分布特征和拓展趋势, 顶板变形规律等。探讨了锚杆对裂隙的抑制作用及切眼宽度增大后顶板的合理加强支护形式, 并进行了工程应用, 取得了良好的控制效果。

1 地质工程条件

根据钻孔资料, 5205 切眼切眼附近煤层厚度为 9.0~14.92 m, 平均厚 10.6 m, 含夹矸 1~4 层, 夹矸层厚 0.1~0.38 m, 煤层裂隙普遍发育。煤层 f 系数 1.5~2.5, 埋深 245~250 m。底板为砂质泥岩, 平均厚度为 1.22 m 左右。顶板岩性为砂质页岩, 平均厚度为 2.19 m 左右, 其上依次为粗砂岩 1.62 m、细砂岩 1.86 m、中砂岩 1.54 m 和粉砂岩 1.93 m。

2 厚煤层大断面切眼数值模型

采用 UDEC4.0, 根据该矿 5205 具体生产地质条件建立数值模型, 宽×高为 60 m×55 m, 煤层和顶底板均划分为 0.5 m×0.5 m 的块体, 其他岩层划分成 1.0 m×1.0 m 的块体, 模型底部边界垂直方向固定, 左右边界水平方向固定。

本构模型: 考虑煤岩体峰后应变软化特性, 煤层采用 Strain-Softening 本构关系(采用线性软化方式), 其余岩层采用 Mohr-Coulomb 本构关系, 根据地应力测量结果侧压系数 1.0。具体参数见表 1, 2。

模拟方案: 建立了 9 个模型, 切眼高度 3.5 m 不变, 切眼宽度分别为 6.0, 6.5, 7.0, 7.5, 8.0, 8.5, 9.0, 9.5, 10.0 m。

测线布置: 如图 1 所示, 在顶板中部设置了 1 条测线。

表 1 岩层力学参数

Table 1 Mechanical parameters of rock strata

岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m ⁻³)	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
上覆岩层	10.6	6.30	2800	3.90	2.50	35
粉砂岩	8.82	4.84	2750	3.30	2.47	30
中砂岩	7.52	3.15	2720	3.20	2.30	29
细砂岩	7.87	3.38	2700	3.26	2.19	28
粗砂岩	6.87	3.30	2690	3.16	2.19	28
砂质页岩	3.55	2.10	2350	1.80	1.60	24
#5 煤	2.45	1.57	1350	1.50	1.10	20
砂质泥岩	3.55	2.10	2350	1.80	1.60	24
下覆岩层	9.91	4.92	2750	3.26	2.19	30

表 2 节理力学参数

Table 2 Mechanical parameters of joints

岩层	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
上覆岩层	5.30	2.50	1.90	25	0.50
粉砂岩	5.10	2.40	1.30	20	0.47
中砂岩	5.00	2.25	1.35	19	0.35
细砂岩	5.20	2.38	1.26	18	0.39
粗砂岩	5.30	2.30	1.36	18	0.39
砂质页岩	2.50	1.50	1.20	14	0.20
#5 煤	2.00	1.40	1.10	10	0.10
砂质泥岩	2.50	1.50	1.20	14	0.60
下覆岩层	5.40	2.50	1.76	20	0.60

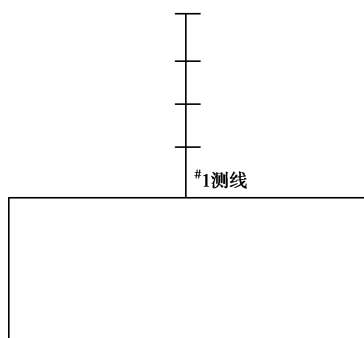


图1 测线布置图

Fig. 1 Layout of survey line

3 顶板偏应力运移规律

开挖卸荷后, 围岩中产生偏应力^[7], 通常所说的“偏应力”就是指最大主偏应力。当以 3 个主应力表示时, 有

$$\sigma'_1 = \sigma_1 - \frac{1}{3}(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \quad (1)$$

本文所研究的偏应力即为最大主偏应力。

不同宽度切眼围岩偏应力分布规律如图 2 所示。

从图 2 中可以看出: ①切眼宽度不同顶板偏应力分布形态大致相同, 均呈浅部围岩逐渐升高, 达偏应力最大值后逐渐降低的趋势; ②偏应力峰值点前, 同一顶板围岩深度, 切眼宽度越小偏应力越大; 峰值后同一围岩深度, 与峰值点前正好相反, 切眼宽度越大偏应力越大; ③切眼宽度的增大, 顶板偏应力峰值点向顶板围岩深部转移, 且峰值点逐渐降低见图 2 中的缩略图部分; ④切眼 6~10 m 增大过程中, 偏应力极大值大致呈“抛物线”下降段趋势降低, 极大值位置大致呈“抛物线”上升段趋势升高。

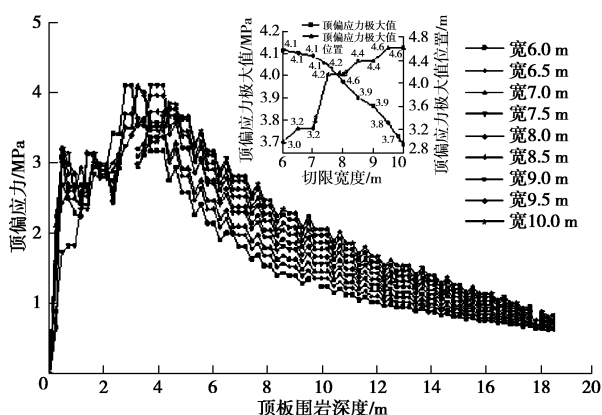


图2 顶板偏应力分布形态及运移规律 (#1 测线)

Fig. 2 Distribution and transfer law of deviatoric stress in the roof

由以上分析可知: 切眼宽度的增加使顶板更多岩层进入裂隙切割状态, 偏应力值降低, 需要深部围岩

承受更多的偏应力。切眼宽度越大浅部顶板偏应力越小, 表示浅部围岩破坏越严重。这从偏应力的角度说明切眼宽度的增加时顶板更多的产生卸荷破坏, 应当采用主动加强支护方式, 以提高顶板中部岩层的整体性, 使其尽量回归到三向应力状态, 提高顶板浅部岩层抵抗偏应力的能力。

4 顶板裂隙拓展规律

4.1 裂隙分布形态

不同切眼宽度裂隙场模拟结果见图 3: 在借鉴前人研究成果的基础上^[8-9], 根据裂隙发育程度的不同, 将裂隙场从里到外分为裂隙贯通区、裂隙发育区、微裂隙区, 下文简称裂隙三区。

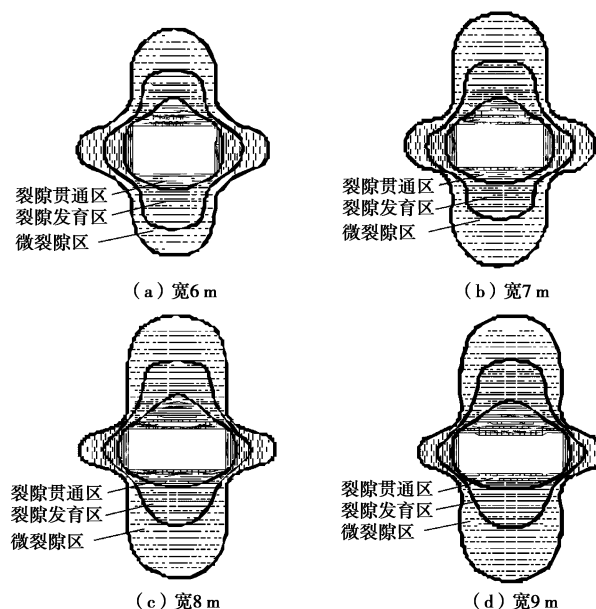


图3 裂隙三区分布形态

Fig. 3 Distribution of three fracture areas

裂隙三区具有以下特征: ①裂隙场分布形态大致相同, 不同的是随着切眼宽度增加裂隙场分布范围逐渐增大; ②顶、底、两帮裂隙场分布形态大致呈“半椭圆”状分布在顶、底、两帮的正上方、正下方、两侧; ③裂隙场中部发育程度大于两侧和深部。

4.2 裂隙深度发育趋势

选取顶板裂隙三区最大深度说明切眼宽度对围岩裂隙场的影响, 统计结果见图 4。从图 4 中可以看出: ①随着切眼宽度的增加裂隙三区 (裂隙贯通区、裂隙发育区、微裂隙区) 深度与切眼宽度大致呈正比关系增大; ②切眼宽度 10.0 m 时, 顶板裂隙贯通区深度 5 m, 裂隙发育区深度 9.0 m, 微裂隙区深度 11 m, 切眼宽度 6.0 m 时, 对应的三区深度分别是 1.0, 4.5, 6.5 m, 切眼宽度 10.0 m 时是切眼宽度 6.0 m 时对应裂

隙三区深度的5倍、2倍、1.7倍。

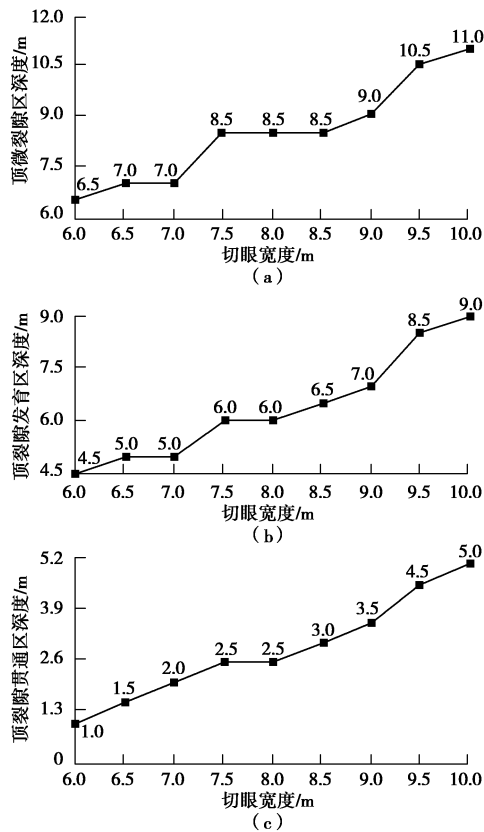


图4 顶板裂隙三区深度与切眼宽度的关系

Fig. 4 Relationship between depth of three fracture areas and width of open-off cut

可见, 切眼宽度的增加裂隙三区的分别响应趋势是不同的, 裂隙贯通区深度增加倍数最大, 裂隙发育区次之, 微裂隙最小。三区之间的具体相互转化趋势将在下节讨论。

4.3 裂隙相对拓展趋势

为了说明顶板裂隙三区随着切眼宽度增加的相对转化趋势, 做比值分析, 暂做以下定义: 贯发比为裂隙贯通区与裂隙发育区的深度之比; 发微比为裂隙发育区与微裂隙区的深度之比。结果见图5。从图5中可以看出: ①贯发比与切眼宽度大致呈正比关系, 切眼宽度为6.0 m时, 贯微比为0.22; 切眼宽度为10.0 m时, 贯微比为0.56。可见, 切眼宽度越大裂隙贯通区深度占裂隙发育区的比例越大, 从0.22增至0.56, 也说明随着切眼宽度增大更多的裂隙发育区顶板转化为裂隙贯通区。②发微比反应了微裂隙区向裂隙发育区转化的趋势, 同样的大致与切眼宽度呈正比关系, 切眼宽度为6.0 m时, 发微比为0.69; 宽度为6.5 m时, 发微比为0.71, 然后保持稳定至切眼宽度为8.0 m时, 发微比增长速率急剧增加, 切眼宽度为10.0 m时, 发微比达为0.82。

可知: 顶板宽度的增加促使更多的微裂隙向裂隙

发育状态转化, 同时, 更多的裂隙发育状态向裂隙贯通状态转化。顶板锚杆(索)锚固段易工作在裂隙区内, 锚固段易失效, 进而影响顶板稳定。必须寻求可以在切眼中部施加复合预应力的加强支护手段, 以抑制中部裂隙贯通区的拓展, 同时, 发现顶板肩角始终存在无裂隙区, 采用该区域作为加强支护的锚固基础, 锚固段不会受到裂隙的影响。

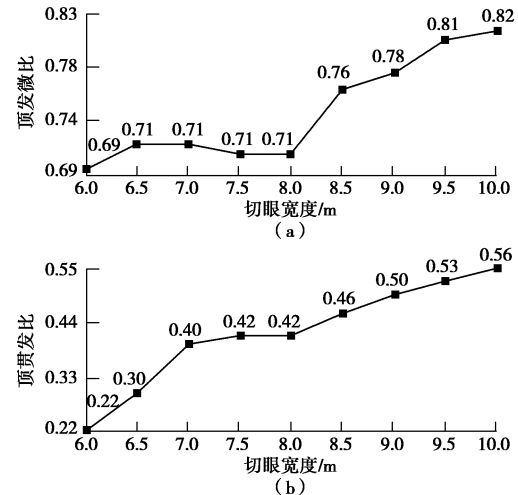


图5 顶裂隙相对发育趋势

Fig. 5 Relative development trend of roof fracture

5 顶板变形规律

切眼顶板下沉挠度呈现中间大于两端的趋势, 挠度最大点在顶板中部。本节研究不同切眼宽度, 顶板中线处的下沉特征, 如图6所示。

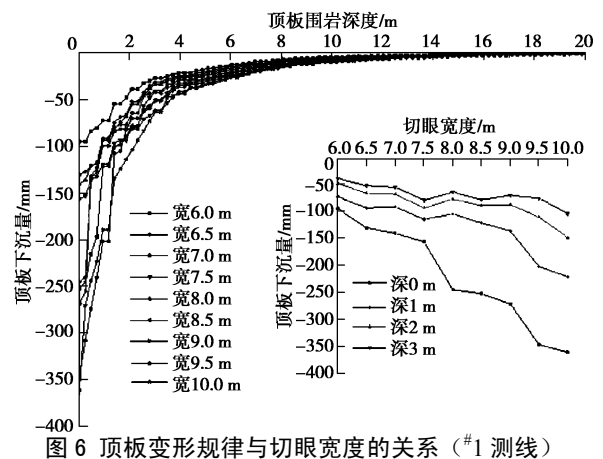


图6 顶板变形规律与切眼宽度的关系(1#测线)

Fig. 6 Relationship between deformation law of roof and width of open-off cut

从图6中可以看出: ①同一切眼宽度呈浅部围岩位移大, 向深部逐渐降低的趋势; ②同一深度顶板下沉与切眼宽度大致呈“正比”关系, 随着切眼宽度的增加同一深度围岩的位移值增大; ③切眼宽度6.0 m时, 顶板最大下沉量94 mm; 切眼宽度为10.0 m时, 顶板最大下沉量为361 mm, 增加了2.84倍。

可见:切眼宽度的增加使顶板更多岩层下沉,呈中部大于两侧的趋势,中部成为控制顶板变形的突破点,必须寻求可以兜护顶板的加强支护手段,防止顶板浅层被各个击破。

6 厚煤层大断面切眼围岩控制原理

6.1 控顶先控帮机制平衡拱分析

自然平衡拱理论认为,地下硐室开挖后,浅部围岩在围岩压力的作用下发生破坏,而在深部一定范围内形成自然平衡拱,自然平衡拱以上的岩体是稳定的,围岩控制的目标是防止破坏区的围岩垮落^[10]。

切眼开挖后,帮部形成不稳定三角块,与侧壁夹角为 $45^\circ - \varphi/2$ 的方向产生两个滑动面,如图 7,其肩角处为最大不稳定宽度^[10]:

$$c = h \tan(45^\circ - \varphi/2) \quad (2)$$

式中, c 为最大不稳定宽度 (m), h 为切眼高 (m), φ 为岩石内摩擦角 ($^\circ$)。

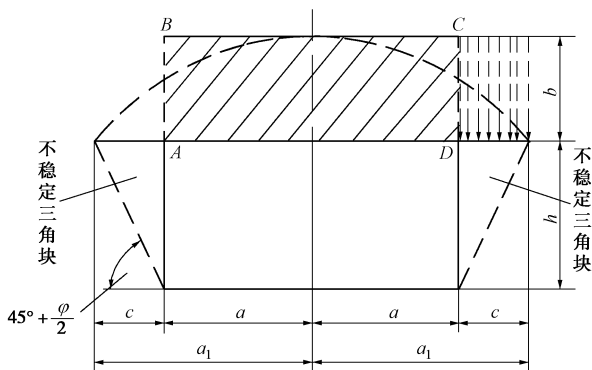


图 7 围岩破坏自然平衡拱

Fig. 7 Natural balanced arch of failure of surrounding rock

根据式 (2) 可知巷帮不稳定三角块的宽度与切眼的高度 h 和围岩的内摩擦角 φ 有关。根据具体工程地质条件,切眼高 h 取 3.5 m,内摩擦角 φ 取 $15^\circ \sim 40^\circ$,由式 (2) 计算可得帮最大不稳定宽度与内摩擦角的关系,如图 8 所示。

由图 8 可见内摩擦角越大帮最大不稳定宽度越小,呈线性关系减小,内摩擦角 40° 时,帮最大不稳定宽度 1.6 m;内摩擦角 15° 时,帮最大不稳定宽度 2.7 m。

垂直岩压^[10]为

$$Q = \left[a + h \tan \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) \right] \frac{a_1}{f} \gamma \quad (3)$$

式中, a 为切眼宽度之半 (m), a_1 为平衡拱跨度 (m), b 为自然平衡拱的最大高度 (m), f 为普氏系数, γ 为覆岩平均重度 (kN/m^3)。

由式 (3) 可知,随着切眼宽度的增加,垂直岩压也逐渐增加,其平衡拱以下部分岩石重量落在两帮不稳定三角块上,顶压增大,两帮不稳定三角块更容易

切落。

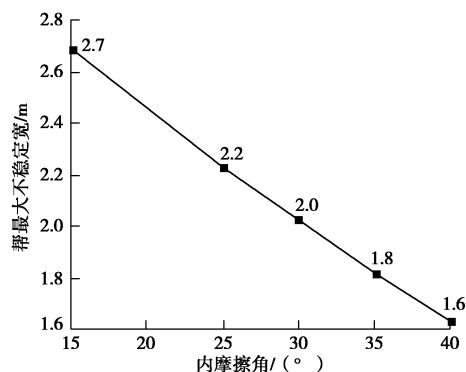


图 8 帮最大不稳定宽度与内摩擦角的关系

Fig. 8 Relationship between roadside maximum unstable width and internal friction angle

因此,两帮不稳定三角块是顶板岩层重量的着力基础,大断面切眼的顶板控制关键保证两帮不稳定三角块不被切落。根据围岩强度强化理论,合理布置帮锚杆相当于提高了岩层的内摩擦角,也相当于缩小了帮不稳定三角块最大宽度,提高了帮的稳定性,促进了顶板的稳定。因此,可通过提高帮锚杆支护强度和长度等手段增加帮不稳定三角块的稳定性。

6.2 锚杆控制裂隙滑移机制

工程岩体本身存在着大量节理、裂隙等不连续面。煤岩体沿着裂隙等弱面滑动产生结构效应。高性能锚杆可有效提高锚固体弱面力学性能,阻止裂隙的拓展。其作用体现在^[11-12]:①锚杆杆体本身可以抵抗裂隙的滑动;②锚杆轴力的法向分量可使裂隙面紧闭;③锚杆轴力的切向分量可使抵抗裂隙的剪切力。弱面抗剪能力的提高,依赖于锚杆的抗拉强度、抗剪强度和预紧力,选用力学性能优越的高强、高预紧力,高预紧力及时支护技术,可更有效提高弱面力学性能。多根锚杆产生群锚效应后,可以共同阻止锚固体裂隙恶性滑移。

6.3 双桁架锚索控制作用

通过前面分析可知:厚煤层大断面切眼宽度增大,顶板中部裂隙更多的进入裂隙贯通状态。根据大断面切眼的围岩裂隙拓展趋势和围岩控制特点,以肩角无裂隙区和预应力叠加区为锚固基础,选用双桁架锚索加强支护顶板,其对顶板的控制原理见图 9。

具体如下^[13]:①双桁架锚索可以使顶板锚固结构成为“倒楔形”体,实其“放”与两帮上,避免整体切落;②双桁架锚索施加的水平预应力和倾斜预应力可有效压缩顶板中部裂隙贯通区,阻止顶板裂隙贯通区的拓展;③桁架锚索系统一个锚固点位于切眼肩角深部的无裂隙区,另一个锚固点位于桁架锚索水平和垂直预应力叠加区,稳固可靠;④桁架锚索系统底部凹槽结构,可以封闭顶板防止局部冒顶。

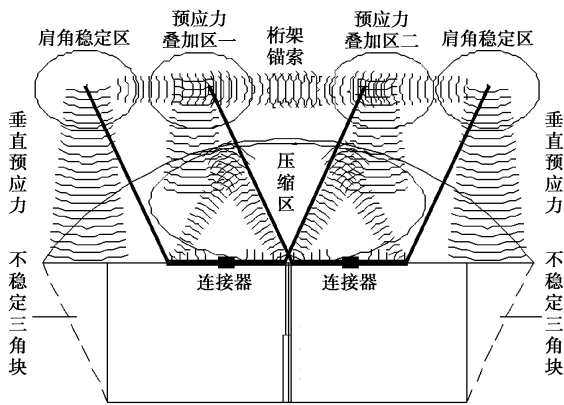


图 9 双桁架锚索控制原理图

Fig. 9 Functional diagram of complex truss and anchor rope

7 工业性试验

7.1 支护参数

针对厚煤层大断面切眼裂隙场、偏应力、变形特征, 结合大断面切眼稳定原理^[14-15], 提出了 5205 切眼高强高预紧力锚带网和双桁架锚索控制技术, 具体支护参数见图 10: 顶板锚杆为 $\phi 18\text{ mm} \times 2400\text{ mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为 $1000\text{ mm} \times 1000\text{ mm}$, 肩角锚杆角度为 15° , 预紧扭矩不低于 $300\text{ N}\cdot\text{m}$; 桁架锚索为 $\phi 17.8\text{ mm} \times 9400\text{ mm}$, 钻孔深度为 8000 mm 预紧力为 120 kN , 倾角为 20° , 跨度为 2250 mm , 排距为 2000 mm , 预紧力不低于 100 kN ; 回采侧帮为 $\phi 18\text{ mm} \times 2000\text{ mm}$ 玻璃钢锚杆, 预紧扭矩为 $75\text{ N}\cdot\text{m}$; 间排距为 $700\text{ mm} \times 1000\text{ mm}$, 肩角、底角锚杆角度分别为 $15^\circ, 5^\circ$; 采空区侧煤帮: $\phi 18\text{ mm} \times 2000\text{ mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为 $1000\text{ mm} \times 1000\text{ mm}$, 肩角、底角锚杆角度分别为 $15^\circ, 5^\circ$, 预紧扭矩为 $150\text{ N}\cdot\text{m}$ 。锚固方式为树脂加长锚固, 同时, 准备了单体液压支柱在局部破碎带处加强支护, 初撑力达工作阻力的 80% , 排距为 1 m 。

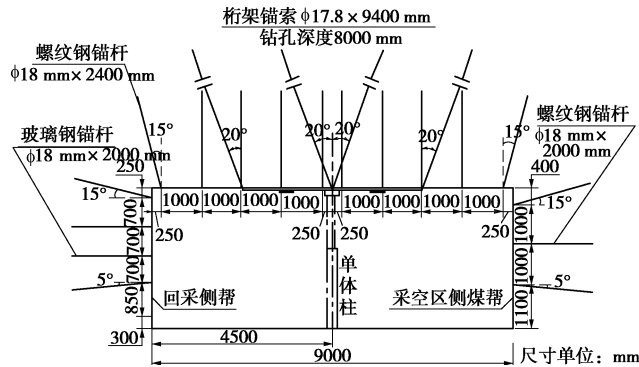


图 10 切眼支护断面图

Fig. 10 Sectional design of open-off cut support

7.2 应用效果

切眼从掘出到安装完毕耗时 2 个月, 矿压观测结果见图 11。

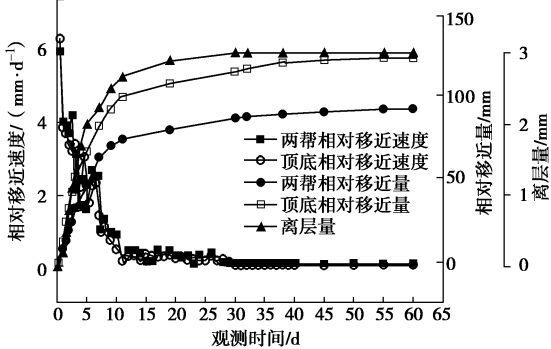


图 11 矿压观测结果

Fig. 11 Observation results of mining pressures

从图 11 可以看出: ①切眼掘进影响期内顶底板相对最大移近速度为 6.5 mm/d , 两帮相对最大移近速度为 6 mm/d , 切眼掘出后 10 d 左右实现自稳, 掘进稳定期变形速度降低至 1 mm/d 以下; ②顶底板相对移近量为 128 mm , 两帮相对移近量为 96 mm ; ③最大离层量为 4 mm 。

8 结 论

- (1) 顶板偏应力呈浅部逐渐升高, 深部降低的趋势; 切眼宽度越大浅部围岩偏应力越小, 而深部偏应力越大; 偏应力峰值点随着切眼宽度增加而降低, 峰值逐渐向深部转移。
- (2) 围岩中形成裂隙发育程度不同的 3 个区: 裂隙贯通区, 裂隙发育区, 微裂隙区, 呈“半椭圆”状分布。
- (3) 顶板裂隙三区深度与切眼宽度大致呈正比关系, 随着切眼宽度增大, 更多的顶板岩石由微裂隙区向裂隙发育区转化, 裂隙发育区向裂隙贯通区转化。
- (4) 控制帮不稳定三角块的稳定, 可减小顶的附加宽度, 减小顶板挠度, 促进顶自稳。
- (5) 合理布置锚杆可以限制裂隙滑移, 双桁架锚索结构选取肩角无裂隙区和顶板预应力叠加区, 锚固基础稳固可靠。

参考文献:

[1] 殷宗泽, 袁俊平, 韦 杰, 等. 论裂隙对膨胀土边坡稳定的影响[J]. 岩土工程学报, 2012, 34(12): 2155 - 2161. (YIN Zong-ze, YUAN Jun-ping, WEI Jie, et al. Influences of fissures on slope stability of expansive soil[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(12): 2155 - 2161. (in Chinese))

[2] 张 农, 许兴亮, 李桂臣. 巷道围岩裂隙演化规律及渗流灾害控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 330 - 335. (ZHANG Nong, XU Xing-liang, LI Gui-chen. Fissure-evolving laws of surrounding rock mass of roadway and control of seepage disasters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and

- Engineering, 2009, **28**(2): 330 – 335. (in Chinese))
- [3] 代进, 蒋金泉. 巷道围岩中的裂隙发展与弱结构体[J]. 采矿与安全工程学报, 2006(3): 311 – 315. (DAI Jin, JIANG Jin-quan. Fracture development and weak structure in surrounding rock of roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006(3): 311 – 315. (in Chinese))
- [4] 王忠昶, 栾茂田, 杨庆, 等. 裂隙岩体锚固止裂的数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, **26**(增刊 1): 3446 – 3451. (WANG Zhongchang, LUAN Maotian, YANG Qing, et al. Study on numerical simulation of reinforcement on crack prevention of jointed rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, **26**(S1): 3446 – 3451. (in Chinese))
- [5] 潘岳, 李爱武, 戚云松. 圆巷开挖围岩偏应力应变能生成的分析解与图解[J]. 岩土工程学报, 2007, **29**(12): 1780 – 1786. (PAN Yue, LI Ai-wu, QI Yun-song. Analysis and illustration on deviatoric stress strain energy generation of surrounding rock in circular tunnel excavation[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2007, **29**(12): 1780 – 1786. (in Chinese))
- [6] 郭志彪, 李乾, 王炯. 深部软岩巷道锚网索-桁架耦合支护技术及其工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2009(增刊 2): 3914 – 3919. (GUO Zhi-biao, LI Qian, WANG Jiong. Coupled bolt-mesh-anchor-truss supporting technology and its engineering application to deep soft rock roadway[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009(S2): 3914 – 3919. (in Chinese))
- [7] 潘岳, 王志强, 吴敏应. 巷道开挖围岩能量释放与偏应力应变能生成的分析计算[J]. 岩土力学, 2007, **28**(4): 663 – 669. (PAN Yue, WANG Zhi-qiang, WU Min-ying. Analysis and calculation of energy release and deviatoric stress energy generation of surrounding rock in tunnel excavation process[J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, **28**(4): 663 – 669. (in Chinese))
- [8] 徐光, 许家林, 吕维赞, 等. 采空区顶板导水裂隙侧向边界预测及应用研究[J]. 岩土工程学报, 2010, **32**(5): 724 – 730. (XU Guang, XU Jia-lin, LÜ Wei-yun, et al. Lateral boundary prediction of water conducting fracture formed in roof and its application[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, **32**(5): 724 – 730. (in Chinese))
- [9] 徐建光, 张平, 李宁. 循环荷载下断续裂隙岩体的变形特性[J]. 岩土工程学报, 2008, **30**(6): 802 – 806. (XU Jian-guang, ZHANG Ping, LI Ning. Deformation properties of rock mass with intermittent cracks under cyclic loading[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, **30**(6): 802 – 806. (in Chinese))
- [10] 鲁岩, 邹喜正, 刘长友. 基于修正普氏拱的巷道锚杆支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2007(4): 461 – 464. (LU Yan, ZOU Xi-zheng, LIU Chang-you. Roadway bolt supporting technique based on modified natural arch[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007(4): 461 – 464. (in Chinese))
- [11] 李术才, 陈云娟, 朱维申, 等. DDARF 中锚杆失效及收敛判据的研究[J]. 岩土工程学报, 2013, **35**(9): 1606 – 1611. (LI Shu-cai, CHEN Yun-juan, ZHU Wei-shen, et al. Failure and convergence criteria for bolts in DDARF[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2013, **35**(9): 1606 – 1611. (in Chinese))
- [12] 张宁, 李术才, 吕爱钟, 等. 拉伸条件下锚杆对含表面裂隙类岩石试样加固效应试验研究[J]. 岩土工程学报, 2011, **33**(5): 769 – 776. (ZHANG Ning, LI Shu-cai, LÜ Ai-zhong, et al. Experimental study on reinforced effect of bolts on 3D surface fractured rock under uniaxial tension[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2011, **33**(5): 769 – 776. (in Chinese))
- [13] 严红, 何富连, 徐腾飞. 深井大断面煤巷双锚索桁架控制系统的研究与实践[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, **31**(11): 2248 – 2257. (YAN Hong, HE Fu-lian, XU Teng-fei. Study of double-cable-truss controlling system for large section coal roadway of deep mine and its practice[J]. Journal of China Coal Society, 2012, **31**(11): 2248 – 2257. (in Chinese))
- [14] 李占金, 唐强达, 齐干. 鹤煤五矿深部交岔点大断面软岩巷道支护对策研究[J]. 岩土工程学报, 2010, **32**(4): 514 – 520. (LI Zhan-jin, TANG Qiang-da, QI Gan. Supporting strategy for large span intersection in deep soft rock roadway of the Fifth Coal Mine of Hebei Coal Group[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, **32**(4): 514 – 520. (in Chinese))
- [15] 康红普, 林健, 杨景贺, 等. 松软破碎硐室群围岩应力分布及综合加固技术[J]. 岩土工程学报, 2011, **33**(5): 808 – 814. (KANG Hong-pu, LIN Jian, YANG Jing-he, et al. Stress distribution and synthetic reinforcing technology for chamber group with soft and fractured surrounding rock[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2011, **33**(5): 808 – 814. (in Chinese))