

沿空留巷的 理论与实践

孙恒虎 赵炳利 著

煤炭工业出版社

沿空留巷的理论与实践

孙恒虎 赵炳利 著

煤炭工业出版社

前 言

无煤柱开采工艺分为两种类型，一种是在上一区段回采完毕，采空区冒落严实，围岩活动相对稳定后，再沿采空区和煤体边缘掘进巷道，称为沿空掘巷。沿空掘巷工艺可以不留煤柱，完全沿采空区掘进，也可以保留3~5m宽的小煤柱；另一种是将已采工作面后方的运输顺槽或回风顺槽用一定方法沿采空区保留下来，作为下一工作面的顺槽，称为沿空留巷。

沿空掘巷可以大幅度提高采区煤炭回收率，避开了煤柱支撑压力和工作面第一次采动后围岩强烈活动的影响，缩短了巷道维护时间，简化了巷道维护工作，降低了维护费用。因此，60年代以来，沿空掘巷技术在厚及中厚煤层开采中得到了一定程度的推广。但沿空掘巷必须在邻近工作面采完和采空区顶板岩层活动大体稳定以后进行，这给采掘接替造成很多困难，特别是使推进速度快的综采工作面采掘关系十分紧张。为缓和采掘关系紧张的矛盾，安排生产计划时往往采取工作面跳采布置方式。跳采布置使井下生产分散，综采工作面搬家工作量加大，给回采、运输、通风及巷道维护都带来一系列的困难，另外，沿空掘巷由于无法解决与采空区隔离问题，易造成严重漏风，使采空区有害气体涌入巷道，给安全生产留下了隐患。

沿空留巷是指在工作面后方沿采空区边界维护巷道，可以克服沿空掘巷所存在的上述问题，因此，沿空留巷一直受到研究部门和生产单位的高度重视。但沿空留巷要经受两次

采动的影响，其矿压显现和巷道维护都比较复杂，巷道维护难度也大。关于沿空留巷技术的研究和发展情况，归纳起来，大致可分为三个阶段：第一阶段从50年代到70年代，是以实测为基础的宏观规律描述阶段。它主要是在现场实测沿空留巷围岩变形、支架载荷和与回采工作面距离关系的基础上，根据实测曲线，从宏观角度描述具体地质条件下沿空留巷的矿压显现规律。该阶段的主要成就是，比较正确地描述了沿空留巷的若干矿压显现规律，总结出了当时在顶板中等稳定、底鼓不严重的薄及中厚水平煤层及缓斜煤层条件适用的沿空留巷开采技术。其缺陷是，尚不能正确预测不同地质条件下沿空留巷的矿压显现特征，当条件改变时，就需要重新试验，形成了“试而再试”的经验研究模式，使沿空留巷中的很多基本问题都未得到解决，如巷道断面形状和尺寸、巷内和巷旁支护材料、支护参数的选择等。第二阶段从70年代至80年代，是沿空留巷矿压机理研究的初期阶段，即二维问题处理阶段。该阶段的主要特点是在现场实测的基础上，抓住了沿空留巷与采场的某些共同特征，借鉴了采场矿压研究的方法和成果，得出了一些特定条件下支护阻力和支护强度计算公式。同时，根据现场实测结果认识到，沿空留巷的支护体不仅要具有较大的阻力，而且还必须有足够的可缩量，从而使沿空留巷技术进入了新的发展阶段。在护巷技术和工艺方面也做了大量的开拓性工作。例如，巷内支护由原来的木支架、刚性金属支架发展到金属可缩性支架，巷旁支护从人工架设木垛、密集支柱、垒砌矸石带发展到机械化巷旁充填技术和工艺，充填材料主要为硬石膏、合成石膏和速凝水泥。然而，这个阶段的研究仍把沿空留巷视为二维问题处理，把支护载荷视为静载荷。因此，对沿空留

巷中出现的许多现象不能正确认识和解释，如顶板下沉速度为什么总具有波动性，导致人们对沿空留巷机理出现模糊概念。从80年代开始，对沿空留巷机理的研究进入了第三阶段，即动态研究阶段。在现场实测和二维问题研究的基础上，人们充分认识到工作面位置对沿空留巷矿压显现的影响，但在解决具体问题时仍采用平面理论，没有把沿空留巷矿压机理研究与岩层活动规律真正地结合起来。为此，本书力求从三维空间和动态上深入研究沿空留巷机理，采用了现场研究、立体模型研究和数学力学解析相结合的综合研究方法，研究了沿空留巷矿压显现，提出了沿空留巷矿压新理论，并在此基础上，首先提出了巷旁支护参数设计的理论和方法，对煤矿生产具有指导意义。

高水巷旁充填材料技术在国外已有十几年的发展历史，我国虽起步较晚，但发展速度很快，目前也已基本达到国外先进水平。作者多年来一直从事巷旁支护及高水材料的研究工作，本书可以看作是对这些工作的一次总结，以求进一步推动我国沿空留巷理论和实践的发展，更好地解决巷旁支护问题。

本书撰写过程中，得到了中国矿业大学北京研究生部吴健教授及有关同志的热情支持，在此表示衷心感谢。

作 者

一九九二年八月

目 录

前 言

第一章 沿空留巷矿压显现的基本特征	1
第一节 沿空留巷矿压显现的一般规律	1
第二节 沿空留巷的现场研究实例	3
第二章 沿空留巷矿压规律的相似材料立体模型 研究	14
第一节 模型研究的地质条件及其内容	14
第二节 立体模型研究的具体方法	15
第三节 立体模型研究效果评价	20
第三章 沿空留巷的矿压规律	23
第一节 顶板垮落形式及其规律	23
第二节 围岩活动的分期规律及空间特征	31
第三节 沿空留巷支护载荷规律	36
第四章 沿空留巷的岩层控制理论	39
第一节 岩体力学基础	39
第二节 判断围岩结构破坏与稳定的准则	43
第三节 沿空留巷支护-围岩相互作用机理	51
第五章 沿空留巷中几个相关问题的研究	94
第一节 沿空留巷顶板的极限承载能力和失稳形式	94
第二节 采动过程中岩层附加载荷的“集硬效应”、 承载体系的“硬支多载”规律及其应用	100
第三节 沿空留巷的断面形状和巷内支架与巷旁	

支架的匹配	105
第六章 沿空留巷的巷旁支护新技术	110
第一节 概述	110
第二节 高水材料巷旁充填支护新技术	114
第三节 人工砌块巷旁支护技术	154

第一章 沿空留巷矿压显现的基本特征

实现沿空留巷的技术关键是沿空巷道的顶板岩层控制。沿空留巷由于受两次采动的影响，矿压显现十分强烈，顶底板移近量和两帮移近量都很大。因此，在开采中厚以上煤层时，能否有效控制和适应巷道围岩变形就成为应用沿空留巷和保障安全生产的关键。

第一节 沿空留巷矿压显现的一般规律

根据前人的研究成果，沿空留巷矿压显现的一般规律可归纳为：

(1) 在回采工作面后方附近，由于裂隙带岩层取得平衡之前的急剧沉降，引起巷道顶板在短期内剧烈下沉，已采区冒落岩石在上覆岩层作用下向巷道挤压。一般情况下，沿空留巷的顶板下沉速度在工作面后方10~20m处最为强烈，顶板下沉主要发生在工作面后方0~40m的范围内，60~70m以后，顶板下沉趋向稳定。

(2) 直接顶板冒落后，能填满采空区，使老顶能处于平衡状态的顶板岩层，采动期间沿空留巷的顶板下沉量与煤层采厚呈正比关系，一般少则为采厚的10%，多则为15%~20%，基本上属“给定变形”。煤层采厚愈小，愈有利于沿空留巷的维护。

(3) 沿空留巷的顶板下沉量随巷道宽度和悬顶距的增大成正比增长。

(4) 沿空留巷靠采空区一侧的顶板下沉量比靠煤帮处要大1倍左右,直接顶板明显地向采空区方向倾斜,倾斜度与上方裂隙带岩层相近似,一般为 6° 左右。

(5) 煤帮的应力和稳定性对沿空留巷的顶板也产生明显影响。若巷道的煤帮遭到严重破坏,裂隙带岩层的沉降就会向煤体纵深发展,巷道的顶板下沉量和煤帮位移量都将显著增长。

(6) 沿空留巷的支架难以阻止上位岩层取得平衡以前所产生的顶板沉降,但足够的支架阻力能避免直接顶严重破裂,并使其与上位岩层之间不产生较大的离层。因此,凡直接顶板冒落后能使老顶获得支承和平衡的顶板岩层,基本支架的阻力可按能支承直接顶板的岩层重量考虑,即相当于4倍采厚的岩层重量,支架的可缩量应能与裂隙带岩层的沉降量相适应。

(7) 如煤层上部覆盖自身不能平衡的坚硬岩层,则需设置强力的切顶支架,甚至需人工挑顶,为老顶平衡创造条件。否则,沿空留巷的顶板下沉量可能显著增加,甚至沿煤帮切顶。

(8) 沿空留巷支架的工作阻力是支架-围岩相互作用的结果。支架的工作状态主要取决于支架的结构和顶底板岩层的性质。沿空留巷对支架工作状态的要求是,巷道受采动影响后,支架能迅速增阻,然后保持恒阻的工作状态。

(9) 在上区段工作面后方附近的沿空留巷维护比较困难,随着采空区顶板岩层运动趋向稳定,巷道的围岩变形速度迅速衰减并趋稳定,直到受下区段工作面采动影响期间,巷道维护不太困难。

(10) 沿空留巷时,如采用穿梭式或前进式采准系统,

巷道的顶板下沉量远超过目前的后退式回采。

第二节 沿空留巷的现场研究实例

一、阳泉矿务局二矿 73000 工作面沿空留巷的实测结果分析

阳泉二矿73000工作面顶板中等稳定以上，底板硬度较大，不易底鼓，煤层厚度1.5~1.9m，煤质较硬， $f = 2$ 左右。工作面距地表深度为106~180m。根据这种地质条件，设计实施下列护巷方案：

巷内支护主要采用两种金属支架，在离开切眼30~110m范围内，采用专门研制的双向可缩性梯形支架，110~200m范围内采用金属摩擦支柱和11号工字钢组成的竖向可缩性矩形支架。巷旁支护采用作者专门研制的轻质混凝土砌块砌筑，巷旁支护带宽度为1m，巷道总维护宽度4.5~5m（包括巷旁支护宽度和巷内支护宽度）。

留巷程序是超前工作面10~15m，在每架巷内支架离采空区1.2m处加一金属摩擦支柱作为巷内加强支护，在工作面后方3~5m处，即在最大控顶距之前垒砌巷旁支护带。

留巷测点的布置及观测内容见表1-1及图1-1；I~III测区顶板下沉及两帮变形曲线如图1-2所示；顶板悬伸记录见表1-2；巷内支护及巷旁支护载荷规律的实测曲线如图1-3所示。

由图1-2可以看出，工作面推进过程中，顶板下沉速度具有强烈的波动性，说明了顶板分层垮落的特点。工作面后方5m左右出现第一次明显波动，是由于工作面放顶时，顶板下位第一组岩层垮落引起的；工作面后方15m、30m附近出现较大的波动，是由于顶板第二组、第三组较稳定的岩层垮落

表 1-1 测点布置及观测内容表

距切眼 距离 (m)	测区号	I	II	III	IV	V	VI
	基本支架	46	68	88	108	134	180
高度 (m)	巷旁支护	46	68	88	108	140	162
	基本支架	2.2	1.8	1.7	1.6	1.8	1.7
变形 观测	巷旁支护	2.1	1.7	1.6	1.55	1.5	1.5
	基本支架	顶 底 板 两 帮					
载荷 观测	巷旁支护	纵 向 横 向					
	基本支架	顶 压 侧 压					
	巷旁支护	顶 压 侧 压					

引起的。对照表1-2和图1-2、1-3可以发现，这些波动较大的垮落与端头弧三角区尺寸相适应。这说明弧三角区悬板可能发生了被动垮落，因而来压强度较大。此时，顶板倾斜下沉剧烈，巷旁支护阻力上升很快。

从巷旁支护载荷曲线来看，支护初撑力很低，这是由于人工垒砌巷旁支护工艺不可能使巷旁支护获得较大的初撑力所致。但这种巷旁支护材料增阻速度快，极限阻力高。同时该工作面的顶板比较稳定，在自撑力的作用下，可以保证较大的悬伸，从而可弥补巷旁支护初撑力低的缺陷。因此，只要在顶板垮落之前，架设增阻快、极限阻力高的巷旁支护仍然可以取得良好的切顶效果。这说明支护初撑力和增阻速度对围岩的作用是一致的，而且是互补的。

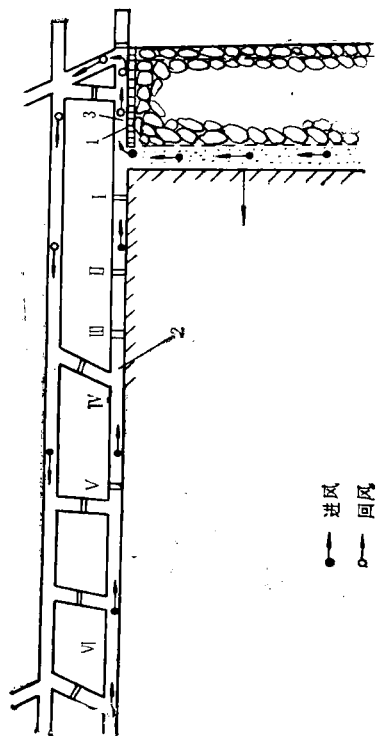


图 1-1 7300 工作面沿空留巷平面图

表 1-2 顶板悬伸记录表

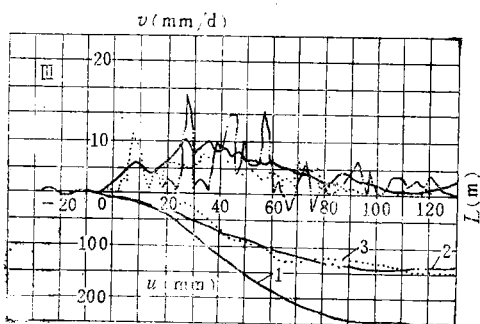
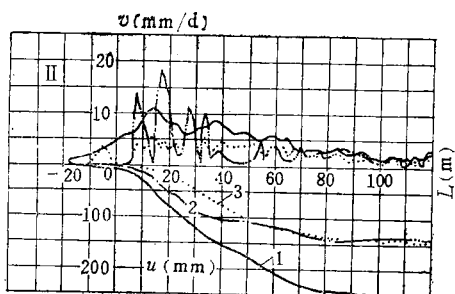
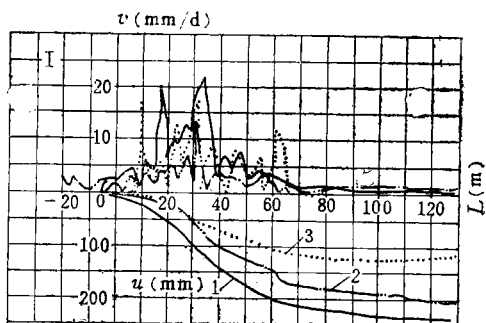


图 1-2 顶板下沉及两帮变形曲线

1—采空区侧顶底板移近曲线；2—煤帮侧顶底板移近曲线；
3—两帮移近曲线

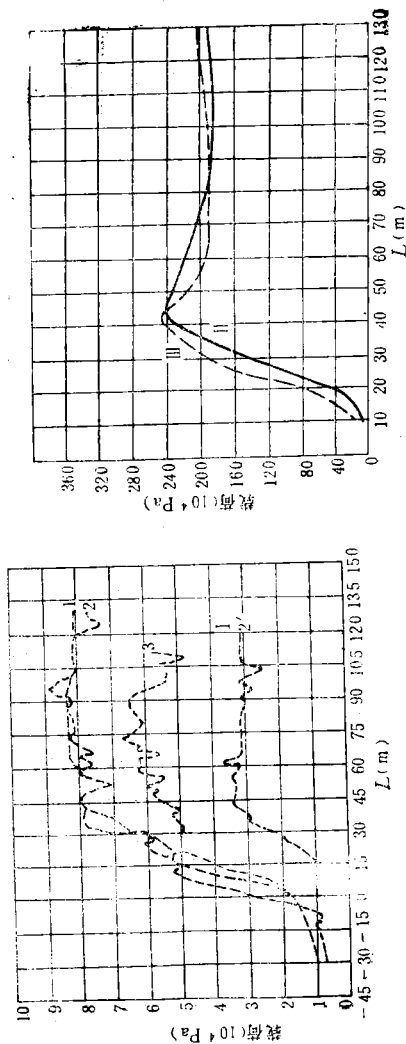


图 1-3 巷内支护及巷旁支护载荷实测曲线

1、2、3—分别为巷内支架 I、II、III 测区的顶压载荷；I、II—分别为 I、II 测区巷旁支护载荷规律曲线；2'—巷内支架 I 测区支架对巷旁支护的侧压

对比地质条件和顶板下沉速度曲线可以看出,煤质越硬,顶板越稳定,其下沉速度的峰值越滞后,这表明顶板自撑性能对顶板前期活动的影响越明显,垮落时所造成的顶板倾斜角度越大,因而切顶时要求的支护刚度和极限阻力应越大。73000工作面所采用的巷旁支护刚度比较大,极限阻力也较高,满足了切顶要求,取得了良好的效果。

另一方面,不管支护的刚度和极限阻力多大,在顶板前期活动过程中,顶板下沉总要使巷道支护阻力达到极限值。例如,73000工作面沿空留巷巷内支护极限强度平均为80kPa,巷旁支护极限强度为2.4MPa,基本都在工作面后方40m处达到此值。可见,巷内支护阻力与巷旁支护阻力相比可以忽略不计,而且支护的刚度越大,所分担的载荷也越大。由此表明,在顶板比较稳定的条件下,顶板下沉主要受沿空留巷巷旁支护的控制,巷内支护的作用则是次要的。巷内支护作用主要是防止顶板局部冒落和煤帮片落。巷旁支护达到极限强度(2.4MPa)以后,下降到残余承载强度(1.8~1.9MPa左右),这时顶板下沉速度仍有较大的波动,但此时顶板垮落层位已比较高,垮下的岩层基本充满了采空区空间,尽管阻力有所下降,但顶板载荷更多地转移到已垮岩层和煤体中去了。随着顶板的下沉,已垮岩层逐渐被压实,阻力升高,阻止了顶板上位岩层的继续下沉,到工作面后方60m处,顶板下沉基本停止,由于巷旁支护的残余强度和可缩性能较好,在顶板后期活动过程中,有效地维持了巷道顶板下位岩层的完整性,阻止了下位岩层的离层,从而保证了整个留巷过程中,巷道状况一直是良好的。巷道采空区侧顶板最终下沉量为采高的15%左右,巷道煤帮侧顶板最终下沉量为采高的8%左右。工作面停采后,巷内支架回收率为

100%，可缩性支架的复用率为100%。巷内支架回收后（巷旁支护不回收），巷道仍能维持原状，十分稳定。

二、平顶山矿务局一矿21051及23051工作面沿空留巷实测结果分析

21051工作面是开采戊8-10煤层上分层的综采工作面，煤层倾角 7° 左右，煤质松软， $f = 0.2 \sim 0.6$ ，顶板中等稳定，底板为煤层，易产生底鼓。工作面走向长1267m，倾斜长114m，采高2.8m，平均埋深500m，沿空留巷是在上顺槽中进行的。

巷内支护采用了三种架型，即25 U型钢四节式拱形可缩性支架、矿用11号工字钢梯形刚性支架和专门研制的插底式可缩性梯形支架。支架棚距 $0.65 \sim 0.7$ m，拱形支架维护部分巷道断面面积为 12.3m^2 ，梯形支架部分巷道断面面积为 7.8m^2 。

巷旁支护采用轻质混凝土砌块，宽度为 $0.7 \sim 0.8$ m。巷道总维护宽度 $4 \sim 5$ m（巷内支护宽度加巷旁支护宽度）。

各测区围岩变形和巷旁支护载荷实测曲线如图1-4和图1-5所示。

从围岩变形曲线可以看出，在工作面前方50m处，顶底板就有明显的移近，随着工作面的推进，顶底板移近速度迅速升高，工作面靠近观测点时，移近速度达到高峰。这与阳泉二矿73000工作面沿空留巷的顶底板移近速度高峰在工作面后方30m左右的情况有着明显的区别。其原因主要是21051工作面煤质比73000工作面煤质软得多，观测区煤层直接顶是比较硬的粗砂岩，且分层较大，使顶板下位岩层超前工作面破断，过早地压缩煤体，引起顶板平移，下沉量增大，造成巷道顶板下沉速度在工作面附近达到最大值。工作面后方

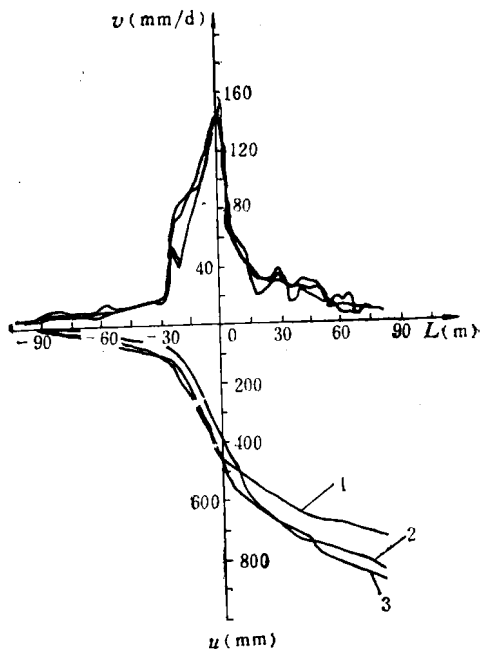


图 1-4 巷道围岩变形实测曲线

1—采空区侧顶板移近曲线；2—巷道断面中心处顶底板移近曲线，
3—煤帮侧移近曲线

围岩变形速度的波动性也反映了顶板分层垮落的特征。从围岩变形曲线还可以看出，煤帮侧和采空区侧顶底板移近量相差不大。

从21051工作面巷旁支护载荷曲线和围岩变形曲线的比较可以看出，在巷旁支护承载之前，顶底板移近速度已达高峰。在这种情况下，巷旁支护对控制顶板的前期活动效果是不明显的，为了发挥支护对顶板前期活动的控制作用，应超前工