

文章编号: 1673-3363-(2013)02-0231-06

错层位内错式采场“三带”高度的确定方法

王志强, 赵景礼, 李泽荃

(中国矿业大学资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要 基于错层位内错式巷道布置采场“三带”的合理划分对工作面安全、经济的重要性, 提出了以关键层理论为基础, 综合考虑包括工作面回采范围、岩层断裂角等影响因素在内的新方法。通过实验研究了沿工作面推进方向上、下关键层之间以及关键层与工作面之间的几何关系; 垮落带、裂隙带高度的运动特点以及错层位内错式巷道布置沿工作面方向上覆岩层的运动特点, 并结合关键层的暴露尺寸与采场之间的空间关系, 建立了相应的空间几何模型。结果表明, 采场范围、岩层断裂角、岩层的物理力学性质、厚度均是采场“三带”划分的影响因素; 另外, 划分错层位内错式巷道布置“三带”时, 在考虑采场范围因素时需要按照形成搭接工作面的总体个数确定。

关键词 错层位; 内错式巷道布置; 三带; 关键层

中图分类号 TD 325

文献标志码 A

Determination of height of “Three Zone” in the stope with stagger position and internal misaligned roadway layout

WANG Zhi-qiang, ZHAO Jing-li, LI Ze-quan

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

Abstract Based on the importance of reasonable division of the “Three-Zone” to the security and economic of working face in stagger arrangement roadway layout conditions, we proposed a new division method which considered influencing factors such as working face area and fracture angle based on the key stratum theory. The geometric relationships between upper and low key strata, or between key stratum and working face are studied in the experiment; the movement characteristics of heights of caving zone and fracture zone, and the movement characteristics of overburden along the working face direction in stagger arrangement roadway layout conditions determined. The geometric model is established combining with the spatial relationship between the hanging size of key stratum and working area. The results show that working face area, fracture angle, mechanic properties and thickness of rock etc. are the influencing factors of division of the “Three-Zone”. In addition, the influence factor of working area should be considered with the total number of working faces in division of the “Three-Zone” in stagger arrangement roadway layout conditions.

Key words stagger position; internal-misaligned roadway layout; Three-Zone; key stratum

采场“三带”包括垮落带、裂隙带以及弯曲下沉带^[1]。目前, 关于“三带”划分的方法主要依赖

于理论与实测2种手段, 具体如下:

理论上可以采用公式(1)确定最大垮落带高度,

收稿日期: 2012-04-14

基金项目: 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2011QZ06)

作者简介: 王志强(1980-), 男, 内蒙古自治区呼伦贝尔市人, 讲师, 博士, 硕士生导师, 从事现代采矿技术、长壁工作面矿压理论的研究。

E-mail: wzhiqianglm@126.com

Tel: 13810796225

即垮落破碎的矸石充满采空区：

$$\Sigma h=M/(k_p-1) \tag{1}$$

式中： Σh 为垮落带的高度； M 为一次采出厚度； k_p 为岩石碎胀系数。

第 2 种即实测的方法，文献[2]中给出了垮落带和裂隙带的相关判定准则：

$$\begin{aligned} H_m &= \frac{100M}{4.7M+19} \pm 2.2 \\ H_d &= \frac{100M}{1.6M+3.6} \pm 5.6 \end{aligned} \tag{2}$$

式中： H_m 为垮落带高度，m； H_d 为导水裂隙带高度，m； M 为下煤层采高，m。

实践中，一次采全高条件下，厚煤层与薄及中厚煤层在“三带”的特点上会出现较大的变化。而且，即使在厚煤层一次采全高的条件下，不同设计条件下采场上覆岩层也会出现不同的“三带”情况。目前对于厚煤层“三带”划分的情况，认为一次采高以及工作面长度均有影响^[3]。

如华丰煤矿 4[#]煤层平均厚度 6.2 m，按照式(2)得到垮落带高度为 15 m，裂隙带高度 45.8 m。该矿在生产中，为了统一管理，将 4[#]煤层中、东部的采区合并，即工作面由西向东推进直到自然边界，推进度约 2 100 m。改革采区布局后，工作面推进过程中涌水量增大，从地质报告中发现，含水层至 4[#]煤约 145 m，远远大于计算得到的裂隙带高度。

工程实例表明，推进距离对于采场裂隙带高度的发展具有重要的意义。因此，认为仅仅依据式(1)和式(2)确定垮落带及裂隙带高度是不够的，应当结合包括工作面长度、工作面推进距离以及采出高度

等多因素综合考虑，并需要确定合理的方法。

在文献[4-5]中得到了错层位内错式^[6-7]巷道布置接续工作面上覆岩层的运动特点，认为由于取消了区段护巷煤柱的存在，接续工作面回采到一定范围后，其顶板运动与首采工作面将会形成一个整体，体现出单一超长工作面的运动特点，因此，错层位内错式巷道布置采场“三带”的确定不仅不能依赖于一次采出厚度，应当综合形成内错式搭接结构的多个工作面考虑。

目前，以关键层为研究基础，实现了矿山压力、岩层移动与地表沉陷、采动煤岩体中水与瓦斯流动研究的有机统一^[8-13]。按照定义，关键层的断裂、垮落运动会造成随动层的协调运动，因此，在三带划分中随动层应与关键层作为同一整体。因此，研究的目标确定以关键层的理论作为基础，提出采场“三带”划分的新方法。

1 采场“三带”相似模拟实验研究

实验以某矿正在回采煤层的岩性为主要模拟原型，研究在“错层位内错式巷道布置”工作面上覆岩层“三带”特点^[14]。采用平面应力模型，几何相似比为 $\alpha_L=100:1$ ，容重比为 $\alpha_\gamma=1.5:1$ ，时间比 $\alpha_t=\sqrt{\alpha_L}=10$ 。

1.1 模拟岩石的力学性质

根据现场实测的地质资料，详细地整理了煤层顶、底板各岩层物理力学性质的实测数据，详细情况见表 1 所示。

表 1 煤层顶底板岩层厚度及物理力学性质
Table 1 Strata thickness and physical or mechanical properties of roof and floor of coal seam

岩层	厚度/m	密度/(kg·m ⁻³)	弹模/MPa	泊松比	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	抗压强度/MPa
中砂岩	6	2500	23000	0.23	32	6	6.4	66
细砂岩	6.62	2500	22000	0.22	24	7	5.2	73.6
粉砂岩	3.4	2570	35000	0.22	35	2.3	2.8	39
细砂岩	5.4	2500	22000	0.22	24	7	5.2	73.6
粉砂岩	4	2570	35000	0.22	35	2.3	2.8	39
砂泥岩	5.5	2300	9120	0.26	34	4	1.2	52.2
粉砂岩	6	2570	35000	0.22	35	2.3	2.8	39
中细砂岩	7.65	2650	37882	0.19	45	7	2.6	68
粉砂岩	5.5	2570	35000	0.22	35	2.3	2.8	39
砂泥岩	2.5	2300	9120	0.26	34	4	1.2	52.2
煤层	5.5	1450	3100	0.3	35	1.2	0.8	15
粉砂岩	5	2570	35000	0.22	35	2.3	2.8	39

对表 1 中所示的上覆岩层进行判定, 得到: 煤层上方 7.65 m 厚的中细砂岩、5.4 m 厚的细砂岩、6.62 m 厚的细砂岩以及 6 m 厚的中砂岩均体现了关键层的特点。因此, 这几层关键层将是实验研究的主要对象。为了简化, 按照距离采场的距离从近到远依次命名为关键层 1~4。

1.2 沿走向上覆岩层运动特点分析

沿走向工作面覆岩垮落见图 1。

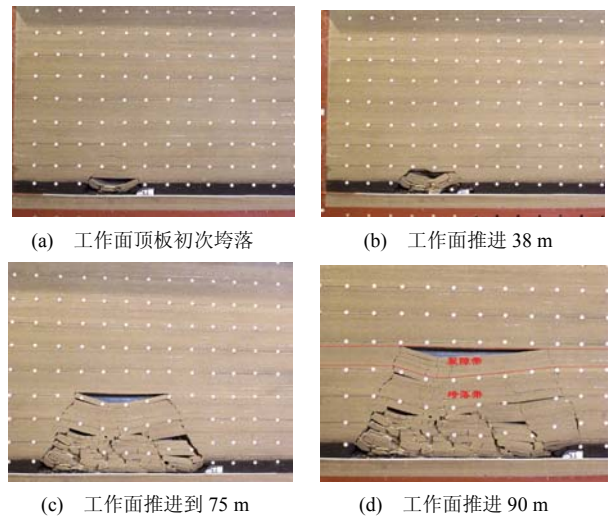


图 1 沿走向覆岩垮落示意图
Fig.1 Collapse of overlying strata along strike

从图 1a 中可以看出, 当工作面推进距离达到 30 m 左右时, 直接顶板出现断裂垮落, 其断裂步距为 25 m, 并且可以发现, 上方 5.5 m 的粉砂岩出现裂缝, 认为同时达到了其断裂步距, 其断裂角大约为 63°。工作面推进到 38 m 时, 煤层上方的顶板初次垮落后, 基本上随采随冒。工作面上方整个垮落带高度达到约 8 m, 此时上覆岩层的断裂角平均为 55°。垮落带上方关键层 1 的暴露步距达到 20 m, 暂时尚无断裂的迹象, 显现出关键层的特点, 见图 1b。当工作面推进到 75 m 时, 关键层 1 断裂后垮落到采空区, 其断裂步距大约为 62 m。从图 1c 中可以看到, 关键层 1 断裂失稳后, 其上覆直到 5.4 m 细砂岩下方的岩层均作为随动层与之协调运动。因此, 认为整个垮落带的高度达到约 31 m。而上方暴露岩层的步距超过 40 m 尚未发生断裂。上覆岩层的平均断裂角约 65°。工作面推进到 90 m 时, 关键层 2 及其上方 3.4 m 的粉砂岩同时断裂并下沉, 其断裂步距达到 62 m, 由于其断裂步距较大, 断裂后形成铰接结构并且较为规则的裂隙带, 此时裂隙带高度延伸到煤层上方约 40 m。上覆岩层平均断裂角为 68°, 见图 1d。虽然距离回采空间约 15 m 以上

的岩层断裂后仍然存在铰接结构与水平力的作用, 但是由于其作为关键层 1 的随动层, 其运动是受到关键层的影响, 因此将其断裂后所属分带与其下方的关键层统一归类。

1.3 不同条件下上覆岩层结构分析

图 2 给出相同地质条件下, 首采工作面回采结束后采用错层位内错式与传统留煤柱护巷 2 种不同形式上覆岩层的结构示意图。

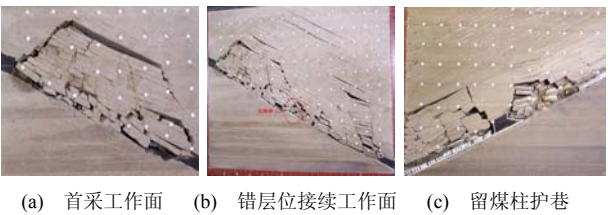


图 2 沿倾向覆岩垮落示意图
Fig.2 Collapse of overlying strata along tendency

对比图 2b 与图 2c 发现, 接续工作面采用错层位内错式搭接结构, 由于完全取消区段煤柱, 接续工作面上覆岩层的运动与首采工作面形成一个整体。分析图 2c, 由于存在区段护巷煤柱, 因此接续工作面开采期间, 受到煤柱支撑作用的影响, 其上覆岩层将相邻两工作面上覆岩层阻隔, 因此各个工作面形成独立的“三带”结构。

因此, 从图 2 可见, 采用错层位内错式巷道布置回采时, 在研究采场范围对上“三带”的影响时, 需要结合形成搭接的多个工作面作为一个整体考虑, 即“三带”的划分时, 按照形成搭接工作面的最大个数来确定三带的发展高度, 而传统留煤柱护巷条件下, 如果各个工作面地质条件与回采条件相同, 确定首采工作面“三带”高度即可应用于其它所有工作面。

1.4 实验结论

实验数据汇总见表 2。

表 2 实验数据汇总
Table 2 The data aggregation of experimental

关键层	断裂步距/m	工作面推进速度/m	断裂角/(°)	垮落带高度/m	裂隙带高度/m
1	62	50	65	31	—
2	62	90	68	31	8.8
3	83	120	65	31	15.42

由表 2 可见:

1) 从实验数据中发现, 关键层 1 和 2 的强度条件不满足 $L_{下} < L_{上}$, 从实验现象来看, 造成这一原因主要是由于 2 者之间存在着夹层并且夹层的裂隙

是以一定的角度向上延伸。

2) 在开采过程中,上覆岩层的断裂是以一定角度向上延伸,根据岩层的厚度以及断裂角度可以建立采场与所研究关键层以及关键层之间的关系。

3) 开采过程中,垮落带随着开采范围增加其高度上升,当开采范围造成关键层 1 破坏后,垮落带高度达到 31 m;并且,在继续推进过程中,关键层 2 断裂后形成铰接结构,因此关键层 2 对于划分采场垮落带与裂隙带具有决定性作用。

4) 继续推进过程中,由于采空区上方空洞始终存在,因此当回采达到一定范围时,关键层 3 也属于裂隙带;同样,预测当工作面继续推进,关键层 4 将会进入裂隙带范围,可以确定,裂隙带高度是受到采场回采空间变化的因变量。

5) 沿工作面方向的实验中发现,采用错层位内错式巷道布置,形成搭接工作面的上覆岩层形成一个整体,体现出单一超长工作面的特点,因此在接续工作面开采时,上覆关键层的暴露跨距更大,对其稳定性的要求更高,因此认为采用错层位巷道布置与留设煤柱开采相比,垮落带高度保持不变,其裂隙带要明显高于留煤柱开采的情况;留煤柱开采时,由于煤柱的支撑作用,多个工作面之间上覆岩层的运动是独立的,关键层在采场各个工作面上方形成不连续的暴露形式。

6) 另外,结合表 1, 2 以及实验现象发现,采场“三带”的决定因素不仅仅取决于采出高度,而且包括采场几何尺寸、采场与关键层的距离以及二者之间岩层的断裂角、关键层本身的物理力学性质及厚度、关键层的承载等多因素。

2 关键层的应用

研究中,提出应用关键层的运动来划分采场“三带”的思路,依据实验得到的结论,首先对关键层强度条件修正,见图 3 所示。

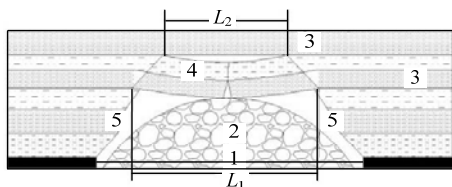


图 3 上下关键层破断距判断示意图

Fig.3 Schematic diagram for determining the crack intervals of the upper key stratum and the lower key stratum

如图 3 所示,假设下关键层发生断裂的临界悬

露尺寸为 L_1 ,其上方相邻的关键层在下方关键层断裂后其暴露步距为 L_2 ,两关键层之间的夹层厚度为 h ,岩层断裂线 5 与采场空间水平线所呈角度为 α ,则给出其几何条件为:

$$L_1 = L_2 + 2h \cot \alpha \quad (3)$$

同样,公式(3)也可用来表示采场空间与研究关键层之间的几何关系。

当 L_1 达到下方关键层临界尺寸发生断裂时,如果上覆硬岩层为关键层,则要求 L_2 没有达到其极限强度,即:

$$L_2 > L_1 (=L_2 + 2h \cot \alpha) \quad (4)$$

对于 α 可以依据如下公式:

$$\tan \alpha = \frac{\sum_{i=1}^n h_i}{h_1 \cot \alpha_1 + h_2 \cot \alpha_2 + \dots + h_n \cot \alpha_n} \quad (5)$$

式中: h_i 为两关键层之间各岩层厚度; α_i 为各岩层的断裂角。

另外,由于关键层在断裂前四边搭接在实体岩层上方,因此引用四边固支弹性薄板力学模型^[15],断裂步距为:

$$L = \frac{4h}{\lambda} \sqrt{\frac{(1 + \frac{4}{7} \lambda^2 + \lambda^4) R_t}{42q}} \quad (6)$$

式中: q 为关键层承载,由于关键层断裂失稳后属于垮落带,因此关键层的承载只考虑其失稳前,即按照定义,其承载来源于随动层与关键层自身的重量; a 为关键层暴露的长边; h 为关键层的厚度; λ 为关键层暴露的短边与长边之比,即 $b = \lambda a$, b 为工作面暴露的短边; R_t 为关键层抗拉强度。

因此,结合式(4), (6)可以建立关键层临界断裂值与工作面之间的关系,假设采场范围的长边为 a ,则:

$$a = \frac{4h}{\lambda} \sqrt{\frac{(1 + \frac{4}{7} \lambda^2 + \lambda^4) R_t}{42q}} + 2 \sum h \cot \alpha \quad (7)$$

式中 $\sum h$ 为关键层与工作面之间岩层的厚度。

当关键层发生断裂后是否能够保持平衡,取决于“三铰拱”结构是否能够保持平衡,即是否出现滑落失稳或者出现变形失稳^[16-17]。

如前所述,传统留设煤柱开采时,关键层在工作面之间由于区段护巷煤柱的支撑作用而形成独立的结构,如果各工作面地质条件与开采条件均相同时,因此在判定采场“三带”时,认为各个工作面“三带”情况近似或相同,只需要对一个工作面进行

判定即可, 即工作面长度为定值。

错层位内错式巷道布置接续工作面开采时, 接续工作面与首采工作面上覆岩层形成一个整体, 因此对于关键层的稳定性的判定不同于以往留煤柱开采的情况, 要首先确定采区内形成搭接的工作面个数, 然后取搭接的最大值对“三带”进行划分。

在应用式(7)对采场上覆关键层是否断裂进行判定时, 如果沿工作面方向的长度是长边 a , 对于留设煤柱开采, 如果首采工作面不会影响到该关键层发生断裂, 那么接续工作面同样不涉及该问题; 对于错层位巷道布置, 与留煤柱护巷开采工作面长度相同, 首采工作面同样不会造成该关键层发生断裂, 但是接续工作面开采时, 需要考虑 $2a$ 是否会影响到该关键层的稳定性, 如果形成 n 个搭接工作面, 考虑 n, a 的影响。因此, 确定采用错层位巷道布置判定关键层是否会失稳时, 开采之前应首先以形成搭接的所有工作面个数, 即 $n \times a$ 来确定。

首先判定关键层的厚度 h 与断裂后的块体长度 ($L/2$) 的比值是否满足:

$$h/(L/2) \leq (1/2)\tan\varphi \quad (8)$$

式中 φ 为岩块间的摩擦角。

如果式(8)满足, 则需要进一步判定关键层断裂后是否会出现变形失稳, 即取决于关键层断裂后岩块间咬合点是否发生破坏, 要求满足平衡挤压力 σ_p 的大小:

$$\sigma_p = \frac{2qi^2}{(1-i\sin\beta)^2} < \sigma_c \quad (9)$$

式中: $i=L/h$; β 为岩块断裂后块体的下沉角度; σ_c 为岩块的抗压强度。

如果关键层断裂后, 在几何尺寸与挤压力均满足式(8), (9), 则认为关键层仅仅发生断裂而不发生垮落; 只要条件不满足其中之一, 则认为其垮落。

3 错层位内错式布置“三带”划分

3.1 确定方法

按照前述理论分析与实验现象, 以关键层作为基础理论, 建立错层位巷道内错式布置“三带”的确定方法^[18]。具体如下:

第1步: 确定采场上方全部关键层层位。

由采场上方地质资料给出的综合柱状图或者钻孔资料经过实验室力学分析确定。

第2步: 根据设计参数对第一关键层(基本顶)进行判定, 依据弹性薄板力学模型, 按照式(6)确定第一关键层是否会断裂, 如果第一关键层不会断

裂, 则第一关键层下方为垮落带, 即仅直接顶为垮落带。按照式(7)可以估算出当工作面推进至何距离时, 第一关键层发生断裂。

但是, 这里需要说明的是, 由于多个形成搭接的错层位工作面上覆岩层形成整体式运动, 因此推进距离与累加的工作面长度均为变量, 具体计算时依据哪条边作为薄板的长边, 需要结合实际开采情况判定。例如, 设计采区推进长度为 1 000 m, 工作面长度为 200 m, 那么首采工作面推进距离小于 200m 时, 长边是沿着工作面倾斜方向, 推过 200 m 时, 长边即转化为沿推进方向; 以此类推, 当形成 $n(n < 5)$ 个搭接工作面后, 关键层暴露的长边将会以 200 n (m) 为临界点进行转化; 如果 $n > 5$, 则长边始终是沿工作面倾向方向。

第3步: 如果根据第2步判定的结果第1关键层断裂, 依据式(8), (9)对断裂后的第1关键层(基本顶)进行进一步的判定, 以确定断裂后的第1关键层是成为裂隙带还是垮落带, 当断裂后的第1关键层成为裂隙带, 则第1关键层下方为垮落带;

第4步: 如果根据第3步判定第1关键层断裂后成为垮落带, 当不存在下一个关键层时, 则从采场上方一直延伸到地表均为垮落带, 浅埋深煤层即属于这种矿压显现特点。

第5步: 当存在下一个关键层时, 则返回第2步重新对下一个关键层进行判定, 直到判定出第1个不会断裂的关键层或断裂后成为裂隙带的关键层时, 该第1个不会断裂的关键层或断裂后成为裂隙带的关键层以下为垮落带; 在判定完所有的关键层, 如果没有出现不会断裂的关键层或断裂后成为裂隙带的关键层时, 则垮落带一致延伸到地表。

3.2 适用条件

由于本方法是基于关键层理论确定的, 因此需要对使用情况进行限定, 如下:

- 1) 所采煤层属于厚煤层一次采全高的条件, 即依靠岩石的碎胀系数无法充满采空区的情况;
- 2) 采场上方有关键层的存在;
- 3) 确定方法主要是针对错层位内错式巷道布置的采煤方法, 相邻2工作面之间完全取消了区段护巷煤柱, 即相邻2工作面之间没有上覆岩层支撑体的存在。

4 结 论

- 1) 上、下关键层强度条件存在不满足 $L_{下} < L_{上}$ 的情况, 原因是由于2者之间存在着夹层并且夹层

的断裂是以一定角度向上延伸,并可以建立关键层之间以及采场与关键层之间的关系。

2) 开采过程中,垮落带随着开采范围增加其高度上升,当采空区上方的关键层稳定或者断裂后能够形成铰接结构,则垮落带高度达到最大。工作面继续推进过程中,由于采空区上方空洞始终存在,因此裂隙带高度仍然会继续升高。

3) 采用错层位内错式巷道布置,形成搭接工作面的上覆岩层形成一个整体;留煤柱时,由于煤柱的支撑作用,多个工作面之间上覆岩层的运动是独立的。

参考文献:

- [1] 钱鸣高,石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 68-70.
- [2] 国家煤炭工业局. 建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000.
- [3] 付玉平, 宋选民, 邢平伟. 浅埋煤层大采高超长工作面垮落带高度的研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(2): 190-194.
FU Yu-ping, SONG Xuan-min, XING Ping-wei. Study of the mining height of caving zone in large mining height and super-long face of shallow seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(2): 190-194
- [4] 王志强. 厚煤层错层位相互搭接工作面矿压显现规律研究[D]. 北京: 中国矿业大学资源与安全工程学院, 2009.
- [5] 王志强, 赵景礼, 张宝优, 等. 错层位巷道布置放顶煤开采关键层的稳定特征[J]. 煤炭学报, 2008, 33(9): 961-965.
WANG Zhi-qiang, ZHAO Jing-li, ZHANG Bao-you, et al. Stable characters of key stratum in stagger arrangement roadway layout top-coal caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(9): 961-965.
- [6] 赵景礼, 吴健. 厚煤层错层位巷道布置采全厚采煤法: 中国, ZL98100544. 6[P]. 2002-01-23.
- [7] 赵景礼. 厚煤层全高开采新论[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004: 182-185
- [8] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林. 岩层控制中关键层的理论研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(3): 225-230.
QIAN Ming-gao, MIAO Xie-xing, XU Jia-lin. The study on key stratum theory of strata control[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(3): 225-230.
- [9] 茅献彪, 缪协兴, 钱鸣高. 采动覆岩中关键层的破断规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 1998, 27(1): 39-42.
MAO Xian-biao, MIAO Xie-xing, QIAN Ming-gao. Study on broken laws of key strata in mining overlying strata[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1998, 27(1): 39-42.
- [10] 钱鸣高, 茅献彪, 缪协兴. 采场覆岩中关键层上载荷的变化规律[J]. 煤炭学报, 1998, 23(2): 135-150.
QIAN Ming-gao, MAO Xian-biao, MIAO Xie-xing. Variation of loads on the key layer of the overlying strata above the workings[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(2): 135-150.
- [11] 钱鸣高, 许家林. 覆岩采动裂隙分布的“O”形圈特征研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(5): 466-469.
QIAN Ming-gao, XU Jia-lin. Study on the “O Shape” circle distribution characteristics of mining induced fractures in the overlying strata[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(5): 466-469.
- [12] 许家林, 钱鸣高. 覆岩关键层位置的判别方法[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(5): 463-467.
XU Jia-lin, QIAN Ming-gao. Method to distinguish key strata in overburden[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(5): 463-467.
- [13] 许家林, 钱鸣高. 关键层运动对覆岩及地表移动影响的研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(2): 122-126.
XU Jia-lin, QIAN Ming-gao. Study on the influence of key strata movement on subsidence[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(2): 122-126.
- [14] 徐挺. 相似方法及其应用[M]. 北京: 机械工业出版社, 1972.
- [15] 史元伟. 采煤工作面围岩控制原理和技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [16] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994, 19(6): 557-563.
QIAN Ming-gao, MIAO Xie-xing, HE Fu-lian. Analysis of key block in the structure of voussoir beam in longwall mining[J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(6): 557-563.
- [17] 钱鸣高, 何富连, 王作棠, 等. 再论采场矿山压力理论[J]. 中国矿业大学学报, 1994, 23(3): 1-12.
QIAN Ming-gao, HE Fu-lian, WANG Zuo-tang, et al. A further discussion on the theory of the strata behaviors in longwall mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1994, 23(3): 1-12.
- [18] 王志强, 赵景礼, 李成武. 错层位内错式巷道布置采场垮落带高度的确定方法: 中国, 201110409953. X [P]. 2012-05-06.