



现代采矿技术国际学术讨论会

论文集

(采矿工程)

山东矿业学院

1988年10月

现代采矿技术国际学术讨论会
论文集
(采矿工程分册)

山 东 矿 业 学 院

一九八八年十月

现代采矿技术国际学术讨论会论文集

(采矿工程分册)

编辑：现代采矿技术国际学术讨论会论文集编辑委员会
出版：山东矿业学院
印刷：曲阜师范大学印刷厂
出版日期：一九八八年九月

现代采矿技术国际学术讨论会 组织委员会

主 席：沈光寒 山东矿业学院院长，教授
副主席：陈冀飞 山东矿业学院副院长，教授
王德民 山东矿业学院副院长，副教授
李传高 山东矿业学院副院长
秘书长：杜崇澍 山东矿业学院院长助理，副教授
副秘书长：于润桥副教授
刘义学副教授
委 员：田景瑞教授
宋振骐教授
冯 豫教授
陈孟伯副教授
宋奎武讲师
田淑芬高级会计师

现代采矿技术国际学术讨论会 论文集编辑委员会

主 编：周文安教授
副主编：钟发楹高级工程师
柳吉祥副教授

编辑：（以姓氏笔划为序）

于润桥	马金凯	王隆平	尤孩明	白杰平	冯召舒	任福茂	刘 枫	乔世友
乔卫国	安鲁陵	李新平	苏宗武	陆西霞	陈东灵	杨志强	张幼新	张利民
施允春	姚 敏	俞书伟	梁力群	弭尚震	高 航	蒋国安	蒋 宁	靳克祥
虞梦先	魏久传	罗内·凯	南希·赛尔					

前 言

山东矿业学院的教授们有一个良好的愿望：要求和现代采矿技术领域里从事研究的国内外专家、教授们进行学术交流，将近年来的研究成果提供给同行们；同时，也很想了解同行们在这一领域里的新成就。为了使这一愿望能得到实现，我们组织了这次现代采矿技术国际学术讨论会。邀请国内外专家、教授们来泰安进行学术交流，顺便还可登上世界自然遗产之一的泰山，了解其古迹，领略其雄伟。

当我们提出要组织这样一个国际学术会议时，原煤炭工业部给予了大力的支持，并且得到了国家科委的批准及国家自然科学基金委员会的资助。此外，还得到了国内二十六个矿务局、煤矿、设计院等单位的支持与资助。征集论文后，迅速得到国内外同行专家的响应。这次会议在采矿技术、岩石力学、地质测量、矿井建设与系统工程等五个领域内进行交流。这些领域内所交流的最新成果，全部反映在这一论文集中。所以，这一论文集的出版发行，必将达到进一步与世界各国专家交流、探讨这些领域内最近成果的目的。

我作为这次会议组织委员会的主席，在会议的召开、论文出版之际，向支持与资助这次会议的各单位、论文作者和参加会议的国内外专家们致以衷心的感谢！

现代采矿技术国际学术讨论会主席
山 东 矿 业 学 院 院 长

沈光寒

一九八八年十月

AB/24/af

编辑前言

现代采矿技术国际学术讨论会于1988年10月在山东矿业学院举行。本次学术会议的目的在于促进国际采矿技术的交流、推动矿业教育、科学研究及采矿业的经营管理。经过专家与教授组成的评审委员会对论文进行了评审，收入论文集的论文共190篇，按学科将论文分成五个部分、四个分册出版，即：采矿工程、岩石力学、地质测量、矿井建设与系统工程。这次会议论文数量多、内容丰富，反映了近年来现代矿业生产、建设与管理科学化的蓬勃发展和岩石力学、矿山压力等学科学术水平的提高。编者相信，这些论文将为发展现代采矿技术、提高科学研究水平做出应有的贡献。

由于本届会议组委会和各国专家、教授与学者们的努力，以及这次会议的筹备工作者们、编委会全体成员的密切合作，才使这本论文集能及时在会前和大家见面，这肯定将对会议的学术交流起到重要作用。在此，编者对作者及各方面的支持者深表感谢！

编者

采 矿 工 程 分 册 目 录

老顶总体位态方程及其力学机理·····	宋振骥 蒋宇静 顾士亮 范炜林	1
水力压裂煤层抽放瓦斯的理论分析·····	周世宁 林柏泉	11
矿用离心式扇风机特性曲线的再研究·····	(日) 矶部俊郎	19
从矿压角度谈大采高支架参数合理选择及采面围岩防护措施·····	赵宏珠	26
安全问题解析·····	(澳) 利昂 J·托马斯	34
恒底分层长壁采煤法·····	郝哲民 虞悦生	40
中国特殊开采技术的新进展·····	李白英 肖洪天	47
采场围岩移动观测及其电算模拟研究·····	沈光寒 高延法 吴 戈	53
日本煤矿开采引起的环境危害及其预防措施 ·····	(日) 西田正 江崎哲郎 木村强 龟田伸裕	60
普通带式输送机作定坡转弯运行的理论分析·····	孙可文	66
采煤机液压系统油液污染控制理论与实践·····	赵大庆 周士瑜	75
煤炭自然早期预测预报指标气体选择·····	范明训 许波云	80
煤层的瓦斯渗透性·····	薛 生	90
用电磁波场量的“比值——相位法”测定煤层及其围岩的电导率 ·····	吴荣光 秦幼明	95
淮南矿区“三下”采煤的实践与认识·····	张建怡 卞政修	104
回采技术的发展和矿井设计·····	(澳) 拉 马	107
现代采矿支护件专用钢的强韧化研究 ·····	徐庆莘 霍万库 孙宏飞 吴玉萍	116
采用现场实测与有限元耦合法——对采场围岩应力场分布规律的研究 ·····	王悦汉	124
印度机械化长壁冒落法开采的新经验 ·····	(印) S·K·萨卡 S·罗伊乔特赫利 B·辛格	132
缓倾斜放顶煤工作面的压力显现特征及顶煤运动规律初探 ·····	王庆康 刘武皓 刘新河	139
放顶煤开采的顶煤活动的规律及对顶煤回收率与含矸率的估计 ·····	吴 健 于海涌 高 鹏	147
通风网络中自然分配风量的解法及其应用·····	刘承思	153
带四连杆机构的掩护式和支撑掩护式液压支架的受力分析及应力分析 ·····	于润桥 郭忠平	161
阳泉矿区煤矸石复土造田·····	于 根	175
整个输送机系统中输送带的设计·····	(西德) 汉格尔 M·	179
杨庄煤矿9101工作面突水淹井事故原因的分析·····	郑伯年	185

矿压遥测仪与采场来压预报·····	邓铁六 林紫阳 马俊亭 赵振远 黄自伟	194
沿空留巷的结构模型与支护设计·····	蒋金泉 宋 扬 刘义学	199
凸变坡转弯带式输送机转弯半径的分析与计算·····	于 岩	208
机电系统的完全模型跟随自适应抑制·····	董达生	217
矿井风网资料的计算机管理·····	王省身 刘雪峰	225
矿井中漏泄电缆电磁波的传播·····	张跃平 盛剑桓	229
容栅式电脑顶板动态仪·····	黄自伟 阎相宏	241
我国矿井热害分布及防治技术的发展·····	朱美丽	244
煤矿井下生产设备对计算机的干扰及其抑制·····	苏学成 陶安利	247
奥灰承压水体上采煤技术的新进展·····	梁仕儒	252
新汶煤田河下采煤·····	张奉先	257
综合测试在带压开采中的应用·····	刘宗才 孙振鹏 于师建	262
掘进巷道局扇通风、制冷降温风量与冷量的最优搭配·····	王隆平	269
采用PWM组件的微机矢量控制·····	韩 华 汪小武	276
煤矿矿井主泵房的噪声·····	张幼新	282
峰峰矿区辛寺庄村下采煤及其效果分析·····	邢安仕	288
矿井通风测量的整体平差·····	张惠忱 刘雪峰	295
矿用高强度圆环链失效分析及国产圆环链钢的研究·····	徐庆莘 吴传祥 孙宏飞	299
砖拱窑洞的采动损害与保护·····	何新义 张天祥 张寒松	307
煤和瓦斯突出区预测与突出能量判据研究·····	鲜学福 余楚新	314
用数理统计法探讨我国主要矿区液压支架工作阻力·····	靳钟铭 郭剑明	321
煤层发生煤和瓦斯突出瓦斯压力最小值的研究·····	俞启香	328
煤系砂岩裂隙水防治方法的研究·····	卞政修	335
连续采煤机在我国薄煤层的应用·····	刘明远 刘 成 李凤义	340
综采工作面坚硬顶板的控制设计·····	徐林生	347
地应力显现规律及其控制·····	严正方	355
采煤机液压牵引部的微机控制与检测·····	白杰平 杜志平	359
特大型突水的动力注浆快速堵水·····	梁仕儒	366
采动铁道线路路基和道床稳定性问题的探讨·····	邢安仕	370
掩护式与支撑掩护式液压支架四连杆机构选优设计的初步探讨·····	丁绍南	375
切顶支柱工作面的几个问题·····	刘明远 李芳成 陶连金	384
采场工作面前方支承压力的理论和实验研究·····	缪协兴 万德连 吴帮骥	390
矿井进风段火灾事故分析·····	许锡源 沈裴敏	397
大倾角煤层综采成套设备·····	冯泾若	403
扩大乙烯指标气体适应范围的初步探讨·····	史国华 许波云	409
倾斜和急倾斜煤层放顶煤效果初探·····	胡 伟 李成瑞 李佑林 李世昌	418
采空区压力显现规律的观测研究 ·····	王作宇 刘鸿泉 华兰鲁 林寅章 周为民 马光军	427

老顶总体位态方程及其力学机理

宋振骐 蒋宇静 顾士亮 范炜林 (山东矿业学院矿压研究所)

提 要

老顶运动与支架间的力学关系是进行顶板控制设计、检验顶板控制效果及对控制设计进行调整的理论基础。本文采用力学分析与机械模拟试验等方法,对老顶运动发展全过程进行了探讨,进一步揭示了“支——围双曲线关系”的机理。研究表明,在支架对老顶总体(即上位岩梁)的运动采取“给定变形”的情况下,改变对下位岩梁运动的控制程度,可以改变采场来压开始和持续的时间,控制老顶来压结束时的采场顶板下沉量。

随采场推进,围岩运动处于不断的发展与变化之中,采场支架与顶板岩层之间的相互作用也产生相应变化。针对具体条件下顶板岩层运动的发展特点,选择和设计支架的合理工作状态,是实现支架阻力有效发挥,和把围岩运动在采场内造成的矿压显现控制在安全所允许的范围内的保证。采场支架与顶板岩层运动间的力学关系作为选择支架合理工作状态的理论依据,国内外有关学者作了大量的探索性工作。特别是井下调压和实验室相似模拟试验都得出了在采场支架阻力与顶板运动(下沉)之间存在着双曲线型力学关系。

研究表明,支架与顶板运动间的相互作用是老顶运动发展全过程中支架与老顶总体间的相互作用。如何结合分析老顶总体运动发展的全过程来揭示这种试验得出的力学关系的机理,不仅仅是完善采场“支—围”关系理论的需要,也是现场控制实践中所急待解决的问题。本文通过采用力学分析和机械模拟试验的方法对此作了探讨。

一、老顶岩梁总体运动特点

老顶岩梁的总体运动包含自运动开始起至运动完成的全过程。一般采场条件下,在明显影响采场安全的老顶范围内,可能包含有一组或几组“传递岩梁”。已有研究表明,对于任一组“传递岩梁”来说,其运动发展都将经历“相对稳定——端部裂断——回转下沉——运动完成”这样一个发展全过程。在端部裂断后的回转运动中,又分为两个发展阶段。如果用图1中所示岩块A所受到的最大顺向弯矩 M 的变化来描述,则 M 与顶板下沉系数 ξ (顶板任一运动状态下所对应的采场内下沉 Δh_i 与无阻碍最终单降值 Δh_A 的比值)间的关系为:

第一运动阶段 $\left(0 \leq \xi \leq \frac{1}{2}\right)$

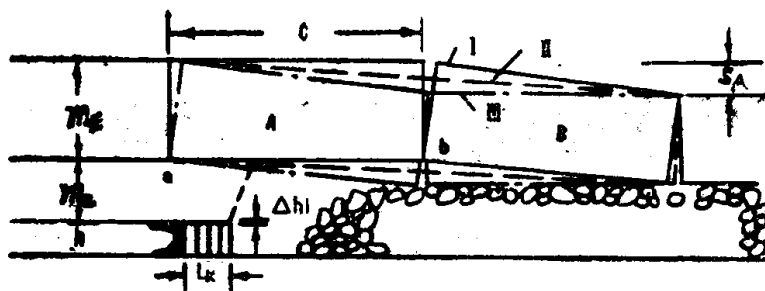


图1 岩梁显著运动过程

$$\text{I: } \xi = 0; \quad \text{II: } \xi = \frac{1}{2}$$

$$\text{III: } \xi = 1$$

$$\begin{cases} M = \left(\frac{4\xi^2 - 16\xi + 33}{24} - \frac{1}{8(1-\xi)} \right) QC \\ \frac{dM}{d\xi} = \frac{8(\xi-2)(1-\xi)^2 - 3}{48(1-\xi)^2} < 0 \end{cases}$$

第二运动阶段 $\left(\frac{1}{2} \leq \xi \leq 1 \right)$

$$\begin{cases} M = \left(\frac{\xi^2}{2} - \frac{13\xi}{6} + \frac{43}{24} \right) QC \\ \frac{dM}{d\xi} = \xi - \frac{13}{6} < 0 \end{cases}$$

式中: $Q(C)$ ——岩块重量 (步距); $N(m)$

两阶段对比:

$$M(0) > M\left(\frac{1}{2}\right) > M(1)$$

$$\left| \frac{dM}{d\xi} \right|_{0 \sim \frac{1}{2}} \leq \left| \frac{dM}{d\xi} \right|_{\frac{1}{2} \sim 1}$$

由上可知, 第一运动阶段由于所受到的回转弯矩大, 运动发展要比第二阶段迅速。如果采场支架初撑力低、支护强度不足, 下部有离层空间存在, 则在岩梁端部裂断时刻容易产生动压冲击。进入第二运动发展阶段后, 由于岩块A、B所受矸石反力增大, A、B岩块间咬合点明显上移以及沿推进方向上位移的约束, 运动将逐渐减缓, 而顶板下沉逐渐增大。

对于由多岩梁组成的老顶来说, 其总体运动是多岩梁运动的合成。总体运动发展特点仍然依据于单个岩梁的运动发展特点。以老顶由两传递岩梁组成的典型顶板条件为例。由于坚硬岩梁位于上方, 在运动处于相对稳定阶段时, 总体运动发展情况与下位岩梁单独运动时完全一致。坚硬岩梁裂断时刻, 不论下位岩梁是否已达到极限运动步距都将被迫裂断一起运动 (如图2)。如果下位岩梁被迫运动时的运动步距过小 (譬如 $C'_1 = \eta C_1$, 而 $\eta \leq m_{E1}/C_1$), 则有可能造成下位岩梁变形失稳, 在采场内引起明显的台阶下沉。如果下位岩梁被迫运动后仍然保持传递岩梁状态, 则老顶总体运动的发展可分为双岩梁同时运动与下位岩梁单独运动两个阶段 (如表1所示)。

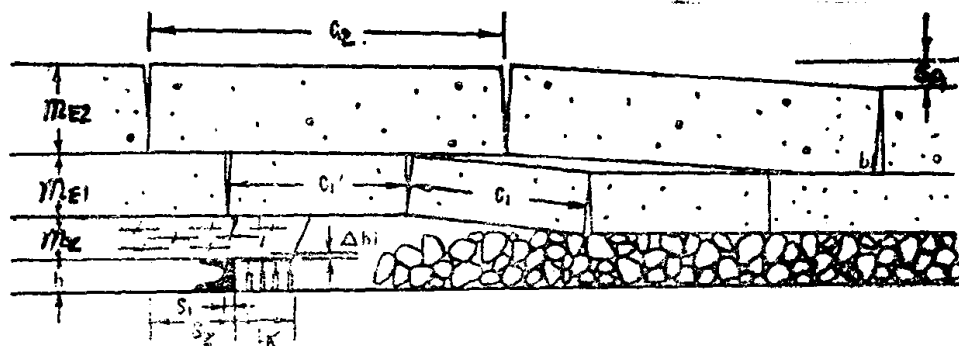


图2 多岩梁运动状态

表1

C'_1 与 C_2 的关系		$C_2 > (1+\eta)\left(1+\frac{\Delta S}{L_K+S_1}\right)C'_1$	$C_2 \leq (1+\eta)\left(1+\frac{\Delta S}{L_K+S_1}\right)C'_1$
运动过程			
双岩梁同时运动		$\Delta h_i = 0 \sim \Delta h_{A2}$	$\Delta h_i = 0 \sim h_{A2}$
下位岩梁单独运动	第一阶段	$\Delta h_i = \Delta h_{A2} \sim \frac{1}{2} \Delta h'_{A1}$	$\Delta h_i = \Delta h_{A2} \sim \Delta h'_{A1}$
	第二阶段	$\Delta h_i = \frac{1}{2} \Delta h'_{A1} \sim \Delta h'_{A1}$	
备 注		$\Delta h'_{A1}$: 下位岩梁单独运动时最终沉降值 Δh_{A2} : 上位岩梁运动完成时顶板最大下沉 $S_1(S_2)$: 下(上)位岩梁超前煤壁裂断距离。 $\Delta S = S_2 - S_1$	

在双岩梁同时运动阶段，由于上位岩梁强度高、跨度大，回转比较迅速，对采场支架将形成动载。坚硬岩梁中部触矸后（ $\Delta h_i \geq \Delta h_{A2}$ ）进入到下位岩梁单独运动阶段。尤其是坚硬岩梁运动步距与下位岩梁被迫运动步距之间有关系 $C_2 \leq (1+\eta)\left(1+\frac{\Delta S}{L_K+S_1}\right)C_1'$ 时，则相当于直接进入下位岩梁的第二运动阶段。由于矸石反力及水平方向约束力增大，运动渐渐趋于平缓、直至稳定。由此可知，老顶总体运动是一个“迅速、减慢、稳定”的发展过程。

由于下位岩梁被迫裂断时步距明显缩短（ $\eta < 1$ ），且超前煤壁前方裂断，如果支架对其运动不加限制，则运动完成时在采场内的最大顶板下沉量为 $\Delta h'_{A1} = S_A(L_K + S_1)/C_1'$ ，要比其单独运动时大1—2倍，甚至更高。对于直接顶岩层来说，随着下位岩梁的下沉，弯曲变形增大。从图3有限元研究结果中可看出，正常推进阶段下位岩梁超前煤壁5m裂断。在岩梁端部断缝前方直接顶弯曲变形很小。而受下位岩梁下沉的影响（岩块下沉倾斜度为 $\frac{1}{160} \sim$

$\frac{1}{5}$ ），在煤壁前方5~6m范围内，直接顶岩层弯曲变形较下位岩梁显著运动前明显加剧，岩层内的水平侧向应力明显减小。在超前支承压力作用下，直接顶岩层将产生超前剪切破坏区。对比图3中曲线1、2可看出，如果下位岩梁端部裂断后采场推进3m才回转（相当于下位岩梁超前煤壁裂断距离为2m），直接顶岩层的弯曲变形程度则比超前回转距离5m时有

所降低。下位岩梁超前煤壁裂断后开始回转的距离煤壁越远，采场内下沉越大，直接顶的弯曲变形及超前剪切破坏程度越显著。显然，这对于安全生产是不利的。

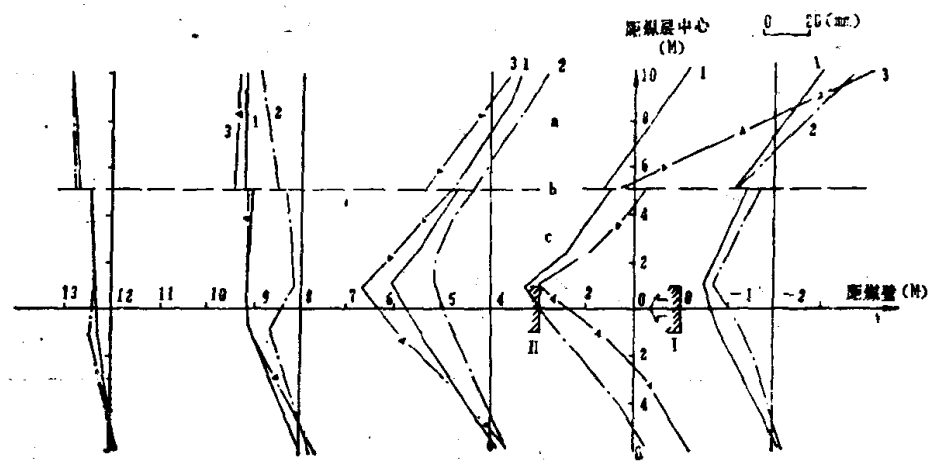


图3 下位岩梁显著运动中岩层水平变形特征
曲线1—初次裂断（I）
曲线2—初断后推进3m（II）
曲线3—周期裂断（I）

正因为老顶总体运动发展过程中有可能会对采场产生严重威胁，在这种条件下应当针对老顶总体运动的可能发展程度进行必要限制，减小来压完成时采场内顶板的最大下沉和提高直接顶板的稳定性。

二、采场支架与老顶总体运动间的力学关系

在老顶总体运动过程中，上位坚硬岩梁的运动是通过迫使下位岩层一起运动而在采场内表现出来的。支架对老顶总体运动的控制原则是给定变形”，而运动完成时采场内矿压显现程度则完全取决于支架对下位岩梁运动状态的控制程度。

如图2所示，支架在对下位岩梁进行限制、使之与上位岩梁相互贴紧时，上位岩梁将受到端部裂断线与煤壁之间、控顶区上方岩层以及采空区内垮落岩层的支撑作用。支架对下位岩梁运动状态限制程度不同，传递给上位岩梁的作用力大小也不等，总体运动在采场内产生不同程度的矿压显现。

老顶岩梁端部裂断后不同支护反力作用下层间接触应力分布状况如图4所示（有限元计算结果）。随着支护反力的提高，支架对下位岩梁运动状态控制程度提高，上下两岩梁间的接触应力随之增加，亦即支架借助中间媒介传递给上位岩梁的作用力增大(如图4中I所示)。

假设上位岩梁端部超前煤壁前方裂断的距离为 S_2 ，对照图5所示受力状态，根据其裂断后的平衡条件：

$$\begin{cases} \int_{s_2}^{s_2+L_k} q_z(x) x dx + \int_0^{s_2} q_M(x) x dx = (\frac{1}{2} Q_2 + R_{0-1}) C_2 \\ \int_{s_2}^{s_2+L_k} q_z(x) dx + \int_0^{s_2} q_M(x) dx = Q_2 - (R_{0-0} - R_{0-1}) \end{cases}$$

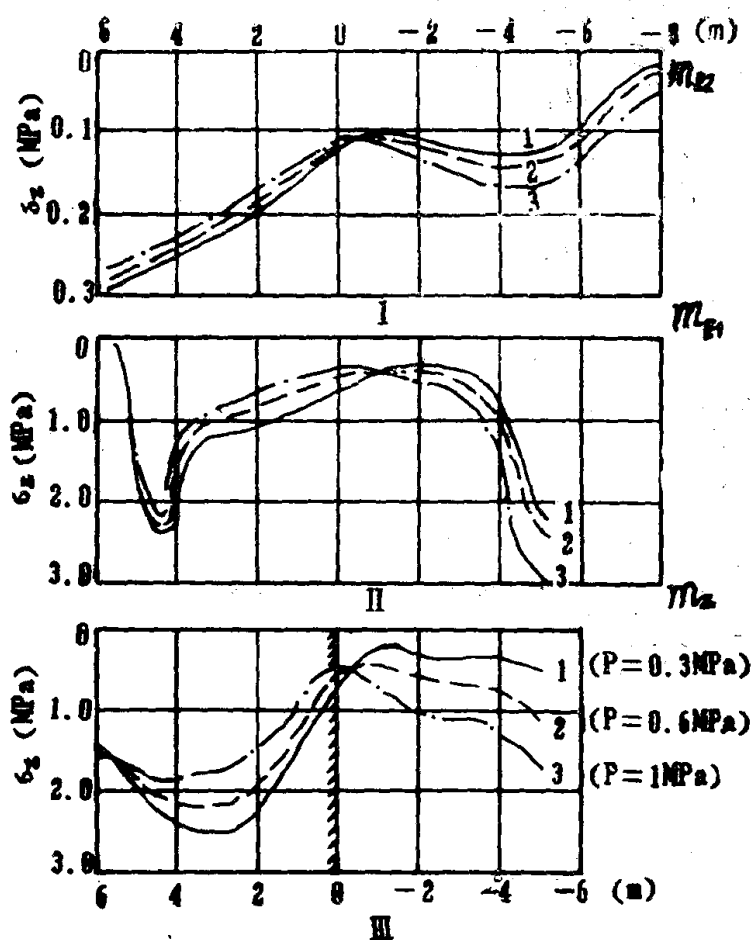


图4 不同支护强度下层间接触应力分布状况
 I—上下两岩梁间接触应力
 II—下位岩梁与直接顶间接接触应力
 III—直接顶与煤层间接接触应力

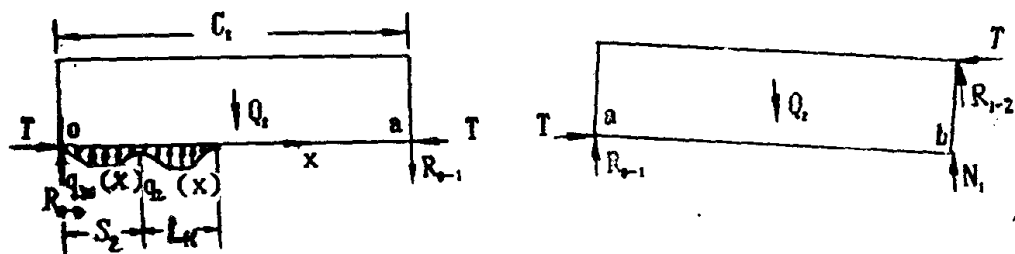


图5 上位岩梁受力示意

可得出端部裂断后维持其平衡的采场支架所需提供的下临界力 $[P_T]_F$ （即对应煤壁距断缝距离 $S_x = S_2$ ）以及上临界力 $[P_T]_L$ （即对应 $S_x = 0$ ）分别为：

$$\begin{cases} [P_T]_F = A + P_{E1} + \frac{[R_2]_F}{L_k} \\ [P_T]_L = A + P_{E1} + \frac{Q_2 C_2}{l_1 L_k} \end{cases}$$

式中： A 、 P_{E1} —直接顶及下位岩梁作用力； P_a

$q_z(x)$ 、 $q_m(x)$ —控顶区上方及煤壁前方上位岩梁所受反力集度； N/m

$[R_z]_{\text{下}}$ 一对应于 $S_x = S_2$ 时 $q_z(x)$ 的合力; N

$$[R_z]_{\text{下}} = \left(\frac{2C_2 + l_1}{S_2 + 2l_1} - \frac{1}{2} \right) Q_2$$

l_1 — R_z 距煤壁距离, 取决于控顶区内支反力分布状况; m 。

采场内实际支护强度 P_0 大小不同, 经过中间媒介直接顶与下位岩梁实际传递给上位岩梁的作用力 R_{z0} 也不同, 运动发展及其显现可为分以下四种情形:

(1) $R_{z0} < [R_z]_{\text{下}}$ 情形

上位岩梁裂断后, 不能在煤体及支架支撑作用下维持平衡而迅速回转下沉, 致使采场立即来压。运动完成后可能在采场内产生的最大下沉为

$$\Delta h_0 = \Delta h'_{A2} = \frac{S_A}{C_2} (L_k + S_2)$$

S_2 越大, 来压完成时采场内顶板下沉越大, 且采场来压持续时间越长 (此时 $S_x = S_2$), 直接顶超前煤壁前方剪切破坏范围越大、破坏程度越显著。

(2) $[R_z]_{\text{下}} \leq R_{z0} < \frac{Q_2 C_2}{l_1}$ 情形

在这种条件下, 上位岩梁端部裂断后在支护反力作用下处于暂时的平衡状态。特别是当采场支架支撑能力满足 $P_0 \geq A + P_{E1} + \frac{Q_2 C_2}{L_k (l_1 + S_2)}$ 时, 即使不考虑煤体部分的支撑作用

($R_x = \int_0^{S_2} q_M(x) dx \rightarrow 0$) 也能保持平衡。

由于采场不断推进, 裂断缝距煤壁距离 S_x 缩短, 当 S_x 小到某一限度时, 岩梁失去平衡开始迅速回转下沉。假设采场支架实际能传递给上位岩梁的支反力为 R_{z0} , 在 P_0 作用下岩梁处于平衡时断缝距煤壁的最小距离 $[S_x]$ 为

$$[S_x] = \frac{2(2C_2 + l_1)}{Q_2 + 2R_{z0}} Q_2 - 2l_1 < S_2$$

显然, $[S_x]$ 与 R_{z0} (即 P_0) 成反比, P_0 越大, 岩梁开始失稳时断缝距煤壁越近, 亦即上位岩梁端部裂断后开始迅速回转下沉的滞后时间越长, 这样, 直接顶的弯曲变形幅度越小 (如图 3)。上位岩梁端部裂断后到开始迅速回转时采场推进距离 (即采场来压缩短距离) 为 $\Delta S_x = S_2 - [S_x]$ 。运动完成时最大顶板下沉较第一种情形减小 $S_A \Delta S_x / C_2$ 。

(3) $R_{z0} = Q_2 C_2 / l_1$ 情形

此时, $[S_x] = 0$, 即在此 P_0 作用, $S_x = 0$, 采场推进 $\Delta S_x = S_2$ 时岩梁才开始回转下沉, 运动完成时采场内顶板下沉量为 $\Delta h''_{A2} = S_A L_k / C_2$, 比较第一种情形减小 $S_A S_2 / C_2$, 来压持续距离缩短 S_2 左右。

(4) $R_{z0} > Q_2 C_2 / l_1$ 情形

在这种情形下 $[S_x] < 0$, 这说明上位岩梁开始失稳时断缝位置已进入到控顶区上方。在此之前, 由于煤体和支架的支撑作用处于稳定状态 (实际上在此反力下, 上位岩梁运动状态已受到限制)。由于 $L_k + [S_x] < L_k$, 上位岩梁运动完成时顶板下沉量将小于第三种情形时的下沉量 $\Delta h''_{A2}$ 。

综合上述分析可知, 在对老顶总体运动“给定变形”的前提下, 总体运动完成时刻采场内最大顶板下沉量 Δh_0 与采场支架支承能力 P_T 之间存在着下式所示的双曲线型关系, 具体反

映在图 6 中。

$$P_T = D + \frac{B}{\Delta h_0 - C}; \quad P_c$$

式中: $D = (A + P_{E1}) - Q_2/2L_k$
 $B = S_A(2 + l_1/C_2)Q_2/L_k$
 $C = S_A(L_k - 2l_1)/C_2$

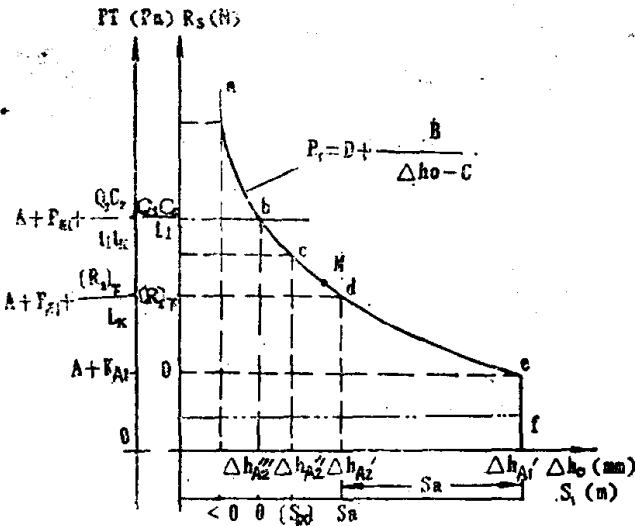


图 6 支架与老顶总体运动间力学关系综合曲线

图 6 曲线上 b 点是支架对上位岩梁运动采取“给定变形”与“限定变形”工作状态的分界点。 be 段对应的是对下位岩梁限定、 ef 段对应的是对下位岩梁进行给定。显然，当 $P_0 < A + K_{A1}$ 时， $\Delta h_0 \rightarrow \Delta h'_{A1}$ ，严重时甚至会导致台阶下沉。曲线上等速点（即满足 $dP_T/d\Delta h_0 = -1$ ）的坐标为 $M(C + \sqrt{B}, D + \sqrt{B})$ 。该点位于曲线上 d 点左侧。由此可知，以在采场支架与老顶总体运动间相互作用关系曲线上等速点处的支护强度作为支护设计时的合理值，其物理意义就在于：在上位坚硬岩梁显著运动过程中，通过对下位岩梁运动的限制来延缓上位岩梁断裂后的回转运动时间及速度，以达到防止动压冲击、降低采场来压强度、缩短来压持续时间以及提高直接顶岩层稳定性的目的。

三、采场支架与老顶总体运动间力学关系的机械模拟试验台研究

（一）机械模拟试验台特点

机械模拟试验台是一种研究采场支架与围岩相互作用关系的新型手段。试验台的主体——老顶部分每一组岩梁均由一定尺寸的塑料制块通过双向合叶连接而成。双向合叶能比较形象地表现出“传递岩梁”力的传递特性、回转运动以及咬合点的变化。块与块之间的连接处由电磁铁机构吸合，由控制台的电压调节开关控制电磁铁的断开来模拟岩梁的裂断（如图 7 中 a 所示）。模型支架以液压为动力（如图 7 中 b ），每组由六个小液压支柱组成（图 7 中 c ）。选用不同组数，可以模拟不同控顶宽度。调节各支路上的节流阀（图 7 中 b 及图 8 中 5）

即可调节每组支架对顶板的支撑力大小，可以改变控顶区内支护反力的分布状况（即合力作用位置）。

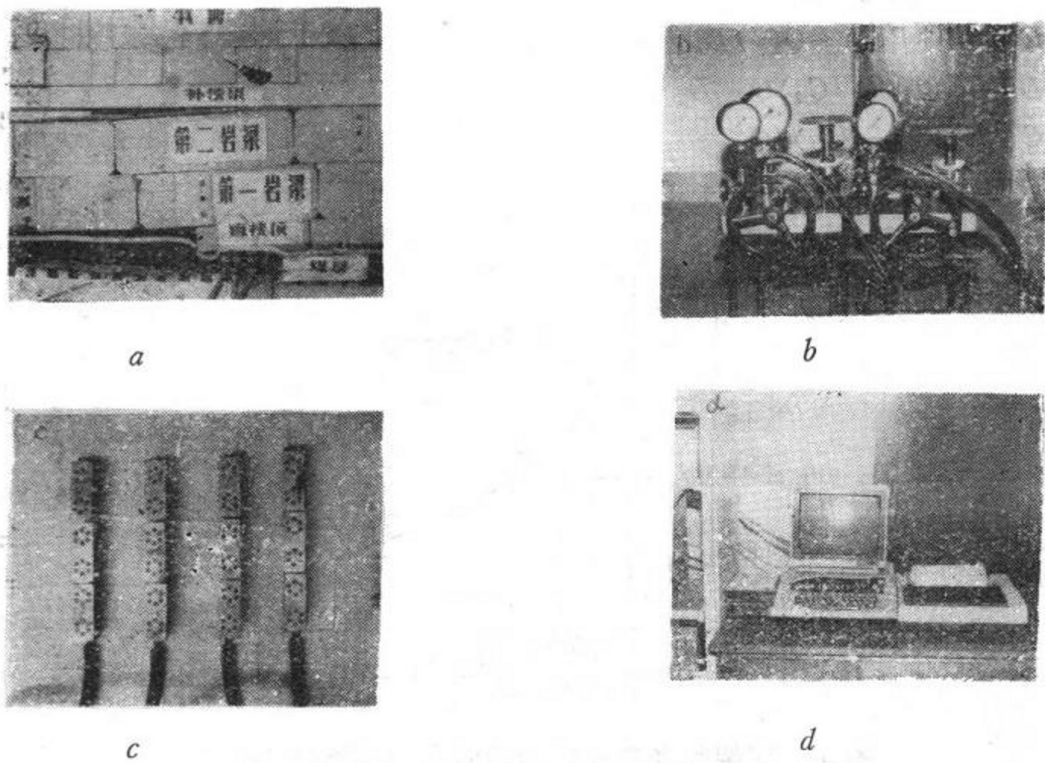
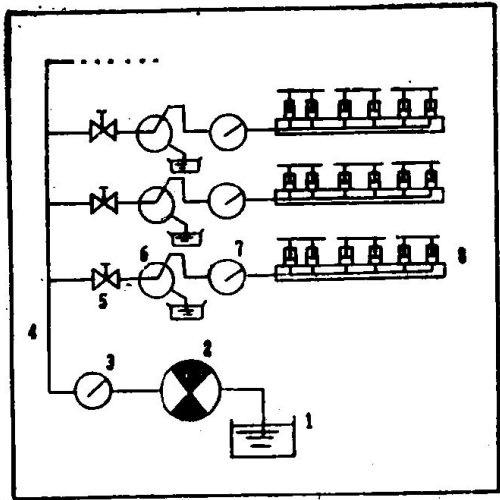


图 7 机械模拟试验台部分设备



- 1—油箱； 2—压力泵；
- 3—总压力表； 4—油路；
- 5—节流阀； 6—换向阀；
- 7—支路压力表； 8—支架；

图 8 液压操纵系统

试验结果可由APPLE II—YJD17实时应变数据采集与处理系统（图 7 中d）自动进行采集、整理并输出。

这种试验台可模拟顶板的各种组成条件，试验中可人为控制老顶的运动（包括裂断时间、裂断位置等），与相似材料模拟的受模拟水平影响、试验结果随机概率高、人为难以调节等相比，具有明显的优点。

（二）模拟试验结果分析

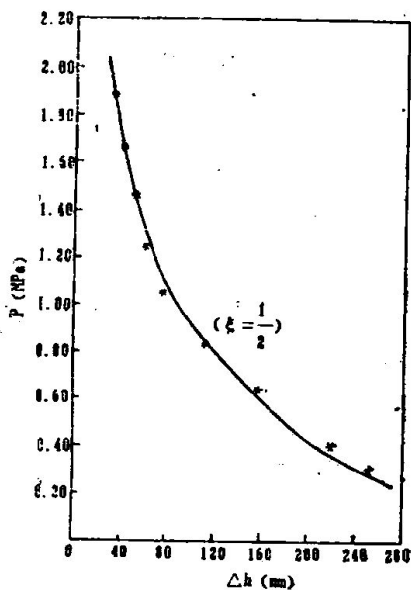
1. 下位岩梁单独运动

在上位岩梁运动处于相对稳定阶段、采场推进至下位岩梁极限步距时，调节下位岩梁端部电磁铁电压开关使其开裂。这时，对应采场支架不同的支护强度、下位岩梁运动的发展情况如表 2 及图 9 和 10 所示。在第一运动发展阶段，由于岩梁悬跨度大、矸石反力小（图 10 中 a 所示），提高支护强度 P 对减小岩梁下沉 Δh 的作用很小。试验结果（表 2）表明，两者间有下式回归关系：

$$P=0.6002+39.6595/\Delta h \qquad (r=0.9779)$$

表 2

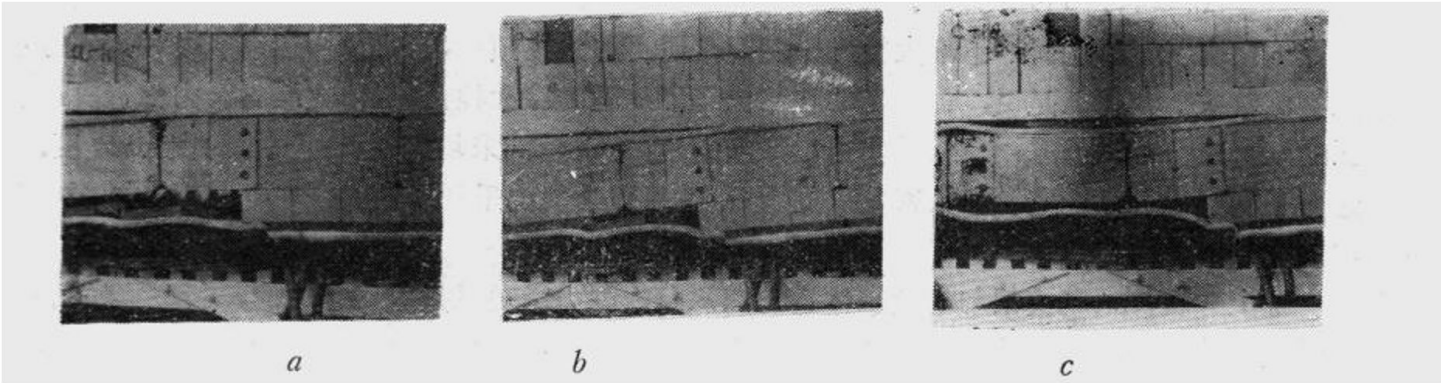
支护强度 P (MP_a)	1.88	1.67	1.46	1.25	1.05	0.84	0.63	0.42	0.29
顶板下沉 Δh (mm)	29.5	40.0	49.5	61.0	76.0	112	157	223	251
咬合点位置	$0<\xi<\frac{1}{2}$					$\xi\geq\frac{1}{2}$			



进入第二运动阶段后，由于触矸范围扩大，裂断岩块之间咬合位置逐渐上移（图 10 中 b、c），岩梁运动逐渐减缓。这时支架对其运动的阻止作用比较明显（如图 9），适当提高支反力可以明显减小顶板的下沉。在此阶段

$$P=1.5187-6.9E-03\Delta h+8.2745E-0.6\Delta h^2 \qquad (r=0.9982)$$

图 9 单岩梁 $P-\Delta h$ 关系实验结果



$$a:\xi<\frac{1}{2},\quad b:\xi=\frac{1}{2},\quad c:\xi>\frac{1}{2}$$

图 10 下位岩梁运动过程实验照片