

工学硕士学位论文

区段煤柱宽度合理留设研究

河北工程大学

2013年5月

## 摘要

煤炭是我国的主要能源，也是重要的化工原料，其在我国的一次性能源结构中所占比重长期在 70%以上，因此，煤炭工业在我国国民经济中占有举足轻重的作用。我国煤炭资源尽管丰富，但人均占有量相对较少，所以提高煤炭资源回收率仍是我国煤炭企业必须面对的重要问题之一。

区段巷道一般布置在煤层中沿顶板掘进或摸煤层底板掘进，而且要经历两次采动影响，故巷道的掘进与维护存在着难度大、安全性差、成本高等问题。为了保护区段巷道，目前主要从巷道布置、支护方式和区段巷道煤柱留设等方面考虑。以上几个方面都在我国各个矿区均有成功的应用经验，如巷道布置上提出了厚煤层内错式和外错式布置方法，巷道支护提出了二次补强支护，区段间留设窄煤柱或宽煤柱乃至不留煤柱的沿空掘巷和沿空留巷护巷方式等实用技术。

本文以西山煤电集团西曲矿为实例，运用FLAC3D有限差分软件，采用数值模拟方法，主要针对区段煤柱宽度合理留设、区段巷道布置以及巷道保护方面展开研究，最后对各种模拟计算结果进行综合分析并与理论研究相结合，提出了合理的区段煤柱宽度、巷道布置形式及支护参数，从而可以在保证安全生产的前提下提高采区煤炭资源回收率。

**关键词：**数值模拟；区段煤柱；采区巷道；资源回收率

## Abstract

Coal is the main energy in China, but also an important chemical raw materials, its share in the energy structure in China the proportion of long-term in more than 70 %, therefore, play a decisive role in the coal industry plays a role in China's economy. Although our country is rich in coal resources, but the per capita amount is relatively small, so one of the important problems to improve the recovery rate of coal resources in China is still coal enterprises must face.

The general layout of section roadway in coal seam tunneling along the roof or touch floor of coal seam excavation, and to experience the dynamic effects of two times, there are problems, poor safety, high cost, so the roadway excavation and maintenance. In order to protect the section tunnel, mainly from the support and section roadway coal pillar, roadway layout, consider. The above aspects in our experience has been used successfully as every mining area, roadway layout on the thick coal seam in fault type and fault type layout method, roadway presents two supplement support, segment between the setting of narrow coal pillar width of coal pillar and or without leaving coal pillar along gob the roadway along goaf roadway and the mode of practical technology.

Taking Xishan Coal Group Xiqu mine as an example, using FLAC3D finite difference software, using numerical simulation method, mainly in aspects of section coal pillar width of reasonable design, section roadway layout and roadway protection research, the last of a variety of analogthe calculation results of a comprehensive analysis and theoretical study of the combination of reasonable coal pillar width, roadway layout form and supporting parameters, which can improve the recovery of coal resources of the mining area to ensure safety in production under the premise.

**Keywords:** numerical simulation; section coal pillar; district roadway; recovery rate of resources

# 目 录

摘 要 .....	V
<b>Abstract</b> .....	<b>II</b>
<b>第 1 章 绪论</b> .....	<b>1</b>
1.1 问题的提出 .....	1
1.2 国内外研究现状及动态 .....	1
1.2.1 合理煤柱尺寸国内外研究动态 .....	1
1.2.2 厚煤层区段巷道布置发展动态 .....	2
1.2.3 煤巷支护技术发展动态 .....	2
1.2.4 沿空掘巷窄煤柱稳定性研究现状 .....	2
1.2.5 综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究 .....	4
1.3 研究目的与意义 .....	7
1.4 研究内容 .....	7
1.5 研究方法与技术路线 .....	8
<b>第 2 章 不同宽度区段煤柱巷道围岩受力特征及矿压分析</b> .....	<b>9</b>
2.1 不同宽度区段煤柱巷道围岩边界条件 .....	9
2.1.1 区段煤柱巷道布置方式 .....	9
2.1.2 关键层理论确定上部边界条件 .....	10
2.2 不同宽度区段煤柱巷道围岩结构特征 .....	11
2.2.1 巷道围岩赋存特征 .....	11
2.2.2 不同区段煤柱巷道围岩结构特征 .....	12
2.3 回采巷道矿压显现特点 .....	14
2.3.1 受采动影响巷道的围岩变形 .....	14
2.4 受采动影响实体煤巷道围岩受力分析 .....	15
2.4.1 原岩体内掘进巷道引起的围岩应力 .....	15
2.5 煤体—煤柱巷道围岩受力分析 .....	20
2.5.1 煤柱中的支撑压力分布特征 .....	20
2.5.2 煤柱的变形特征 .....	23
2.6 煤体—小煤柱巷道围岩受力 .....	24

2.6.1 煤体—小煤柱巷道围岩变形 .....	24
2.7 本章小结 .....	26
<b>第 3 章 区段煤柱宽度留设设计理论 .....</b>	<b>27</b>
3.1 影响煤柱留设宽度的因素 .....	27
3.1.1 应力集中系数对煤柱宽度的影响 .....	27
3.1.2 煤层强度对煤柱宽度的影响 .....	28
3.1.3 煤厚对煤柱宽度的影响 .....	30
3.1.4 采深对煤柱宽度的影响 .....	30
3.2 煤柱宽度确定方法研究 .....	31
3.2.1 沿空掘巷的最佳位置 .....	31
3.2.2 煤柱宽度确定方法 .....	31
3.2.3 煤柱宽度确定方法比较 .....	31
3.3 煤柱合理宽度的理论计算 .....	32
3.4 沿空掘巷的围岩变形破坏特征 .....	35
3.5 沿空掘巷窄煤柱巷道锚杆支护原理 .....	36
3.6 沿空掘巷窄煤柱巷道锚杆与围岩相互作用机理 .....	38
3.7 沿空掘巷窄煤柱巷道围岩控制理论 .....	38
3.7.1 沿空掘巷窄煤柱巷道支护原理 .....	39
3.7.2 沿空窄煤柱巷道支护的核心问题 .....	40
3.8 本章小结 .....	40
<b>第 4 章 数值模拟研究 .....</b>	<b>42</b>
4.1 FLAC3D 软件简介 .....	42
4.1.1 概述 .....	42
4.1.2 FLAC3D 软件的功能 .....	43
4.1.3 FLAC3D 的应用范围 .....	44
4.1.4 FLAC3D 特点 .....	44
4.2 计算模型 .....	44
4.2.1 主要计算参数 .....	44
4.2.2 荷载 .....	45
4.2.3 模型的选取 .....	45
4.3 数值计算的主要内容 .....	45
4.4 计算结果与分析 .....	46
4.4.1 塑性区计算结果 .....	46
4.4.2 位移分布计算结果 .....	48

4.4.3 应力分布计算结果.....	51
4.4.4 结果分析.....	54
4.5 本章小结.....	55
结论.....	56
参考文献.....	58
致谢.....	61
作者简介.....	62
攻读硕士期间发表的论文和科研成果.....	62

# 第 1 章 绪论

## 1.1 问题的提出

据统计, 全国煤矿矿井回采率仅在 30%左右, 与国外矿井回采率最高为 85%相比, 相差悬殊。矿井开采煤炭损失主要包括工业场地保护煤柱、巷道煤柱、构造保护煤柱等。目前, 留设煤柱保护采准巷道仍是我国许多煤矿采取的主要护巷方法, 国外大多数国家也是如此。煤柱留设对采准巷道的保护起到了关键作用, 但同时也损失了大量的煤炭资源。例如采用综放开采时, 工作面外的煤炭损失占采区总损失的 61%, 而仅区段煤柱的损失量就占到 36.7%, 而且随区段煤柱宽度的增大而增加。

目前, 我国煤矿对于区段间煤柱留设主要有以下几种: 一是留设大煤柱, 煤柱宽度在 30m 以上, 这样在两个区段间的煤柱中存在弹性应力核, 使上下区段的采动互不影响, 该种方式对煤炭资源浪费较严重; 二是留设小煤柱, 煤柱宽度在 10-30m 之间不等, 受地质条件影响, 该种方式容易在煤柱中形成叠加应力区, 煤柱遭到破坏, 起不到护巷作用, 且煤炭损失也较大; 三是无煤柱开采, 即沿空掘巷和沿空留巷两种护巷方式, 该开采技术目前在国内外矿井推荐使用, 最大优点是大幅度提高了采区回采率。

## 1.2 国内外研究现状及动态

### 1.2.1 合理煤柱尺寸国内外研究动态

国内外关于合理区段煤柱尺寸的研究主要是从理论推导、数值模拟、现场实测等方面入手, 并取得了一些初步成果。

国内的一些教科书及专著中基本达成如下共识: 即回采或开掘巷道后煤柱边缘产生应力集中, 煤柱边缘形成塑性区, 靠近采空区侧和巷道侧塑性区宽度分别为  $X_0$  和  $R$ , 而煤柱中部仍处于弹性状态, 形成弹性核, 采动后煤柱保持稳定的基本条件是: “弹性核” 宽度不应小于煤柱高度(采高  $M$ ) 的两倍, 故煤柱宽度  $B \geq X_0 + 2M + R$

国外也有很多种煤柱设计方法, 大都是基于煤矿房柱式开采方形煤柱现场实测及实验室测试的基础上提出的经验公式, 应用于回采巷道煤柱的较少, 总的来说煤柱强度与煤柱宽度、高度及实验室的试样强度有关, 煤柱的合理尺寸则与煤

柱强度以及煤柱载荷有关。

### 1.2.2 厚煤层区段巷道布置发展动态

美国、澳大利亚等世界主要产煤国家，其采煤方法以短壁式开采于 60 年代初引进到了美国，并在 Western 和 Illinois 煤田进行了多年应用，开采煤层厚度在 1.1~4.0m，并取得了优于房柱式开采的成绩。为了追求最大采出率，美国十分注重煤柱尺寸的合理性。同时通过研究分析指出了煤柱的强度受煤柱尺寸、内部结构、围压以及动态荷载的控制。澳大利亚为了防治地表下沉和破坏生态环境，他们也采用留煤柱支撑顶板，与美国不同的是，他们主要运用的是条带开采中留设煤柱。这更需要研究采宽和煤柱之间的比例关系和煤柱的宽度问题。

美国、澳大利亚等先进产煤国家在上山和区段平巷布置中均采用无岩巷全煤巷多巷布置，其中上山一般由 6~8 条煤巷组成，平巷一般由 3~5 条煤巷组成，各煤巷间留设 8~10m 的煤柱。这种布置的最大优点是可以不掘或少掘岩巷，并能充分发挥其煤巷快速掘进和锚杆支护的优势，提高采区的安全可靠性。

我国煤矿巷道布置在 70 年代以前学习前苏联的经验，曾主要采用双巷布置留煤柱护巷系统，但由于当时的巷道支护技术落后，留煤柱护巷困难。80 年代在厚煤层分层开采中提出了内错式和外错式布置区段巷道，取得了较好的现场实施效果。另外在厚煤层综采和综放开采时，将区段巷道沿煤层顶板或底板布置，但是工作面丢三角煤较多，推广效果一般。

### 1.2.3 煤巷支护技术发展动态

国内外矿山巷道支护技术总的来讲经历了从木支架向刚性金属支架、可缩性金属支架，到锚杆支护发展的过程，形成了包括各种料石碛、混凝土碛、喷射混凝土、梁网及桁架锚杆、锚索、锚注、高强度混凝土弧板支架等多种支护形式，其中 U 型可缩性支架和锚杆被公认为是井下支护技术上的两次重大突破。

支护形式也由单一的锚杆支护逐渐发展出有多种组合形式，如：钢拱架支护，U 型钢支护，喷射混凝土支护，锚杆支护，喷锚支护，锚网支护，锚喷网支护和网壳支护，全锚索支护等。

### 1.2.4 沿空掘巷窄煤柱稳定性研究现状

长期以来，留煤柱护巷方式一直是我国煤矿井工开采的主要方式。我国先后在开滦、阳泉、平顶山等矿区的三、四十个工作面进行了沿倾斜方向煤体残余支撑压力的现场观测，取得了大量的观测结果。丰城矿物局坪湖煤矿，在煤层厚度



2.4m、倾角  $20^{\circ}$  的煤体中观测到沿倾斜方向距煤体边缘 3m 范围内的煤体应力较小，应力峰值区大约位于 12~22m 范围内，支撑压力影响的峰值位置距煤体边缘 12m。同时发现，支撑压力峰值随着时间变化向煤体内部转移。淮北杨庄矿的观测结果，从煤体边缘至煤体内部 7m 处为塑性区，其中 0~3.5m 为松弛区；煤体内 7m 以外为弹性区，其中 7~11m 为弹性应力升高区，11m 以外逐步恢复到原始应力区。

从国内外研究发展趋势总体来看，留设煤柱护巷的方式受各种条件限制，主要有两种趋势，一种为宽煤柱方式，目的是为了避开压力峰值，减少对巷道的破坏；另一种为窄煤柱或无煤柱留巷方式，两者在不同条件下都有比较广泛的应用，研究与发展水平也各具特色。

与中厚煤层和厚煤层分层开采一样，综放工作面采放以后，在其相邻的煤体(柱)上和一定范围的冒落区内将形成增压区、减压区、免压区<sup>[1]</sup>。当右边工作面采放后，由于煤层采放厚度大，冒落矸石和剩余浮煤难以充满采空区，老顶下沉并在采空区边缘发生断裂，煤体上的顶板弯曲并以一定角度向采空区倾斜，侧向支撑压力向煤体内转移。在顶板弯曲下沉、支撑压力转移过程中，边缘煤体被破坏，形成一定厚度的破碎区，同时，在煤体边缘一定范围内(一般 0~7m)内形成应力降低区，为沿空掘巷创造了有力条件。

国内外采用多种手段从不同角度研究应力分布和变形与破坏状态是分析煤柱稳定性的重要依据。国内外在这方面做过许多现场观测、试验研究和理论研究。

前苏联乌日洛夫矿观测了距采空区不同距离内开掘的巷道变形。结果表明，采空区边界附近煤体的支撑压力明显影响范围约为 10m，位于支撑压力最大影响带(4~6m)内的巷道产生失稳和较大变形。南非尔岗煤田通过对煤体边缘残余支撑压力的观测，得出最大支撑压力作用在煤体边缘 10m 处。

我国早在上个世纪 70 年代，为配合推广无煤柱护巷技术，先后在开滦、阳泉、平顶山等矿区的三、四十个工作面进行了沿倾斜方向煤体残余支撑压力的现场观测，取得了大量的观测结果。

1985 年，西安科技大学吴绍倩教授在对采场及沿空煤柱矿压规律进行了深入研究，结合实际矿井观测结果，系统的提出了无煤柱开采技术，并将该技术在实际矿井进行了应用和推广。

通过现场观测结果，对于煤体边缘的力学状态可以分为：卸载松散区、塑性强化区、弹性变形区、原始应力区。

在具体的采矿与地质条件下，有些因素影响采空区边缘煤体应力分布和力学特征。文献根据国内 15 个矿区 24 个矿井 27 个工作面的观测统计分析<sup>[2]</sup>，得出主要影响因素有，煤体硬度、直接顶岩性、煤层倾角、煤层采高及开采深度，并得出卸载带宽度  $L_s$ 、塑性带宽度  $L_p$  和影响带宽度  $L_e$  的计算公式。

上世纪 70~80 年代,国内许多院校和科研院所利用相似材料模拟,进行了有关煤体边缘应力分布的实验研究。西安科技大学通过相似材料模拟实验,验证了采深采高、倾角和直接顶等力学参数对沿倾斜支撑压力的影响,并得出最大应力集中系数  $K$  关系式<sup>[3]</sup>。重庆大学采用立体相似模拟,得出煤体边缘支撑压力的近似关系,认为支撑压力峰值距煤体边缘 3~5m,峰值压力集中系数约为 1.5,支撑压力影响范围为 25m<sup>[4]</sup>左右。

理论研究方面,国内许多学者借助弹性力学建立煤体边缘的力学平衡方程,经过必要的简化和假设,以及利用某种强度准则(如摩尔-库伦强度准则)确定塑性区宽度,并获得煤体边缘弹性应力区、塑性应力区应力分布的解析表达式。这些研究普遍存在忽略剪应力等问题,国内有学者对此进行了修正,推出基于极限平衡理论的煤体边缘塑性区内应力、塑性区宽度的关系式<sup>[5,6]</sup>。考虑综放开采条件和倾角因素的影响,谢广祥等也应用弹塑性极限平衡理论,分析得出综放面倾向煤柱支撑压力峰值位置的计算式及分布规律<sup>[7]</sup>。

刘洋在总结大量煤柱研究的基础上研究了煤柱强度和变形规律,煤柱破坏过程以及合理的煤柱宽度留设方法<sup>[8]</sup>。李庆忠对综放面小煤柱护巷进行了分析,研究了综放条件下的窄煤柱的变形破坏机理<sup>[9]</sup>。

## 1.2.5 综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究

### 1.2.5.1 锚杆支护原理及技术研究

综放工作面上、下两巷的支护形式和维护状况直接关系到综放工作面产量、效率、效益、采出率的提高和安全状况的改善。我国过去两巷长期使用金属支架,由于金属支架属于被动支护,支护阻力一般偏低,造成巷道维护困难,安全状况恶化,特别是回采工作面上、下端头和超前支护复杂,严重影响了回采工作面的推进速度,影响了综放生产能力的发挥。近期,我国高强度、超高强度树脂锚固锚杆支护系统和小孔径锚索的试验成功,开创了综放实体煤巷道支护技术的新局面。

国内高地应力巷道一般采用二次支护理论,即巷道支护分两次进行,一次支护在保持巷道稳定的前提下,允许围岩有一定的变形以释放压力;隔一定的时间后实施二次支护,保持巷道的长期稳定。但是,这种理论目前已遇到了极大地挑战,在深部动压影响区、构造应力带、软岩破碎带等地点,采用二次支护后仍出现变形破坏等问题,甚至需要三次、四次支护,巷道周而复始地发生破坏,围岩变形长期得不到有效控制。有关考虑深部巷道围岩变形的流变性、扩容性和冲击性,分析深部巷道锚杆支护的作用,提出的高预应力、强力锚杆支护理论得到普

遍应用<sup>[10-25]</sup>，其要点：

(1)深部巷道围岩变形主要包括两部分：一是结构面离层、滑动、裂隙张开及新裂纹产生等扩容变形，属于不连续变形；二是岩石的弹性变形、峰值强度之前的塑性变形、锚固区整体变形，属于连续变形。由于结构面强度一般比较低，因此掘巷以后，不连续变形先于连续变形。合理的深部巷道支护形式是大幅度提高支护系统初期支护刚度与强度，有效控制围岩不连续变形，保持围岩的完整性，同时支护系统应具有足够的延伸率，允许深部巷道围岩有较大的连续变形，使高应力得以释放。

(2)锚杆支护主用作用在于控制锚固区围岩的离层、滑动、裂隙张开、新裂纹产生等扩容变形与破坏，使围岩处于受压状态，抑制围岩弯曲变形、拉伸与剪切破坏的出现，最大限度地保持锚固区围岩的完整性，减小锚固区围岩强度的降低，使围岩成为承载的主体。在锚固体内形成刚度较大的预应力承载结构，阻止锚固区外岩层产生离层，同时改善围岩深部的应力分布状态。

(3)锚杆预应力及预应力的扩散对支护效果起着决定性作用。根据深部巷道条件确定合理的预应力，并使预应力实现有效扩散是支护设计的关键。单根锚杆预应力的作用范围是很有限的，必须通过托板、钢带和金属网等构件将锚杆预应力扩散到离锚杆更远的围岩中。特别是对于巷道表面，即使施加很小的支护力，也会明显抑制围岩的变形与破坏，保持顶板的完整。护表构件在预应力支护系统中发挥极其重要的作用。

(4)锚杆支护系统存在临界支护刚度，即使锚固区不产生明显离层和拉应力区所需要支护系统提供的刚度。支护系统刚度小于临界支护刚度，围岩将长期处于变形与不稳定状态；相反，支护系统的刚度达到或超过临界支护刚度，围岩变形得到有效抑制，巷道处于长期稳定状态。支护刚度的关键影响因素是锚杆预应力，因此，存在锚杆临界预应力值。当锚杆预应力达到一定数值后，可以有效控制围岩变形与离层，而且锚杆受力变化不大。

(5)锚杆支护对深部巷道围岩的弹性变形、峰值强度之前的塑性变形、锚固区整体变形等连续变形控制作用不明显，要求支护系统应具有足够的延伸率，使围岩的连续变形得以释放。同时，为适应深部巷道围岩的冲击变形，要求锚杆有较高的冲击韧性。

(6)锚索的作用主要有两方面，其一是将锚杆支护形成的预应力承载结构与深部围岩相连，提高预应力承载结构的稳定性，同时充分调动深部围岩的承载能力，使更大范围内的岩体共同承载；其二是锚索施加较大的预紧力，给围岩提供压应力，与锚杆形成的压应力区组合成骨架网状结构，主动支护围岩，保持其完整性。

(7)深部巷道应采用高预应力、强力锚杆组合支护，同时要求支护系统有足够的

延伸量与冲击韧性。应尽量一次支护就能有效控制围岩变形与破坏，避免二次支护和巷道维修。

#### 1.2.5.2 综放沿空掘巷工程实践研究

杨建辉等人<sup>[26]</sup>以峰峰矿区万年矿碎裂结构岩体顶板巷道为例，分析了巷道顶板和两帮的破坏形式及其破坏原因。利用锚杆、锚索联合支护技术解决了巷道支护稳定。

杨淑华等人<sup>[27]</sup>在现场观测和动力学分析的基础上，研究了综放采场支架荷载有时比分层开采大而有时小的力学机理，提出了综放采场的两种典型顶板结构以及它们的静力和动力学特征，对综放支架的设计和选型有实际的指导意义。

康红普<sup>[28]</sup>在分析深部高地应力巷道围岩变形与破坏特征并指出了目前锚杆支护存在问题的基础上，提出了高预应力、强力支理论论与锚杆支护设计准则；通过井下实测数据，分析深部矿井地应力分布特征，介绍了强力锚杆支护系统，包括强力锚杆，强力钢带及强力锚索，完成了井下试验，井下试验表明，高预应力、强力锚杆支护系统能有效控制深部巷道强烈变形，保持围岩稳定。

杨同敏<sup>[29]</sup>等人通过对潞安矿务局王庄矿 4320 综放面留 5m 窄煤柱的锚网支护实践分析认为：①掘进影响期巷道围岩变形量小，累计变形量顶底为 38.06mm，两帮为 32.46mm，最大变形速度顶底为 5.3mm/d，两帮为 1.61mm/d，掘进 50m 后趋于稳定；②回采期间巷道两帮的变形量和变形速度均大于顶底，两帮相对变形量为 758.7mm，最大变形速度为 77.1mm/d；顶底相对变形量为 473.45mm，最大变形速度为 58mm/d。且顶煤下沉量大于底鼓量，占顶底移近量的 77.3%；煤柱帮的变形量大于实体煤帮的变形量，占两帮移近量的 60% 以上；③巷道受采动影响的范围较大，其中两帮为 90~100m，顶底为 60~70m。但巷道受采动剧烈影响范围较小，顶底约为 20~25m，两帮约为 30~40m。

陈学伟<sup>[30]</sup>等人通过对鲍店煤矿 1306 综放窄煤柱沿空掘巷的矿压显现特征进行研究后认为：①工作面超前支撑压力影响范围大，一般为 120~160m，剧烈影响为 50~60m；巷道变形量也大；②巷道矿压显现表现出明显的周期性。一般为 20m 左右；③综放窄煤柱沿空掘巷的合理煤柱宽度为 0~4m，此时煤柱中应力值很小，巷道两帮及顶底板移近量都较小，当煤柱宽度在 4~12m 时，煤柱及实体煤中应力较大，巷道变形量也增大，巷道留设大煤柱的合理尺寸为煤柱宽度大于 16m，从力学的观点看，在现有技术中锚杆加注浆是综放窄煤柱沿空掘巷的最佳支护方式。

甘肃省靖远矿区的大水头煤矿、魏家地煤矿、红会一矿和红会四矿都采用了综放开采沿空掘巷，谢俊文<sup>[31]</sup>等人通过靖煤公司大水头煤矿中 104 工作面实际观测，总结了沿空巷道及工作面在不同时期的矿压显现规律，分析了矿压显现机理

及各类影响因素，得出结论认为：

(1) 在高瓦斯松软破碎煤层条件下，留设 5~7m 护巷小煤柱是较为适宜的，使煤柱体及巷道可靠地处于上区段采动支撑压力的相对降低带内，便于巷道锚网支护施工及各类灾害的防治。若只从矿压角度考虑，7m 的煤柱可进一步减小为 4~5m，这样会使巷道的受力状况更佳。

(2) 上区段相邻巷道的支护方式对沿空巷道的后期维护管理有极其重要的作用，上区段若采用锚网支护等主动支护手段，沿空巷道的变形收缩明显小于钢棚支架等其它支护条件。

(3) 沿空巷道在回采时受到纵、横向支撑压力的迭加作用，因而在回采时的巷道压力远大于掘进施工时期。

(4) 在沿空送巷条件下，远离采场的采空区上方仍存在砌体梁结构的基本顶。这种结构在失稳之前，能有效保护采场；随着工作面推进，当达到足够大的跨度后，顶板将失稳回转，导致沿空巷道出现强烈的来压显现特征。

(5) 沿空送巷施工时既要重视两帮支护的作用，更应重视巷道底角及肩部的锚杆支护作用，提高支护强度。

窄煤柱综放开采技术在我国经过二十多年的发展，取得了一定的成功，目前的研究多集中在采场上覆岩(煤)层的活动规律，如关键层理论和砌体梁理论的提出和优化，而对综放开采巷道上方煤层的支撑压力分布规律及矿压显现规律等的系统研究较少，理论还不够成熟。随着煤矿开采深度逐年增加，深井综放面沿空掘巷窄煤柱受力和破坏规律较复杂，窄煤柱的稳定是沿空巷道围岩稳定性控制的关键，它给沿空巷道的支护带来了新的问题。因此有必要对其进行系统的研究。

### 1.3 研究目的与意义

区段煤柱的留设一直是我国煤矿研究的热点问题之一，包括煤柱自身的稳定性、巷道的稳定性以及二者间的关联性。解决好区段煤柱留设可以保证工作面安全生产、大幅度提高煤炭采出率、加快企业科技进步，所以开展区段煤柱合理留设技术研究项目经济和社会效益显著。

### 1.4 研究内容

(1) 调研国内外区段煤柱宽度确定的理论依据、巷道布置方式、巷道支护形式及相关参数，并分析各自的适用条件。

(2) 针对沿顶和摸底两种巷道的布置形式，模拟研究留设不同宽度煤柱时区段

巷道的稳定性，初步提出适合西山煤电集团实际的合理区段巷道煤柱尺寸；采用数学、弹塑性力学等手段，理论分析研究影响煤柱宽度留设的因素，以期获得煤柱宽度与各个因素之间的理论关系。

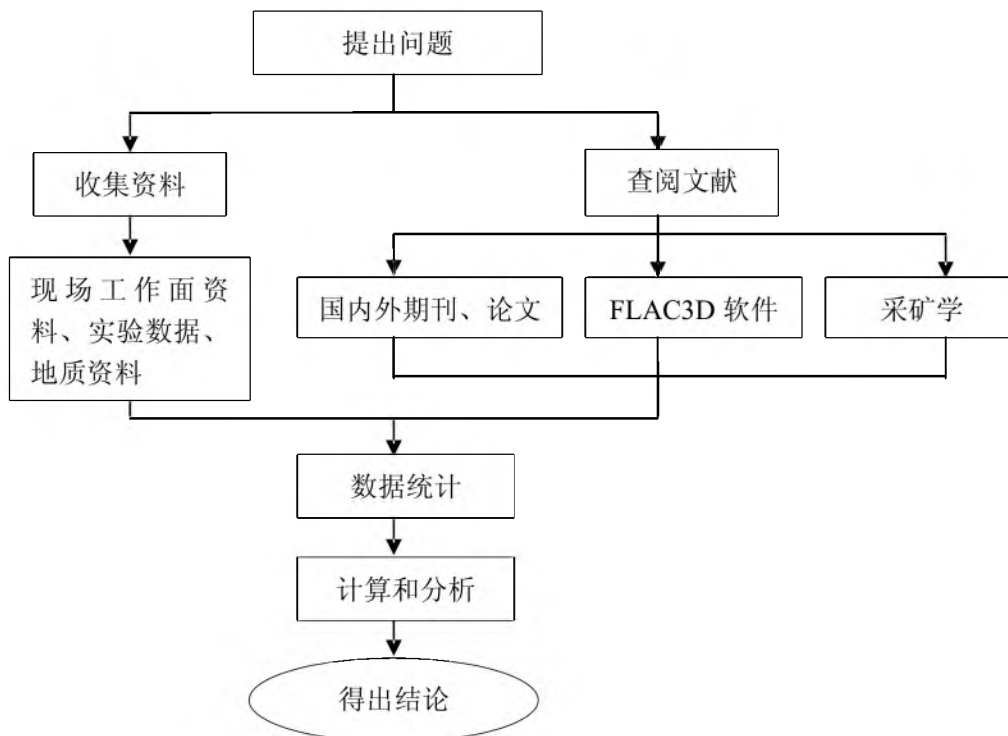
(3)结合现场工业性试验，分析研究留设大煤柱和小煤柱开采时巷道围岩变形破坏规律，观测分析巷道在掘进期间、采动期间的矿压显现特征。

(4)根据现场矿压观测结合理论研究成果，分析掘巷期间和回采期间，巷道沿走向和倾向布置时煤柱内部应力分布规律，确定应力集中位置及大小，确定合理的煤柱宽度。

(5)在确定了煤柱宽度和布置形式的条件下，确定和优化煤巷支护参数，保证巷道回采期间正常使用。

### 1.5 研究方法与技术路线

本文以研究煤柱合理留设为目的，以西山煤电集团西曲矿为实例，建立FLAC3D有限差分模型并进行数值模拟计算。通过对计算结果与实际数据地分析，得到既有一定理论价值又有显著实际意义的结论，具体研究技术路线如图 1-1 所示。



1-1 技术路线

Fig.1-1 Technical rout

## 第2章 不同宽度区段煤柱巷道围岩受力特征及矿压分析

### 2.1 不同宽度区段煤柱巷道围岩边界条件

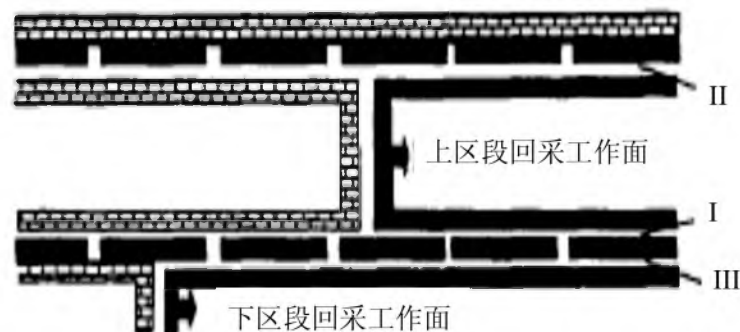
#### 2.1.1 区段煤柱巷道布置方式

区段回采巷道在整个服务期内要受到掘进、回采及时间等因素的影响，且不同阶段两帮煤体所处的几何及力学状态也不尽相同。根据区段回采的准备系统，按照巷道与采空区的相对位置关系，区段巷道可分为三种布置方式，根据这三种布置方式将水平煤层区段巷道的两帮边界条件划分为以下三种类型，见图 2-1。

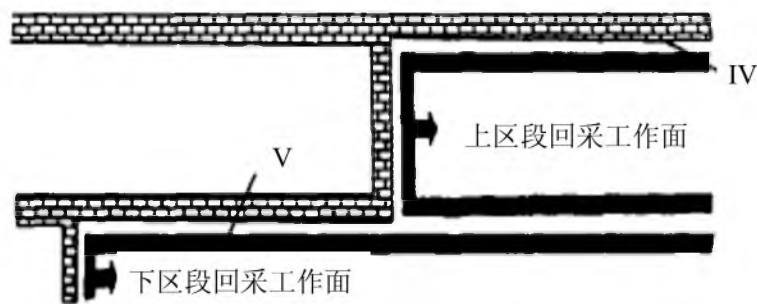
(1)煤体-煤体巷道：位于未经采动的煤体内，巷道两侧均为煤体，称为煤体-煤体巷道(图 2-1a I)。薄煤层、中厚煤层和厚煤层上分层区的区段运输巷一般都属于这种布置方式。

(2)煤体-煤柱巷道：巷道一侧为煤体，另一侧为保护煤柱，如保护煤柱一侧的采面已经完全采完且采动影响已稳定后，掘进的巷道称为煤体-煤柱(采动稳定)巷道(图 2-1a II)；如与保护煤柱一侧的采面区段巷道同时掘出，或在保护煤柱一侧的采面回采过程中，掘进的巷道称为煤体-煤柱(正采动)巷道(图 2-1a III)。

(3)煤体-采空区(或小煤柱)巷道：巷道一侧为煤体另一侧为采空区，如果采空区一侧采动影响稳定后，沿采空区边缘掘进的巷道称为煤体-采空区(或小煤柱)巷道，即岩空掘进巷道(图 2-1b IV)；如果通过加强支护或采用其它有效方法，将相邻区段巷道保留下来，供本区段工作面回采时使用的巷道，称为煤体-无煤柱(沿空留巷)巷道(图 2-1b V)。其中后两种巷道可统称为一侧已采空的巷道。



(a)煤柱护巷



(b)无煤柱护巷

图 2-1 区段巷道布置方式

Fig.2-1 Layout of the section roadway

### 2. 1. 2 关键层理论确定上部边界条件

钱鸣高院士创立的岩层控制中的关键层理论及砌体梁理论为合理确定回采巷道围岩环境特征及其边界条件、正确认识围岩结构特征、深刻揭示回采巷道围岩大变形特征的产生机理、准确把握支护—围岩共同作用规律以及确定合理的围岩控制原则等提供了重要的理论依据。

关键层理论指出，在煤系岩层中，由于成岩时间和成岩矿物成分等不同，使各岩层的厚度及力学性质等方面存在着不同程度的差别。其中一些较为坚硬的大厚度岩层—关键层在采、掘引起的岩层变形和破坏过程中起着主要的控制作用。它们以某种力学结构(板或简化梁等)形式支撑上部岩体的压力，且破裂后所形成的结构形式(如砌体梁等)直接影响着采场矿压显现和岩层移动特征。

依据采场岩层控制中的砌体梁理论，老顶岩层破断后将形成砌体梁结构，该结构由煤壁—支架—采空区已冒落矸石支撑。运用关键层理论分析可知，破断岩块上的载荷可近似为岩块自重以及关键层之间相应区域较弱岩层的重量之和。

回采巷道尤其是一侧已采空的回采巷道其支撑压力分布规律及围岩结构与采场情况极为相似，因此，依据关键层理论及砌体梁理论，将老顶(关键层 1)作为回采巷道围岩的上部边界，边界上的载荷分两种情况确定：对于实体煤层中的巷道，上部边界上的载荷可近似为原岩应力；对于一侧已采空、老顶已断裂并形成砌体梁结构的巷道，上部边界上的载荷可近似为砌体梁自重以及关键层 1 与关键层 2 之间相应区域较弱岩层的重量之和。

实体煤层中的巷道边界条件可确定为：距离两帮煤壁 3~5 倍巷宽处为左、右边界，水平方向的边界条件为零位移约束；煤层下层面为底边界，铅垂方向的边界条件为零位移约束；老顶上层面上边界，边界条件为法向均布挤压载荷，载荷大小近似等于原岩应力。



## 2.2 不同宽度区段煤柱巷道围岩结构特征

### 2.2.1 巷道围岩赋存特征

围岩结构特征决定着回采巷道的矿压显现特征，而围岩的赋存特征即几何、力学特征决定着围岩的结构特征。

回采巷道不同层位的围岩力学特征，如极限强度、变形模量等相差很大，但随着应力状态的不同所表现出的强度特征及变形状态的宏观变化规律具有很强的一致性。依据库伦-摩尔强度大于单轴抗压强度和格里菲斯强度理论不难得出以下结论：回采巷道围岩的三轴抗压强度大于单轴抗压强度，单轴抗压强度大于纯剪强度，压剪强度大于纯剪强度，纯剪强度大于抗拉强度，即受力状态的不同，将使围岩表现出不同的强度特征。因此，控制围岩巷道所处的应力状态，使其较高的抗压强度得以充分发挥，是岩体工程稳定性控制的关键之一。

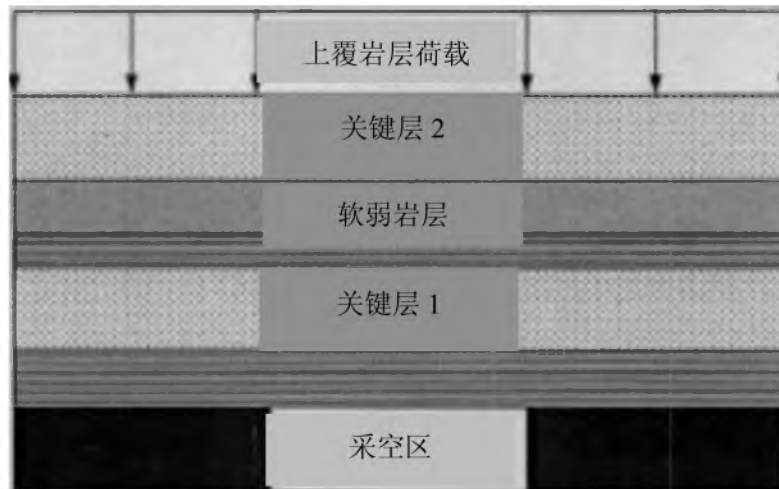


图 2-2 煤系岩层覆存特征

Fig.2-2 The coal rock stratum existence character

在煤系岩层中，由于成岩时间和成岩矿物成分等的不同，使各岩层在几何特征及力学特征等方面存在着不同程度的差别，如图 2-2 所示。同时，由于采动影响使各岩层所处的支撑状态(悬露状态及受约束状态等)不同，从而使回采巷道不同位置的围岩处于不同的应力状态，并表现出不同的力学行为效应。煤层直接顶板通常为泥岩、泥质页岩、砂质页岩及砂岩等，分层厚度小，强度及刚度低，在采动影响下易发生破碎，一旦悬露则易发生不规则冒落；老顶岩层通常为砂岩、石灰岩等，一般具有厚度大、强度及刚度高等特征，在采动影响下不易破碎成小尺度块体，而是破断为较大尺寸的块体，悬露之后可能形成砌体梁式的平衡结构，结构失稳后则呈现为规则垮落状态。煤层的强度及刚度通常都较低，在采动影响下

易发生压裂破坏、压剪破坏以及混合型破坏，从而在煤体表面区域形成破碎区。可见，由于自身几何力学特征差异以及采动后所形成的约束条件的不同，回采巷道不同部位的围岩将呈现出不同的变形、破坏状态，从而形成复杂的围岩结构特征形式。因此，为了正确掌握回采巷道的矿压特征，应系统分析围岩的结构特征。

## 2.2.2 不同区段煤柱巷道围岩结构特征

### 2.2.2.1 煤体—煤体巷道

巷道两帮均为未采动煤层时，由于岩层中被开挖的部分很小，故被扰动的巷道围岩范围也较小。围岩矿压特征主要受掘进影响及采动的超前影响，这两种影响在围岩中产生的力学效应均可近似认为具有对称性。通常，围岩的破坏区域也具有对称性，且一般不会波及到老顶岩层。

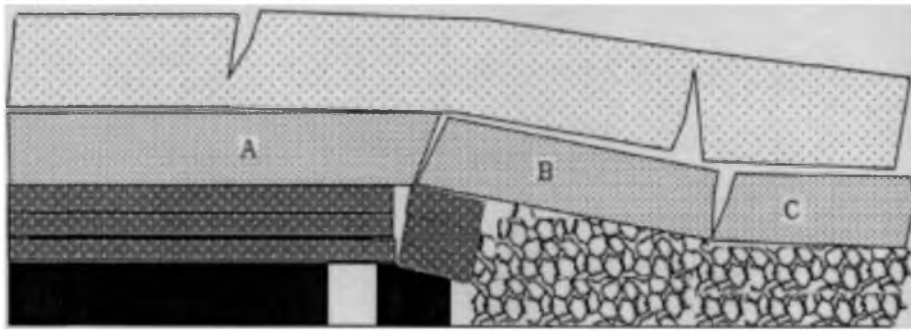
### 2.2.2.2 一侧已采空的巷道围岩结构特征

由于采空区边界区域所对应的顶板岩层的岩性及支撑条件的不同，在因悬伸而产生的弯曲变形过程中，各岩层的下沉量会有所不同，从而导致分层间的部分离层现象，因而层间作用仅限于支撑端部分，且作用力大小随到煤壁距离的减小呈逐渐增大的趋势。又因各岩层相对独立的弯曲变形，故层间会产生相对错动或相对错动趋势，从而导致层间滑动阻力的产生。层间滑动阻力的大小取决于层间摩擦系数、层间法向作用力及层间粘结力的大小。因此可以确定，岩层悬臂段所受的作用力包括 4 部分，即岩层自重、上部岩层所施加的法向作用力、与法向作用力相对应的摩擦力以及层间粘结阻力。

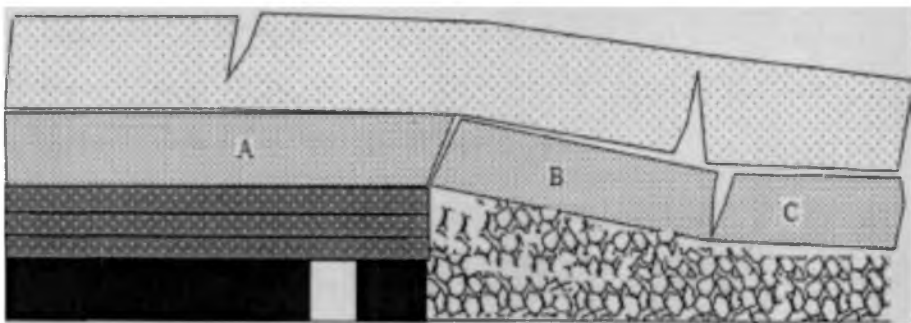
老顶岩层的断裂位置决定着采空侧顶板岩层的结构特征，从而决定着巷道围岩的矿压特征。依据以上关于层状岩层的断裂特征分析，老顶岩层断裂位置可概括为两种情况(见图 2-3)：①图中 2-3a 为断裂位置处于煤壁之内上方；②2-3b 为断裂位置处于煤壁之内即采空区的上方。与之相对应，其结构特征也可分两种情况来考虑，当老顶于煤壁内断裂时，断块的悬臂部分(位于采空区上方的部分)的长度大多会远远大于夹持部分(位于煤体上方的部分)的长度。

根据老顶岩块的破断特征及其支撑条件可知，图中岩块 B 的回转具有给定变形特征，即 B 岩块回转到尾端触矸并压实后才会停止。当老顶岩层于煤壁之内断裂时，岩块 B 的回转将对煤体边缘部分的受力、变形状况产生很大的影响；当老顶岩层与煤壁之外断裂时，岩块 B 的回转不会对煤体产生明显的直接影响，但此时所形成的砌体梁结构将会使老顶支撑压力的峰值区更靠近煤体边缘。

#### (1)煤体—煤柱巷道



(a) 老顶断裂位置处于煤壁之内



(b) 老顶断裂位置处于煤壁之外

图 2-3 一侧采空巷道上覆岩层结构特征

Fig.2-3 The overlying strata character of entry that has been mined one side

煤体—煤柱巷道是一种极为典型的回采巷道，如图 2.3 所示，图中(a)老顶断裂位置处于煤壁之内；(b)老顶断裂位置处于煤壁之外。根据采掘关系的不同，可将其分为采掘前和采后掘进两种基本类型。采前掘进是指上区段回采前即为本区段掘出的巷道，采后掘进是指上区段采动影响稳定后为本区段掘出的巷道。

两种类型煤体—煤柱巷道的围岩结构具有基本相同的最终形态，但两者的围岩尤其是巷道支护所经历的载荷变化及变形状况等有着本质的区别：采后掘巷时破断岩块的回转已经发生，采动后新的应力状态已经形成，围岩及支护物的稳定情况将主要受本工作面的采动影响；采前掘巷，其围岩及支护将要经历上区段采动引起的破断岩块的整个回转过程以及应力的重新分布过程，因此在巷道的服务期内围岩及支架的变形和受力状态的变化特征都更为复杂。

煤体—煤柱巷道的围岩破坏状况与煤柱大小密切相关：当煤柱大到足以使其保持一定的弹性核时，巷道围岩的破碎区将不与采空区连通，其状况接近于煤体—煤体巷道；反之，当煤柱中不存在弹性核时，巷道围岩的破碎区将与采空区连通，形成喇叭形破碎区。

## (2)煤体—采空区(留小煤柱)巷道

煤体—采空区(留小煤柱)巷道即岩空巷道,是无煤柱护巷的主要形式,如图2-3所示。依据采掘关系可分为沿空掘巷和沿空留巷两种基本类型。与两种类型的煤体—煤柱巷道的状况相似,两种类型沿空巷道的围岩结构也具有基本相同的最终形态但两者的围岩及支护所经历的载荷变化及变形过程有着更为明显的区别。

## 2.3 回采巷道矿压显现特点

### 2.3.1 受采动影响巷道的围岩变形

#### 2.3.1.1 巷道围岩变形量的构成

巷道围岩变形量包括巷道顶板下沉量、底板鼓起量、巷帮移近量、深部围岩移近量以及巷道剩余断面积等。巷道顶底板移近量是指巷道中心线高度减少值,两帮移近量是指巷道沿腰线水平的减少值。巷道围岩变形量主要由掘进引起的变形,回采引起的变形以及采掘影响趋向稳定后的围岩流变组成。由于开采深度、围岩力学性质和结构以及支护等巷道边界条件不同,巷道围岩变形量和变形速度有很大差异。

#### 2.3.1.2 巷道围岩变形一般规律

采准巷道从开掘到报废,经历采动造成的围岩应力重新分布过程,围岩变形会持续增长和变化。以受到相邻区段回采影响的工作面回风巷为例,围岩变形要经历5个阶段。

##### (1)巷道掘进影响阶段

煤体内开掘巷道后,巷道围岩出现应力集中,在形成塑性区的过程中,围岩向巷道空间显著位移。随着巷道掘出时间的延长,围岩变形速度逐渐衰减,趋向缓和。巷道的围岩变形量主要取决于巷道埋藏深度和围岩性质。

##### (2)掘进影响稳定阶段

掘巷引起的围岩应力重新分布趋于稳定,由于煤岩一般具有流变性,围岩变形还会随时间而缓慢增长,但其变形速度比掘巷初期要小得多。巷道的围岩变形速度仍取决于埋藏深度和围岩性质。

##### (3)采动影响阶段

巷道受上区段工作面的回采影响后,在回采引起的超前移动支撑压力作用下,巷道围岩应力再次重新分布,塑性区显著扩大,围岩变形急剧增长。在工作面后方附近,由巷道上方和采空区一侧顶板弯曲下沉和显著运动使得支撑压力和巷道围岩变形速度都达到最大值。远离工作面后方,巷道围岩变形速度逐渐衰减。巷道围岩性质、护巷煤柱宽度或巷旁支护方式、工作面顶板岩层结构对该时期围岩

变形量影响最大。

#### (4)采动影响稳定阶段

回采引起的应力重新分布趋向稳定后，巷道围岩变形速度再一次显著降低，但仍然高于掘进影响稳定阶段时变形速度，围岩变形量按流变规律不断缓慢地增长。

#### (5)二次采动影响阶段

巷道受本区段回采工作面的回采影响时，由于上区段残余支撑压力，本区段工作面超前支撑压力相互叠加，巷道围岩应力急剧增高，引起围岩应力又一次重新分布，塑性区进一步扩大、应力的反复扰动使围岩变形比仅受一次采动影响时更加强烈。

## 2.4 受采动影响实体煤巷道围岩受力分析

### 2.4.1 原岩体内掘进巷道引起的围岩应力

未经采动的岩体，在巷道开掘以前通常处于弹性变形状态，岩体的原始铅直应力  $P$  等于上部覆盖岩层的重量  $\gamma H$ 。巷道开掘后原岩应力重新分布，一般将巷道两侧改变后的切向应力增高部分称为支撑压力。随着应力重新分布，巷道围岩内出现应力集中，一般认为巷道两侧的应力集中系数为  $2\sim 3$ 。对于  $b/a=1/2$  的椭圆形孔，则可能达到  $4\sim 5$  甚至更大。这样，在巷道两侧周边的围岩上就将承受  $(2\sim 3)\sigma_1$  或者  $(4\sim 5)\sigma_1$  的铅直压应力。由于处于周边的岩块倾向应力为零，为单向压缩状态。随着向深部发展，岩块逐渐变为三向应力状态。

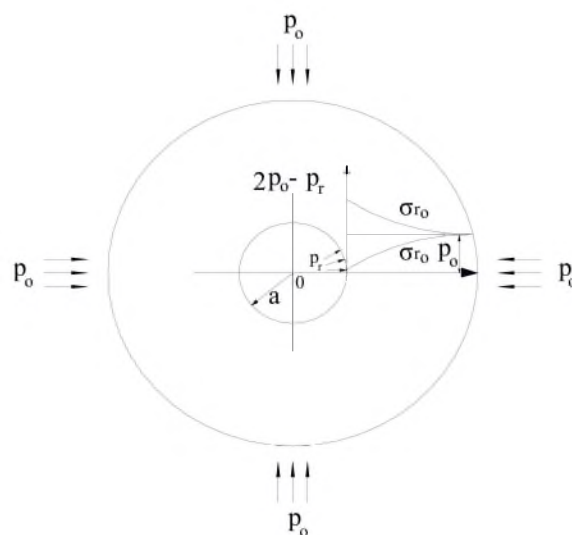


图 2-4 圆形巷道围岩弹性变形应力分布

Fig.2-4 The wall rock elastic distortion area and stress distributing of circle entry

如果围岩应力大于两侧岩体强度，巷道围岩在此压力下就会破坏，产生塑性变形，从巷道周边向围岩深处扩展到一定范围，出现塑性变形区，为弹塑性介质。随着向岩体深部发展，岩块的抗压强度逐渐增加，直到某一半径  $R$  处围岩应力小于岩体强度，岩块又处于弹性状态，此时围岩应力可用弹性力学方法按平面应变问题计算。双向等压原岩应力场内圆形巷道围岩应力分布如图 2-4 所示。这样，半径  $R$  范围内的岩体就处于极限平衡状态，即此范围内岩块所处的应力圆与其强度包络线相切。这个范围称为极限平衡区。运用极限平衡理论，巷道围岩应力分布如图 2-5 所示。在塑性内圈(A)围岩强度明显削弱，低于原始应力  $\gamma H$ ，围岩发生破裂和位移称为破裂区，也叫卸载和应力降低区。塑性区外圈(B)的应力高于原始应力，它与弹性区内应力增高部分均为承载区，也称应力增高区再向围岩深部即为处于稳定状态的原始应力区。

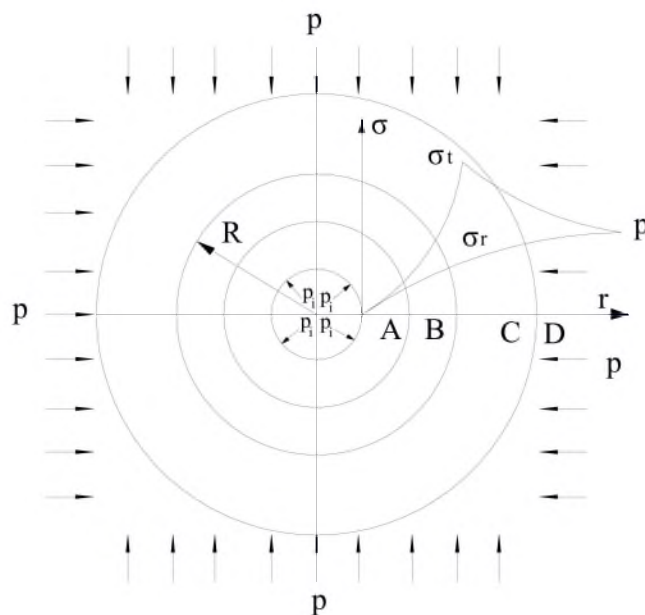


图 2-5 圆形巷道围岩塑性变形区及应力分布

Fig.2-5 The wall rock plastic distortion area and stress distribution of circle entry

注：图中  $P$ —原始应力； $\sigma_t$ —切向应力； $\sigma_r$ —径向应力； $P_i$ —支护阻力；

$a$ —巷道半径； $R$ —塑性区半径；A—破裂区；B—塑性区；C—弹性区；D—原始应力区

### (1)巷道围岩处于弹性状态受力分析

当巷道围岩中的最大应力小于其弹性极限时，围岩将处于弹性状态，此时可用弹性力学的基本理论对其力学行为进行分析。圆形巷道可作为轴对称问题考虑，因此，可用弹性理论基本解法求解，得出围岩中的应力分布规律如图 2-6 所示。

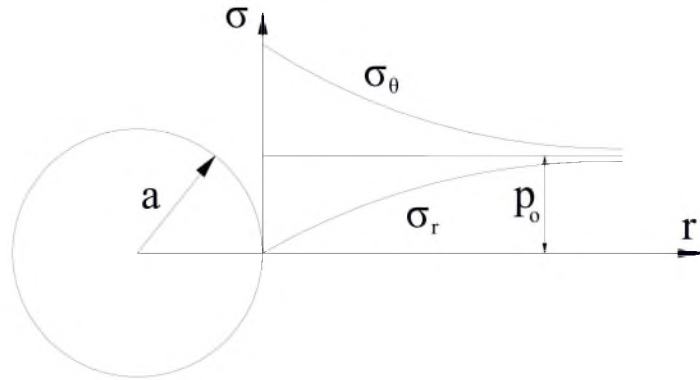


图 2-6 巷道围岩弹性应力分布

Fig.2-6 The wall rock elastic stress distribution of entry

根据应力及位移轴对称问题的应力、位移计算公式与边界条件计算得到

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= p_0 \frac{r^2 - a^2}{r^2} \\ \sigma_\theta &= p_0 \frac{r^2 + a^2}{r^2} \end{aligned} \right\} \quad (2-1)$$

式中， $\sigma_r$ —径向应力；

$\sigma_\theta$ —切向应力；

$p_0$ —原岩应力；

$r$ —径向坐标；

$a$ —巷道半径。

从上式中可以看出，围岩中径向应力小于原岩应力，而切向应力则因发生应力集中而大于原岩应力。在巷道周边，切向应力取得最大值，达到原岩应力的 2 倍。因巷道的存在而使围岩中产生的径向及切向应力的变化  $\Delta\sigma_r$  和  $\Delta\sigma_\theta$  分别为：

$$\left. \begin{aligned} \Delta\sigma_r &= -p_0 \frac{a^2}{r^2} \\ \Delta\sigma_\theta &= p_0 \frac{a^2}{r^2} \end{aligned} \right\} \quad (2-2)$$

此时，由于围岩处于弹性状态，其应力、应变状态处于可逆变化阶段，所以，从理论上讲，若采取适当措施可使其中的应力、应变恢复到原岩应力、应变状态，但必须给巷道提供  $p = p_0$  的径向支护力。

由于具有轴对称性，故围岩各点切线方向的位移为 0，而径向位移为：

$$u_r = \frac{1+\mu}{E} \left[ \frac{a^2}{r} + (1+\mu)r \right] p_0 \quad (2-3)$$

若不考虑原岩应力状态时已经存在的位移，即只考虑因巷道的开挖而产生的应力变化所带来的变形，则巷道围岩的径向位移为：

$$\Delta u_r = \frac{1+\mu}{E} \frac{a^2}{r} p_0 \quad (2-4)$$

不难看出，应力重新分布引起的最大位移发生在巷道周边。若取  $a = 2m$ ， $E = 500Mpa$ ， $\mu = 0.25$ ， $p_0 = 20Mpa$ ，则巷道的最大位移为：

$$\Delta u_r = \frac{1+\mu}{E} \frac{a^2}{r} p_0 \approx 0.01m \quad (2-5)$$

巷道断面的收缩量约为  $0.12m^2$ ，约占巷道总面积的 1%。可见，在弹性状态下，巷道围岩的变形量是较小的，一般不会因断面的减小而危及到巷道的正常使用，更不会造成围岩垮落等失稳现象的发生。

#### (2) 巷道处于弹塑性变形状态受力分析

当巷道围岩中出现一定大小的塑性区，而其变形又未明显超出岩石的破坏极限时，该区围岩的应力将近似等于岩石的极限强度，此时可用弹塑性极限平衡分析理论对其应力、位移分布规律进行研究，即：将该塑性区的应力状态全部近似为极限应力状态，弹塑性分析结果如图 2-7 所示。

由此时的静力平衡方程，根据极限平衡条件及边界条件得到在各向等压条件下，圆形巷道塑性区半径  $R$  和周边位移  $u$  的计算式

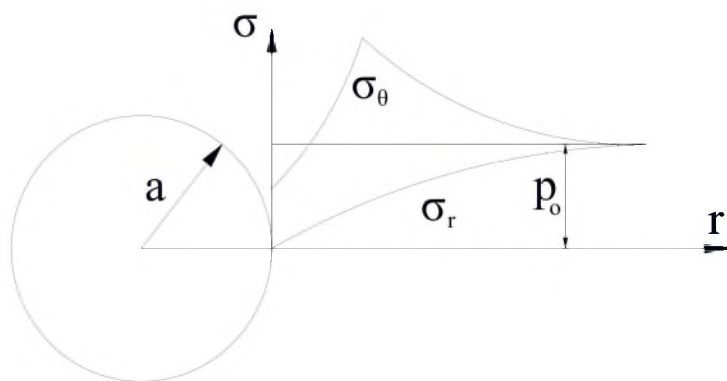


图 2-7 巷道围岩弹塑性应力分布

Fig.2-7 The wall rock elastic-plasticity stress distributing of entry



$$R=r_0 \left[ \frac{(p+C \cdot \cot \varphi)(1-\sin \varphi)}{p_i+C \cot \varphi} \right]^{\frac{1-\sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (2-6)$$

$$u_r = \frac{1+u}{E} \sin \varphi (p_0 + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi) \frac{R_p^2}{r} \quad (2-7)$$

式中， $p$ —原岩应力；

$p_i$ —支护阻力；

$r_0$ —围岩巷道半径；

$\varphi$ —围岩的内摩擦角；

$C$ —围岩的剪切弹性参数。

由上两式可知，巷道的稳定性和周边位移主要取决于岩层原岩应力，反映岩石强度性质的内摩擦角和粘聚力等它们之间的关系为：

(1)巷道的周边位移随巷道所在位置原岩应力的增大，呈指数函数关系迅速增长；指数的大小取决于 $\varphi$ 的变化， $\varphi$ 值越小，指数越大， $u$ 值增长愈迅速。

(2)巷道的塑性区半径 $R$ 和周边位移 $u$ 随内摩擦角 $\varphi$ 和粘聚力 $C$ 的减小，即围岩强度降低，显著增大。

### (3)破坏情况分析

无支护条件下，当巷道围岩所受应力小于其弹性极限强度时，将处于弹性变形状态；当巷道围岩所受应力达到强度值时，巷道周边将出现塑性变形区，塑性区较小时，围岩变形将保持连续介质的小变形特征而不会发生明显的破坏现象，而当塑性区太大时，巷道周边围岩变形将会超出其极限而发生强度破坏，而且，由于此种条件下，巷道周边围岩处于双向受压状态，故发生强度破坏后围岩的承载能力将完全丧失，继而发生垮塌、冒落等工程失稳现象，并因此而丧失对其深部围岩径向变形的约束作用，使深部围岩也由此由三向受压状态转化为双向受压状态，继而发生同样机理的破坏与失稳现象，如此连锁反应直至巷道空间被破碎岩石完全充填，深部未破坏围岩得到足够的径向约束作用而形成的三向受压条件下的平衡为止。

可见，无支护圆形巷道保持稳定(即处于自稳)状态的条件就是巷道周边围岩中的最大主应力小于其单向抗压强度。否则，必须采取适当的支护或加固措施，改变围岩的受力状态或改变围岩的强度参数才能保持巷道的稳定性。而对于非圆形巷道来讲，由于围岩中将会因发生弯曲变形等现象而出现拉应力，因此，在防止因受压而失稳的同时还应考虑到拉应力可能造成的破坏失稳现象的发生。

## 2.5 煤体—煤柱巷道围岩受力分析

煤体—煤柱回采巷道又称为一侧采空巷道，根据保护煤柱的大小，可将其分为 3 种情况：(1)保护煤柱较宽大，在采动强烈影响之下仍存在弹性核；经分析研究，这种情况的矿压显现规律特征接近于煤体—煤体巷道；(2)煤柱较窄小，使老顶断裂位置处于巷道或巷道里帮上方，分析研究，这种情况的矿压特征接近于煤体—小煤柱巷道，又分为沿空掘巷和沿空留巷两种情况；(3)煤柱大小介于上述两者之间，老顶断裂位置又处于煤柱宽度范围内，这种情况下的实体煤帮与煤体—煤体巷道的情况相似，但煤柱周围的情况具有特殊性，所以以下仅对第三种情况下的煤柱矿压特征进行分析。

### 2.5.1 煤柱中的支撑压力分布特征

由于煤柱大小介于沿空煤柱与大煤柱之间，而老顶破断位置在煤柱上方，此时老顶破断岩块处于煤壁内部分较大，当工作面推过后，老顶断裂后在上下两侧岩块的夹持作用下不能马上回转下沉。此时老顶岩块成悬臂梁状态，煤柱外侧边缘由于老顶悬臂梁的作用，产生应力集中，因此，可根据土力学计算应力集中在煤柱中产生的附加应力及塑性区开展范围。

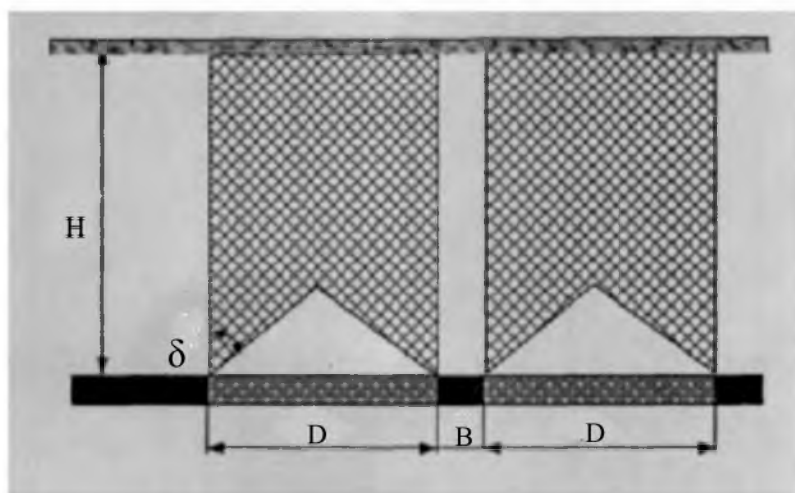


图 2-8 煤柱载荷示意图

Fig.2-8 Loading weight of coal pillar

首先要确定上覆岩层在煤柱边缘产生的平均应力  $p$ ，目前国内外研究都认为，护巷煤柱上的荷载，是由煤柱上覆岩层重量及煤柱一侧或两侧采空区暴露岩层转移到煤柱上的部分重量所引起的。因此，如图 2.8 所示，一单位长度上的总荷载为：

$$p = \left[ (B + D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] \gamma \quad (2-8)$$

式中,  $B$ —煤柱宽度,  $\text{m}$ ;

$D$ —采空区宽度,  $\text{m}$ ;

$H$ —巷道埋深,  $\text{m}$ ;

$\delta$ —采空区上覆岩层垮落角;

$\gamma$ —煤柱上覆岩层平均容重,  $\text{kN}/\text{m}^3$ 。

但是煤柱上覆荷载并不是平均施加到煤柱上的, 根据土力学中关于临界荷载计算公式, 可由附加应力公式计算在上覆荷载作用下, 产生在煤柱内部的附加大小主应力:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1' &= \frac{p}{\pi} (2\beta \pm \sin 2\beta) \\ \sigma_3' &= \left[ (B + D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta \pm \sin 2\beta) \gamma / \pi \end{aligned} \right\} \quad (2-9)$$

式中,  $\sigma_1'$ ,  $\sigma_3'$ —分别为附加大小主应力;

$p$ —上覆岩层荷载;

$2\beta$ —计算点至均布荷载边缘的视角;

$B$ —条形均布荷载的宽度。

另外还要加上计算点以上煤层自重引起的应力

$$\sigma_1'' = \gamma Z, \quad \sigma_3'' = K_0 \gamma Z \quad (2-10)$$

式中,  $\sigma_1''$ ,  $\sigma_3''$ —煤柱中某点以上自重应力;

$K_0$ —静止侧压力系数;

$Z$ —计算点至顶板的距离,  $\text{m}$ 。

计算点的应力应该由上述两部分叠加而成, 但是自重应力主应力方向为竖直和水平方向, 为了使后面推导计算公式不太复杂, 简化假定  $K_0 = 1$ , 这样自重作用下的大小主应力相等, 相当于静水应力状态, 主应力与方向无关, 总的主应力就可以按照代数和叠加。

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 &= \gamma Z + \frac{P}{\pi}(2\beta \pm \sin 2\beta) \\ \sigma_3 &= \gamma Z + \left[ (B+D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta \pm \sin 2\beta) \gamma / \pi \end{aligned} \right\} \quad (2-11)$$

当计算点的应力达到极限平衡条件时，该点的应力应满足强度条件。大小主应力之间的关系为

$$\sin \varphi = \frac{\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)}{\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \quad (2-12)$$

将大小主应力公式带入上式，即得

$$\sin \varphi = \frac{\frac{P}{\pi} \sin 2\beta}{\gamma Z + \frac{P}{\pi} 2\beta + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \quad (2-13)$$

整理后得

$$\begin{aligned} Z &= \frac{P}{\pi \gamma} \left[ \frac{\sin 2\beta}{\sin \varphi} - 2\beta \right] - \frac{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{\gamma} \\ &= \frac{\left[ (B+D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right]}{\pi} \left( \frac{\sin 2\beta}{\sin \varphi} - 2\beta \right) - \frac{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{\gamma} \end{aligned} \quad (2-14)$$

公式中  $Z$  为塑性区深度，当煤柱宽度( $B$ )，采空区宽度( $D$ )，埋置深度( $H$ )，岩层跨落角  $\delta$ ，以及煤层的强度指标( $\gamma$ ,  $\varphi$ ,  $c$ )等为已知时就可以利用公式(2.14)根据煤柱内不同点的  $\beta$  值计算出相应塑性区的深度，把一系列的点(由  $2\beta$  及相应的  $Z$  值决定其位置)连起来，即为煤柱内塑性区开展理论计算区域的轮廓线。通过在给定不同条件下的试验计算，得出以下结论：

(1)煤柱中塑性区的开展首先由煤柱上部及两侧开展，塑性区区域呈一个倒置的“凹”字形，因此护巷煤柱两侧煤体最容易破坏，尤其是上区段采空区侧，受到两个工作面回采扰动时很难保持稳定状态。当煤柱宽度合适时，塑性区的开展在煤柱内部不能够形成连通区域，存在一定宽度的弹性核部分，使煤柱的护巷效果提高。

(2)煤柱中塑性区的开展与采空区宽度及埋置深度关系不大，由此说明，在采高及其它回采条件一定时，对煤柱变形破坏产生影响的上覆岩层范围是有限的，可以控制的，煤柱的变形与破坏受本身宽度及强度影响较大，理论上煤柱宽度越

大强度越高，其塑性区的开展范围就越小，护巷效果就越好。不过通过分析可知，煤柱宽度并非越大越好，当煤柱宽度达到一定宽度时，将使巷道处于侧向支撑压力高峰区内，从而使巷道围岩更容易变形破坏，为了更好的理解塑性区轮廓线的物理意义，可参考强度公式作进一步解释：就是在塑性区轮廓线上，每一点的应力状态符合于极限平衡状态，在塑性区范围以外的任意点，其应力状态为

$$\sin \varphi > \frac{\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)}{\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \quad (2-15)$$

按理论计算的土中最大剪应力小于土的抗剪强度，在塑性区范围以内，则为：

$$\sin \varphi < \frac{\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)}{\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + c \cdot \operatorname{ctg} \varphi} \quad (2-16)$$

即按理论计算的土中最大剪应力大于土的抗剪强度。

通过上述分析，就可以根据塑性区开展的最大深度  $Z_{\max}$  提出承载力计算公式，就是临界荷载公式。

为了确定塑性区开展最大深度  $Z_{\max}$ ，可以求公式(2-14)对于视角一半  $\beta$  的导数，并令导数为零，即

$$\frac{dZ}{d\beta} = \frac{p}{\pi\gamma} \left[ \frac{2 \cos 2\beta}{\sin \varphi} - 2 \right] = 0 \quad (2-17)$$

由此得

$$\cos 2\beta = \sin \varphi \text{ 或 } 2\beta = \frac{\pi}{2} - \varphi$$

把上式代入原式(2.14)，即得煤柱中塑性区开展深度的计算公式：

$$\begin{aligned} Z_{\max} &= \frac{p}{\pi\gamma} \left[ \operatorname{ctg} \varphi - \left( \frac{\pi}{2} - \varphi \right) \right] - \frac{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{\gamma} \\ &= \frac{\left[ (B+D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] \left[ \operatorname{ctg} \varphi - \left( \frac{\pi}{2} - \varphi \right) \right]}{\pi} - \frac{c \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{\gamma} \end{aligned} \quad (2-18)$$

## 2.5.2 煤柱的变形特征

老顶破断位置决定着其回转运动对巷道围岩矿压特征的影响程度。根据上述有关煤柱的大小假定，老顶回转仅决定煤柱外侧的变形，而对煤柱内侧变形无明

显的直接影响。

煤柱在巷道一侧的水平位移情况与实体煤帮破碎区的位移情况相近，但由于深部约束条件的不同(煤体深部可近似为刚性约束，但煤柱为非刚性约束，可向采空侧发生微小位移)，故在同等破碎程度及同等支护条件下煤帮的水平位移可能稍大于煤柱帮的水平位移。

老顶在煤壁外断裂时的回采巷道矿压特征与老顶在煤壁内断裂时相比，除煤柱外侧变形量及破碎程度较小之外无重大区别。

## 2.6 煤体—小煤柱巷道围岩受力

煤柱—小煤柱巷道分为沿空掘巷和沿空留巷，煤柱较窄小，使老顶断裂位置处于巷道或巷道里帮上方，又分为沿空掘巷和沿空留巷两种情况，这里主要分析沿空掘巷小煤柱上应力分布。

### 2.6.1 煤体—小煤柱巷道围岩变形

(1)老顶断裂形态：煤体—煤柱巷道是破坏原因简析一种极为典型的回采巷道如图 2-3 所示，图中(a)老顶断裂位置处于煤壁之内；(b)老顶断裂位置处于煤壁之外。根据采掘关系的不同，可将其分为采前掘进和采后掘进两种基本类型。采前掘进是指上区段回采前即为本区段掘出的巷道，采后掘进是指上区段采动影响稳定后，为本区段掘出的巷道。

两种类型煤体—煤柱巷道的围岩结构具有基本相同的最终形态，但两者的围岩尤其是巷道支护所经历的载荷变化及变形状况等有着本质的区别：采后掘进时破断岩块的回转已经发生，采动后新的应力状态已经形成，围岩及支护物的稳定情况将主要受本工作面的采动影响；采前掘巷，其围岩及支护将要经历上区段采动引起的破断岩块的整个回转过程以及应力的重新分布过程，因此在巷道的服务期内围岩及支架的变形和受力状态的变化特征都更为复杂。

煤体—煤柱巷道的围岩破坏状况与煤柱大小密切相关：当煤柱大到足以使其中保持一定的弹性核时，巷道围岩的破碎区将不与采空区连通，其状况接近于煤体—煤体巷道；反之，当煤柱中不存在弹性核时，巷道围岩的破碎区将与采空区连通，形成喇叭形破碎区。

(2)变形破坏原因：首先说明沿空掘巷大结构的概念，根据关键层理论是指巷道较大范围的围岩结构，包括顶煤、直接顶、老顶和作用在老顶上的荷载岩层。综放巷道掘进期间上覆岩层结构平面及剖面如图 2-3 所示。

从图中可以看出，当上区段回采时，随着工作面的不断往前推进，在其侧向

与下工作面连接处，老顶发生破断，形成弧三角形板 B，岩块 B 的一段回转后在采空区触矸，另一段在下区段煤壁处断裂。岩块 B 虽有一定的回转下沉，但它与岩块 C、岩体 A 互相咬合，形成铰接连接结构。

在上覆岩层大结构中对综放沿空掘巷稳定性影响最大的是老顶的弧三角形块 B，称为关键岩块。岩块 B 的稳定性服从 S—R(Sliding—Rotation) 稳定性原理。

(1) 滑落稳定条件(S 条件)

$$h + h_1 \leq \frac{\sigma_c}{30\rho g} \left( \tan\varphi + \frac{3}{4}\sin\theta_1 \right)^2 \quad (2-19)$$

式中， $h$ —承载层厚度；

$h_1$ —承载层所负载岩层厚度；

$\sigma_c$ —承载层的抗压强度；

$\rho g$ —岩体的体积力；

$\theta_1$ —砌体梁中暴露岩块断裂后的回转角；

$\tan\varphi$ —岩块间的摩擦因数。

(2) 回转变形稳定条件(R 条件)

$$h + h_1 \leq \frac{0.15\sigma_c}{\rho g} \left( i^2 - \frac{3}{2}i\sin\theta_1 + \frac{1}{2} \right) \quad (2-20)$$

岩块 B 在下区段煤壁里面的断裂位置，主要取决于顶煤和直接顶的厚度，顶煤、直接顶、老顶的岩石力学性质以及老顶和其上载荷的厚度等因素。

一般认为沿空巷道围岩变形破坏是在采动影响下，大结构范围内岩层的变形移动，包括老顶关键块的回转下沉在巷道围岩及煤柱上引起应力集中所引起的，而且在不同时期由于大结构稳定性的不同对巷道围岩的影响是不同的。具体分析如下：

(1) 掘巷前大结构的稳定性：当综放沿空掘巷掘进前，围岩大结构中老顶关键块 B 的运动形态与受力状况如前述，此时关键块 B 处于稳定状态。

(2) 巷道掘进时大结构的稳定性分析：当巷道掘进时，对大结构的稳定性没有什么影响，只是由于巷道的掘进，在巷道周围围岩应力发生变化，产生应力集中，使巷道在掘巷期间发生一定的变形，这与一般围岩松软的巷道相似。

(3) 巷道掘后期间的稳定性分析：由于煤体的蠕变要引起巷道的持续变形，但由于大结构是稳定的，巷道的变形量不大。

(4) 回采期间大结构的稳定性分析：综放沿空掘巷在受到本区段工作面回采影

响时，上覆岩层大结构原有的平衡状态将受到强烈影响，其过程可归结为：本区段工作面回采时，采空区老顶岩层产生新的破断，长边破断线直接与原有关键块 B 相接，也即新产生的岩块 A 与原有弧三角形块 B 互相铰接。老顶岩层破断后，分别在回转力矩的作用下回转下沉，岩块 A、B 均处于运动和不稳定状态，从而对工作面前方的沿空巷道形成较高的支撑压力。

## 2.7 本章小结

(1)理论分析计算可知，在实体煤(岩层)中掘进的巷道，所受扰动较小，受力条件相对稳定，只要保持其围岩处于较好的完整状态，则巷道中无论是弹性变形还是塑性变形区都较小，其保持稳定状态的条件就是巷道周边围岩中的最大主应力小于其单向抗压强度。

(2)煤柱中塑性区的开展首先由煤柱上部及两侧开展，塑性区区域呈一个倒置的“凹”字型，当煤柱宽度合适时，塑性区的开展在煤柱内部不能够形成连通区域，存在一定宽度的弹性核部分，使煤柱的护巷效果提高。

(3)煤柱中塑性区的开展与采空区宽度及埋置深度关系不大，由此说明，在采高及其它回采条件一定时，对煤柱变形破坏产生影响的上覆岩层范围是有限的，可以控制的，煤柱的变形与破坏受本身宽度及强度影响较大，理论上煤柱宽度越大强度越高，其塑性区的开展范围就越小，护巷效果就越好。



## 第3章 区段煤柱宽度留设设计理论

留设煤柱一直是煤矿中传统的护巷方法，传统的留煤柱护巷方法是在上区段运输平巷和下区段回风平巷之间留设一定宽度的煤柱，使下区段平巷避开固定支撑压力峰值区。而留设煤柱宽度的大小对巷道影响是非常大的。如果留设煤柱过大，巷道的稳定性增强，但煤柱留设所带来的煤炭损失相当大。所以在留设煤柱时应该在保证巷道稳定性同时，使煤柱宽度尽可能的小，所以区段支撑煤柱尺寸的合理留设，对矿井安全和煤炭资源的回收有着重要的意义。另外，在本章最后，还着重介绍了应用比较广泛的沿空掘巷的围岩变形破坏特征、沿空掘巷窄煤柱巷道锚杆支护原理、沿空掘巷窄煤柱巷道围岩控制理论以及沿空掘巷窄煤柱巷道支护原理。

### 3.1 影响煤柱留设宽度的因素

#### 3.1.1 应力集中系数对煤柱宽度的影响

##### (1)回采应力集中系数 $k_1$ 对煤柱宽度的影响

图 3-1 为回采工作面回采过程中引起的应力集中系数 $k_1$ 对煤柱合理留设宽度的影响曲线。从图中可以看出，应力集中系数对煤柱宽度影响可分为两个阶段，当应力集中系数较小时，煤柱宽度的增加较慢，当应力集中系数超过一定值(此处约为 3)，随着应力集中系数的增加，煤柱所承受的应力越来越大，所需煤柱宽度增加，必须增大煤柱的宽度来抵抗增加的应力。通过对不同应力系数值得计算比较得出，随着应力集中系数的增大，煤柱宽度增大速度加快。比如，当应力集中系数 $k_1$ 由 1 增加到 3 时，煤柱宽度由 4.6m 增加到 6.5m；而当应力集中系数 $k_1$ 由 3 增加到 4.5 时，煤柱宽度由 6.5m 增加到 10.2m，增长率为 1.5m。

从图 3-1 中还可以看出，当应力集中系数 $k_1 = 2$ 时，合理煤柱宽度为 5.4m；当应力集中系数为 $k_1 = 4.5$ 时，相应的合理煤柱宽度为 10.2m。对于综放采场而言， $k_1$ 近似取 3，而对于轻放工作面来讲， $k_1$ 可近似取 2.5，此时计算得到煤柱宽度为 6.5m。

##### (2)巷道引起的应力集中系数对煤柱宽度的影响

图 3-2 为由巷道掘进时引起的应力集中系数 $k_2$ 对合理煤柱宽度的影响曲线。 $k_2$ 对煤柱宽度的影响与 $k_1$ 的影响趋势相似；随着巷道引起的应力集中系数 $k_2$ 增加，煤柱宽度的增加基本上呈线性增加，但对于 $k_1$ 来讲，它对煤柱宽度的影响更直接。经过计算，图中曲线的平均斜率为 2.92。当 $k_2 = 1.5$ 时合理煤柱宽度为 5.4m，当 $k_2 = 4$ 时煤柱宽度为 9.74m。一般情况下， $k_2$ 取 2.0，此时计算的煤柱宽度为 6.3m。

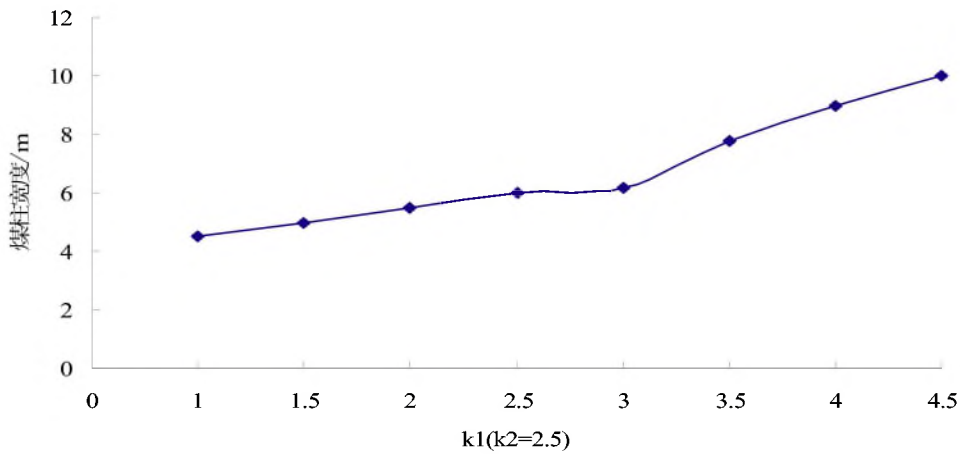


图 3-1 回采引起的应力集中系数对煤柱宽度影响

Fig.3-1 The influence of extraction stress centralize coefficient on coal pillar width

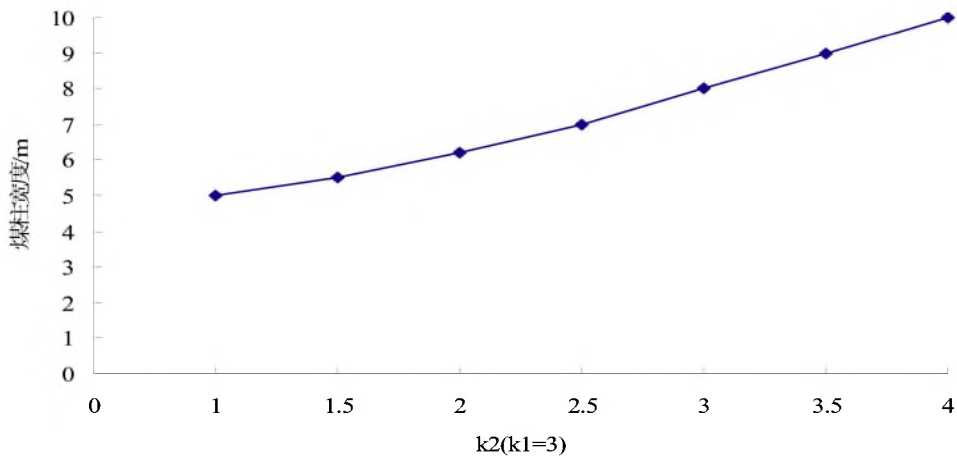


图 3-2 巷道引起的应力集中系数对煤柱宽度的影响

Fig. 3-2 The influence of extraction stress centralize coefficient on coal pillar width

### (2)巷道引起的应力集中系数对煤柱宽度的影响

图 3-2 为由巷道掘进时引起的应力集中系数  $k_2$  对合理煤柱宽度的影响曲线。 $k_2$  对煤柱宽度的影响与  $k_1$  的影响趋势相似；随着巷道引起的应力集中系数  $k_2$  增加，煤柱宽度的增加基本上呈线性增加，但对于  $k_1$  来讲，它对煤柱宽度的影响更直接。经过计算，图中曲线的平均斜率为 2.92。当  $k_2 = 1.5$  时合理煤柱宽度为 5.4m，当  $k_2 = 4$  时煤柱宽度为 9.74m。一般情况下， $k_2$  取 2.0，此时计算的煤柱宽度为 6.3m。

### 3. 1. 2 煤层强度对煤柱宽度的影响

图 3-3、3-4 分析了煤层粘聚力及内摩擦角对于煤柱宽度的影响。由于两者均是煤层强度指标，因此两图实际上反映了煤层强度对留设合理煤柱宽度的影响。从图 3-3 可以看出，随着煤层粘聚力的增加，煤柱宽度在逐渐减小，这说明随着煤

以上内容仅为本文档的试下载部分，为可阅读页数的一半内容。如要下载或阅读全文，请访问：<https://d.book118.com/916105241050010105>