

高等学校教学参考书

煤矿开采技术新研究

采矿工程硕士论文选

(1)

张先尘 选编

中国矿业学院出版社

2-800
高等学校教学参考书

煤矿开采技术新研究

(采矿工程硕士论文选)

(1)

张先尘 选编

中国矿业学院出版社

C26741

内 容 提 要

本书选编了中国矿业学院采矿工程专业的十二篇硕士论文,涉及煤矿采场和巷道矿压及其控制、矿井优化设计和系统模拟等对提高煤矿生产技术有显著实际意义的内容。论文采用了新的研究方法和手段,注重理论联系实际,有的论文研究成果已在生产实践或设计研究中应用,有的论文部分内容已在国际会议上发表。

本书可作为教学参考书,也可供广大科研、设计和工程技术人员参考。

责任编辑 刘泽春

技术设计 周立钢

责任校对 关湘雯

煤矿开采技术新研究

——采矿工程硕士论文选

张先尘 选编

中国矿业学院出版社 出版

中国矿业学院印刷厂 印刷

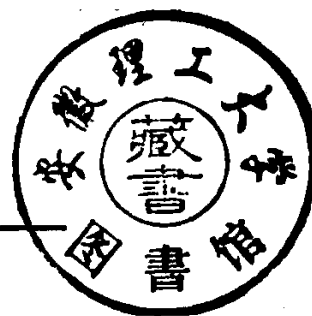
开本787×1092毫米1/16 印张19.375 插页1 字数456千字

1987年12月第1版 1987年12月第1次印刷

印份1—3000册

ISBN 7-81021-013-0/TD·10

统一书号: 15443·033 定价: 3.25元



序 言

由于煤矿开采要经历勘探、设计、建设、开采等阶段，为使煤矿生产达到高产、高效、安全、经济等多个目标，要综合运用地测、采掘、机电、通风安全等方面的多种最新技术。特别是煤矿开采处于动态发展、复杂多变的地下环境，面对多种不同的自然地质条件，受许多随机因素的影响，致使煤矿开采的现代化面临着更多的难题。寻求解决这些难题的普遍适用的理论和规范化的方法，正是采矿工作者应付出更大努力使之实现的艰巨任务。

发展采矿科学技术既依赖于煤矿开采技术本身的革新与进步，又需不断应用与融合现代科学和工程技术的最新成果。煤矿开采的机械化促进了煤矿生产的集中化，导致开采布置的改革，即是一个鲜明的例证。而综合机械化、生产过程监控的实施，也将促进煤矿生产自动化和科学管理的实现。当然，发展我国煤矿开采技术必须从我国的实际出发，充分适应我国煤层开采自然条件和国民经济特点。

在向煤矿开采新技术领域的进军中，研究生是一支重要的力量，他们在导师的指导下，为解决我国煤矿开采的理论和实际问题，探索新的理论方法，研究新技术、新工艺、新材料，站在煤矿开采科学研究的前沿。中国矿业学院采矿工程专业的数十名研究生已进行了许多这类研究工作。介绍这些研究成果，吸引更多采矿工作者的关注和支持，进一步推动这些方面的研究，必将有助于煤矿开采技术水平的提高。

本文集选辑了1981~1985年间完成的十二篇论文，这些论文具有以下特点。

1. 论文的选题有理论和实际意义。矿山压力及其控制是煤矿开采的核心和关键。对于采场矿压问题，有四篇论文分别研究了液压支架的初撑力、液压支架架型的适应性、上行开采的规律和可行性、分层开采的矿山压力控制。另有四篇论文对沿空留巷的矿压显现、支护方法、支架型式、巷道底臌防治等进行了研究。其余论文用系统分析的方法研究矿井采区巷道布置、开采方式、采运系统及合理井型等问题，这既是实际技术工作的需要，也有助于技术决策理论和方法的革新。

2. 论文的研究贯彻了理论联系实际的方针。在研究的指导思想上，这些论文在分析问题本质规律的同时，注意寻求改善矿井开采的措施，在阐述理论时注意了应用。在研究方法上，无论是理论分析（如力学模型），还是相似模拟（如模拟模型），都与矿井实测相结合和对照，使理论研究能符合客观实际，并反过来指导实践。而且，既注意具体技术问题的解决，也注意普遍规律的探求与扩展。

3. 论文采用了新的研究方法和手段。注意使传统技术的拓深与新方法的探索相结合，使采矿科学的扩展与新兴学科在煤矿开采中应用相结合。在矿压研究方面，除矿井实测、相似模拟外，又采用了有限元等方法。对于矿井系统的分析研究，在技术论证基础上，采用了模糊数学方法评价煤层开采条件，计算机模拟方法研究矿井采运系统，多目标决策确定矿井开采的技术决策。在数据处理、科学运算等方面普遍应用了计算机，从而为煤矿开采问题的研究，开辟了一个新的领域。

4. 在论文研究的过程中，作者都得到了生产、设计、科研单位的大力支持和帮助。无论是在矿井进行技术试验或现场观测，还是问题讨论或搜集资料，论文作者都得到了煤

矿职工、工程技术人员的宝贵帮助，从这个意义上说，论文里也凝聚着他们的心血，因而也可以把论文看做是院校与生产、设计、科研单位合作的成果。

指出上面四个特点是必要的。应该说，这也是我们今后应继续坚持的方向。

对于论文的编写，从论文的完成到文集的组稿又经过几个年头了，论文作者的研究工作有了一些新的进展，为了维持原论文的面貌，我们约定，除非必要的删节以减少篇幅外，不再对原论文进行补充和修改。在编审方面，为便于全书的阅读，体例上作了统一，并按照论文完成的年代及采场矿压——巷道矿压——矿井开采的顺序编排论文，以便于读者从中看出论文研究工作的发展。

出版这本文集只是一个开端。我们希望，随着研究生科学研究工作的进一步发展，继续汇集论文，按一定的研究方向分类编印出版。更希望本书的读者关心支持这项工作，提出宝贵的意见和建议，为发展我国的煤矿开采技术，建立具有我国特色的采矿技术科学而共同奋斗。

张先尘

1987年1月

目 录

序言

一、自移式液压支架初撑力的研究	(1)
二、沿空留巷的支护	(24)
三、孔庄矿上行开采的观测与研究	(38)
四、用电子计算机模拟矿井采运系统	(68)
五、倾斜长壁采区巷道布置及主要参数优化	(85)
六、厚煤层倾斜分层开采的矿山压力研究	(119)
七、二柱支撑掩护式液压支架受力及适应性分析	(141)
八、徐州东部矿区回采巷道底臌的机理和防治	(165)
九、矿井井型合理确定的研究	(188)
十、缓倾斜煤层合理开采方式的确定	(226)
十一、沿空留巷巷旁支护-围岩关系研究	(250)
十二、沿空留巷中支架型式的探讨	(278)



一、自移式液压支架初撑力的研究

研究生 王悦汉

导师 平寿康

提 要

初撑力是自移式液压支架最重要的力学参数之一。它的大小不仅对长壁工作面上承受所有的矿压显现现象有着显著影响,而且也影响到支架本身支撑能力发挥,因而最终将影响到工作面技术经济指标的优劣。本文在通过对长壁工作面矿压观测资料和实验室相似材料模拟试验结果进行分析的基础上,深入研究支架-围岩相互作用的机理,提出在我国煤矿的开采技术条件下,应使支架初撑力与额定工作阻力有一个合理的配比关系,以便使支架发挥出最佳的力学特性。对于中稳及中稳以下顶板条件来说,合理的配比关系应使得初撑力与额定工作阻力的比值在60~75%的范围内取值,从而使支架在整个采煤循环中处于微增阻的弹性让压状态下工作,有效地管理顶板。

自七十年代初以来,我国几个主要煤田相继使用了自移式液压支架,近几年来综合机械化采煤在我国得到迅速推广,在生产中获得了较好的技术经济效益。

随着液压支架的日益广泛使用,科学地对液压支架进行设计、试验、使用和改造是决定其使用效果和发展速度的一个重要课题。当前世界各国为确定合理的支架参数,作了大量的研究工作,这些研究工作表明,工作阻力是液压支架各种参数中最主要的参数,它不仅对支架的支护效果有决定性的影响,而且也影响到其它支架参数的确定,如支架的吨位和最终成本等。支架的初撑力和额定工作阻力都是支架支撑能力的组成部分,当前国内外愈来愈多的矿压研究者把自己的注意力集中在初撑力上,他们认为支架具有合理的初撑力可以充分发挥支架的支撑能力,有效地管理顶板,同时又能降低支架的吨位和成本。

本文对初撑力的性质、作用和“支架-围岩”相互作用的机理、以及合理初撑力的确定等基本问题,运用实测资料、实验数据和从理论上进行了一定的分析探讨。由于已有的研究成果表明在坚硬顶板条件下,初撑力的大小对于支护效果的影响较小,所以本文仅对缓倾斜中稳及中稳以下顶板条件下液压支架初撑力的问题进行研究。

一、初撑力问题

(一) 初撑力的作用

在进行开掘工作以前,岩体中存在着原始应力场。回采后,回采空间周围岩体中的应力产生重新分布,形成集中应力区和应力降低区。回采空间上方的顶板岩层在上覆岩层重力的作用下将产生弯曲下沉,在弯曲过程中各岩石分层之间还会产生离层和相互间的错动。

若回采后工作面不架设支架,那么回采空间上方的顶板岩层在重力作用下开始沉降。

由于各分层所在位置上横向应力大小及各分层岩石的抗弯强度不同，各分层的沉降速度也不同。下部分层的沉降速度较快，上部分层沉降较慢，于是在分层间就形成空隙、离层，如图 1-1a 所示。若此时在采场架设支架，围岩的上述状况则会发生改变。自移式液压支架刚架设时是以前撑力 P_0 作用于顶板岩石的，已离层的下位顶板分层在 P_0 的作用下，向上抬起 Δh 的高度，使得原有的离层量 Δh 减少 Δh ，在高度 h 范围内的各岩石分层被彼此压紧，在离层面上产生一定的接触应力和摩擦力， h 的大小取决于 P_0 的大小（图 1-1b）。当 P_0 增加时， Δh 和 h 也随之增加（图 1-2）。若 P_0 增加到 P'_0 ，使得顶板抬起量 $\Delta h = OO_1 =$ 顶板原有离层总量 Δh ，时，继续提高 P_0 ，增加的那部分初撑力并不对顶板做功，因而是没有意义的。

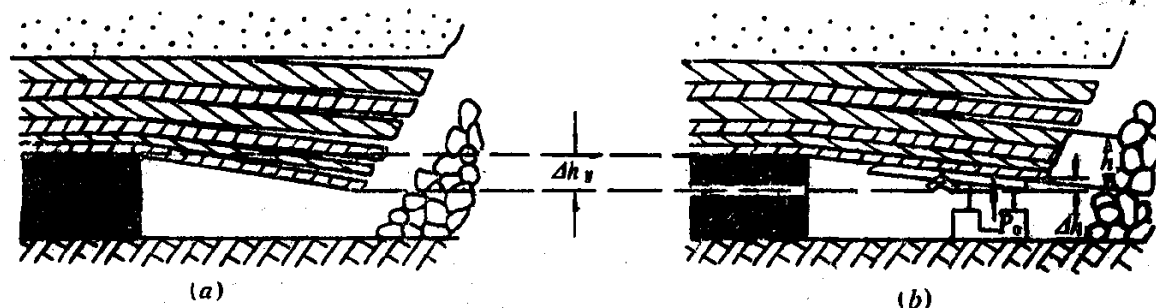


图 1-1

在厚度为 h 的被压紧岩层范围内，原来较薄的顶板岩石分层，形成一个厚度较大的组合悬臂梁。岩梁本身的强度就会显著增加，另外在岩梁弯曲下沉过程中，存在于各个被压紧的分层层面上的摩擦力又将对顶板岩梁的弯曲下沉起阻碍作用，这种摩擦力的大小取决于支架初撑力的大小及层面上摩擦系数等因素。

初撑力 P_0 使已离层的顶板岩石分层重新压紧而形成组合岩梁的事实，通过相似材料模拟试验得到了证实。

初撑力的大小还会直接影响到支架本身的力学性质。已进行的研究表明，在支架支护顶板的不同阶段， P_0 所起的作用大小是不同的。一般情况下，支架在一个采煤循环中从初撑到卸载，其工作阻力的变化要经过以下几个阶段

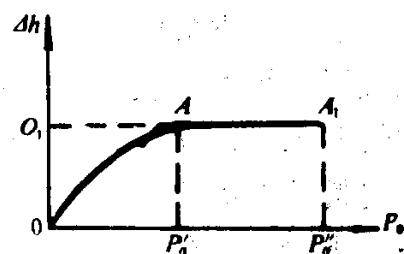


图 1-2

（见图 1-3）：

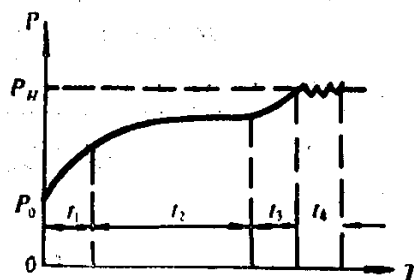


图 1-3

（1）初撑增阻阶段 t_1 ；（2）相对稳定工作阶段 t_2 ；（3）采动影响阶段 t_3 ；（4）有时还会出现移架前恒阻阶段 t_4 。在 t_1 阶段支架以初撑力 P_0 作用于顶板，迅速压缩支架与围岩间的浮煤、浮矸等中间介质，抑制顶板离层，压紧已离层的下位顶板分层，增加“支架-围岩”系统的刚度，使支架的支撑能力及早发挥作用，从而既能控制下位顶板的挠曲、离层，又能通过被压紧的下位顶板向上传递支撑力，帮助上位顶板达到某种不稳定的平衡状态。实测资料表明，在 t_1 阶段， P_0 对顶板压力起着显著的抗衡作用。

通过现场实测资料分析也可以说明 P_0 对支架实际支撑能力有重要影响。走向长壁工

作面顶板岩层的破断沿走向有一定的步距，沿倾斜也有一定的长度，在顶板岩层活动单元范围内，全部支架支撑力的合力才是抗衡顶板压力的反作用力。在某一时刻支撑力的总和 $P_{总}$ 是初撑力 P_0 及额定工作阻力 P_H 的函数： $P_{总} = f(P_0, P_H)$ 。实测资料说明，在支架额定工作阻力 P_H 有富裕的前提下，存在着提高 P_0 、降低 P_H 而使得原有的顶板维护水平不致降低的可能性。

初撑力的重要作用在生产实践中已充分显示出来，例如，在阳泉煤矿四尺煤开采过程中，煤层地质条件相近的四矿 4223 工作面和一矿 506 工作面，分别使用 P_H 大小差不多，而 P_0 相差较大的 BZZB 型及贝考瑞特“X”型支架，其支护效果相差很大（见表 1-1）。

表1-1

架型	工作面	额定支护强度 (kPa)	初撑支护强度 (kPa)	顶板冒落灵敏度 %	平均活柱下缩量 mm	平均顶板循环下沉量 mm	台阶下沉量 mm
BZZB	阳泉四矿 4223	558	137	3.2	11.8	39	1×55
贝考瑞特“X”	阳泉一矿 506	500	414	5	5.6	25.5	无

从表中可知，在相同的地质条件下，尽管 BZZB 支架的 P_H 比“X”型支架还高，但由于其 P_0 值比“X”型低 67%，在生产中造成活柱下缩量比后者大 110.7%，顶板循环下沉量大 52.9%，顶板冒落灵敏度及台阶下沉情况都比后者差得多。又如在铜川金华山矿 1406 工作面采用 YZ-1 型掩护支架，虽然其额定支护强度较高，达 457kPa，架型也比较适应顶板条件，但由于初撑力较低，仅 179kPa，生产中顶板破碎度高达 26~40%，在四个月的生产中，长 69m、采高为 3.1~4.2m 的工作面平均月进度只有 14.9m，平均单产仅 6217t/月。

综上所述，可知初撑力是支架最重要的力学参数之一，在一定的“支架-围岩”条件下它对整个支架-围岩系统有着重要的影响，从而会直接影响到工作面技术经济指标的优劣及安全情况的好坏。在中稳及中稳以下顶板条件下，初撑力是否合理对于生产实践有重要意义，同时也是搞好支架设计，更好地推广应用液压支架必须研究的课题。

(二) 初撑力问题的研究现状

目前所采用的关于选择和确定初撑力的原则和方法大致有以下几种：

1. 将支架的时间加权平均工作阻力 P_t 或初撑增阻阶段末阻力值作为确定 P_0 的依据。英国按以下公式计算 P_0 和 P_H ：

$$P_0 = P_{t0} \quad (1-1)$$

$$P_{0.1} = 1.33P_0 \quad (1-2)$$

$$P_H = 1.25P_{0.1} = 1.65P_0 \quad (1-3)$$

式中 P_0 为初撑力， $P_{0.1}$ 为铭牌初撑力， P_{t0} 是时间加权平均工作阻力的临界值，1.33 是考虑到液压管路的压力损失、漏液及其它意外情况的系数。

这些公式所遵循的一个原则是绝不能使 P_0 低于矿压观测所得到的阻力——下沉双曲线的临界值，由以上公式可得出 $P_0/P_H = 0.61$ 。

波兰研究院认为应使 $P_0 = P_t$ ，

有的观点认为,为尽量缩小初撑增阻量和 t_1 阶段顶板下沉量,使支架初撑后能尽快地与围岩处于相对平衡状态,可参照实测的 t_1 阶段末支架阻力和 P_t 值来确定支架的 P_0 值。

这种方法反映了 P_0 对支架实际支撑能力 P_t 和顶板下沉量 ΔS 有直接影响这一重要事实,但对初撑力作用下支架-围岩作用的机理缺乏研究。

2. 苏联从研究支架-围岩关系出发,探讨机械化支架与围岩相互作用的机理,以确定各种条件下支架的力学参数,并提出如下公式:

$$P_0 = P_H - Kh_{\text{II}} \quad (1-4)$$

$$h_{\text{II}} = ae^{b \cdot \frac{P_H - P_t}{P_t}} \quad (1-5)$$

式中 P_0 为支架额定初撑力, K 为支撑刚度, h_{II} 是平均支柱循环下缩量, P_t 是时间加权平均工作阻力, a 、 b 是系数。

这种关系是某种支架-围岩关系下支架阻力变化关系的真实反映,但没有体现出“合理”初撑力的概念。

3. 有的观点认为,合理的 P_0 应等于抑制顶板下沉所需的临界阻力值,以保证支架实际上都在临界值以上工作,以控制顶板下沉和改善顶板状况。对于“临界值”有两种理解,一种认为是为控制直接顶上部或裂隙带下部岩层移动,支架应具备的工作阻力,即 $P_0 = K\gamma H$ (式中 γ 是岩石容重, H 是采高; K 是需由支架控制的顶板“离层岩层”或移动岩层总厚度相当于采高的倍数)。另一种看法认为 P_0 也应符合阻力-下沉双曲线关系,可以从对顶板管理的要求出发,提出一个顶板允许下沉量的临界值。当下沉量 Δh 小于此值时,就能维护良好的顶板状态。将这样确定的临界下沉量换算成标准下沉量,然后从“阻力-下沉”标准曲线上查出相应的阻力值,作为确定 P_0 的依据。

以上方法都指明了一个重要观点:存在着一个临界初撑力值 P_{0K} ,也就是存在着合理的 P_0 值,它能保证满意的顶板支护效果及较高的支架实际支撑能力。

4. 西德选用较高的 $\frac{P_0}{P_H}$ 值,有的高达80%,英国在脆性顶板条件下选用的 $\frac{P_0}{P_H}$ 值高达90%。这些具有较高 $\frac{P_0}{P_H}$ 值的支架在生产中都取得了较满意的顶板管理效果。

5. 法国的J.P.Loslen指出 $K = \frac{\Delta h_{\text{移}}}{\Delta h_{\text{总}}}$ 与 $\Delta P = P_H - P_0$ 的关系如图1-4所示,式中 $\Delta h_{\text{移}}$ 为移架阶段顶板下沉量, $\Delta h_{\text{总}}$ 为顶板循环下沉总量。 K 与 ΔP 与顶板性质有关。在一定的顶板条件下,提高 P_0 则使 ΔP 减小, K 也随之减小。根据这一关系,从保持一定的顶板维护水平出发,定出合理的 K 值,就可确定出相应的 ΔP 及 P_0 值。

J.P.Loslen的研究成果说明,顶板管理效果不是单纯地取决于 P_0 或 P_H 的大小,而是取决于二者差值的大小。

6. 对于单铰掩护式支架, P_0 应大于支撑效率 f 为零时的支架阻力(见图1-5)。由掩护支架的平衡条件可得:

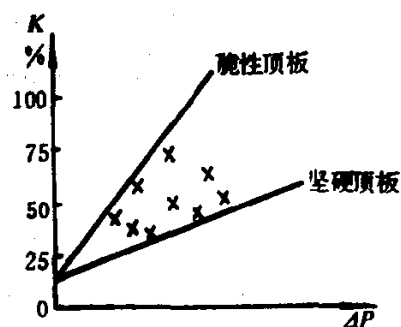


图 1-4

$$f = \frac{\dot{O}}{P} = \left(1 - \frac{l_1}{l}\right) \frac{\sin(\beta - \alpha)}{\cos \alpha} - \frac{W}{3P}$$

当 $\frac{W}{3P} = \left(1 - \frac{l_1}{l}\right) \frac{\sin(\beta - \alpha)}{\cos \alpha}$ 时, $f = 0$, 此时将有: $P = \frac{W}{3} \left(\frac{l}{l - l_1}\right) \frac{\cos \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$

$= P_0$, 也就是说 P_0 不能小于 P_0 , 否则支架就有支托不起的危险。

以上几种确定 P_0 的原则和方法对支架初撑时支架-围岩相互作用的机理、 P_0 对支架实际支撑能力和各种矿压显现现象影响的数量关系、以及 P_0 的性质和作用等问题研究得还很不够, 没有提出易于为生产采用的某些明确的数量关系。此外, 在看待 P_0 的基本出发点上, 目前国内外的一些矿压研究者还存在着较大的分歧。例如:

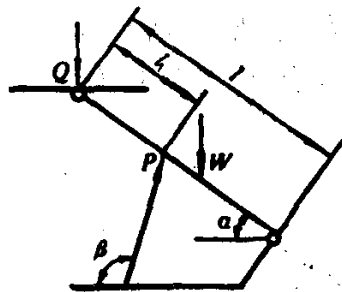


图 1-5

(1) 对于支架应基本上处于什么样的工作状态的问题, 存在着两种截然不同的观点。以西德、英国等国为代表的观点认为, 支架应处于“弹-粘”性工作状态, 支架在一个循环中先经历由 P_0 到 P_H 的增阻状态, 即所谓“弹性状态”, 在移架前安全阀开启, 支架处于恒阻状态, 即所谓“粘性状态”或“流变状态”。这种观点实际上认为提高 P_0 会提高支架实际支撑能力和改善顶板管理状况, 这些国家选用的 P_0/P_H 值高达 75~90%。另一种以苏联为代表的观点认为, 支架在整个采煤循环中, 应始终处于弹性工作状态, 他们选用的 P_0 值较低, $\Delta P = P_H - P_0$ 较大, 如图 1-6 a 所示。此时顶板对支架所作的功是图中 OAB 的面积。他们认为 P_0 愈接近于 P_H , 循环让压量就愈大, 让压速度就愈快, 而让压速度反映了顶板加于支架上的压力增长速度。若 $P_0 = P_H$, 循环让压量最大, 这时支架上压力增长速度也最大, 工作面顶板将出现裂缝和冒落, 顶板状况将恶化。为维护良好的顶板状况, 必须扩大 P_0 与 P_H 之间的差值, 而绝不允许采用 P_0 接近 P_H 的作法。即应使支架在整个采煤循环中处于弹性工作状态。图 1-6, b 及 c 是支架处于“弹-粘性”及“粘-弹性”工作状态的情况。在恒阻阶段, 支架让压量按指数规律增长。在 a、b、c 三种情况下, a 情况下的让压量、让压速度和顶板对支架所作的功为最小, 即支架的最佳工作状态为弹性工作状态。

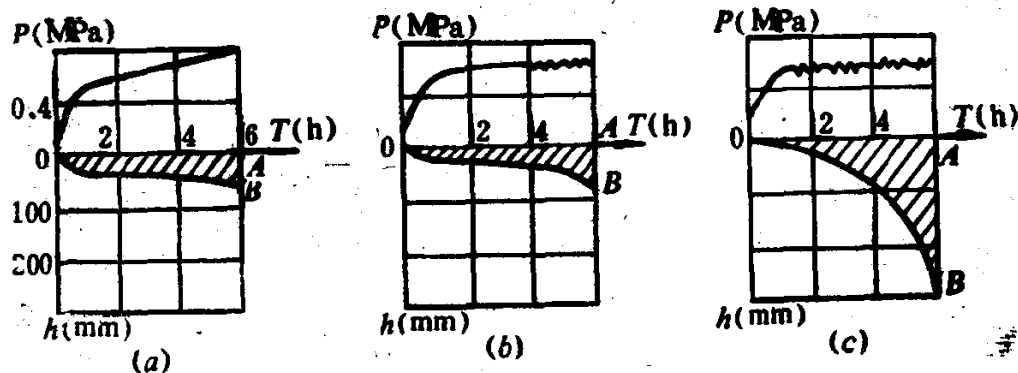


图 1-6

(2) 在中稳及中稳以下顶板条件下, 是较高的 P_0 有利, 还是较低的 P_0 有利? 目前尚存在争论。一种观点认为高初撑力有着前述的许多优越性, 而另一种观点认为过高的 P_0 反而会把顶板顶破。

(3) 有的观点认为提高 P_0 将要求提高输液管路的强度和乳化液泵的能力, 因而会

增加液压系统的成本；而降低 P_H 则可降低支架吨位和成本。 P_0 和 P_H 的变化对支架成本的影响究竟有多大？提高 P_0 和降低 P_H 在技术经济指标上是否有利？这些问题尚未作出深入具体的分析。

(4) 目前在一些确定 P_0 的方法中，相应地提出了一些“临界初撑力值”的概念。例如有的采用阻力-下沉双曲线的“拐点”值确定临界 P_0 值，有的采用一定倍数采高的顶板岩重作为临界 P_0 值，有的用支架临界增阻速度，而有的用顶板临界初撑下沉量来确定临界 P_0 值。以上关于“临界值”的概念有的过于粗糙，不太准确，有的过于复杂，不便于实际运用，有的基本上没有提出明确的数量关系。而且现有各种方法确定出的 P_0 值相差很大。

(5) 目前关于 P_0 对于工作面矿压显现规律的影响程度和范围的研究还不够深入，对 P_0 的作用认识还不够明确。

因此，深入地研究支架-围岩相互作用的机理，根据围岩运动和平衡的规律提出合理而明确的便于生产实践接受的某种“破坏准则”或“临界状态”，从而确定出合理的 P_0 值，是当前迫切需要解决的一个重要课题。

二、初撑力问题的相似材料模拟研究

(一) 相似材料模拟试验方案

1. 模拟试验方案

为确定 P_0 和 P_H 对顶板循环下沉量的影响，共作了七台模型，第一台为小比例模型，线比为 1:100。在此模型上完成将要在在大比例模型上进行的各工序，弄清大比例模型岩层中矿压显现的基本特征，作为正确选择和模拟大比例模型的边界条件的基础。其余六台是线比为 1:40 的大比例模型，即 $\alpha_s = L_m/L_H = 1/40$ 。初撑力 P_0 的大小在四个等级上进行调整，额定工作阻力 P_H 在 3 个等级上调整，共调整 12 次支架参数，在每台模型上作两次调整，观测每次支架参数调整后的循环顶板下沉量。

为与现场实测资料对比，增加实验结果的可靠性，选择阳泉一矿 506 工作面煤层赋存条件为模拟对象，其煤层柱状图如图 1-7 所示。

模型支架应能模拟出支架工作阻力由初撑力 P_0 到额定工作阻力 P_H 的增阻特性和支架达到 P_H 后的恒阻特性，同时模型支架的刚度特性应符合实际工作面支架、围岩系统的刚度特性。所设计的模型支架结构见图 1-8。

支架初撑力的大小完全由支架初安装时弹簧的伸长量所决定，要求弹簧具有较稳定的刚度系数，且刚度的大小要与所模拟的支架-围岩系统的刚度满足一定的相似关系。支架安装后，随着顶板下沉，迫使杠杆右端继续拉伸弹簧，支架支撑力的大小随着弹簧伸长量的增大而逐渐增大，这就是支架的增阻过程。当板顶下沉量达到某一数值时，弹簧拉力等于额定重量 Q 时，弹簧就将重物 14 提起，使之与油压千斤顶的托板脱离接触，此后支架将以大小不变的作用力 $2Q$ （杠杆比为 1/2）支撑顶板，

层厚	柱状图	岩性
0.43		煤
1.30		黑灰色页岩
1.30		煤 8"
1.07		黑色页岩
0.99		煤
0.96		灰黑色砂页岩
5.93		黑灰色砂页岩
5.62		灰白色中砂岩
7.59		深灰色页岩
2.02		深灰色石灰岩
0.11		煤 11"
4.24		灰色细砂岩
5.49		灰黑色页岩
1.32		煤 12"
1.96		灰白色砂岩

图 1-7

即实现了支架的恒阻工作状态。改变弹簧的初始伸长量,就改变了支架的 P_0 ; 改变重锤 14 的重量,就改变了支架的 P_H ; 改变弹簧的刚度,就改变了支架-围岩系统的刚度。顶板下沉量的大小可通过安装在杠杆比为 1:1 的百分表 7 直接读出。

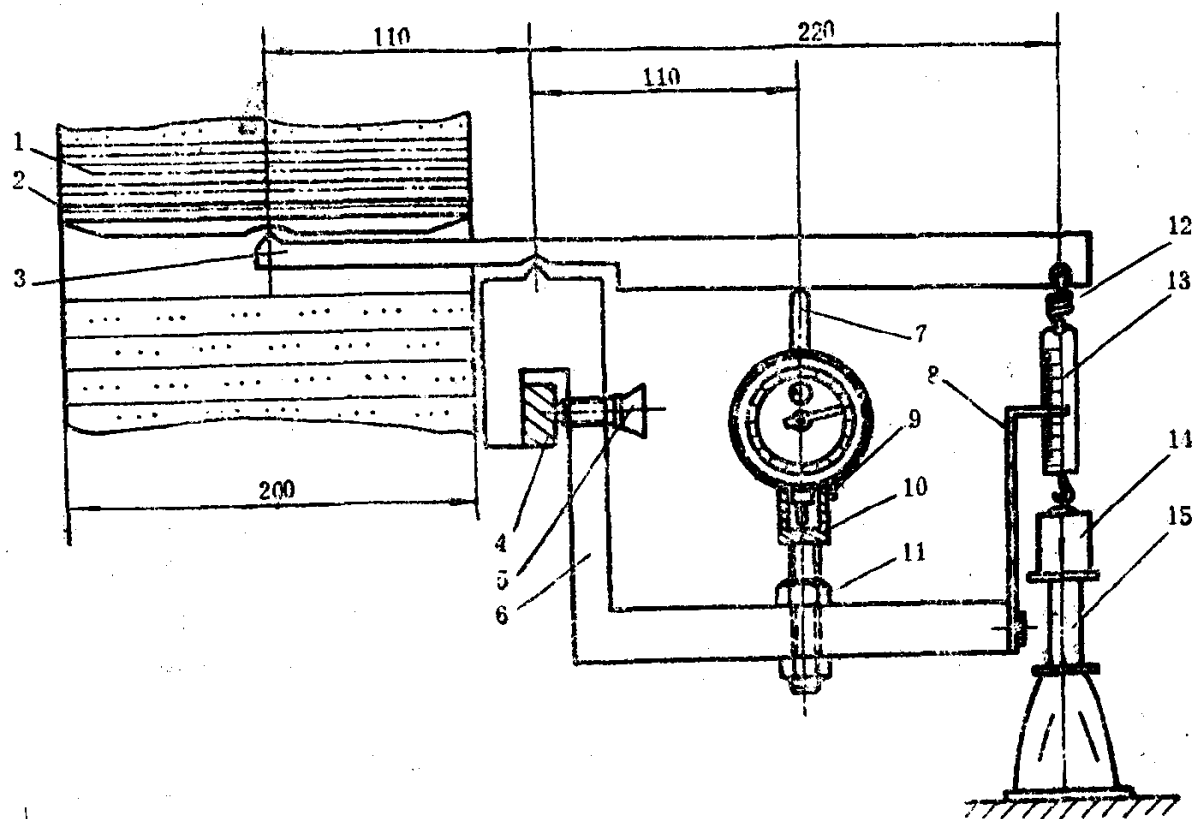


图 1-8

1—模型材料; 2—支架托梁; 3—杠杆; 4—滑板; 5—紧固螺钉; 6—支架底梁; 7—百分表;
8—固定标尺; 9—紧固螺钉; 10—百分表座; 11—夹紧螺帽; 12—弹簧; 13—钢尺;
14—重物; 15—油压千斤顶。

2. 模型材料配比计算

根据煤层柱状图中各分层的岩石强度特性及实验室所作的石膏-碳酸钙胶结物、水泥-石膏胶结物试块特性曲线,选用相应的材料配比。若岩体单向抗压强度为 σ_H ,则相似材料的单向抗压强度为: $\sigma_m = \alpha_r \cdot \alpha_l \cdot \sigma_H$ 。

模型上相似材料模拟的实际岩层厚度为 48m,在模型上需用加载代替的岩层厚度为 252m,加载机构如图 1-9 所示。

模型为平面应力模型,模拟工作面中部沿走向的纵剖面。为了在模型中反映弱面的影响,在层理面上撒布云母粉,并在各分层铺设过程中人工切割顶板裂隙,使得所形成的弱面的影响程度能使模型上顶板周期垮落步距与实际采场的顶板周期来压步距相吻合。

为观测上覆岩层的移动,在老顶岩层的上、下界面上每隔 20m 埋设一个垂直位移测点,用 YHD 位移计测量位移量。

(二) 实验数据的方差分析

对模型试验数据进行双因素的方差分析,当 P_0 和 P_H 各取不同数值时,测得的平均顶板循环下沉量 ΔS 值列于表 1-2。

根据表中数据,计算得到平均顶板循环下沉量 ΔS 分别受 P_H 变化影响、 P_0 变化影响及 P_0 和 P_H 交互作用的影响而产生的误差的差方和: Q_1 、 Q_2 和 Q_3 ,以及总差方和 Q (见

表 1-3)。

表1-2

ΔS ($\times 10^{-2}$ mm)	P_0 (g)	P_{01}	P_{02}	P_{03}	P_{04}	$\sum_{j=1}^4 P_{0j}$	$(\sum_{j=1}^4 P_{0j})^2$
P_H (g)		(610)	(1220)	(1830)	(2440)		
P_{H1} (1830)		57.118	44.909	31.8	23.22	157.05	24663.76
P_{H2} (2440)		56.125	42.3	32.72	23.76	154.91	23995.56
P_{H3} (3000)		51.5	40.38	31.625	18.35	141.86	20122.84
$\sum_{i=1}^3 P_{Hi}$		164.743	127.589	96.145	65.33	453.82	68782.16
$(\sum_{i=1}^3 P_{Hi})^2$		27140.26	16278.95	9243.86	4268	56931.07	

表1-3

成 份	差方和	自由度	方差估计	F 比值	显著性
行 作 用 (P_H)	32.82	$r-1=2$	16.41	$F_1=7.04$	*
列 作 用 (P_0)	1814.3	$c-1=3$	604.77	$F_2=259.56$	***
剩 余	13.95	$(r-1)(c-1)=6$	2.33		
综 合	1861.07	$rc-1=11$	169.19		

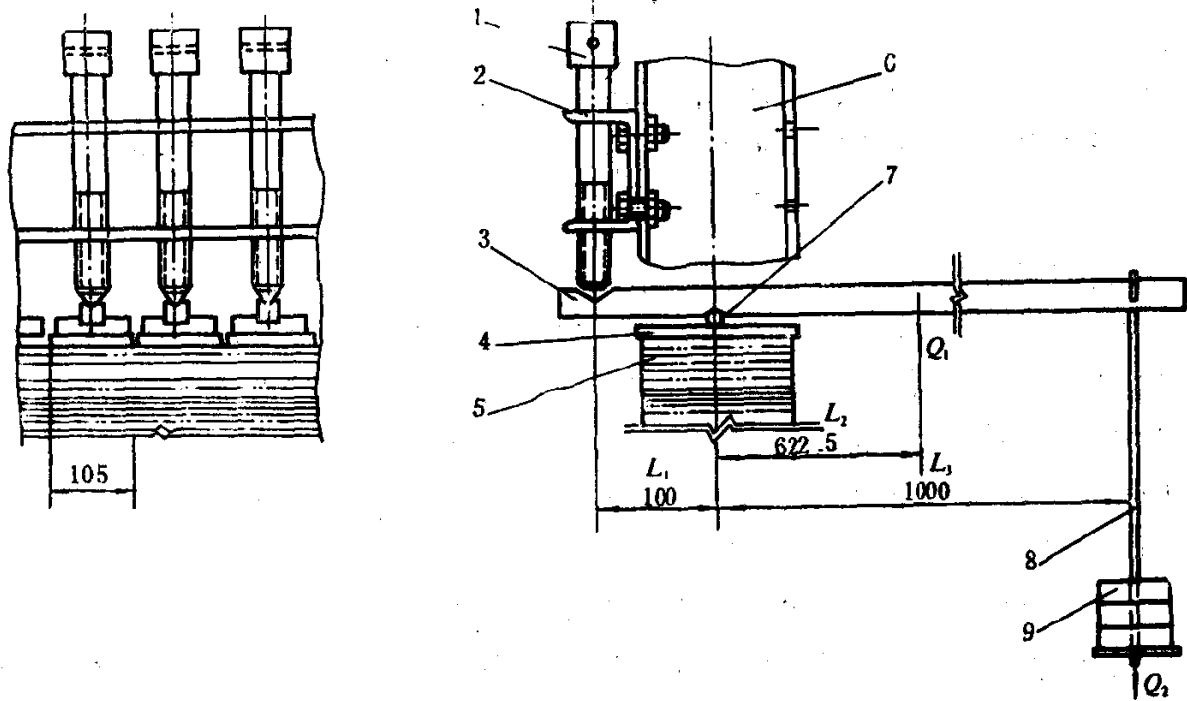


图 1-9

1—压紧螺栓；2—槽钢；3—加载杠杆；4—加载铁板；5—相似材料铺层；
6—模架钢架；7—加载钢轴；8—砝码吊钩；9—加载砝码

由方差分析的结果，可得出结论：初撑力 P_0 的变化对顶板循环下沉量 ΔS 有极显著的影响，而额定工作阻力 P_H 的变化对 ΔS 虽有一定影响，但与 P_0 相比要小得多。即是说，提高 P_0 对于降低顶板循环下沉量和改善顶板管理，比提高 P_H 有更为明显的效果。

根据表 1-3 的数据可绘出对应于一定的 P_H 值的 $\Delta S-P_0$ 关系曲线，如图 1-10 所示。

图中曲线 I、II 和 III 分别表示当 P_H 选用 1830g、2440g 和 3000g 时的 ΔS - P_0 变化关系。由这三条曲线可明显看出：当支架的 P_H 保持不变时，随着 P_0 的提高， ΔS 将逐渐减少。

方差分析的基础数据是在模拟中等稳定的顶板条件下的相似材料模拟实验中得到的，因而结论也只适用于中稳及中稳以下顶板条件。

(三) 实验数据的回归分析

对实验所得到的有关 P_0 、 P_H 和 ΔS 的数据进行回归分析可得：

$$\hat{\Delta S} = 73.47 - 0.018P_0 - 3.38 \times 10^{-3}P_H \quad (1-6)$$

回归系数： $R = 0.994$ ；

剩余标准离差： $S = 1.592$ ；

这意味着用所得到的回归方程表示

ΔS 、 P_0 和 P_H 之间的关系，在 95.4% 的情况下误差不会超过 $2S = 3.184 \times 10^{-2} \text{mm}$ ，这个精度已能很好地满足实际要求了。

P_0 和 P_H 的标准回归系数分别为：

$$b'_1 = -0.963, \quad b'_2 = -0.129,$$

因为

$$|b'_1| \gg |b'_2|,$$

所以 P_0 与 P_H 相比， P_0 是对 ΔS 起主要影响的因素。另外还可比较 P_0 和 P_H 的偏回归平方和：

$$p_1 = 1464.24, \quad p_2 = 26.04,$$

因 $p_1 \gg p_2$ ，所以同样说明 P_0 是影响 ΔS 的主要因素。

由以上回归分析可知：在一般情况下， ΔS 、 P_0 和 P_H 之间有如下相关关系： $\Delta S = a - b_1P_0 - b_2P_H$ ，式中 a 、 b_1 、 b_2 是由一定的支架-围岩关系决定的正常数，且 $b_1 > b_2$ 。此关系说明， P_0 和 P_H 同是影响 ΔS 的不可忽视的重要因素，当 P_H 达到一定的支撑水平后，改变 P_0 的大小比起改变 P_H 来，对于 ΔS 产生的影响要大得多。也就是说在一定的煤层赋存条件下，当工作面支架具备一定的支撑水平时，提高 P_0 对于减少 ΔS 、改善顶板管理，比起提高 P_H 来说，效果要显著得多。

根据式 1-1，可说明：当 P_0 保持不变时， P_H 增加 23%，可使 ΔS 减少 6~9%；而当 P_H 保持不变时， P_0 若增加 23%，则会使 ΔS 减少 28~30%；即当 P_0 和 P_H 都提高相同的百分比的情况下，因 P_0 提高而使 ΔS 减少的数量是提高 P_H 而使 ΔS 减少数量的 3~5 倍。

(四) P_0 和 P_H 对上位岩层运动的影响

模型试验中，在老顶上、下界面位置上布置了垂直位移测点，利用 YHD 位移计及电阻应变仪测量其位移。

1) 当 P_0 、 P_H 取不同数值时，老顶下界面测点在控顶距范围内的垂直位移量 Δh 列于表 1-4 中。对表 1-4 中数据进行方差分析的结果列于表 1-5 中。由方差分析的结果可以说明 P_0 和 P_H 的变化对于限制老顶的运动，作用都不显著，但比较起来， P_0 的大小

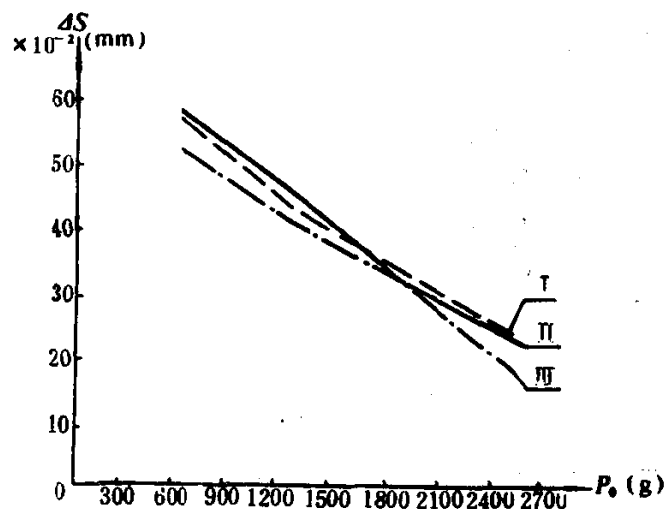


图1-10

对于阻抑老顶在控顶距范围内的下沉运动所起的作用要稍大一些。

表1-4

$\Delta h(\text{mm})$ P_H	P_0	P_{01} (610g)	P_{02} (1220g)	P_{03} (1830g)	$\sum_{j=1}^3 \Delta h_{ij}$	$(\sum_{j=1}^3 \Delta h_{ij})^2$
P_{H1} (1830g)		0.66	0.581	0.299	1.54	2.37
P_{H2} (2440g)		0.512	0.604	0.368	1.49	2.20
P_{H3} (3000g)		1.393	0.587	0.368	2.35	5.51
$\sum_{i=1}^3 \Delta h_{ij}$		2.565	1.772	1.035	$\sum_{i=1}^3 \sum_{j=1}^3 \Delta h_{ij} = 5.38$	
$(\sum_{i=1}^3 \Delta h_{ij})^2$		6.58	3.14	1.07	$\sum_{i=1}^3 (\sum_{j=1}^3 \Delta h_{ij})^2 = 10.08$	
					$\sum_{j=1}^3 (\sum_{i=1}^3 \Delta h_{ij})^2 = 10.79$	

表1-5

成 份	方 差 和	自 由 度	方 差 估 计	F 比 值	显 著 性
行作用 (P_H)	0.14	2	0.07	0.897	
列作用 (P_0)	0.38	2	0.19	2.436	
剩 余	0.309	4	0.078		
综 合	0.829	8	0.104		

2) 同理, 对当 P_0 和 P_H 取不同值时老顶上界面测点在控顶距范围内的垂直位移量 Δh 进行方差分析则说明: P_0 和 P_H 的大小对于老顶以上的上位岩层的运动和平衡, 基本上不会有什么影响。由此看来支架的作用主要是在于控制直接顶的运动和帮助老顶岩层达到某种平衡。

三、现场实测研究

(一) 实测方法及实测现场煤层地质条件

为深入了解 P_0 对矿压显现的影响程度, 于 1980 年 4~6 月在阳泉一矿 506 工作面进行了矿压观测。

1. 实测工作面地质及生产技术条件

1) 工作面地质情况

所观测煤层为阳泉矿区四尺煤, 与上部 7*煤层间距 80~90m, 与 8*煤层相距 33m。地表为陡峻山坡, 埋藏深度为 225~325m。工作面地质构造简单, 煤层底板倾角 $1^\circ \sim 11^\circ$, 平均 5° , 工作面俯斜开采, 煤层顶底板柱状图如图 1-7 所示, 煤层平均厚 1.31m, 平均采高 1.52m。直接顶为黑色页岩, 厚度为 5.49m, 较破碎, 其下部 0.2~0.3m 为较致密、稳定的分层, 有利于顶板管理。老顶为灰色细砂岩, 厚度 13.76m。底板为灰白色细砂岩。本矿为超级瓦斯矿井。

2) 工作面生产技术装备情况

采用法国产 SLRUS-400 型采煤机落煤，西德 PF II V 双链-600 型刮板输送机运煤。工作面支架为西德贝考瑞特“X”型四柱支撑掩护支架， P_0 为 215.4t/架， P_H 为 282.7t/架。

2. 观测内容与观测方法

1) 顶板破碎度统计观测：沿工作面每隔 5 架支架测一点，每日一次测定端面距、第一接顶点位置、片帮深度和顶板破碎情况。

2) 立柱工作阻力、活柱下缩量测定：在工作面中部第 54、55 和 56 架支架前后立柱上安装 YSL-1 型圆盘压力自记录仪记录立柱阻力变化，并用人工测量活柱下缩量。

3) 支架外载荷测定：在第 55 支架顶梁与掩护梁、掩护梁与前后连杆交接处安装测力销，用 YSBA 型应变仪测定测力销上受力大小及方向，并由此计算出支架外载荷的大小、方向和作用位置。

4) 顶板下沉量测定：在第 56 架支架处安设顶板下沉测杆，测定顶板下沉量及下沉速度。

(二) 初撑力对矿压显现的影响

对实测资料的分析说明：

1) 初撑力 P_0 对于时间加权平均工作阻力 P_t 的影响：当 P_0 值不同时，支架的 P_t 值大小亦不同，根据 P_0 - P_t 分布值的散点图，在非周期来压期间，将 P_0 与 P_t 值按二段线性关系回归。第一段为当 $P_0 < 145\text{t/架}$ 时，其回归方程为：

$$\hat{P}_{t1} = a_1 + b_1 \hat{P}_{01} = 37.06 + 1.05 \hat{P}_{01} \quad (1-7)$$

其相关系数为： $r_1 = 0.972$ ；

第二段为当 $P_0 > 145\text{t/架}$ 时，其回归方程为：

$$\hat{P}_{t2} = a_2 + b_2 \hat{P}_{02} = 78.6 + 0.734 \hat{P}_{02} \quad (1-8)$$

其相关系数为： $r_2 = 0.941$ ；

在周期来压期间，所测得的 P_0 - P_t 的回归方程为：

$$\hat{P}_{t3} = a_3 + b_3 \hat{P}_{03} = 162.79 + 0.315 \hat{P}_{03}$$

其相关系数为： $r_3 = 0.68$ ；

(1-9)

图 1-11 表示了方程 7、8 和 9 的回归关系。

从图中可看出：

- (1) 当 $P_0 < 145\text{t/架}$ 时， $\hat{P}_t$ 随着 $\hat{P}_0$ 的增大而迅速增大，回归直线的斜率大于 1。
- (2) 当 $P_0 > 145\text{t/架}$ 时，回归直线斜率小于 1， $\hat{P}_t$ 随着 $\hat{P}_0$ 的增大而缓慢增加。
- (3) 在周期来压期间，由于压力显现比较强烈，支架支撑力较高， P_0 也较高， $\hat{P}_t$ 随 $\hat{P}_0$ 增长的速度更慢，回归直线的斜率最小。

由此可得出结论：当支架的 P_0 低于一定水平时，提高 P_0 能使支架的 P_t 迅速增大，

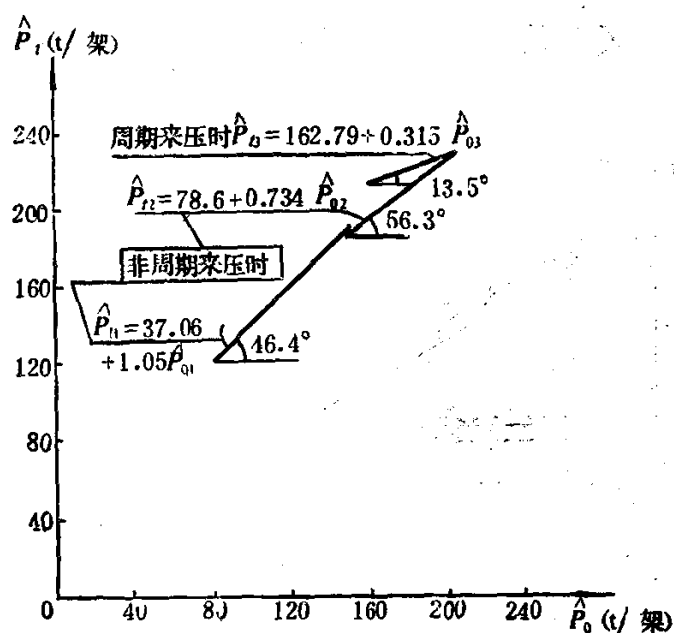


图1-11