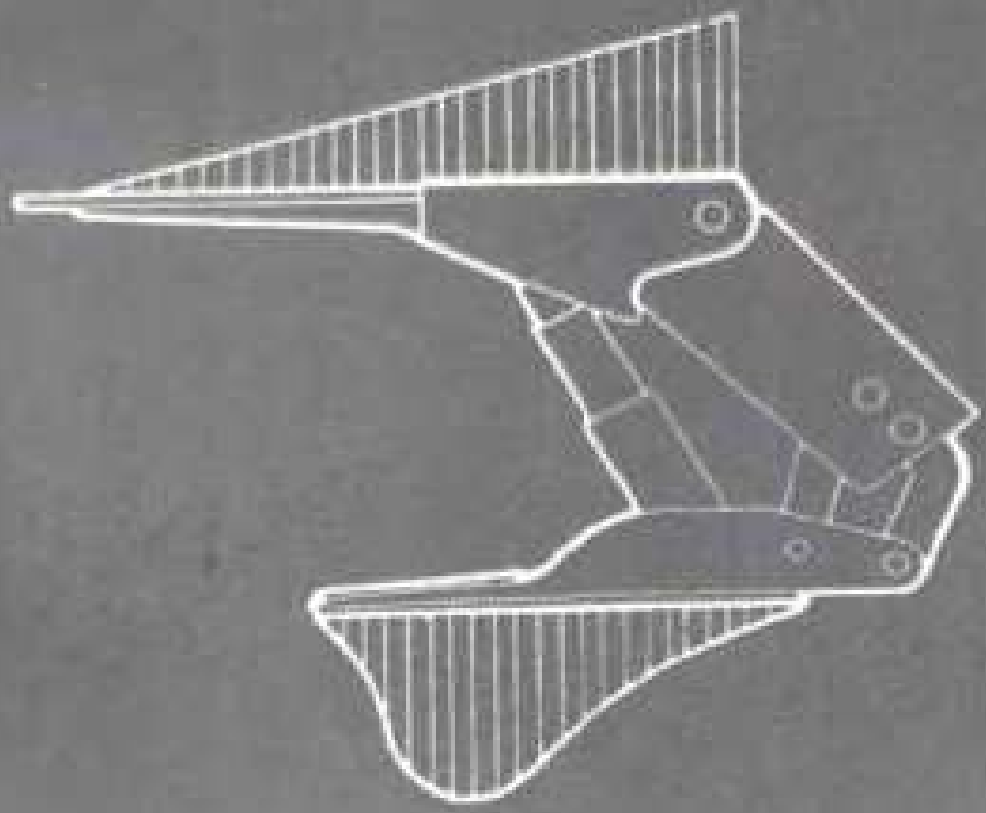
回采工作面底板岩层控制

史元伟　陈杜杰　著



煤炭工业出版社

回采工作面底板岩层控制

史元伟　陈社杰　著

煤炭工业出版社

（京）新登字042号

回采工作面底板岩壁控制

史元伟　陈社杰　著

责任编辑：孙辅权

煤炭工业出版社出版

（北京安定门外和平里北街21号）

和平印刷厂印刷

新华书店北京发行所发行

开本850×1168mm 1/32　印张 9

字数250千字　印数1—1,000

1993年6月第1版　1993年6月第1次印刷

ISBN 7-5020-0814-4/TD·753

书号 3582　G0252　定价9.50元

内容提要

本书总结了作者近8年来关于长壁工作面底板岩层控制方面的研究成果，其中包括：长壁工作面底板岩层抗压入特性的现场实测研究成果；回采工作面底板分类，回采工作面底板围岩应力变形分布及破坏规律，岩层抗压入特性的理论和实验研究。在此基础上作者提出了改善顶底板围岩控制的理论原理及技术途径；工作面顶板动态预测及支架-围岩力学相互作用工作点控制原理等。上述研究成果将对改善长壁工作面底板岩层控制有重要的现实意义。本书可供煤矿工程技术人员、管理干部，煤矿院校师生参考。

前　言

回采工作面围岩，系指对回采工作面矿压显现有明显影响的岩层，包括直接顶、老顶和直接底板。多年来，人们的注意力多集中在顶板，即直接顶和老顶的运动破坏特征及其控制上，这自然是无可非议的，因为在重力作用下顶板运动破坏一般要比底板强烈得多。但实践证明，在某些情况下，如果忽视对回采工作面底板（包括分层工作面底板或在水砂充填工作面由水砂材料形成的底板）岩层的控制同样会导致恶劣的后果。国内大多数回采工作面底板是松软、极松软的岩层或人工材料，在此条件下使用任何形式的单体支柱，包括摩擦支柱、液压支柱，如果不能有效地避免支柱钻底（即底座压入底板），将会显著降低支撑系统（包括顶、底板垫层和支柱组成的支撑体系）的刚度，降低支柱的有效支撑力，从而大大增加顶板下沉量（包括挠曲下沉和台阶下沉）并导致顶板破碎加剧，恶化控顶效果。有不少高档普采工作面，顶板状况恶劣，这也是其中原因之一。对于综采工作面，特别是使用两柱掩护式支架的综采工作面，如果底座尖端对底板的比压超过容许值，将导致支架底座钻入底板，不仅移架困难，更重要的是导致顶梁前倾，降低了顶梁对顶板的端部支撑力，从而恶化顶板状况，降低综采技术经济效果。因此，回采工作面围岩控制，不仅仅是顶板控制，底板控制也是十分重要的，而且底板愈软，其重要性愈不能忽视。

近些年来，煤炭科学研究总院北京开采研究所与很多局矿合作，在研制成底板比压测定仪的基础上，对回采工作面底板的抗压入特性进行了大量的现场测定，同时也进行了理论和实验研究，取得了丰硕的成果。在此基础上，对底板控制的实用技术，特别是

各种结构形式和不同材料的大底座进行了较深入的研究和试验。很多生产和教学单位也在这方面进行了不少研究工作。这些成果都进一步丰富了矿压理论。

本书系统地总结了近几年来底板比压研究和底板控制实践方面的主要成果，以利于发展和提高我国回采工作面围岩控制技术，进一步改善工作面技术经济效益。

目　录

前　言

第一章　长壁工作面底板控制研究现状 …… 1

第一节　国外底板控制技术研究概况 …… 1

第二节　我国长壁工作面底板控制概况 ……18

第二章　回采工作面底板岩层控制原理 ……26

第一节　回采工作面围岩应力分布规律 ……26

第二节　综采工作面液压支架与底板的力学相互作用 ……36

第三节　回采工作面单体支柱与底板岩层的力学相互作用 ……58

第四节　岩体抗压入特性的理论和实验研究 ……78

第三章　长壁工作面底板抗压入特性的现场研究 …… 101

第一节　主采煤层底板岩层的抗压入特征 …… 101

第二节　主采煤层底板极限比压和刚度 …… 115

第三节　底板穿透度与极限比压 …… 141

第四节　底板抗压入能力的影响因素 …… 145

第四章　回采工作面底板分类及控制技术 …… 154

第一节　回采工作面底板分类 …… 154

第二节　综采支架对各类底板的适应性及支架选型 …… 164

第三节　单体支柱工作面支护参数的合理选择 …… 175

第四节　单体支柱工作面支柱钻底量简析 …… 180

第五章　支架与围岩作用合理工作点的确定及支护质量监测 …… 195

第一节　支架与围岩力学相互作用合理工作点的确定 …… 195

第二节　单体支柱工作面支护质量监测 …… 239

第六章　底板抗压入特性的现场测试方法 …… 247

第一节　底板岩层抗压入特性测定仪器 …… 247

第二节　回采工作面底板岩层抗压入特性测定规范 …… 264

参考文献 …… 280

第一章　长壁工作面底板控制研究现状

第一节　国外底板控制技术研究概况

国外主要采煤国家如苏联*、波兰、美国、英国、德国等，在底板控制和底板岩层力学特性方面都进行了一定的研究试验工作。其中以波兰进行的较为全面深入。

一、底板抗压入特性和分类

早在50年代，苏联就对底板力学特性进行了一系列研究测定。全苏测量研究所在苏联库兹涅茨克煤田进行的底板抗压入特性测定结果见表1-1。

测定结果表明，最容易使支柱压入底板的是Ⅰ组煤层，该组煤层主要是不稳定的、易形成裂隙的泥板岩、泥页岩；第Ⅱ组煤层有支柱钻底现象（5～20cm）；第Ⅲ组煤层当支架最大阻力为250～300kPa时，未观测到支柱压入底板。

在莫斯科近郊煤田，全苏测量研究所在推广金属摩擦式支柱CTK和CДT时也进行了底板抗压入强度测定，见表1-2。

美国70年代在引入液压自移支架时，为避免高阻力支架压入顶板或底板，曾进行了底板抗压入能力的现场测定试验。

1．仪器及试验方法

仪器包括一个300kN的液压支柱（后改为1000kN千斤顶），5000Ibf/in²(34.47MPa)的压力表和记录器，一个具有工作压力1000Ibf/in²(6.9MPa)手动液压泵；后改为1∶150的风动液压泵，测量顶底板压入程度的刻度盘和直径1～10in(2.51～25.4cm)的圆

* 指原苏联，以下同。

表 1-1 苏联库兹涅茨克煤田底板抗压入特性

煤层组	层名	底板抗压入强度（MPa）			
		上层		下层	
		干燥的	浸水的	干燥的	浸水的
Ⅰ	那德茹林斯基		0.7～1.7		
	英斯考依Ⅰ	6.6～7.0	0.5～2.5		
	那德巴卡衣斯基		0.8～1.9		
Ⅱ	斯涅茹考夫斯基	8.0	1.2～1.5	31.5	34.9
	巴勒沙也夫斯基Ⅰ		0.3		43.5
	巴衣卡也姆斯基	5.0～5.2	1.0～2.0	12.5	10.7
	道尔玛斯（上层5～8cm）	3.3～3.7		13.0	
Ⅲ	埃格尔雅诺夫斯基（上层4～10cm）	4.6～7.5	2.5	3.3～8.0	
	勒列夫斯苗	3.7	4.2～7.5		
	鲍德需林斯基Ⅰ		5.5～7.5		
	鲍落沙也夫斯基Ⅱ	6.2	5.0		
	加列夫斯基	7.7		48.0	
	马克西莫夫斯基				

注：上层底板厚度从2～15～20cm。

表 1-2 莫斯科近效煤田底板比压

底板类别	底板岩石	容许比压（MPa）	
		变化范围	平均值
Ⅰ	很弱的浸水岩石：泥质页岩和浸水的非石英砂岩	0.05～0.03	0.15
Ⅱ	含水少的弱岩石：砂质泥岩和砂岩	0.30～1.5	0.80
Ⅲ	中等岩石：干的砂质泥岩，弱含水的层状和整体性的泥岩	1.5～3.0	2.0
Ⅳ	硬岩石：干泥岩，胶结的干砂岩	3.0～5.0	4.0
Ⅴ	高强度岩石：干的炭质和泥质页岩，无夹层的煤，石灰岩	5.0～13.0及以上	

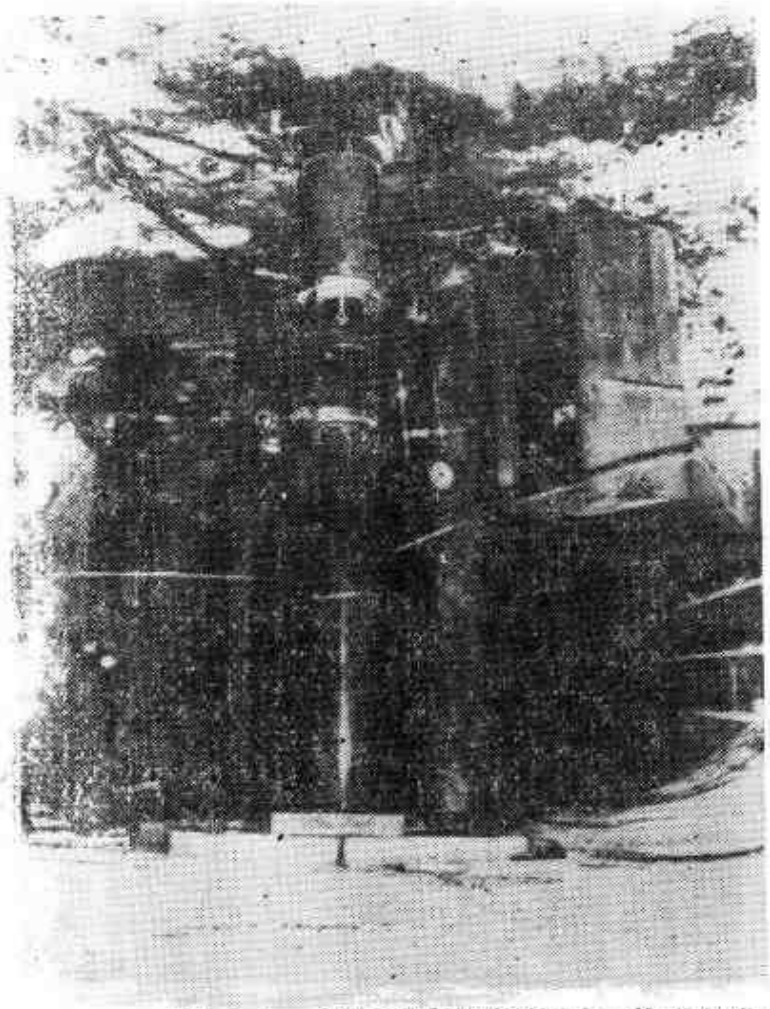


图 1-1　美国测定底板抗压入能力的仪器

形压模；随后又改为 $6\times6in^2(15.2\times15.2cm^2)$，$12\times12in^2(30.4\times30.4cm^2)$，$6\times18in^2(15.2\times45.6cm^2)$的矩形压模。液压支柱上部为大尺寸钢板和硬木块，并用木楔使木块与顶板全部接触。

附有刻度的标尺分别固定于液压支柱的活柱和缸体上。水平望远镜或水准仪置于试验点10ft(3.05m)以外。它对准两个刻度标尺观测，记下标尺的移动。望远镜的视线作为独立基准。上述仪器如图1-1所示。

加载时保持每5分钟压入0.2in(5.08Cm)的速度。当承载板载荷达到1000kN时终止试验，记录岩层开始破坏时载荷。底板的承载压力即等于施加的荷载除以承载板面积。试验地点选在拟用

表 1-3 美国煤矿顶底板承载能力的现场试验

矿名编号		1	2	3	4	5	6	7	8	9
所在州名		科罗拉多	犹他	伊斯诺斯	弗吉尼亚	西弗吉尼亚	西弗吉尼亚	西弗吉尼亚	宾夕法尼亚	宾夕法尼亚
覆盖层厚度（m）		106	305～610	201	412～610	152～244	122～244	122～183	134～183	153～244
开采厚度（m）		2.13	2.08	2.14	1.32	1.27	1.52	1.83	1.37	1.27
顶板岩性		煤	砂质页岩	页岩	砂岩下4～18cm页岩	4～15cm伪顶上为10cm煤线	页岩	板岩伪顶下面留20cm煤皮	砂质页岩下面留10cm顶煤	页岩
顶板平均承载能力(MPa)		20.7	41.4	34.5	41.4	34.5	31.1	44.85	34.5	41.4
下限估计值(MPa)			34.5	34.5	34.5	19.32	27.6	34.5	27.6	34.5
底板岩性		页岩	页岩	5cm煤底下为粘土	硬粘土	15cm页岩下为粘土	页岩	页岩	15cm页岩下为粘土	15cm底下为粘土及页岩
底板平均承载能力(MPa)		5.52	41.4	34.5	41.4	23.5	23.5	23.5	页岩底板：24.15 耐火粘土底板：41.4	煤底板：18.63 页岩底板：26.2
承载能力下限估计值(MPa)		3.38	34.5	20.4	27.6	11.04	17.04	19.32	21.39	13.8
支架额定比压(MPa)	对顶板		1.38		0.69		0.69	3.45	2.48	0.69
	对底板		2.76		5.38		5.38	5.52	3.52	1.38

长壁法开采的工作面或准备巷道。试验前要清理顶底板的松散物，并将试验表面整平，以达到比较均匀的载荷，试验用底板承载板如图1-2所示。

2．主要试验结果

主要试验结果见表1-3。

试验结果表明，试验所得的岩层承载能力的下限和平均值可用于确定垛式支架的最大容许承载能力。

矿井的试验表明，岩石承载压力随承载板尺寸和形式而变化。当试验承载面积增加时，同一岩层的平均承载能力趋于一常数，试验结果的离散性减小。

岩层的承压强度可能由于井下水作用而显著减小，但也可通过在顶板或底板留煤皮而加强。

试验结果证明所用仪器及试验程序是可行的。

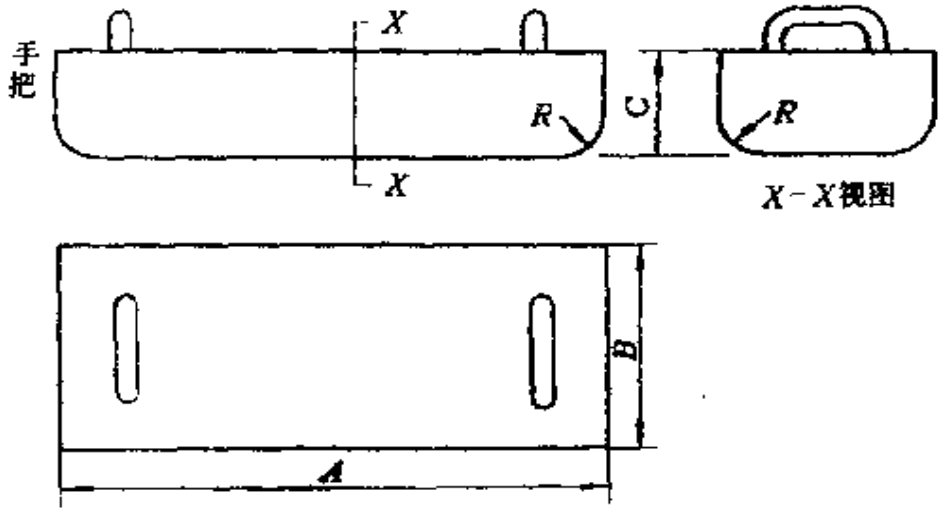


图 1-2　科罗拉多州一矿底板承载能力试验用矩形板

波兰单体液压支柱使用量较大，因而对工作面底板承载能力的研究较为重视。

1．研究方法及仪器

波兰学者认为，现场研究方法能消除在自然赋存条件下岩块特性和实验室岩块试样特性之间的差异，因而根据现场测定得到

的底板承载能力结果更接近于实际。

波兰采矿研究总院使用了两套独立的装置研究底板承载能力，即应用液压量测仪和撞针式（冲击式）穿透仪。

液压量测仪由改制的SHI-30液压支柱和直径35、50、60、70、100mm压模组成，与油缸相连一个150bar的压力表。为了

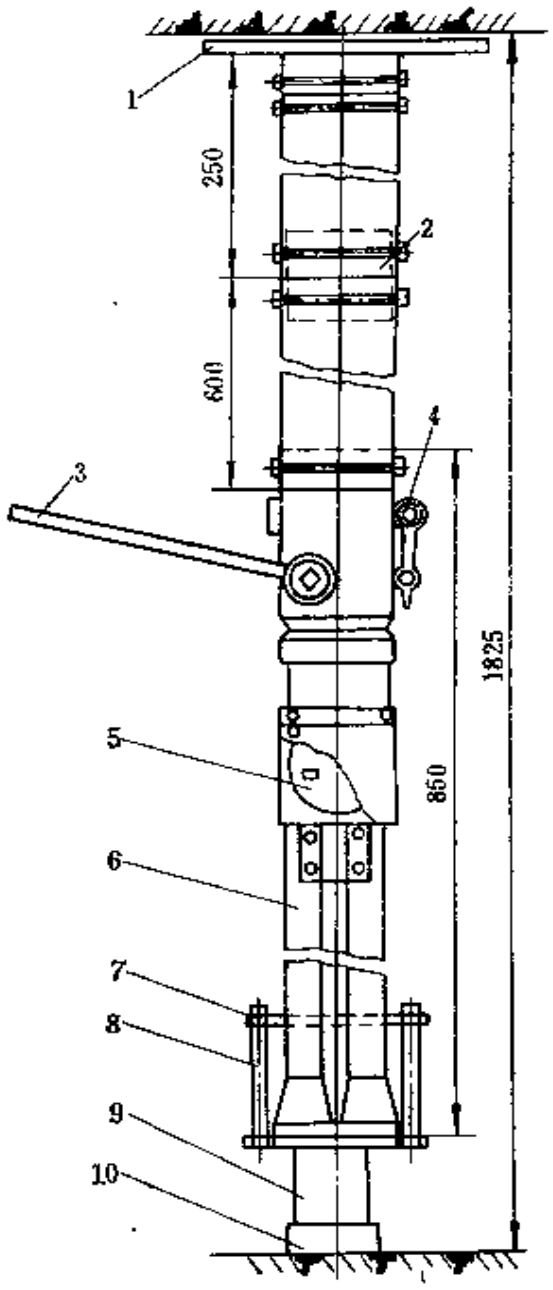


图 1-3 GIG-SHI-30型液压量测仪

1—阻力板；2—伸缩器；3—泵摇把；4—卸压阀；5—压力表；
6—支柱底套筒；7—框架；8—螺栓；9—活柱；10—底座

适应采场高度变化，测量支架配有一套接长杆，它与标准金属顶梁或圆形顶盖金属盘（直径为500mm）一起使用。在井下测量之前应在实验室进行标定，核对压力表读数与测量支架之间的关系，GIG-SHI-30型液压量测仪（比压仪如）图1-3所示。

撞针式穿透仪是一种简便但精度较低的底板承载能力测量仪。它属圆钢筒式小型冲击机。其尾部装有坚硬锋利的钢撞针，参见第六章图6-6。

采场（或巷道）底板承载能力测定使用了上述仪器。用第一种仪器得出了各种直径压模的底板抗压入强度变化与测量支架载荷之间的关系曲线。用第二种仪器得出透度仪撞针压入底板的深度和打击次数之间的关系曲线。测量时测点间距10～20m，且平行煤壁。两种测量仪均应垂直于底板支设或放置。用液压量测仪时，每次加载都应保持均匀的加载速度，相当于每分钟20～30mm。用透度仪时撞击次数为25～30次。撞针式穿透仪测量是在液压量测仪进行了测量之后在同一地点进行的。但是这些点必须是没有破坏原始结构的底板。

借助于两种测量仪可得到底板抗压入强度的平均值与底板穿透阻力系数β之间的换算关系。这种关系一经确定，为进行底板分类，用波兰采矿研究总院UPI-4透度仪即可进行快速简易的测量，而不必再用液压测量仪进行测量了。

2．测量结果分析

用液压量测仪得到的底板承载能力变化曲线实例如图1-4所示。将第一次破坏时发生的载荷（图上为46kN）除以压模面积（直径35mm），即得到“压强”，即对某一直径压模的底板承载能力，或称极限抗压入强度。

根据不同支柱底座直径测得的底板抗压入阻力，可绘出曲线（图1-5）。根据此曲线，可以推算确定当底座直径$\phi_s=160$mm时的底板抗压入阻力值。这可用几何作图或代数法解决。

其方法之一是把该切线延长至与横轴的交点，根据夹角α（图1-5）推算出本单体支柱标准底座下的底板阻力值P_s。

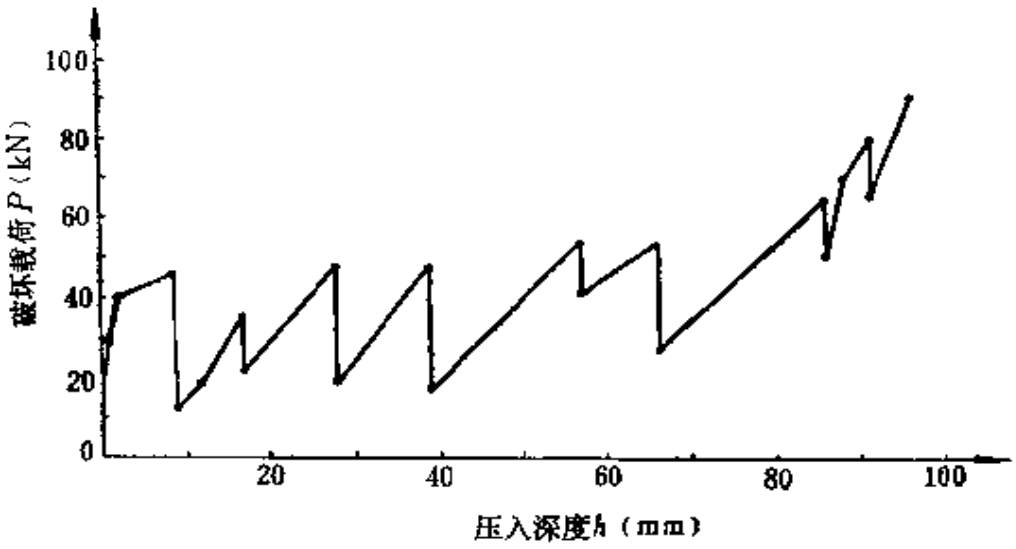


图 1-4　波兰用液压测量仪实测的底板承载能力特性

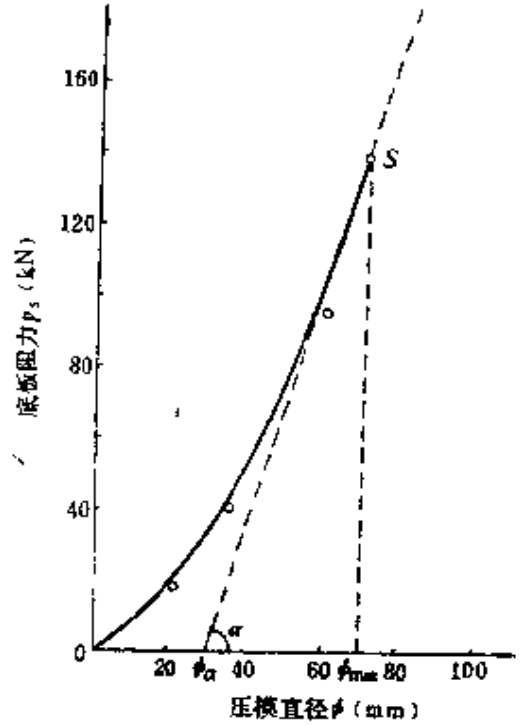


图 1-5　各种支柱底座直径下底板平均阻力曲线（波兰）

求法举例如下：

$$\mathrm{tg}\alpha=\frac{P(\phi_{max})}{\phi_{max}-\phi_0}=\frac{139}{70-30}=3.47$$

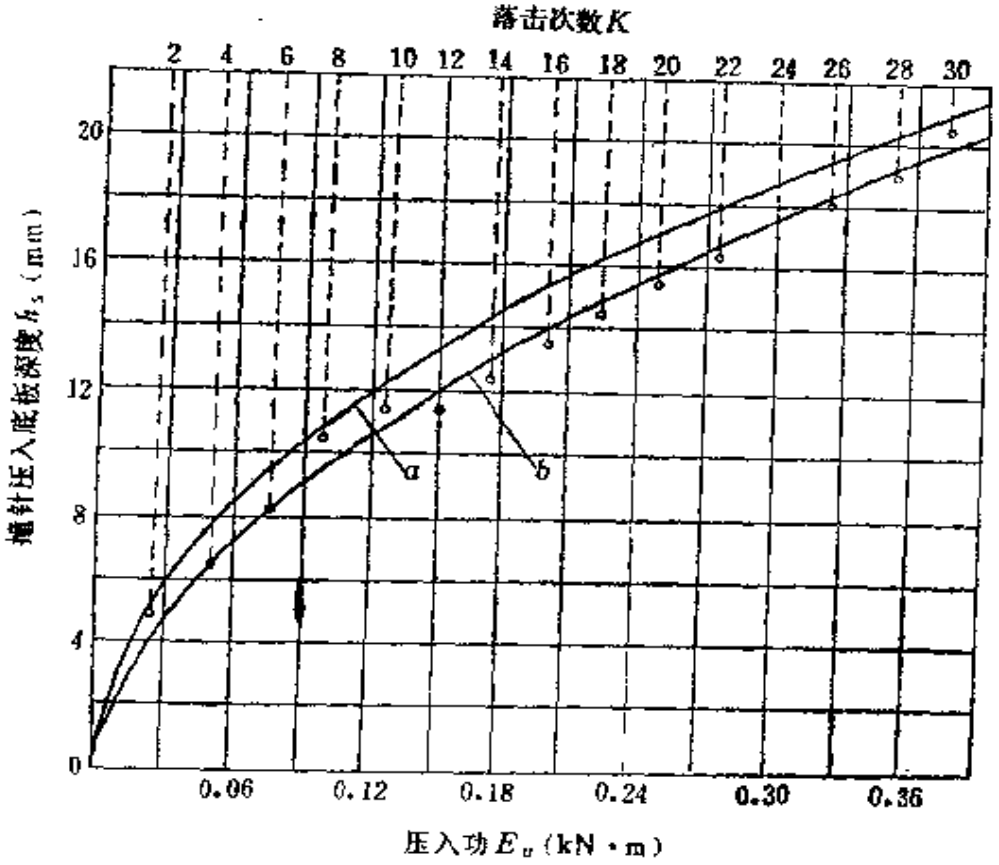


图 1-6　撞针式穿透仪撞击次数与撞进深度的关系曲线

$$P_s = (\phi_s - \phi_a) \cdot \mathrm{tg}\alpha = (160 - 30) \times 3.47 = 451 \quad \text{kN}$$

$$p_s = \frac{P_s}{\frac{\pi}{4}(\phi_s)^2} = \frac{451}{0.785 \cdot (0.16)^2} = 22.4 \quad \text{MPa}$$

此值即标准底座下的抗压强度。

用撞针式穿透仪测量时，在一个测站要进行 5 次试验，每次试验撞击次数不小于20次，从而得出撞击次数与撞进深度之间的关系曲线(图1-6)。据此曲线可求得穿透阻力系数β在图中曲线a，b均为抛物线型，但终端可近似为直线。它相对于横轴倾角α可用来计算穿透仪压进底板的穿透阻力系数β。

$$\beta = \frac{K_s}{h_s}, \ \mathrm{mm}^{-1}$$

式中 K_s——对应于曲线较稳定部分的落击次数（在落击次数 $K=30$时，可取$K_s=K-4=26$）；

h_s——对应于曲线较稳定部分的撞针压入底板深度（当 $K=30$时，此深度为对应于30次落击与第4次落击时压进深度的差值，即$h_s=h(30)-h(4)$mm。

对于图1-6 $\beta=\frac{26}{13.2}=1.97$ mm^{-1}

在类似大量工作的基础上，可以建立岩层抗压入强度p与穿透阻力系数β之间的经验公式。由9个煤层计算得到的经验公式为：

$$p_{sr}=113.83\beta \quad kgf/cm^2$$

$$或\ p_{sr}=11.16\beta \quad MPa$$

式中 p_{sr}——底板抗压强度，kgf/cm^2或MPa；

β——实测的穿透系数平均值，mm^{-1}

由经验公式计算的p_{sr}与实测的底板岩石抗压强度之差$\Delta p=(p-p_{sr})/p_{sr}\times100\%$算得的误差范围在27.9%～0.5%之间，9个矿的平均误差（绝对值）为±14%。

3．底板分类和单体支柱底座选择

底板分类可根据用液压测量仪与穿透仪测得的底板承载能力确定。其两者之间的关系分布带如下：

回归方程的直线为：

平均： $p_{sr}=1138.3\beta(N/cm^2)$或$p_{sr}=11.16\beta(MPa)$

上限： $p_g=934.6\beta(N/cm^2)$或$p_g=9.165\beta(MPa)$

下限： $p_d=1455.7\beta(N/cm^2)$或$p_d=14.275\beta(MPa)$

研究结果在这个分布带内波动。如前所述，现场实测得出的单位面积抗压入阻力值p与计算平均值p_{sr}之间的偏差绝对值不超过14%，说明所述方法是可行的。极限比压与穿透度关系如图1-7所示。

在此基础上，考虑到现有支柱的底座尺寸及额定阻力利用系数（0.45～0.82），建立如下的分类见表1-4。

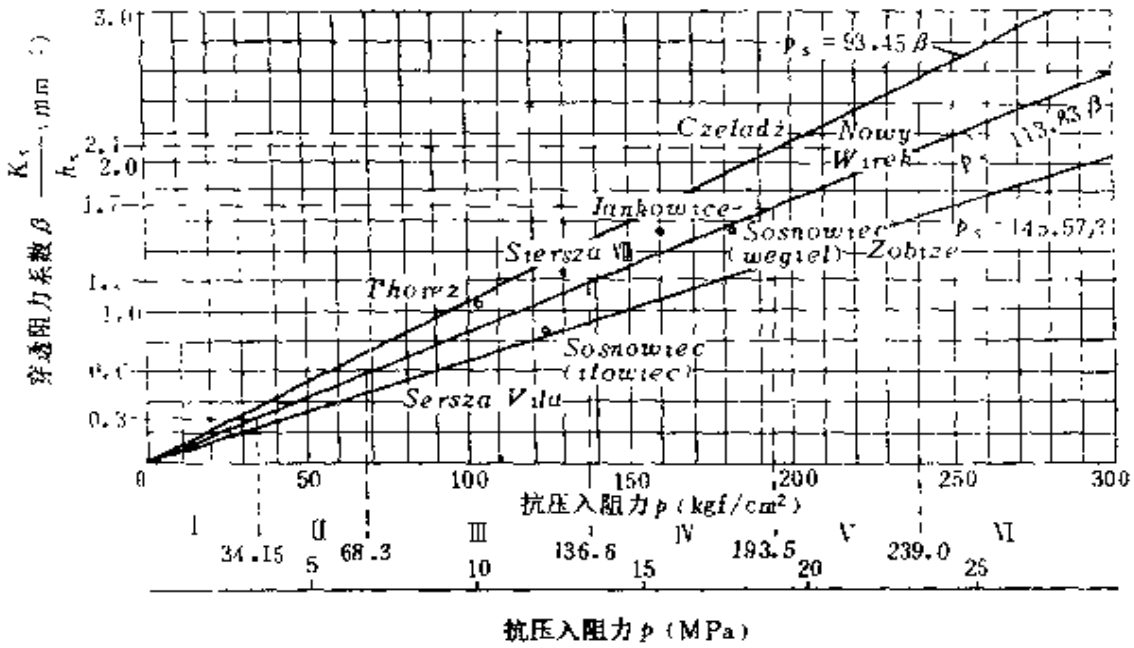


图 1-7 单位面积支柱底座上的极限底板阻力与实透阻力系数之间的关系（波兰）

表 1-4 底板类别及分类依据(波兰)

底板分类	$\beta=\frac{k_S}{k_s}$	$p=p_S/\left[\frac{\pi}{4}(ds)^2\right]$	
	(mm^{-1})	(MPa)	(kgf/cm^2)
I 很软	$\beta<0.3$	$p<3.35$	$p<34.15$
II 松软	$0.3\leqslant\beta<0.6$	$3.35\leqslant p<6.7$	$34.15\leqslant p<68.3$
III 中等致密	$0.6\leqslant\beta<1.2$	$6.7\leqslant p<13.4$	$68.3\leqslant p<136.6$
IV 致密	$1.2\leqslant\beta<1.7$	$13.4\leqslant p<19.0$	$136.6\leqslant p<193.5$
V 坚硬	$1.7\leqslant\beta<2.1$	$19.0\leqslant p<23.4$	$193.5\leqslant p<239.0$
VI 很坚硬	$\beta\geqslant2.1$	$p\geqslant23.4$	$p\geqslant239.0$

支柱施加于底板的比压应小于底板抗压入强度的75%，即容许比压p_{dop}应满足：

$$p_{dop}\leqslant 0.75p_m$$

式中 p_m——单位面积上底板抗压入阻力，MPa。

同时，底座直径不小于下式决定的值：

表 1-5 波兰各类常用支柱最佳建议

底板类别	最佳直径d_{opt}（mm）				
	Valent	SHI-07	SHC-40	SHI-30	SNP-20
Ⅰ	400	350	450	425	250
Ⅱ	350	300	400	350	225
Ⅲ	250	200	300	250	150
Ⅳ	160(166*)	134*	200	160*	100*
Ⅴ	166*	134*	160*	160*	100*
Ⅵ	166*	134*	160*	160*	100*

$$d_w \geq \sqrt{\frac{p_{nom} \cdot \eta_0}{\frac{\pi}{4} \cdot 0.75}}$$

式中 p_{nom}——支柱的额定阻力，MPa；

η_0——支柱额定阻力的利用率；

在此基础上，对各种支柱生产系列的最佳底座直径建议见表1-5。

波兰采矿研究总院要求，对于某些工作面，其底板属于Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ类时，支柱底座应按表1-5选取。当工作面为Ⅳ，Ⅴ，Ⅵ类底板时，生产型底座直径就是最佳直径。波兰学者认为，当底板很软时，使用现有的标称底座尺寸，不能达到改善工作面围岩控制的目的，必须按上述要求选择最佳尺寸。

德国一般不进行回采工作面底板围岩分类。但在巷道围岩控制方面，德国提出底板岩性指数的概念，定量上反映底板岩性对巷道围岩移近量的影响。回归公式如下：

$$k_{EV} = -78 + 0.066T + 4.3M \times SV + 24.3\sqrt{GL} + 3$$

式中 k_{EV}=单侧开采，巷道超前掘进条件下，巷道的最终移近率（以与初始高度相比的%表示）；

T=开采深度，m；

M——开采厚度，m；

底座尺寸及阻力利用值

额定阻力利用极限值P_{nom}（%）				
Valent	SHI-07	SHC-40	SHI-30	SNP-20
<80	<124	<102	<121	<80
62～124	90～181	80～160	82～164	65～130
63～126	80～161	90～180	84～163	58～116
60～78	72～101	81～113	69～97	51～73
78～98	101～133	73～90	99～120	73～90
>98	>133	>90	>120	>90

SV——巷旁充填指数（刚性充填为1，木垛为2，其他为3）；

GL——底板岩性指数（砂岩为1，砂页岩为2，页岩为3，植物根体化石软岩为4，煤为5，软煤、泥页岩、植物根体交替为6。

显然，岩石愈软，顶底板移近量愈大，且按底板岩性指数平方根呈线性增加。

德国基本上没有单体支柱工作面。对于综采工作面，为了保证支架底座尖端不压入底板，进面恶化顶板状况，德国研究了底座的几种改进类型，包括设计弹性底座、铰接前靴等，如图1-8所示。

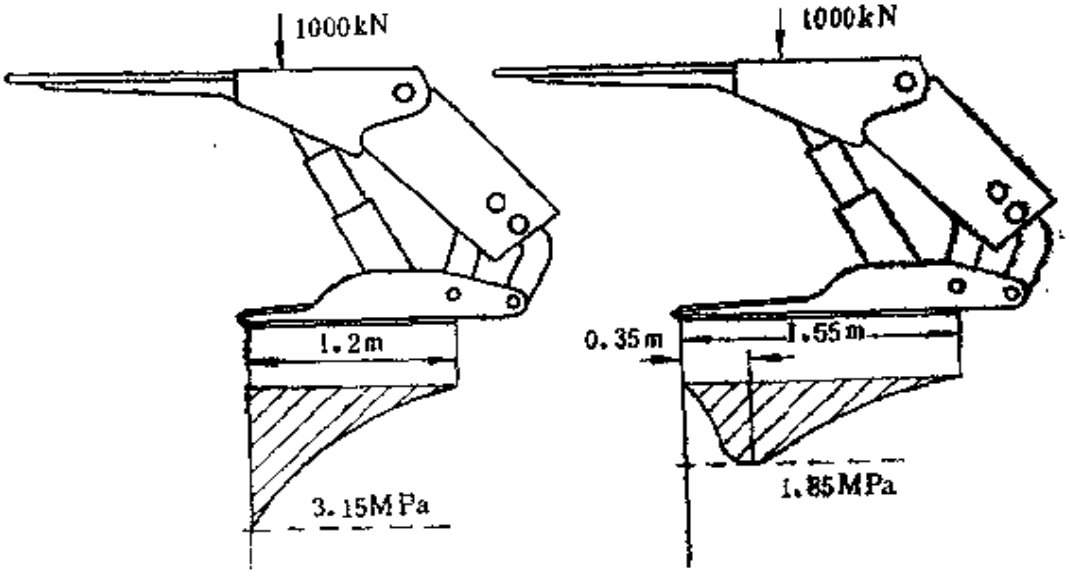


图 1-8　德国关于改善自移支架底板比压分布的途径

其基本点是使支架底座尖端的比压值，低于底板抗压入阻力。现在生产的德国自移支架，大多采用了铰接前靴结构。

二、关于支架与底板的相互作用

目前尚未见到英国回采工作面底板分类有关资料。英国学者B. G. D斯马特等，研究了通过改善顶板压力与顶底板会合量比值，实现支架性能最佳化的途径。

支架应能最大限度地控制顶底板会合量。但研究观测表明，有很大一部分会合量被压缩支架下面的基础所吸收。通过对承载基础的性能研究，可以掌握如何利用初撑力和屈服阻力（超定工作阻力），使支架保持对顶底板会合量的最大限度控制。

1．顶底板会合量的敏感性指标

单位时间内所有液压立柱内压力变化之和与同一时间内顶底板会合量的比值（简称压力-会合比），可以作为支架对顶底板会合量的敏感性指标（此值在我国称为支撑系统刚度）。

2．支架基础（底板）性质对支架顶底板会合敏感性的影响

可以认为，支架下面的底板由三层组成：最下边的坚硬岩层，中间的破碎或非常松软的岩石，上面是采煤作业造成的碎屑层。就顶部碎屑层而言，如果该层相对于支架底座最小接触面积来说厚度很小，其特性曲线如图1-9曲线$2A$，呈上升型，表示可连续压紧而不发生穿透现象。但如果该层厚度较大，在压紧之后就会出现破坏，然后支架底座穿入碎屑层向四周挤压，直至在底座之下的碎屑层使厚度减少到足以使特性曲线再次呈上升形，如图1-9曲线$2B$。如果碎屑层厚度过大，也可能根本不出现上升形曲线，而在初始压紧之后发生很大的形变，如曲线$2C$所示。

中间层的情况与碎屑层相似，但其特性曲线的拐点是在较高载荷时才出现，如曲线$2D$、$2E$、$2F$所示。

坚硬岩层形成的底板层不会发生破坏，其特性曲线呈上升形，变形很小，如曲线$2G$。

英国学者认为，实际发生的基础形变特性是上述各层曲线变化的综合，即有4种可能：$3A$、$3B$、$3C$、$3D$(图1-10)。

很明显，如果各层紧密坚实，无破坏，即无碎屑层和松软层，将会形成曲线3 A，支架对顶底板会合的敏感性很高，这是最理想的。如果碎屑层或松软层很厚，则在受载后不能形成“闭层”，而形成曲线3 C。曲线3 B和曲线3 C相似，但基础层的变形破坏只在较高的负荷时才发生。曲线3 D是因一层底板破坏而形成的。这样在生产循环大部分时间压力-会合比均很高。在临近循环末时达到屈服压力，此时压力-会合比突然降低。

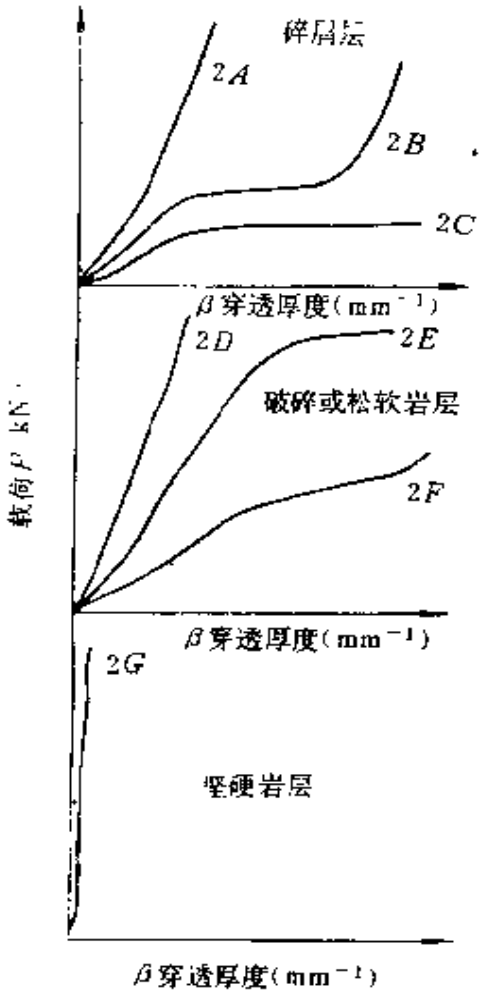


图 1-9 底板分层载荷-形变特性曲线（英国）

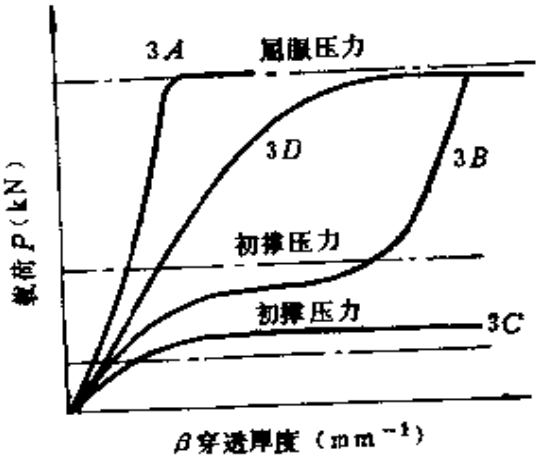


图 1-10 基础（底板）各层综合载荷-形变特性曲线

3．提高支架灵敏度的方法

英国学者通过实验室试验发现，当初撑力为9.1MPa时，至循环末，形成53mm的“会合量”，而当加大初撑力至27.3MPa时，达到循环末载荷时会合量仅10mm。因为在施加支架模拟初撑力时，已事先将作为碎屑层的压缩量吸收了。

此外，如果碎屑层或松软层很厚，则初撑后造成圈闭层所需

的压紧量势必很大，使移架困难。因此，应改进采煤作业及移架工艺，减少碎屑层厚度，同时适当增加支架底座的接触面积。而支架的额定阻力应调到既能获得理想的压力-会合比关系，又不致因压力过大而破坏基础的程度。

苏联学者根据弹粘性力学有关理论，研究了单体液压支柱与底板岩层的力学作用问题。

球形底座与底板相互作用的计算模型如图1-11所示。研究表明，球形底座与弹粘性松弛型底板接触时，底板切点中心的沉降量由下式表示：

$$Z_0=\sqrt{\frac{3}{8}\cdot\frac{Q}{K_C\cdot R}\left[1-\exp\left(-\frac{K_C}{\rho}t\right)\right]}\ ,\ \text{cm} \tag{1-1}$$

式中 Q——支柱稳定载荷，kg·f(10N)；

K_B——底板岩石的刚度 K_C，kgf/cm³(10^{-1}MPa/cm)；

R——支柱球形底座的半径，cm；

ρ——底板岩石内摩擦系数，kgf·s/cm³(10^{-1}MPa·s/cm)；

t——支柱与底板作用时间，s。

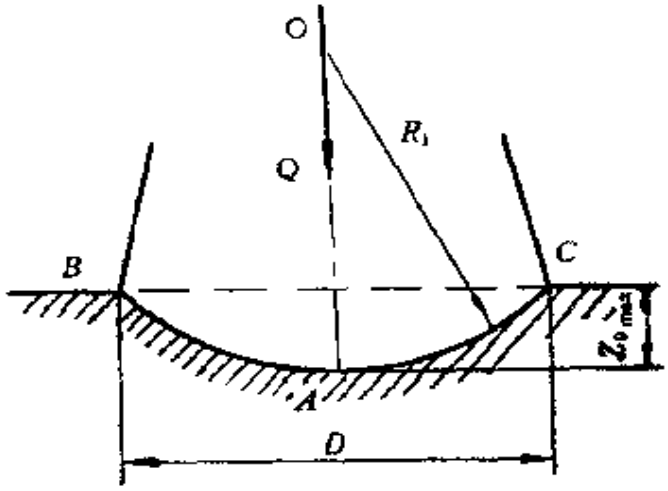


图 1-11 球形底座与底板相互作用的计算模型

随着作用时间 t 的增长，Z_0趋于稳定最大值。

$$Z_{0m}=\sqrt{\frac{3}{8}\frac{Q}{k_C\cdot R}}\ ,\ \text{cm} \tag{1-2}$$

但是，对于弹粘性松弛型底板，当支柱以固定载荷作用于底板时，球形底座在整个液压支柱工作时间内将以固定速度压入底板，因而支柱作用时间 t 后的压入量为：

$$Z=Z_0+\mu pt, \text{ cm} \qquad (1\text{-}3)$$

式中 μ——岩石的蠕变系数，$cm^3/kg\cdot f\cdot s$〔10cm/(MPa·s)〕

p——固定载荷kg·f(10N)

t——作用时间，S。

计算表明：对于液压支柱，当$Q=200$kN、$R=40$cm时，球座在切线中心的下沉量（压入量）可达0.6cm，而弹粘性松弛底板，Z值（1-3）式可达1.7cm。因此，底板的力学特性对于支柱压入量有很大影响。这里需要补充一句：所谓弹粘性是指既有弹性又具有随时间变形增长的特性（粘性），相当于弹簧与活塞串联的模型（弗衣哥特模型）。所谓松驰特性是指应变固定时，应力随时间按一定规律减少或消失的特性。

小　结

以上介绍了苏联、美国、波兰、德国、英国等关于支架与底板相互作用及底板抗压入特性的研究概况，值得我们借鉴的主要有以下几方面：

1）波兰采用的底板抗压入特性现场研究方法和测试仪器适用于各类单体支柱工作面，所得结果可直接用于单体支柱合理底座面积的选择。美国采用了大尺寸矩形和圆形压模，测定结果更接近于综采工作面自移支架与顶板的接触状况，因而可直接用于液压支架选型和支架结构设计，特别是底座结构设计。

2）英国学者认为，回采工作面底板表面层为被采动和工艺影响造成的碎屑层，具有很低的抗压入特性。为此提出将顶板载荷增量与顶底板会合量的比值作为支架敏感性指标。并通过实验证明，提高支架初撑力可造成碎屑层的早期压缩，从而提高压力-会合量比值，在我国称为支撑系统刚度。这一观点与我国近几年强调通过提高初撑力增加支撑系统刚度的概念不谋而合。它对于

松软顶底板具有头等重要意义。

3）苏联学者研究了单体液压支柱与弹粘性底板的相互作用。研究成果表明，对于弹粘性非松驰型底板，随着支柱与底板相互作用时间的延长，支柱压入底板量趋于稳定最大值。而对于弹粘性松驰型底板，支柱压入底板量将随时间线性增大。这一理论研究成果尚待通过现场测定加以验证，但应引起重视。

第二节　我国长壁工作面底板控制概况

我国统配煤矿长壁工作面数约1800多个，其中除近300个综采工作面外，液压支柱工作面近300个，其余为金属支柱及部分木支柱（水砂充填及大倾角煤层）工作面。近几年单体液压支柱发展很快，支护状况有明显的改善。

但是，我国煤矿主采煤层的底板多数为页岩、泥页岩，分层开采以煤为底板，底板较松软或很松软；而另一方面，我国金属支柱及单体液压支柱的底座与外国相比又很小，因此支柱钻底情况十分严重。支柱钻底导致顶板下沉量明显增大，顶板破碎严重。

表 1-6　金属支柱工作面钻底量统计

煤层别	薄煤层	中厚煤层	厚煤层分层采	水砂充填
统计工作面数（个）	33	48	22	18
有钻底工作面数（个）	12	19	17	18
平均钻底量（mm）	161.2	93.9	61.3	61.3
最大钻底量（mm）	420	222	150	95
钻底量占下沉量比率（%）	44.9	34.2	25.7	75.6
最大钻底量占下沉量比率（%）	64.6	70.9	35.9	78.2

注：本表根据1990年前的实测统计资料

表1-6和1-7给出了不同开采条件下底板岩性的支柱钻底量分布情况。可以看出，支柱钻底量占顶板下沉量的平均比率波动在25.7%～75.6%之间。它与采高关系不大，而与底板岩性关系密

表 1-7　工作面各种底板岩石的钻底分布

底板岩性		砂岩	砂页岩	粉砂岩	粉质页岩	页岩	煤	充填砂
支柱钻底量平均(mm)		25	173.4		205.7		97.5	81.95
支柱钻底量最大（mm）		25	222		420		150	168
钻底量与顶板下沉量比率	平均（%）	7.5	42.9		54.6		34.9	25
	最大（%）	9.25	70.9		68.2		73.0	93

• 统计工作面数较少

切。砂岩底板的支柱钻底量最小，其次是砂页岩、煤层底板，较严重的为页岩、泥质页岩，最严重的是充填砂底板（水砂充填上行开采），个别工作面竟达93%。但水砂充填工作面顶板下沉较小。

根据统计回归，顶板下沉S_T与支柱压入底板量（钻底量）S_G之间可建立如下回归方程（图1-12）：

充填法：$S_T=61.3+0.886S_G$

（相关系数$r=0.796$，统计数$n=10$）；

垮落法：$S_T=181.6+0.960S_G$

（相关系数$r=0.711$，统计数$n=20$）。

表 1-8　不同采煤方法、金属支柱钻底量与顶板下沉对比

项目	支柱最大载荷(kN/柱)	顶板累积下沉(mm)	平均支柱钻底量(mm)	比值 $\frac{S_G}{S_T}$	工作面数(个)
垮落法	16.5	288.3	139.7	0.41	24
充填法	8.14	129.95	81.95	0.63±0.22	11

由表1-8可见，垮落法工作面平均支柱钻底量达顶板下沉的40%左右，绝对值达140mm左右。而充填法则超过60%。因此，垮落法在金属支柱工作面减少了支柱钻底量，可以显著改善顶板状况。

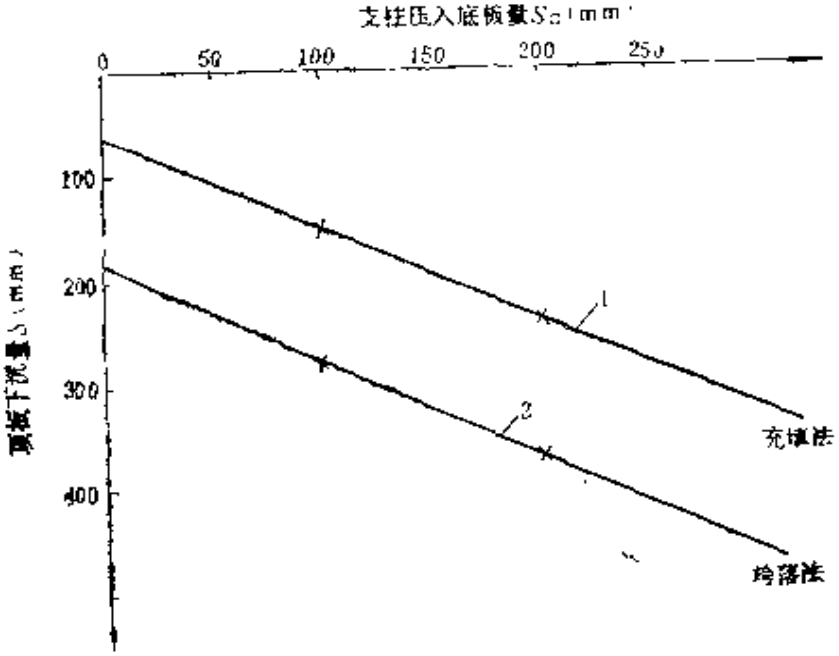


图 1-12　顶板下沉与支柱钻底量的统计关系

1—$S_T=61.3+0.886S_G$；2—$S_T=181.6+0.960S_G$

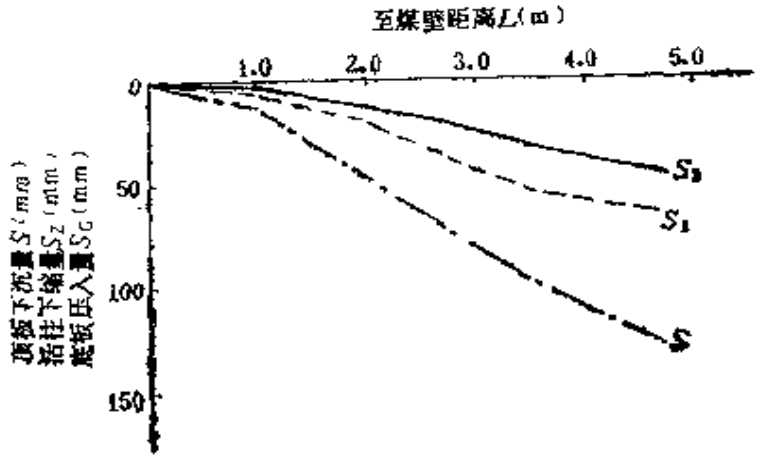


图 1-13　鸡西穆陵矿149工作面顶板下沉的组成量

S—顶板下沉；S_Z—活柱下缩（$S_Z/S=51.5\%$）；$S_G(S_2)$—压入底板量（$S_G/S=36.7\%$）

注：S——顶板下沉量；S_G——支柱压入底板量。

由图1-13～14知，支柱钻底量随远离煤壁，即随支柱载荷和顶板下沉的增加而增大，在接近采空区时达到较稳定的值。此图对于大多数摩擦支柱工作面支柱正常工作的情况具有代表性。

我国单体液压支柱工作面的支柱钻底情况尚无全国性的统计资料，现仅举几个实例加以说明，见表1-9～1-12。

表 1-9 徐州矿区支柱钻底量分布

煤层号	矿名	工作面编号	分控顶排支柱钻底量(mm)				累计钻底量(mm)		极限比压(MPa)
			1	2	3	4	平均	最大	
二层	夹河	2613	0	24	37	64	125	336	14.8
	夹河	2413	8.5	34.5	59	70	172	186	18.2
	(平均)		4.5	29.5	48	67	149	261	16.5
三层	大黄山	348	20	79	86	130	315	388	4.1
	权台	3143	3.3	69.2	64.4	61.8	198.7	223	15.4
	权台	3114	0	18.2	158.7	258.2	435.1	468	5.4
	权台	3106	156	165	102	8.1	431	487.7	7.5
	(平均)		45	83	103	115	344	392	8.1
七层	夹河	7613	25	47	148	105	325	438	14.8
	义安	7108	86	102	122	36	346	415	6.2
	(平均)		56	75	135	70	336	427	10.5

综上各表可以明确以下几点：

1）支柱钻底量与顶板下沉量（顶底板移近量）相似，随远离煤壁而明显增加，这是载荷随远离煤壁增加的结果。老顶周期来压时支柱钻底量进一步增大。

2）单体液压支柱工作面支柱钻底量的绝对值超过金属支柱工作面。这是因为单体液压支柱在工作面的初阻力和实际阻力均高于同样或类似条件的金属或支柱，而液压支柱与金属支柱的底座面积相近，从而导致对底板的实际比压增加。

3）支柱钻底量与顶底板移近量的比值，在高档普采面明显高于金属支柱工作面。对比表1-9～1-11。液压支柱工作面的上述比值可达0.7～0.95，比金属支柱工作面高0.3～0.5。由此可

表 1-10 汾西矿务局高阳矿钻底量分布

项目	第一排			第二排		
	载荷 (kN)	活柱缩量 (mm)	钻底量 (mm)	载荷 (kN)	活柱缩量 (mm)	钻底量 (mm)
来压前	97.1	2.0		107.9	7.3	
来压时	154	3.3	247.2	197.1	9.3	309
比值(时/前)	1.59	1.65		1.83	1.27	

项目	第三排			第四排		
	载荷 (kN)	活柱缩量 (mm)	钻底量 (mm)	载荷 (kN)	活柱缩量 (mm)	钻底量 (mm)
来压前	122.6	12.4		132.4	19.4	
来压时	260.9	26.3	242.5	257.9	32.7	
比值(时/前)	2.13	2.12		1.95	1.69	

表 1-11 舒兰矿务局顶板下沉与支柱钻底量

支护形式	支柱平均载荷 (kN/柱)	顶板平均支护强度 (kN/m²)	平均支护密度 (柱/m²)	顶板下沉量		支柱钻底量		钻底量与下沉量比值		顶板下沉速度 (mm/h)
				加底鞋 (mm)	不加底鞋 (mm)	加底鞋 (mm)	不加底鞋 (mm)	加底鞋	不加底鞋	
单体液压支柱	71.3	156.8	2.2	160	250	149	238	0.93	0.95	2.60
金属支柱	47.4	162.6	3.42	191	310	156	240	0.82	0.774	2.65
木支柱	37.5	147	3.92		210					3.13

表 1-12 峰峰矿务局牛儿庄52603工作面底板压入量

至煤壁距离 (m)	1.6	2.6	3.6	4.6	5.6
顶底板移近量 (mm)	48	123	205	283	372
活柱下缩量平均 (mm)	1	4	7	10	11
底板压入量平均 (mm)	37	95	188	251	333
底板压入量顶底移近量	0.77	0.772	0.92	0.887	0.895
观测循环数 (个)	37	50	48	33	15

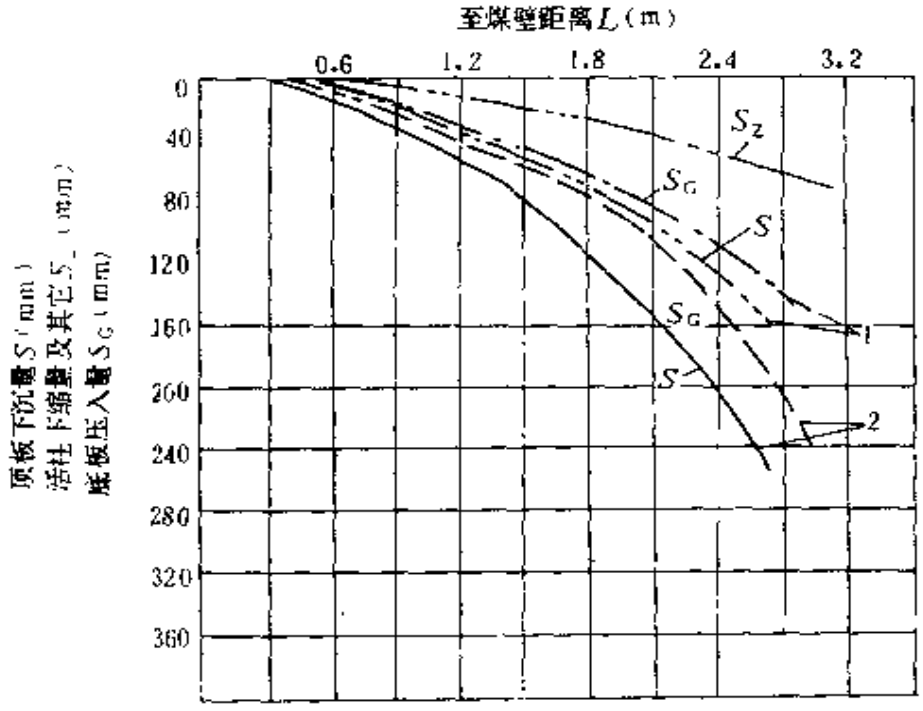


图 1-14 舒兰矿区顶板下沉量组成

1—使用底鞋；2—不用底鞋

见，高档普采面中，支柱钻底量构成顶板下沉的最主要部分。它在软弱底板岩层尤为严重。这正是当前高档普采工作面的主要问题，对于这一问题，需作进一步分析。

事实上，顶板下沉量由以下部分组成：

$$S=S_0+S_T+S_G+S_Z$$

式中 S_0——从煤壁到第一排支柱支设前的早期下沉量，mm；

S_T——顶梁背板及顶板松软垫层（松软岩石、碎裂矸石）形成的压缩量，mm；

S_G——底板垫层的压缩量和支柱压入底板量，此项总称为压入底板量或钻底量，mm；

S_Z——支柱收缩量，mm。

如果顶底板均为未破碎较坚硬岩石，即顶底板均无碎屑层，且无木背板之类刚度小的支护材料，则（S_T+S_G）值趋近于零，从而：

$$S\approx S_0+S_Z$$

第一排支柱支设前的早期下沉量S_0，既取决于顶板岩石结构组成，也取决于支护阻力及其在控顶范围内的分布。此值一般不超过10～30mm。在此情况下支柱收缩量S_Z与顶板下沉量S所构成的坐标系中，两者之间的关系为接近于45°的直线，如图1-15。而当底板以及顶板有松软垫层或支柱钻底时，S与S_Z的差值显著增加，上述直线角度将大于45°。图1-15给出工作面顶板下沉与活柱下缩的工作点分布。

由图可知，如果直线OA，O_1B视为理想状态，则可知实际工作情况对不同支柱其差别很大。在顶板下沉与活柱下缩图中，两种支柱的主要工作区间如下：

金属摩擦支柱工作面　$\beta_1=48.3°\sim67°$

$$S=\mathrm{tg}\beta_1 S_Z=(1.12\sim2.36)S_Z$$

液压支柱工作面　$\beta_2=67°\sim86°$

$$S=\mathrm{tg}\beta_2\cdot S_Z=(2.36\sim14.3)S_Z$$

相应的，顶底板垫层的压缩量（主要为支柱钻底量）分别估计为：

金属支柱工作面　$S_G=S-S_Z=(\mathrm{tg}\beta_1-1)S_Z=(0.12\sim1.36)S_Z$

液压支柱工作面　$S_G=S-S_Z=(\mathrm{tg}\beta_2-1)S_Z=(1.36\sim13.3)S_Z$

支柱钻底量与顶底板移近量的比值，估计区间为：

金属支柱工作面：$S_G/S=1-\mathrm{ctg}\beta_1=0.1\sim0.58$

液压支柱工作面：$S_G/S=1-\mathrm{ctg}\beta_2=0.58\sim0.93$

从上述统计分析及区间估计，可以明显看出，使用单体液压支柱的工作面，由于支架阻力特别是初阻力较高，如果不能避免支柱钻底，则钻底量必将构成顶板下沉的主要部分或绝大部分。可见，在高档或一般机采面，采取措施，避免支柱钻底对于改善顶板控制具有何等重要意义，应当把选择最佳支柱底座面积作为改善高档普采工作面顶板状况的主要技术途径之一。因此，必须研究各类底板的抗压入特性并进行分类。

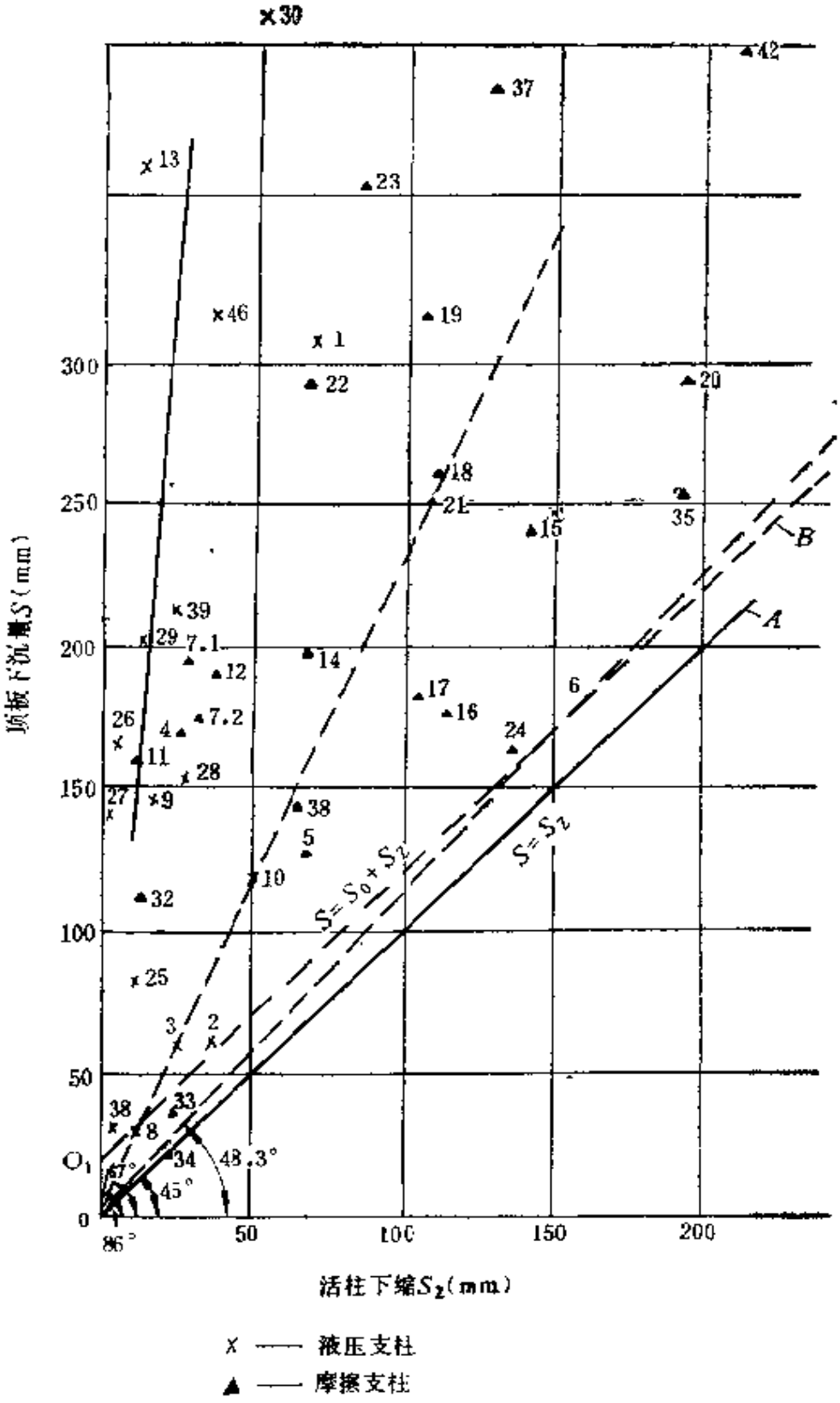


图 1-15　各工作面顶板下沉与活柱下缩的工作点分布

第二章　回采工作面底板岩层控制原理

第一节　回采工作面围岩应力分布规律

众所周知，回采工作面周围由于应力重新分布，形成高应力区和低应力区。高应力区处在工作面未采煤体（工作面前方，两侧及切眼后侧）及其上、下部围岩中，低应力区处在工作面后方采空区及其上、下方一定范围的岩层中。其主要分布特征从以下几方面综述。

一、工作面前后方底板围岩应力分布

研究和计算表明，在工作面底板围岩中，应力分布特征具有两种典型区域：工作面前方的高应力区和后方的低应力区。工作面前方高应力区有两个基本特征：

1）随靠近工作面线，底板高应力显著增长，在工作面前方5m内急剧增长，如果煤壁不发生破坏，则应力峰值处在煤壁前方2～3m内。应力集中系数一般达2～3.5。高应力区显著影响范围为20～25m。视开采深度及顶底板岩性面变。

2）单一工作面，沿工作面方向，工作面前方高应力呈抛物线分布，在工作面中部应力具有最大值，向工作面两侧逐渐衰减。工作面中部左右各30m范围内，应力峰值变化不大，面在工作面边缘距顺槽约15～20m范围内，煤壁前方的应力峰值降低20%左右。

图2-1给出了三维有限元应力计算实例之一，底板煤层下0.5m的高应力线。可以明显看出，工作面前方及两侧底板的围岩高应力分布及采空区的低应力分布。图2-2给出了工作面前后方的高低应力变化及过渡，在煤壁前后应力急剧变化。图2-3为工作面前方的高应力从工作面中部向两侧按抛物线衰减的规律。

由这些图可以看出，工作面前方的高应力集中系数在1.1～

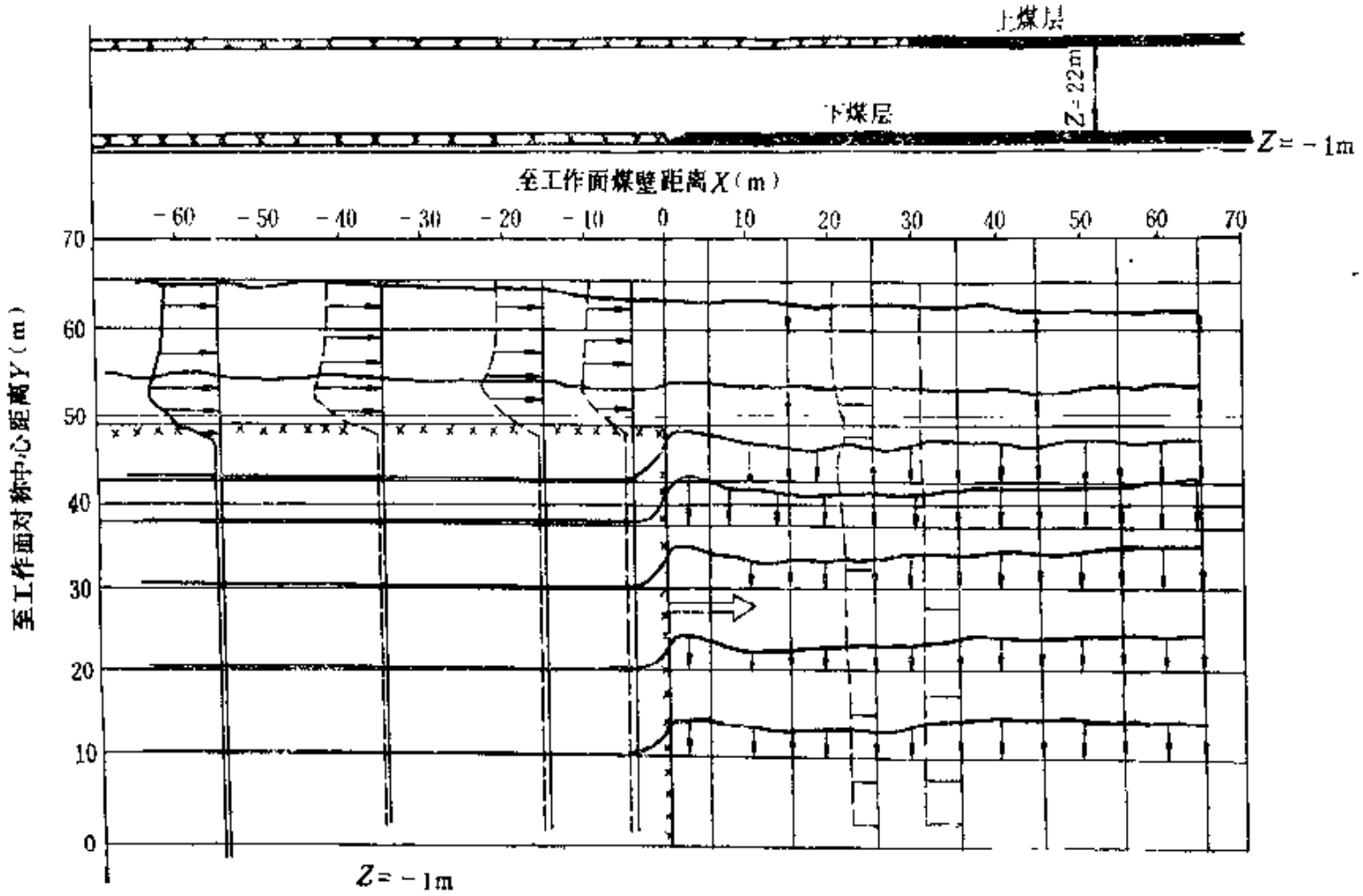


图 2-1　下煤层工作面底板垂直应力沿两个方向的分布

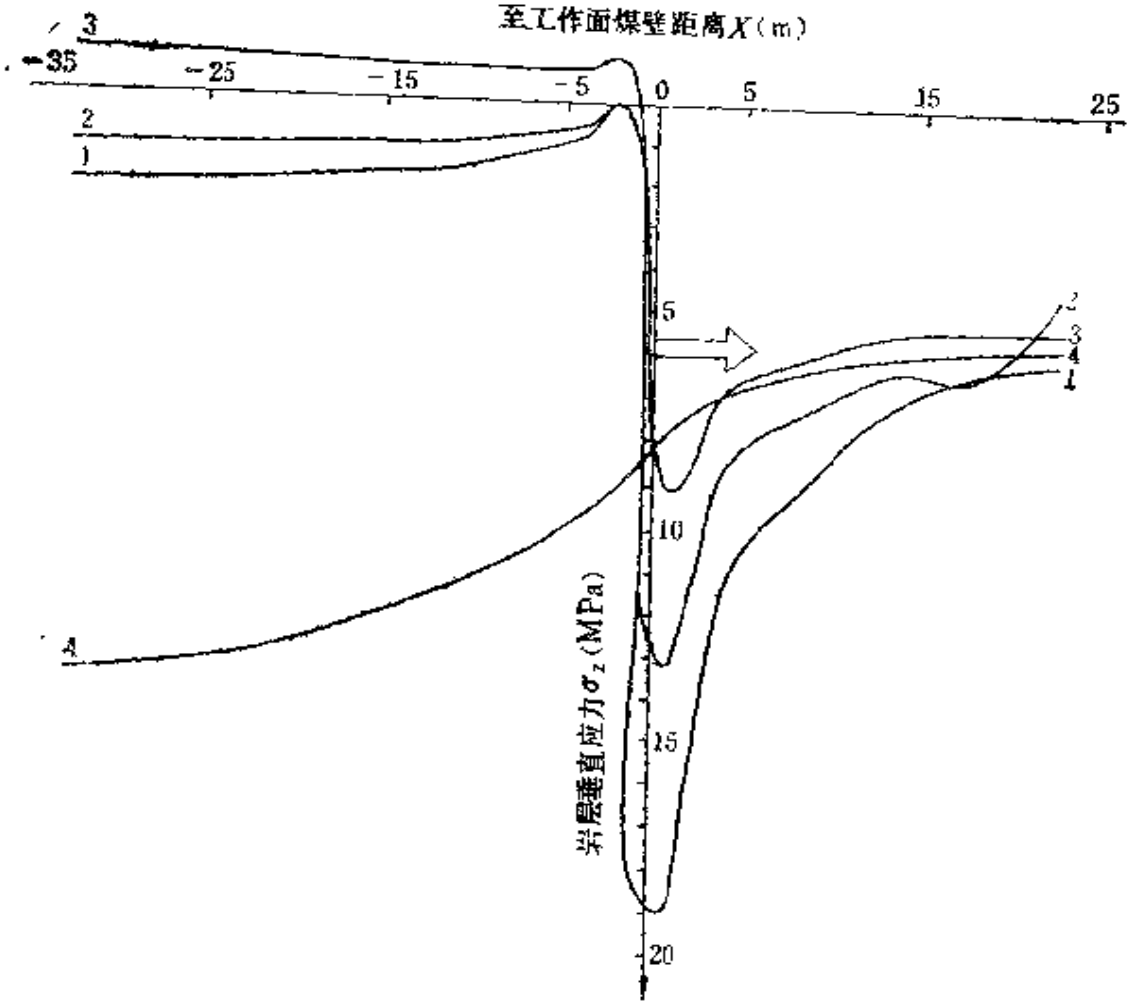


图 2-2 工作面前后方底板应力变化

测线位置：Z为至煤层铅垂距离（Z=－0.5m时）；r为至工作面中部对称面距离（1-1线Y=10m时；2-2线Y=42.5m时；3-3线Y=47.5m时；4-4线Y=52.5m时）

3.78之间变化。而采空区的低应力（煤层底板下0.5m）随远离煤壁而缓慢增加，从0.06到2.22MPa之间变化。为原始应力1.1%～43.5%（工作面后方35m范围内）。

二、工作面两侧与采空区高低应力变化

至工作面中部对称面两侧未采煤体底板高应力及邻近采空区底板低应力的变化及过渡如图2-4。

曲线1、2、3分别为工作面后方4m、7.5m、32.5m范围高低应力变化。侧部高应力随远离煤壁增加。在工作面后方32.5m

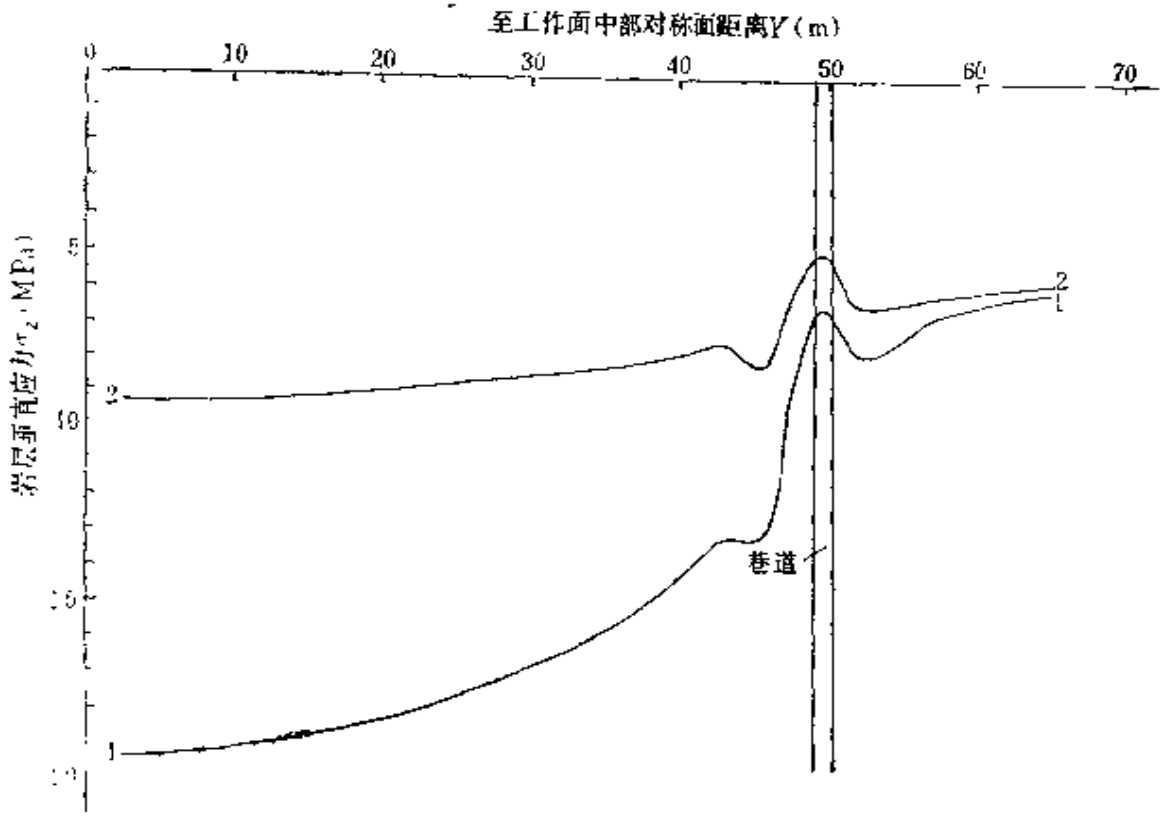


图 2-3　工作面前方支承压力沿煤壁方向的分布

测线位置：Z为至煤层铅垂距离（$Z=-0.5$m时）；X为至工作面煤壁距离（1-1线$X=0.5$m时；2-2线$X=7.5$m时）

处达13.6MPa，后方4m为8.9MPa，应力集中系数分别为2.66和1.745。采空区底板应力相应位置分别为1.02～2.22MPa，0.89～0.87MPa，相当于原始应力的20%～43.5%和17.4%～15.8%。可以看出，与煤柱下底部应力随远离煤壁增加相反，采空区底板应力随远离煤壁及煤柱边缘而增加。所有这些，意味着在煤柱边缘高低应力急剧变化和过渡。

以上概述了煤层底板1m内工作面煤壁前后方，顺槽煤柱两侧未采煤体及相邻采空区的应力分布特征。基本特点是：煤层底板应力由未采煤体或煤柱过渡到采空区底板及采场空间时，由高应力区急剧进入低应力区。这种急剧变化将导致底板岩层的松动。从而削弱其抗变形或抗压入能力。

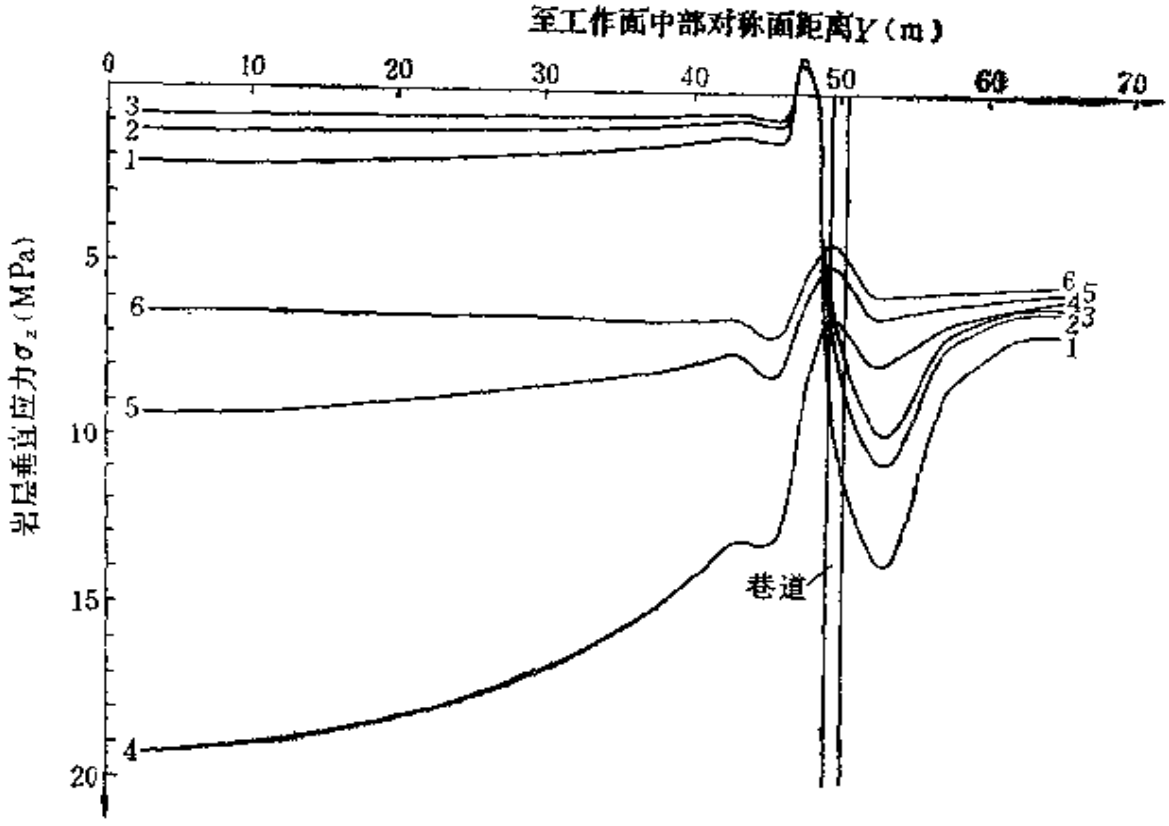


图 2-4　工作面两侧部底板高低应力变化

测线位置：Z为至煤层铅垂距离（$Z=-0.5$m时）；X为至工作面煤壁距离（1-1线$X=-32.5$m时（工作面后方）；2-2线$X=-7.5$m时（工作面后方）；3-3线$X=-4.0$m时（工作面后方）；4-4线$X=0.5$m时（工作面前方）；5-5线$X=7.5$m时（工作面前方）；6-6线$X=17.5$m时（工作面前方）

三、底板应力分布的估算

底板应力分布取决于两个因素：煤壁前方及煤柱高应力向采空区下面岩层的传递及采空区岩石来自上覆岩层移动压缩过程应力的增长。两种情况形成的应力可分别计算，然后迭加。第一种情况可视为三角形带状载荷在半无限弹性体内的传递。

三角形带状载荷形成的应力分布。集中力P作用于半无限弹性体的界面时，其下方任一点的应力可按下式计算：

$$\sigma_r=-\frac{2P}{\pi r}\cdot\cos^3\theta$$

式中　r——计算点至集中力P作用点的距离，m；

θ——计算点与集中力作用点的连线与垂线的夹角，(°)。

煤壁前方的支承压力可近似视为三角形带状载荷与矩形带状载荷之和。用积分方法可求出带状载荷下半无限弹性体内任一点的应力分布。

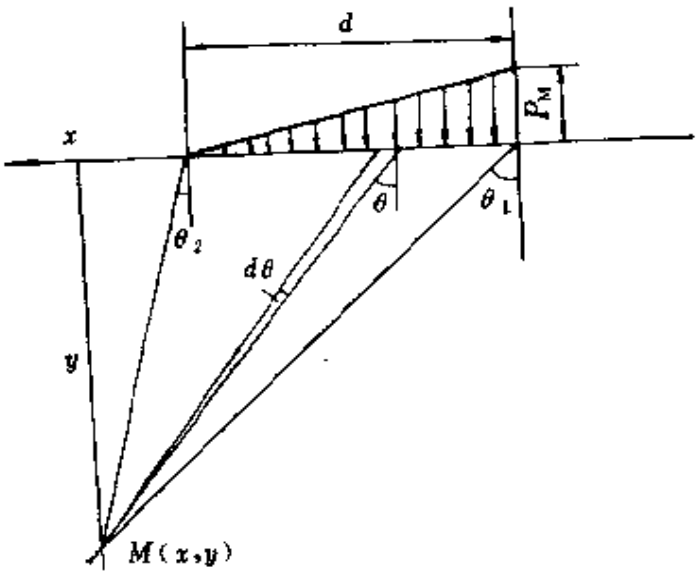


图 2-5　底板应力计算图

对于三角形带状载荷：

$$d\sigma_y = -\frac{2}{\pi} \cdot \frac{\cos^3\theta}{r} \cdot P_0$$

$$P_1 = \frac{P_M}{d}(y\mathrm{tg}\theta - y\mathrm{tg}\theta_2)$$

$$dx = r\,d\theta/\cos\theta$$

$$\sigma_{y1} = \frac{P_M y}{\pi d}\left[\frac{xy}{x^2+y^2} - \frac{(x-d)\,y}{(x-d)^2+y^2}\right.$$

$$-\frac{x-d}{y}\left(\mathrm{tg}^{-1}\frac{x}{y} - \mathrm{tg}^{-1}\frac{x-d}{y}\right.$$

$$\left.\left.+\frac{xy}{x^2+y^2} - \frac{(x-d)\,y}{(x-d)^2+y^2}\right)\right]$$

对于矩形载荷，相似地得到：

$$\sigma_{y2}=\frac{q}{\pi}\left(\mathrm{tg}^{-1}\frac{x}{y}-\mathrm{tg}^{-1}\frac{x-d}{y}+\frac{xy}{x^2+y^2}-\frac{(x-d)y}{(x-d)^2+y^2}\right)$$

式中 q——载荷集度。

以上两式相加，即为支承压力在下部底板岩层中形成的应力：

$$\sigma_y=\sigma_{y1}+\sigma_{y2}$$

$$\sigma_y=\frac{P_M y}{\pi d}\left[\frac{xy}{x^2+y^2}-\frac{(x-d)y}{(x-d)^2+y^2}-\frac{x-d}{y}\left(\mathrm{tg}^{-1}\frac{x}{y}-\mathrm{tg}^{-1}\frac{x-d}{y}+\frac{xy}{x^2+y^2}-\frac{(x-d)y}{(x-d)^2+y^2}\right)\right]+\frac{q}{\pi}\left(\mathrm{tg}^{-1}\frac{x}{y}-\mathrm{tg}^{-1}\frac{x-d}{y}+\frac{xy}{x^2+y^2}-\frac{(x-d)y}{(x-d)^2+y^2}\right)$$

采空区的底板还承受来自垮落岩石及其上覆岩层移动下沉传递的载荷。此载荷可近似地视为从控顶区以外随远离煤壁呈线性增长，并在工作面后方100m以外逐渐到达原始压力。从而也可视为三角形带状载荷对底板的作用：

$$q_x=\gamma H\left(\frac{x-a}{b-a}\right)$$

式中 γ——岩石密度；

H——开采深度，m；

x——集中力P作用点至煤壁的距离，m；

a——控顶宽度，m；

b——地表下沉盆地内边缘点铅垂线至煤壁的距离，m。

由q_x形成的底板岩层应力可写为：

$$S_{y3}=\frac{\gamma H y}{\pi B}\left(\frac{x_1^2}{x_1^2+y^2}-\frac{(x_1-B)^2}{(x_1-B)^2+y^2}\right.$$

$$\left.-\frac{x_1-B}{y}\left(\mathrm{tg}^{-1}\frac{x_1}{y}-\mathrm{tg}^{-1}\frac{x_1-B}{y}\right.\right.$$

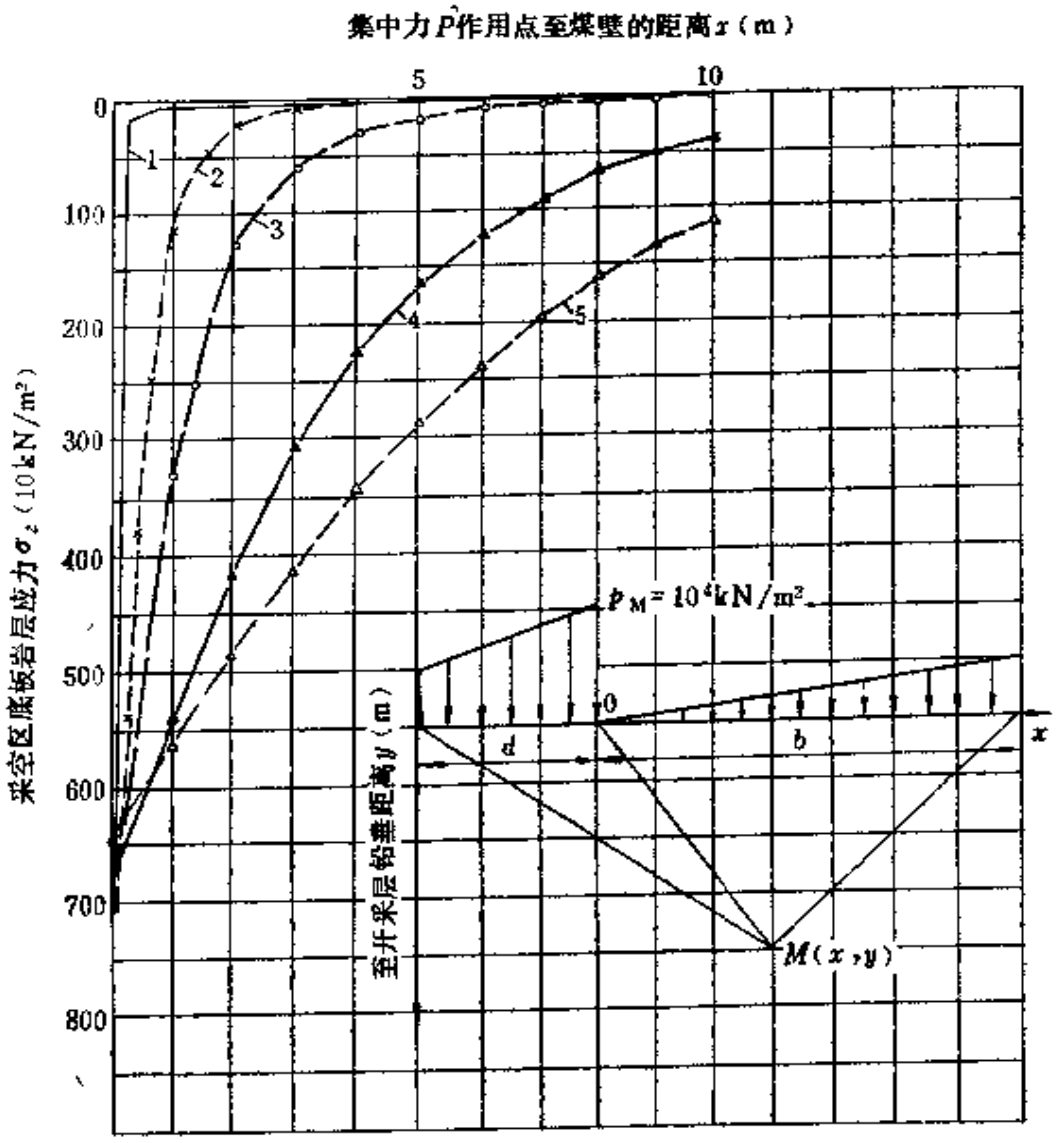


图 2-6　采空区底板应力随至煤壁距离的变化

条件：埋深$H=200$m，$P_M=10000$kN/m²，$d=30$m，$b=100$m；1—$y=0.1$m时，2—$y=0.9$m时，3—$y=2$m时，4—$y=6$m时，5—$y=10$m时

$$\div \frac{x_1 y}{(x_1^2+y^2)} - \frac{(x_1-B)y}{(x_1-B)^2+y^2}\Big)\Big)$$

式中 $x_1=x-b-a$

因此，采场及其后方底板岩层的应力可视为以上三种应力的迭加。即：

$$\sigma_y=\sigma_{y1}+\sigma_{y2}+\sigma_{y3}$$

由于σ_{y3}随远离煤壁增长很慢，在控顶区及其附近的底板应力主要由$\sigma_{y1}+\sigma_{y2}$组成。计算结果（通过微机计算）如图2-6～9。

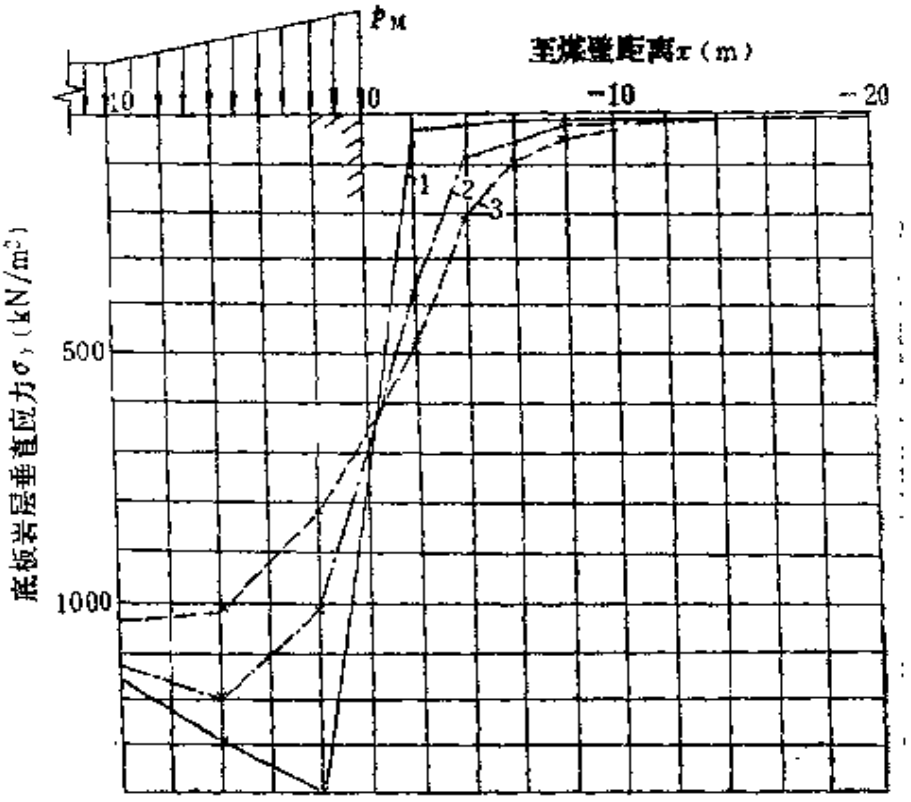


图 2-7 工作面前后底板应力变化（不考虑采空区上覆岩重）

y为至煤层深度(m)；1—$y=1$m时，2—$y=5$m时，3—$y=9$m时

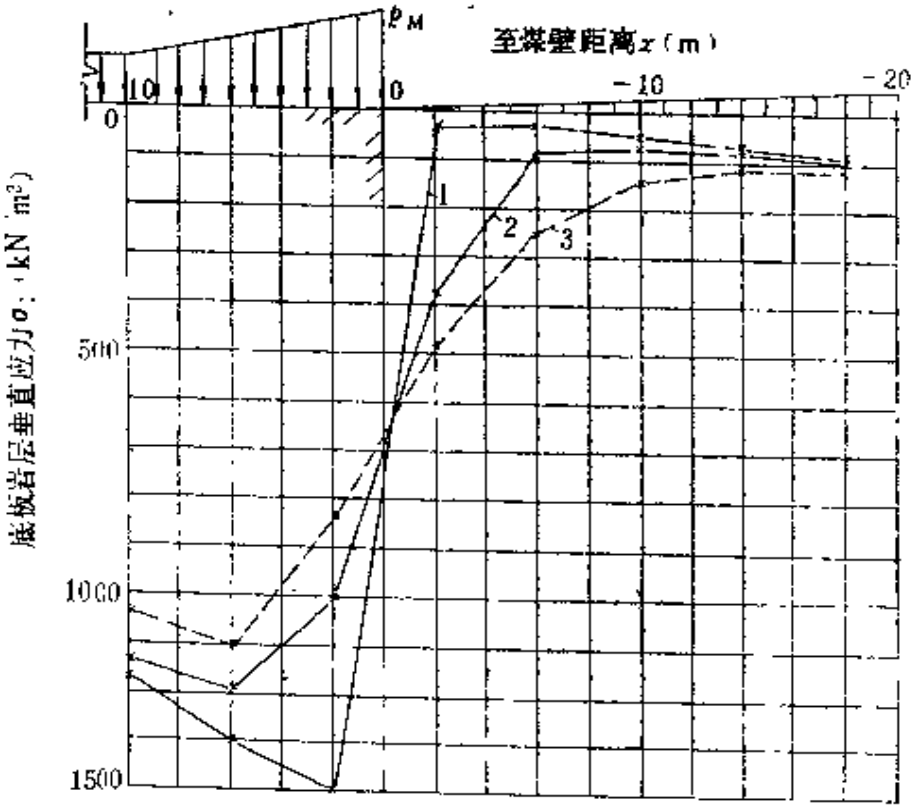


图 2-8　工作面前后方底板应力变化（考虑采空区上覆岩重）

y为至煤层深度(m)；1—$y=1$m时，2—$y=5$m时，3—$y=9$m时

由这些结果可知，从工作面煤壁前方底板的高应力过渡至工作面后方采空区底板下的低应力这种应力的急剧变化，必将引起采场及其后方底板岩层发生卸压运动并导致部分岩层特别是表层发生松动破坏，削弱底板岩层的抗压入强度。此外，底板深处的应力高于底板表层的应力，同样导致底板岩层向上鼓起的卸压膨胀，其结果也是导致岩层的原始强度的削弱。

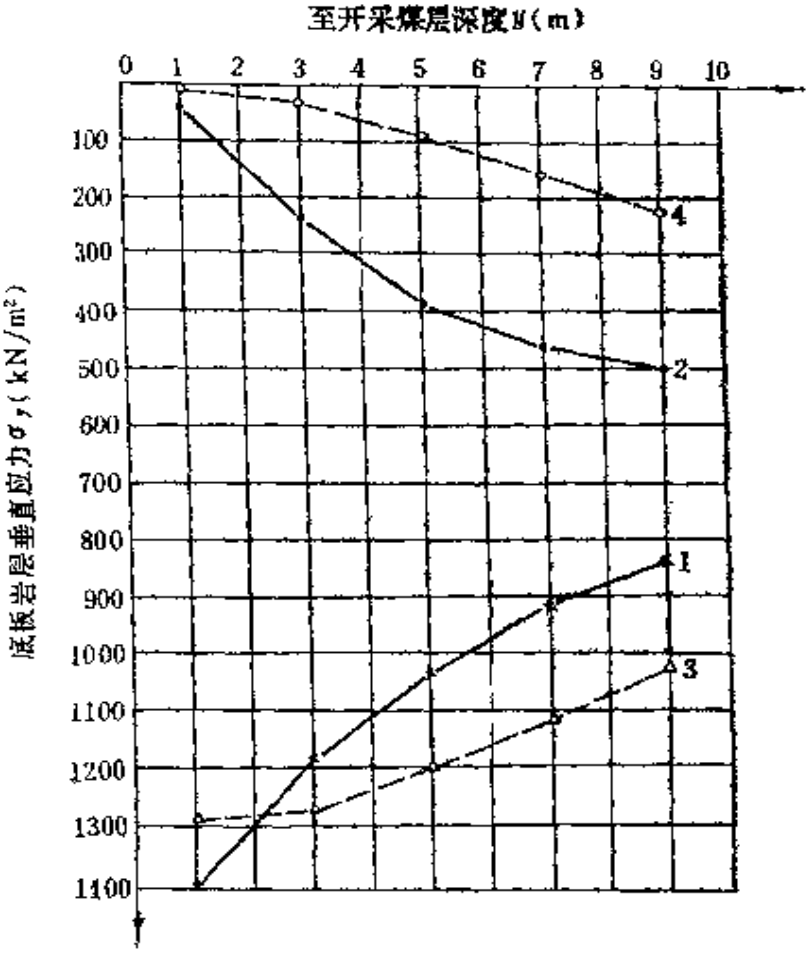


图 2-9　工作面前后方底板应力随深度的变化

x为至煤壁距离(m)；1—$x=2$m时（工作面前方煤柱下）；2—$x=-2$m时（工作面后方采空区下）；3—$x=6$m时（工作面前方煤柱下）；4—$x=-6$m时（工作面后方采空区下）

第二节　综采工作面液压支架与底板的力学相互作用

工作面支架与底板的力学相互作用是采场围岩控制和支架设计优化的重要问题。煤炭生产中工作面上发生的冒顶事故，以及综采工作面两柱掩护式自移支架在松软底板下使用发生的移架、控顶困难，其中一个重要原因就是底板受到破坏，支架插入底板降低了实际支护阻力所造成的。

这里主要论述应用弹性力学平面有限元法，具体地说是应用“SAP-5”程序，将底板设定为数层力学性质不同的层状介质，将自移支架底座设定为受几种工况载荷的梁元，建立几种方案的数值模型进行解算。在整理分析所得计算结果（底板应力与变形）时，应用莫尔-库仑准则求出底板岩层剪切破坏的分布规律。

研究的主要问题是各种因素（如采场环境，底板结构与岩性，支护结构、工作状态和阻力等）对底板应力、变形和破坏区分布的影响，以及它们之间的相互关系。

一、计算模型简介

为研究支架与底板的相互作用，模拟了现场实际，设计了如图2-10所示的有限元平面应变模型。其主要特点是：

1）计算模型模拟的底板岩层长度22.2m，深度为4m。上边界为承受支承压力、支架和矸石层载荷的自由边，下边界为固定边，两侧边界为对称边（边上各点水平位移等于零）。

2）模型中间有2.2m长的支架底座载荷区，它是由多个细长单元组成。

3）采场模型中支架前方有1.6m的空载区，然后是按两个梯形分布设计的支承压力载荷区。其载荷峰值点之值分别为$0.5\gamma H$，$3\gamma H$，$2\gamma H$（H为埋藏深度，一般取200m，γ为岩石平均密度，一般取2.5t/m^3）。其分布长度为8.4m。如图2-10。

4）支架后方为2.0m的空载区，然后是按三角形分布的矸石层下载荷区，其末端载荷值为$8\gamma M$(M即采高，为3m)。

5）底板分为5个岩层，总厚4m。其上部1.8m分别由页岩和砂岩变换成几种组合构成。余下的2.2m为两层软层夹一层厚1.6m的页岩所构成。

6）支架底座设定为由22个梁元所构成，其上作用有按QY支架受力设计的节点力P_1，P_2和P_3。全底座又分为四段，其结构参数见表2-1。

7）按支架工作阻力（2000kN/架，3000kN/架，4000kN/

架），支架工作高度（1490mm，2580mm，3060mm）和掩护梁上载荷（有、无）设定的6种工况分别给P_1，P_2，P_3定值进行计算。6种工况受力状态图如图2-11。

8）另设一个特例模型，即实验室模型。此模型是将上述采场模型支架前方支承压力和后方岩石层下压力全部设定为零。它相当于实验室液压试验台的情况，但其底板不是刚性的。

表 2-1 支架底座结构参数

参　数	长度L(cm)	截面积A(cm^2)	惯性矩I(cm^4)
第一段（前段）	80	667	3.18×10^4
第二段	20	1190	13.4×10^4
第三段	40	923	11.3×10^4
第四段（后段）	80	774	74.57×10^4

二、采场底板的应力和变形特征

（一）采场掩护式支架模型的应力分布特征

1．垂直应力分布

如图2-12，可看出在前方支承压力、支架和后方岩石层压力的共同作用下，不同深度底板岩层的垂直应力分布。它有以下特点：

1）支架前方煤层支承压力区，底板有很高的压应力，其分布与支承压力的分布相近，但随着深度的增大而趋于均匀化。

2）支架下方压力：距煤层底板0.3m深以内，底板岩石强度较高时由于支架前方拉应力的影响，底座尖端下方并无高应力出现，较高应力出现在底座中部。随着远离工作面底板，支架下方的应力减小，并逐步恢复前端应力高，后端应力低的分布特征。

3）在支架前后的空载区下方，埋藏较浅的岩层（深达0.7～1.3m）出现拉应力，反映了从煤壁至采空区一定范围内卸压区的特征。

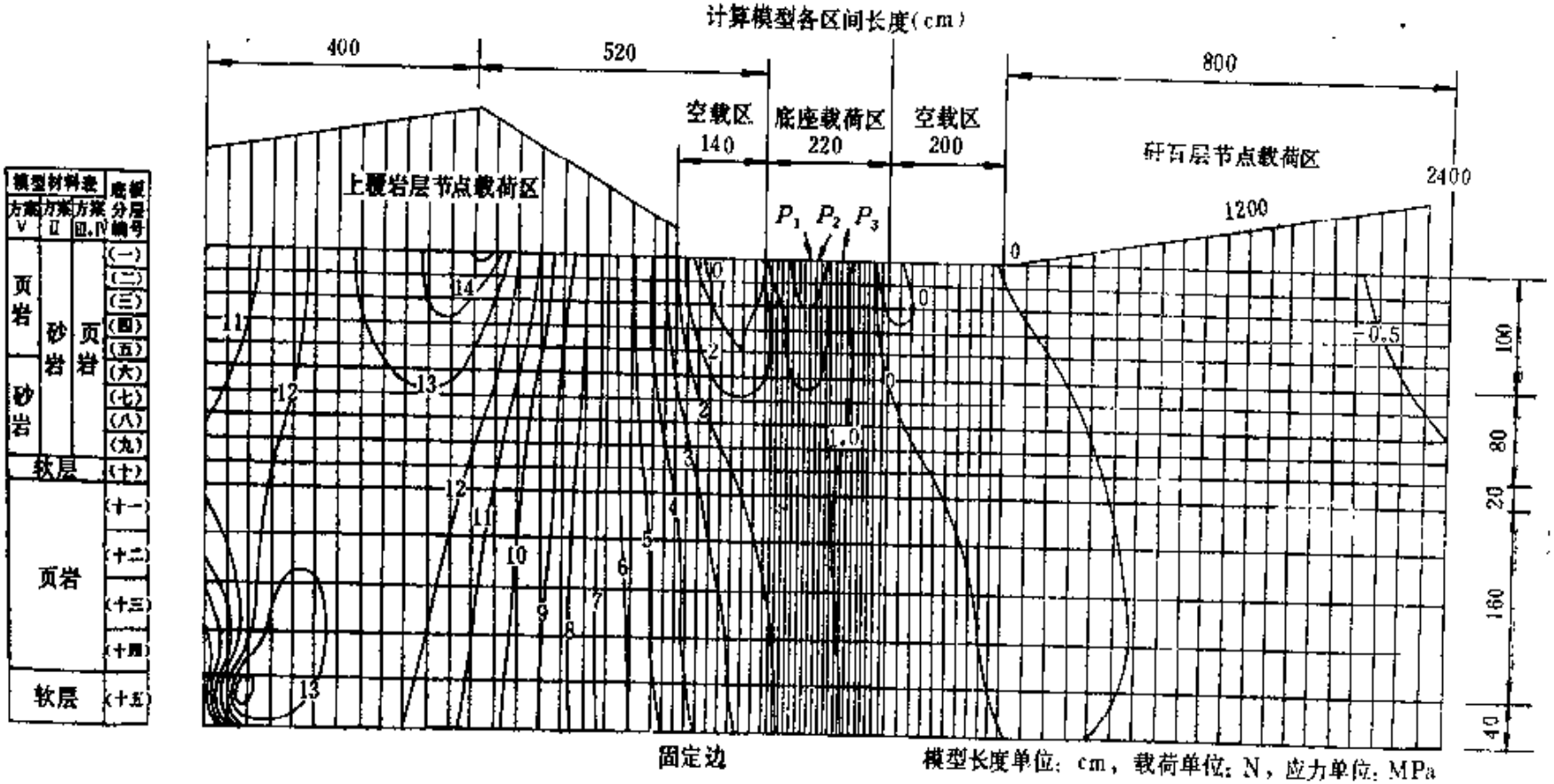


图 2-10　采场模型设计图及其底板岩层垂直应力等值线图
（方案V，工况 3）

4）支架后方底板岩层垂直应力：由图2-13可见，在支架后方2.3m以外，不再有煤柱支承压力的直接作用，而呈现为两个区：深部为卸压形成的拉应力区，浅部为由矸石层压力形成的压应力区。支架后方7.8m处，底板岩层的垂直应力反映了上部矸石层压力和底板岩层自重的影响。

由以上特征可以认为，采场支架与底板的相互作用，在浅部（距煤层0.7m内的底板）为支架与卸压岩层（从煤壁前方支承压力区卸压）的相互作用；在深部为支架载荷与前方支承压力扩散形成的高应力区的作用。浅部卸载岩层的拉应力与支架底座前端下面的垂直应力迭加的结果，使底板应力有均匀化的趋势。

2．水平应力分布

支架前后5～6m处的水平应力分布如图2-14。由图2-14可知：

1）在支架前方空载区，水平应力为拉应力，随着靠近煤壁其值从最大（约11.2MPa）趋于减小。此趋势一直保持到深入煤

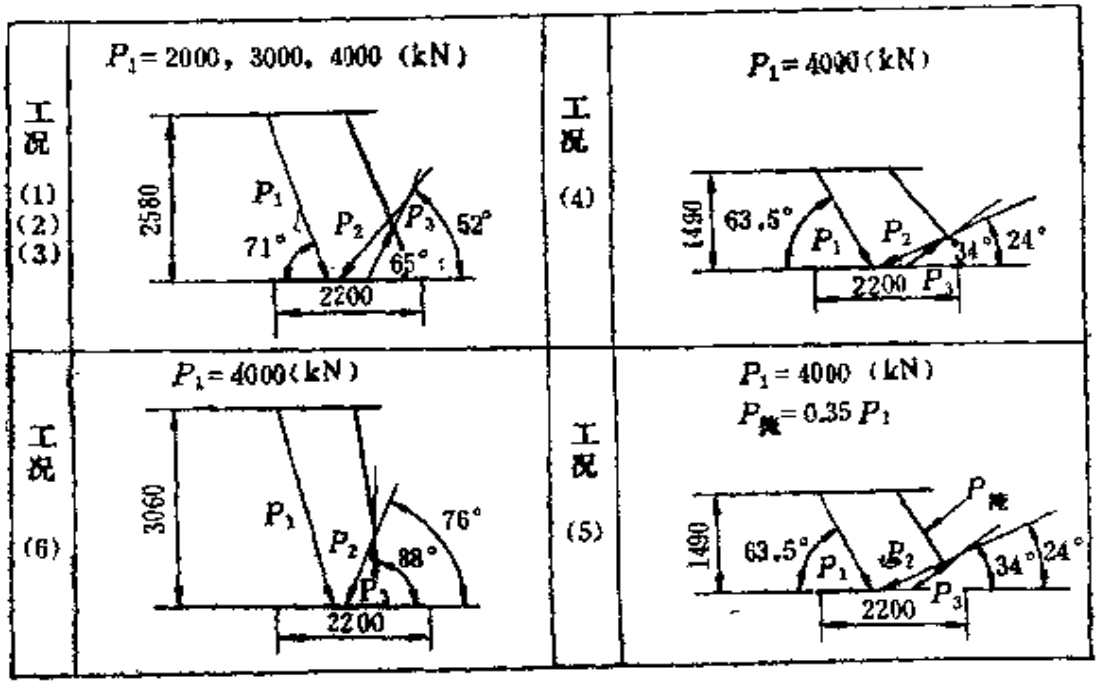


图 2-11　支架6种工况受力状态图

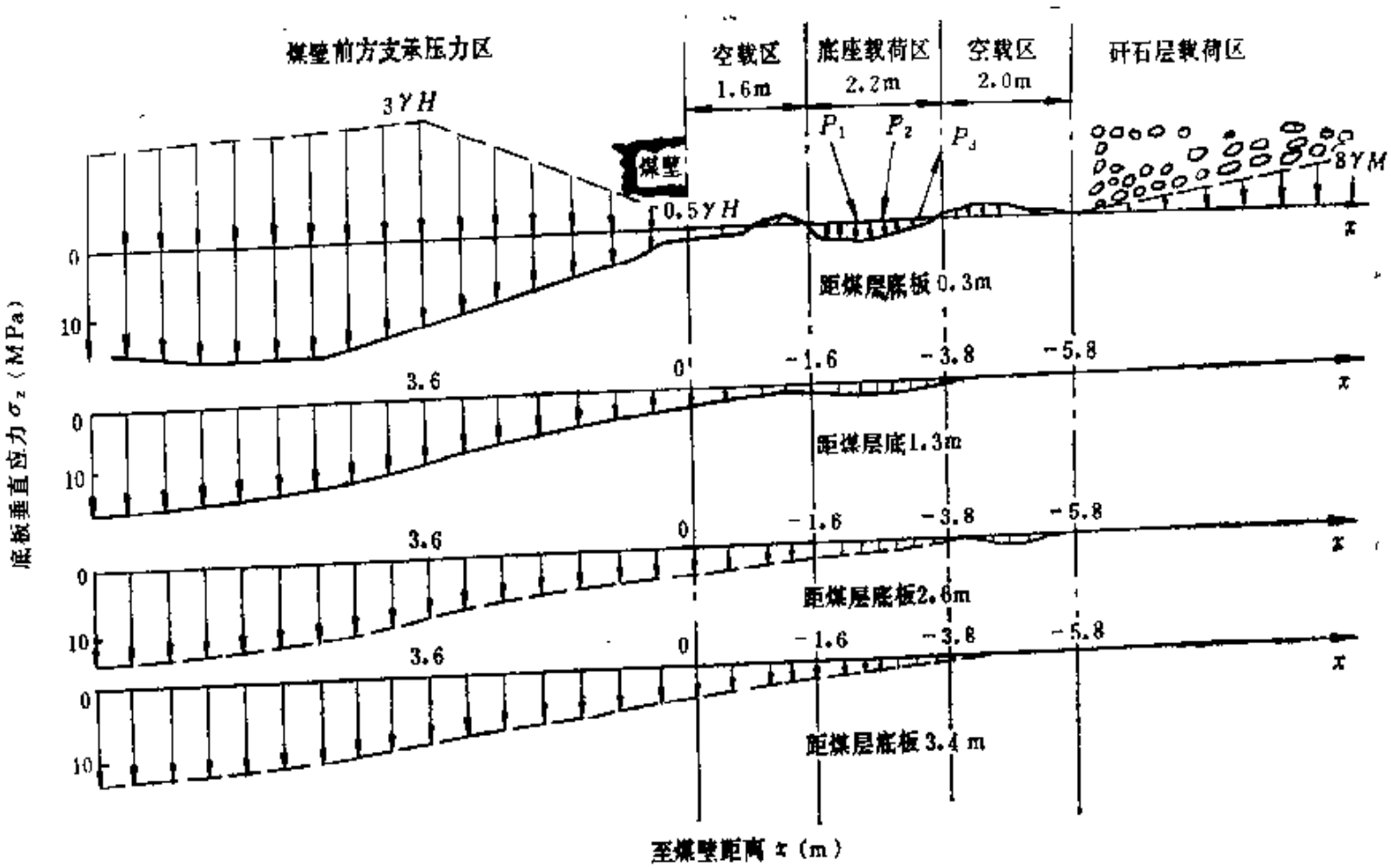


图 2-12　采场不同深度底板垂直应力分布）

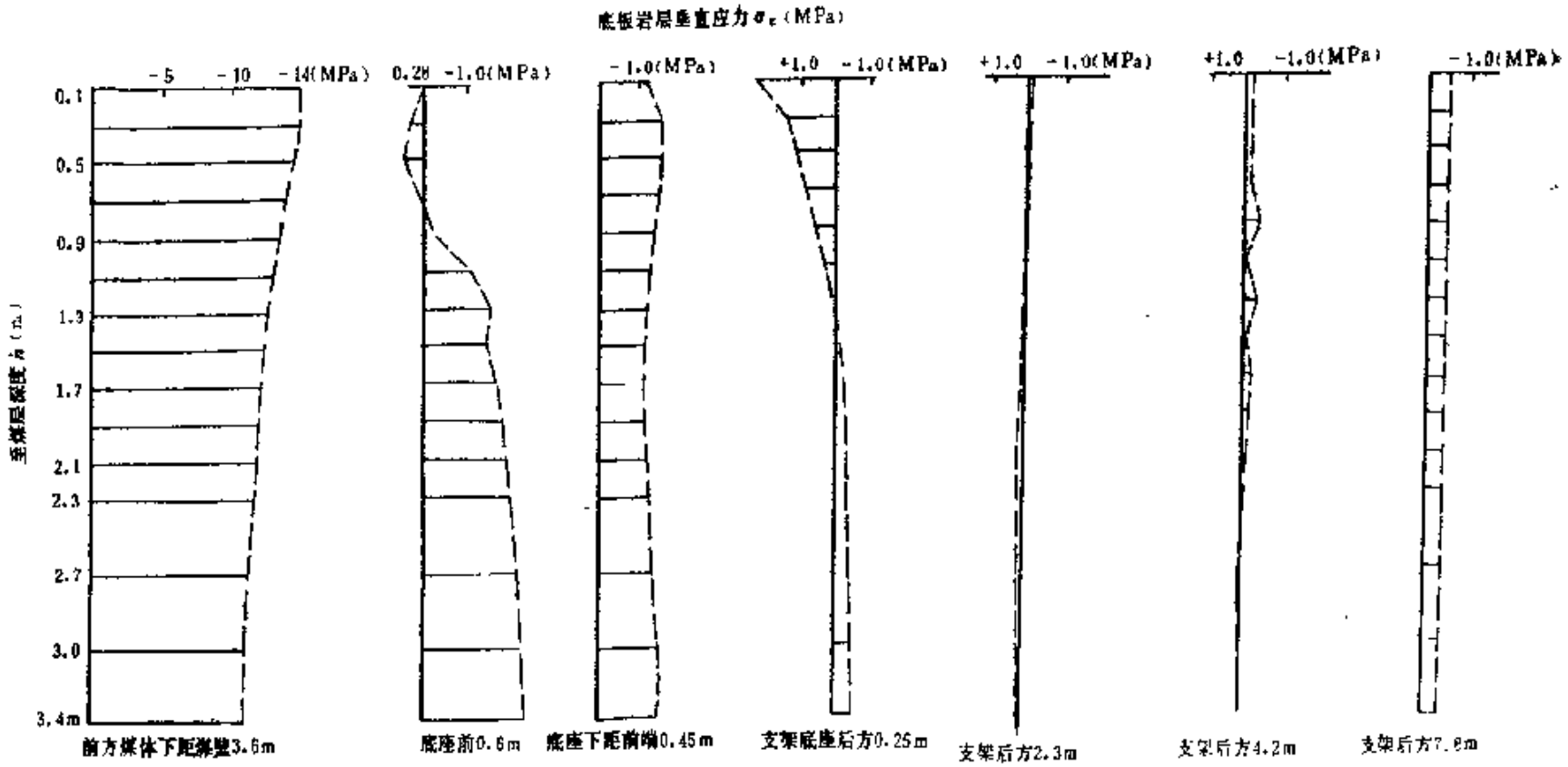


图 2-13 距煤壁不同位置底板岩层垂直应力沿深度的分布

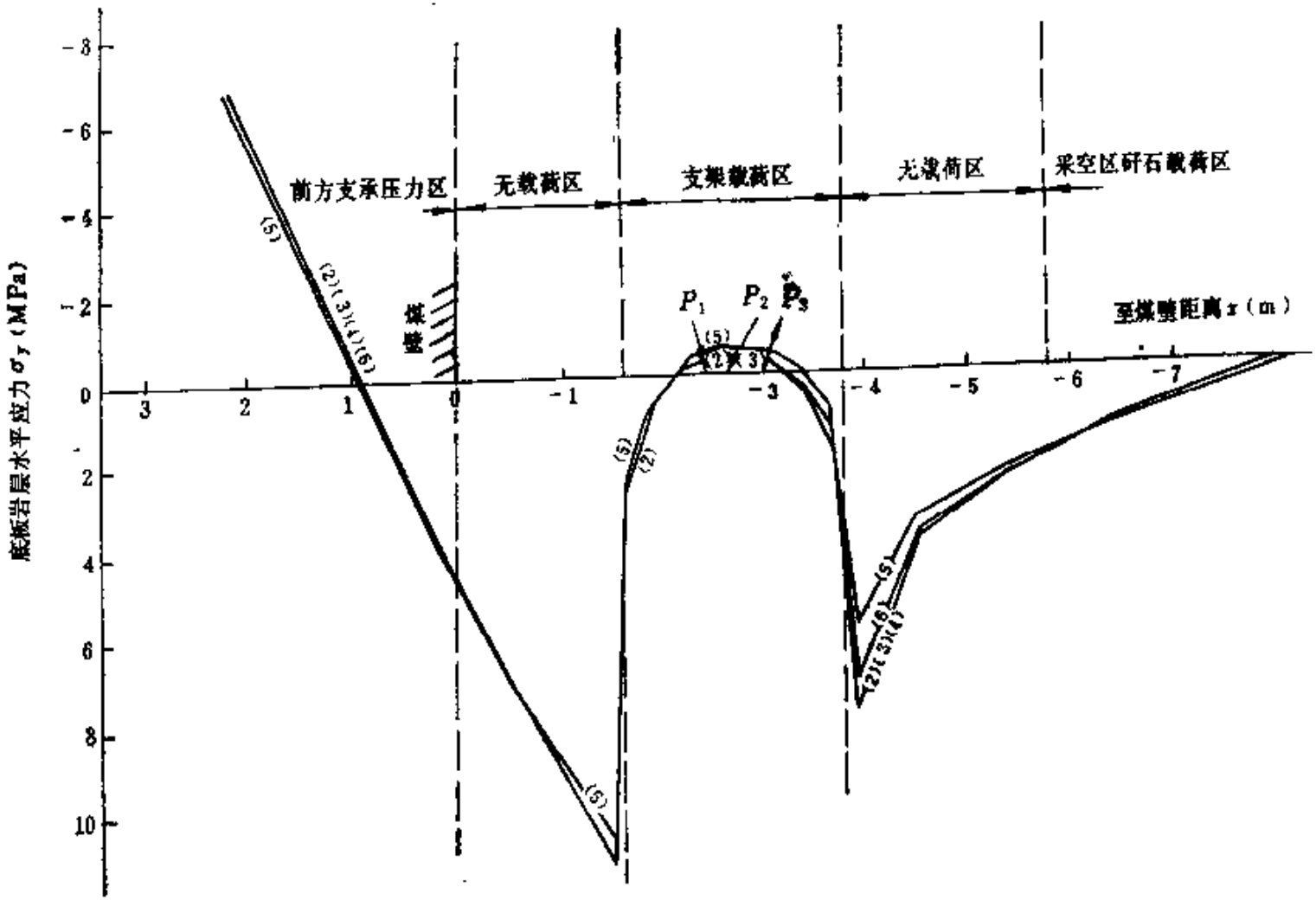


图 2-14　采场周围水平应力分布图

壁约1m处。在前方支承压力的影响下，此后的水平应力开始变为压应力，并随着远离煤壁而增大；

2）在支架下方水平应力方向变化较大，即其前、后两端有最大拉应力（约2MPa），而在中部却有最大压应力(约0.7MPa)；

3）在支架后方，水平应力随着远离支架而从最大拉应力(约7.5MPa)逐渐减小，到离支架后端4.5m处开始变为压应力，并随着远离支架而缓慢增大。

（二）采场底板的位移（变形）分布特征

1．垂直位移分布

在前方支承压力、采场支架和矸石层的共同作用下，由于支承压力比支架和矸石层对底板的比压大得多（按采深200m计，支承压力峰值为$3\gamma H$，相当于15MPa，而支架立柱阻力按1000kN计，平均比压仅为1.23MPa），因此煤壁前方底板的垂直位移也比支架和矸石层下方底板垂直位移大得多，如图2-15。

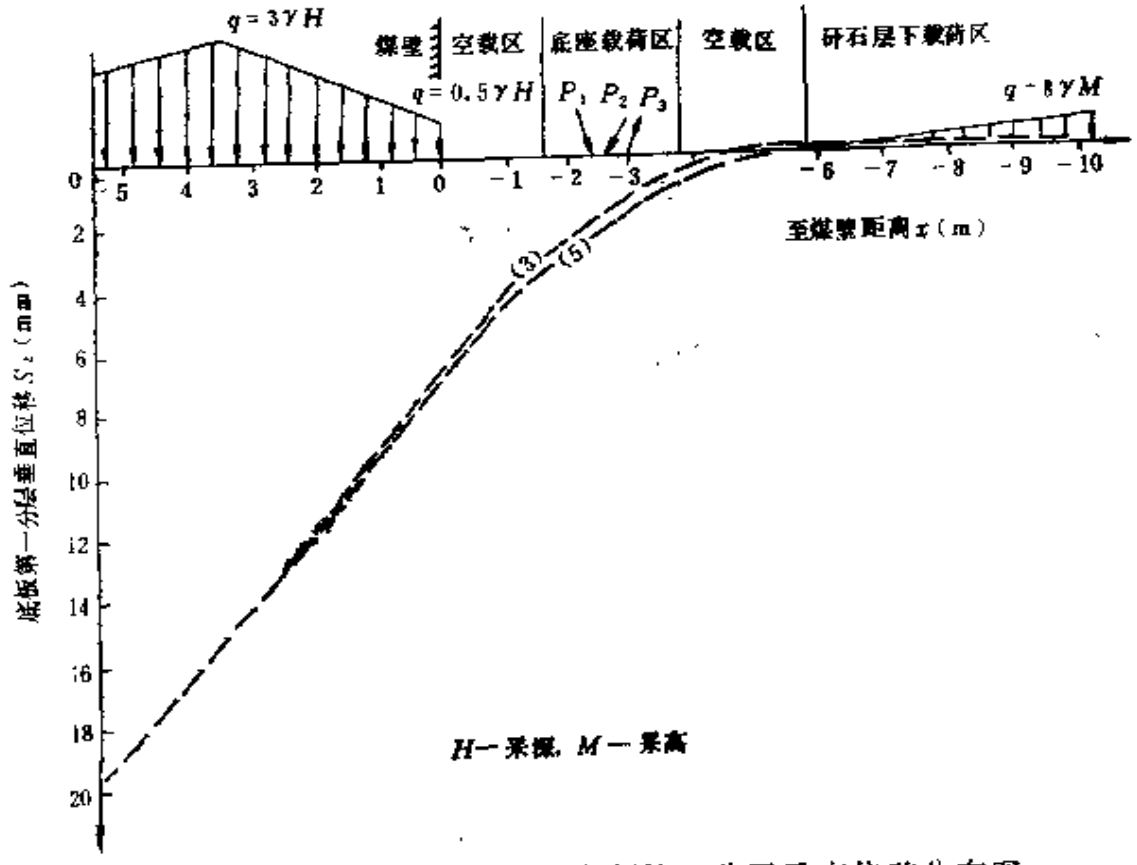


图 2-15　厚度为1.8m软-硬岩底板第一分层垂直位移分布图

由图2-15可知，支架下方的垂直位移接近三角形分布，随着深入煤壁，垂直位移急速增长。煤壁深处垂直位移最大可达20mm，而支架下方最大为4.9～7.7mm。另外，在支架后方空载区附近有底鼓出现，向上的位移值可达0.3～0.4mm，直至离煤壁7～8m处底鼓才趋于零。

2．水平位移分布

如图2-16，在支架下方与前方水平位移均指向煤壁。反映了煤壁前方支承压力促使底板岩层发生水平拉伸的特征。仅在后方砾石层下（距煤壁5～6m以外）水平位移变向，指向采空区。

水平位移的最大值在煤壁内1m处，其值约为2.5mm。支架下方的水平位移较均匀，数值小，约为0.5mm。

（三）采场底板岩层的剪切破坏

应用莫尔-库仑准则，直线型包络线计算的底板岩层的剪切破坏区分布如图2-17。采用的岩层破坏区判断公式为：

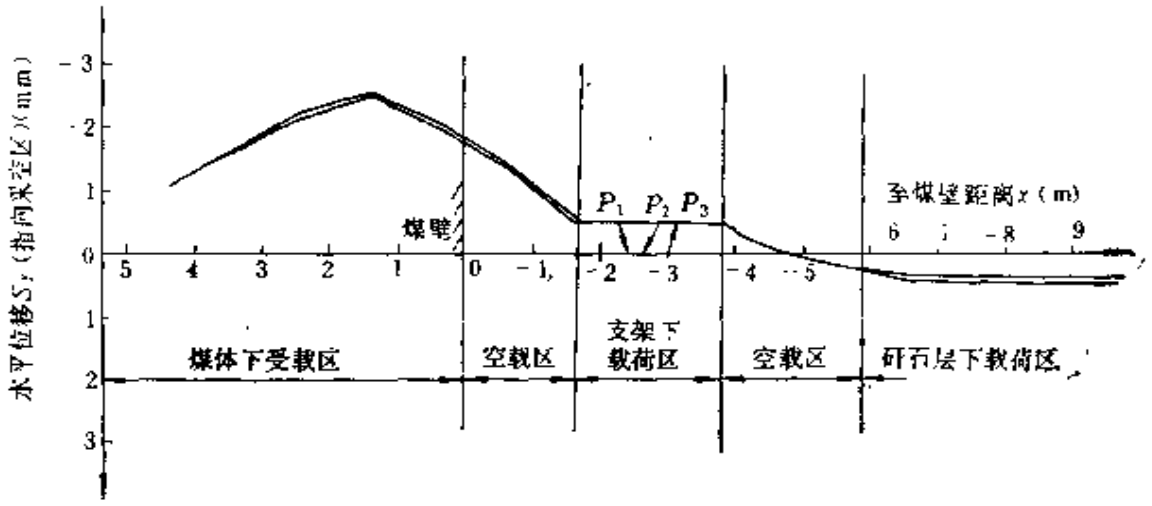


图 2-16　厚度为1.8m软-硬岩底板第一分层水平位移分布图

$$K_M = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{(\sigma_1 + \sigma_3)\sin\phi + 2C \cdot \cos\phi}$$

式中　K_M——判断系数。若$K_M \geqslant 1$，岩层发生剪切破坏；

σ_1——岩层最大主应力，MPa(压应力为正)；

σ_3——岩层最小主应力，MPa(压应力为正)；

ϕ——岩层内摩擦角(°)，(页岩ϕ=30°，砂岩ϕ=40°)；

C——岩层粘聚力，MPa(页岩C=0.577MPa，砂岩C=1.678MPa)。

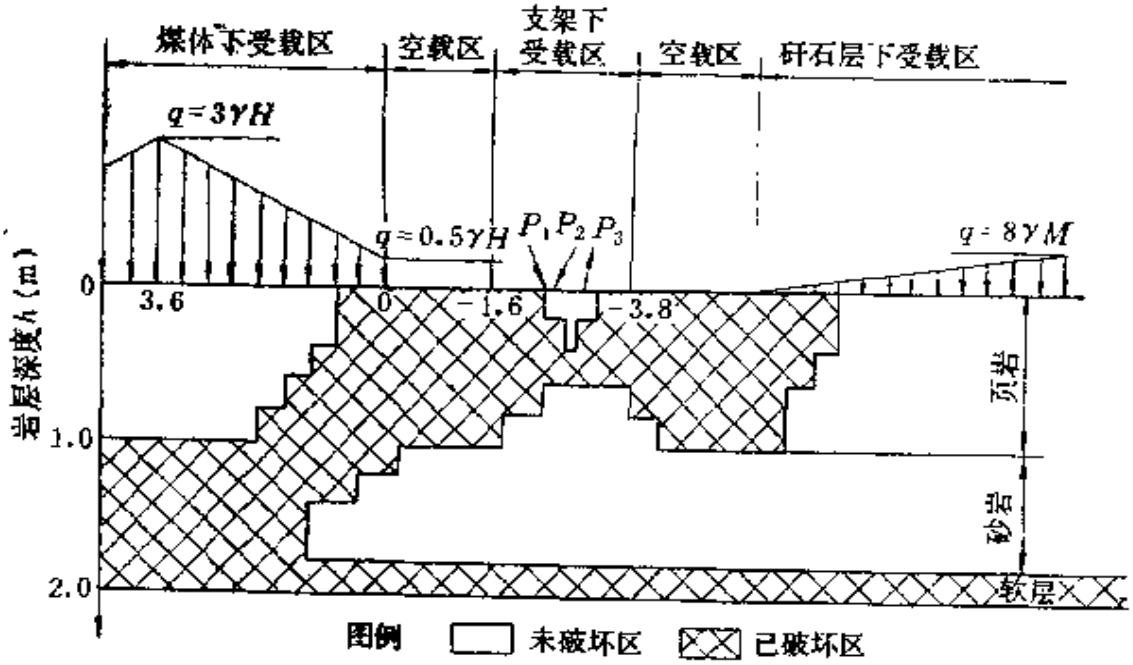


图 2-17 底板岩层剪切破坏区的分布

横轴上的3,6,0,—1.6,—3.8均以米为单位，为距煤壁的距离

剪切破坏区的分布有以下特点：

1）在上层页岩中，从深入煤壁1m处至远离煤壁约7m处的采空区，基本上为剪切滑移区。但由于支架载荷的作用，使其中部下方长约0.8m，深约0.2m的范围内未出现剪切滑移；

2）随深度增加，剪切滑移区向煤壁前方扩展，但在煤壁后方距煤层底板1m以下的砂岩层内几乎没有剪切破坏出现；

3）更深部的软岩层（距煤层1.8～2.0m），破坏区又向采空区方向有所扩展；

4）采空区的压实区下应力分布趋向新的平衡，不再有新的破坏区出现。

由于工作面向前推进过程中支架不断前移，所以实际上支架是作用在从煤壁下方卸载的处于剪切破坏的底板岩层上面。又由于破坏岩层的弹性模数显著降低，因此浅部底板岩层的实际位移值必将大大超过上述未破坏时的计算值。特别是由于底座前端至煤壁间为有底鼓倾向的卸载破坏区，必然使支架前移的阻力增大，因此支架底座结构设计必须认真考虑这一点。

三、影响底板比压分布的各主要因素

（一）支架载荷（工作阻力）及其工作状况

计算表明，与支架接触的底板岩层的垂直应力和位移，同支架载荷成线性关系。可回归成如下公式：

$$\sigma_z = 0.0194 + 3.61 \times 10^{-4} \times P_z \quad (r = 0.997,\ n = 20)$$

$$S_z = 0.073 + 1.826 \times 10^{-4} P_z \quad (r = 0.952,\ n = 10)$$

式中 P_z——支架垂直载荷，kN；

σ_z——底板表面层平均垂直应力，MPa；

S_z——底板表面层垂直位移，mm；

r——相关系数；

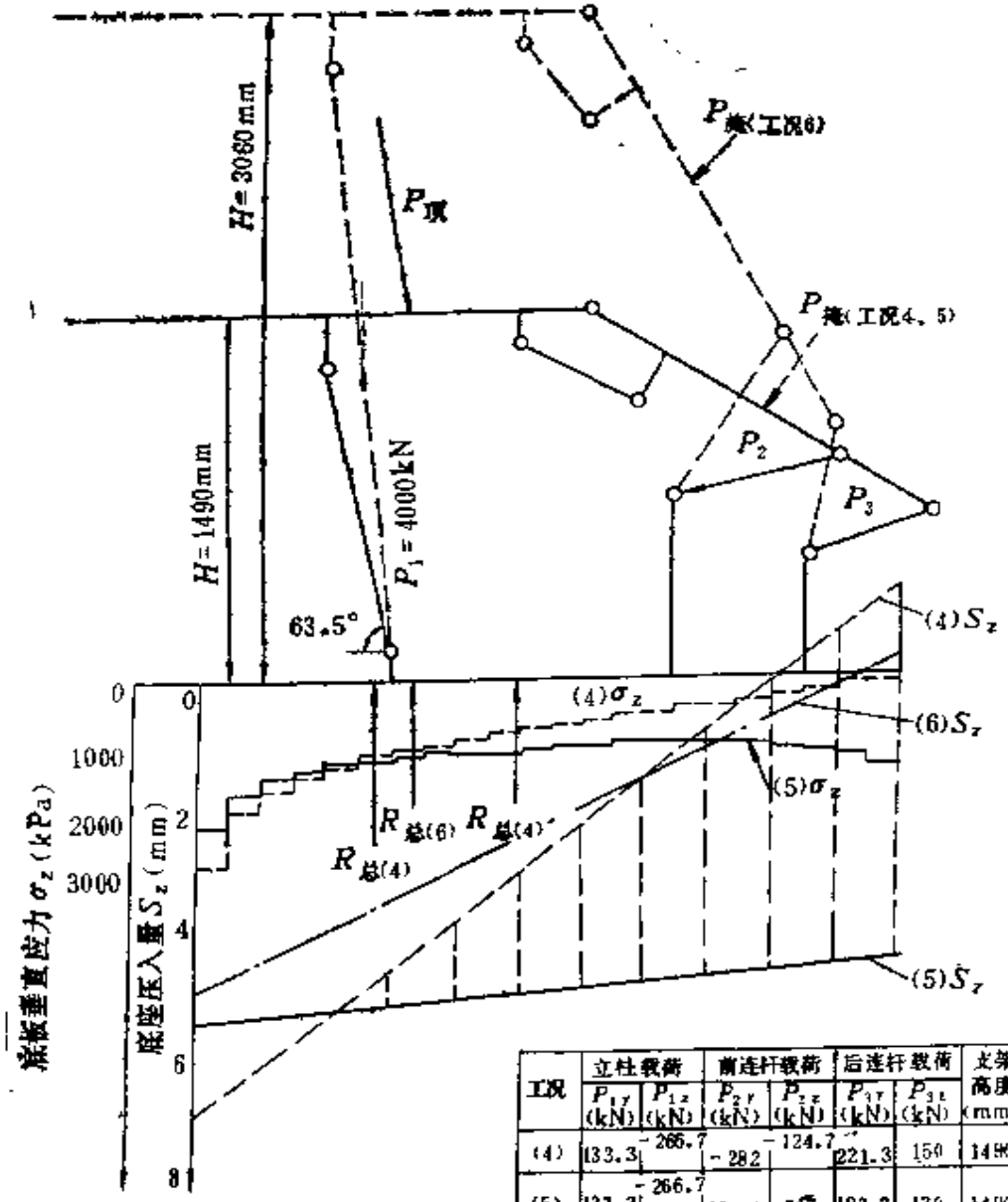
n——样本容量。

支架工作状况（工作高度、掩护梁上的载荷等）的改变，将影响底板比压的分布。一般随着支架工作高度的增大，支架垂直载荷将增大，支架合力作用点往后移，并使底座尖端的底板比压值减小，见表2-2及图2-18。

由图2-18。当支架掩护梁上载荷增大时，支架底座后段的底

表 2-2 支架工作状况对底板比压的影响

工况	支架工作高度(mm)	掩护梁上载荷(kN)	支架垂直载荷(kN)	合力作用点距底座尖端(cm)	底座尖端下底板比压值(MPa)
(6)	3060	0	3340	71.25	2.394
(4)	2580	0	3450	59.26	2.895
(3)	1490	0	3620	61.29	2.916
(5)	1490	3400	5100	99.84	2.575



工况	立柱载荷		前连杆载荷		后连杆载荷		支架高度 (mm)	合力作用点距底座前端 (mm)
	P_{1y} (kN)	P_{1z} (kN)	P_{2y} (kN)	P_{2z} (kN)	P_{3y} (kN)	P_{3z} (kN)		
(4)	133.3	-266.7	-282	-124.7	221.3	150	1490	53.0
(5)	133.3	-266.7	131.3	567	193.3	130	1490	99.6
(6)	66.7	-266.7	-13	-40	27	480	3060	67.4
底板岩性：E_1 = 200MPa μ = 0.3(方案Ⅵ)								

图 2-18 不同工况下的底板比压和底座压入量分布

板比压将明显增大，支架合力作用点往后移，并使底座尖端的底板比压值减小，参见表2-2。

（二）支架底座抗弯刚度

支架底座的抗弯刚度（其参数为弹性模数E和惯性矩J）是

根据结构设计的需要确定的。它对底板比压的分布也有一定影响。底座尖端刚度的减少，将使下方的底板比压与位移量略有减小，见表2-3。

表 2-3 底座刚度对底板比压和位移的影响

底座参数		表面分层底板		
截面积(cm^2)	惯性矩(cm^4)	垂直应力(MPa)	水平应力(MPa)	垂直位移(mm)
667	3.18×10^4	2.645	0.716	1.096
429	1.5×10^4	2.565	0.701	1.087

（三）岩性的影响

底板岩性对底板应力和位移的影响是显著的。从表2-4中可知，底板为软岩（页岩）时的应力和位移均高于硬岩（砂岩）和软-硬岩交替时的应力和位移值。而底板为较软的泥页岩时，底板尖端应力明显减少，底座压入量急剧增加，如图2-19所示。

（四）采场的影响

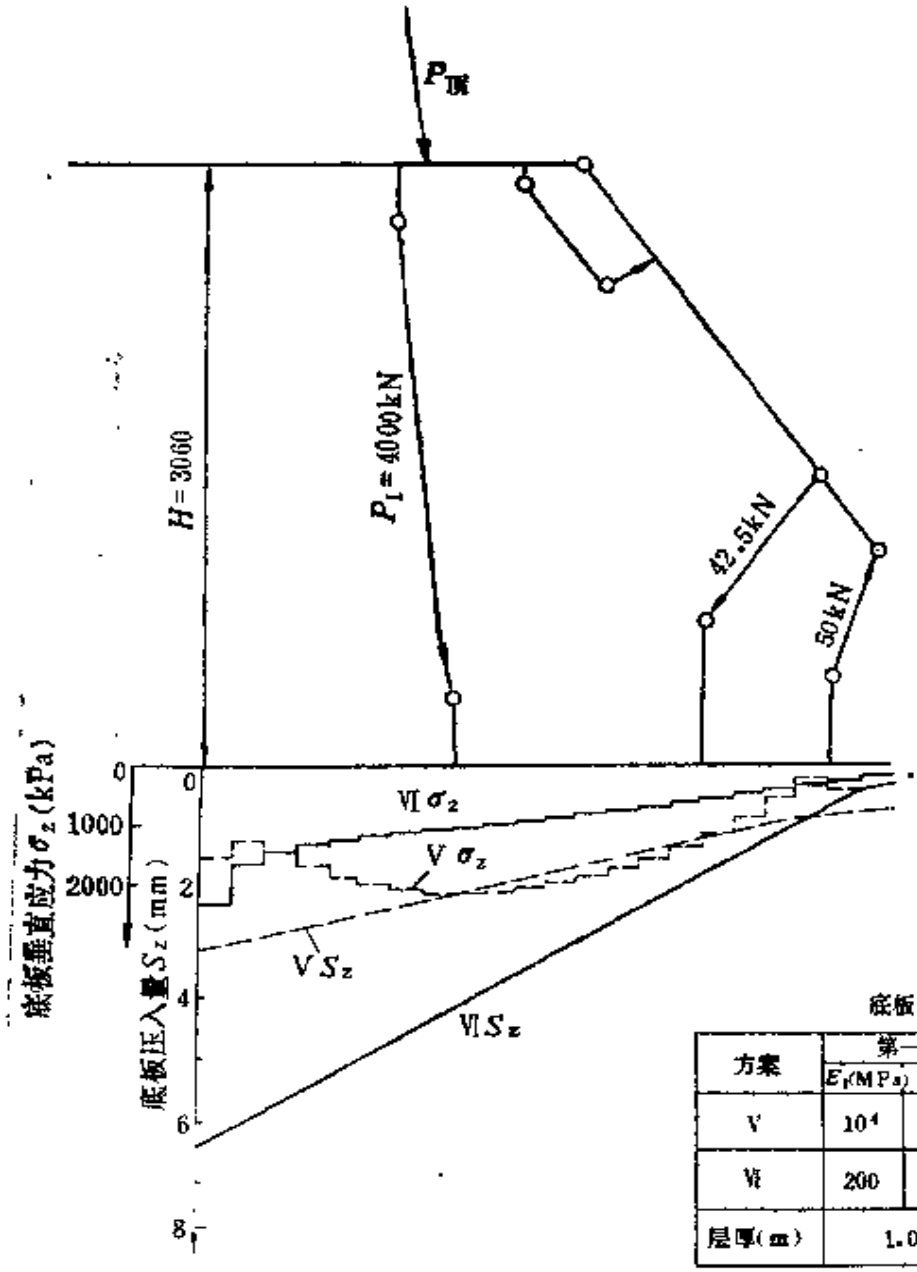
从比较采场模型与实验室模型的结果可知，与其他因素相比，工作面开采及推进对底板应力和变形有决定性的影响。工作面前方煤层的支承压力，使底板岩层一定范围内出现高应力，而

表 2-4 底板岩性对底板比压和位移的影响

厚度为1.8m的底板岩性	表面分层底板			
	垂直应力 (MPa)		垂直位移(mm)	
	工况(3)	工况(4)	工况(3)	工况(4)
砂岩	2.895	2.916	0.644	0.66
页岩	3.923	3.242	1.28	1.39
页岩-砂岩	3.024	3.041	0.75	0.77
泥页岩($E=200$MPa)	2.36(6*)	1.87	6.97(6*)	4.96

* 图2-11中工况（6）所得到的数据。

煤壁后方相当大范围内的底板岩层却处于卸压状态，从而引起拉伸应力及底鼓，并形成剪切滑移破坏区。如图 2-15、2-17、2-21。



底板岩性

方案	第一层		第二层	
	E_1(MPa)	μ_1	E_2(MPa)	μ_2
Ⅴ	10^4	0.3	2×10^4	0.2
Ⅵ	200	0.3	2×10^4	0.2
层厚(m)	1.0		0.8	

图 2-19　不同底板岩性时，支架底座压入量及比压分布

四、自移支架与底板相互作用的特点

支架与底板的相互作用，实际上是顶板载荷通过支架，在一

定的采场空间内对底板的相互作用达到动态平衡的过程。因此，顶板与支架顶梁的接触状况（如合力作用点位置、载荷的分布、岩石强度与淋水情况等）、支架的工作状况、顶板与底板岩层的构成（包括岩性、节理、裂隙、构造等）和采场空间的构成都将影响着支架下方底板比压的分布。

（一）实验室底板比压试验结果分析

在实验室试验台上用压痕法实测G320-13/32型支架底板载荷分布的试验表明：

1）底板比压呈负指数函数曲线分布。如图2-20所示，当支架底座为船型结构时，底板比压最大值出现在距底座尖端10～12cm处。其分布可用如下回归方程表示：

$$q_y = \frac{a}{B_0} e^{-bx} \qquad (2\text{-}1)$$

式中 a——支架特性常数，kN/m；

b——衰减系数，cm^{-1}，变动在0.013～0.156；

B_0——底座宽度，m；

x——与底座尖端的距离，cm；

q_y——底板比压值，kN/m^2。

2）支架与顶板的接触特征影响。它显著影响底板比压的分布，改变底板反力合力作用点的位置，即改变了上述（2-1）式中常数a和b之值。

试验在支架顶梁上安有减摩装置滚柱时（相当于支架与顶板间的摩擦系数$f=0.06$），底板反力的合力与铅垂线夹角较小（1.5°～3.5°），合力作用点距底座尖端较近（62～66cm），反力衰减较快，如图2-20 b。

当无减摩装置时（相当于一般滑动摩擦系数$f=0.20$），底板反力的合力与铅垂线夹角较大（4°～5°），合力作用点距底座尖端较远（77.9～89.2cm），反力衰减较慢（a和b值较小），如图2-20 a。

3）根据力和力矩平衡条件，可建立底板比压分布与合力作

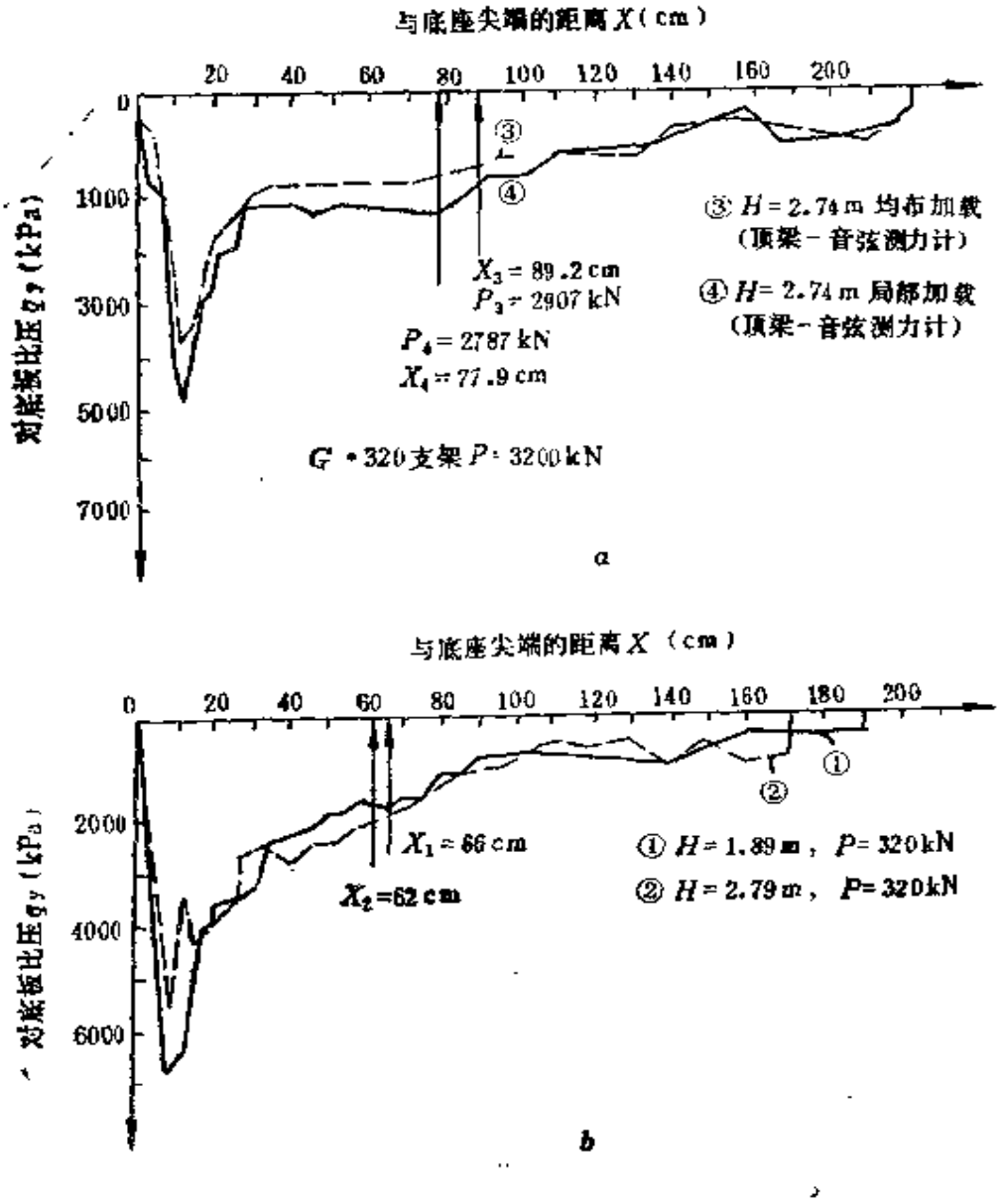


图 2-20　用压痕法实测的底板比压分布

a—顶梁无减摩擦装置，$f=0.20$；*b*—顶梁有减摩擦装置，$f=0.06$

用点及总反力的近似函数关系，从而求出(2-1)式中的常数 a 和 b。

$$a=G_y \cdot \frac{b}{1-4.48e^{-l_G/X_G}}$$

$$b=\frac{1}{X_G}-\frac{1.5}{l_G}$$

式中　G_y——底板总反力垂直分量，kN；

l_c——底座长度，m；

X_c——总反力作用点与底座尖端距离，cm。

4）上述分布适用于两柱式支架与一般不稳定底板的接触条件。对在硬底板条件下，由于不是均匀接触，则应按等接触概率方法计算。

5）以上结果是在掩护梁上无载荷条件下取得的。通常掩护梁上有载荷时，使底板反力作用点后移，改善底板比压的分布。但由于现行两柱掩护式支架实际长度和投影面积较小，尤其当采高较大时，掩护梁上外载一般较小，对底板反力的影响亦较小，在设计时可考虑不计，这样偏于安全。

6）底板反力作用点位置取决于立柱和前后连杆的受力特征（大小及方向）。实测表明，前连杆受压，后连杆受拉是现有两柱掩护式支架的基本特征。它将导致底座后端抬起，支架前倾的趋势。

（二）平面有限元法计算结果分析

1．实验室模型

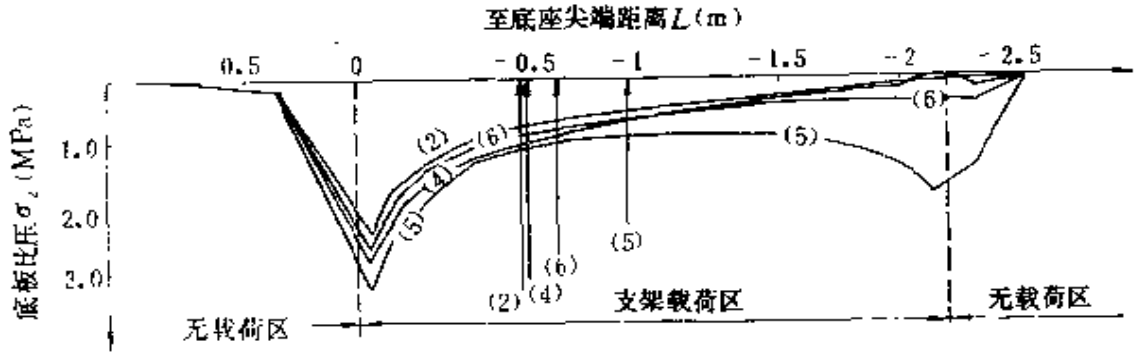


图 2-21 实验室模型：底座周围（页岩）表面分层底板比压分布

由图2-21可知，此数值模型计算结果，底板表面分层的比压分布与上述实验室试验结果相近。所不同的是，底座尖端前方有较大的变形延伸区。其中曲线（5）为掩护梁上有较大载荷的情

况，其底板反力合力作用点在底座中部。

2．采场模型

采场模型中的支架底座下比压分布，如图2-18、2-19。它反映了支架不同工况（不同高度，不同外载）、底板岩性不同，对比压分布的影响特征。如图2-18，当掩护梁无载荷时，各种高度下底板比压以底座尖端下最大，随远离尖端而迅速衰减，其分布特征类似实验室模型的负指数曲线。当掩护梁有较大载荷时（最大掩立柱垂直载荷的35%计），底板比压分布明显改善，呈均匀化趋势，两端较大而中部较小，类似马鞍形。

底板岩性及强度，不仅影响比压分布数值，也改变了分布特征，如图2-19，方案Ⅴ的底板弹模为$E=10^4$MPa，方案Ⅵ为$E=20^4$MPa。前者，支架底座下为凸形曲线，两端小，中间大；后者为凹形曲线，即负指数曲线。底板较硬时的凸形曲线与支架前方拉应力区的存在有关。它抵消了支架底座尖端的部分压应力。

（三）现场实测底板反力分布特征

根据回采工作面支架受力的实测(借助于测力销)，载荷平均值，并假定顶梁底板座外载为线性分布，计算求得的平均底板比压分布如图2-22。

由图2-22可看出其底板反力分布的主要特征（见表2-5)是：

1）底板反力取决于架型参数。G-320型支架与WS^{1}.7型支架变动在1470～2376KN/架；ОКП型、ZYZ-2型等支架为690～1185KN/架；

2）底板反力以指向煤壁者居多，指向采空区者较少；

3）底板反力合力作用点多处于底座前段占长度1/3以内。但四柱支掩式支架（如ZY35型、BECORIT-2型）有较好的分布；

4）合力作用点与底板水平力有关。指向煤壁的水平力愈大，合力作用点距支架底座尖端愈远。相反亦然。这反映了平衡千斤顶及摩擦力的作用。

表2-5是根据实测资料按线性分布计算所得的各种支架底板

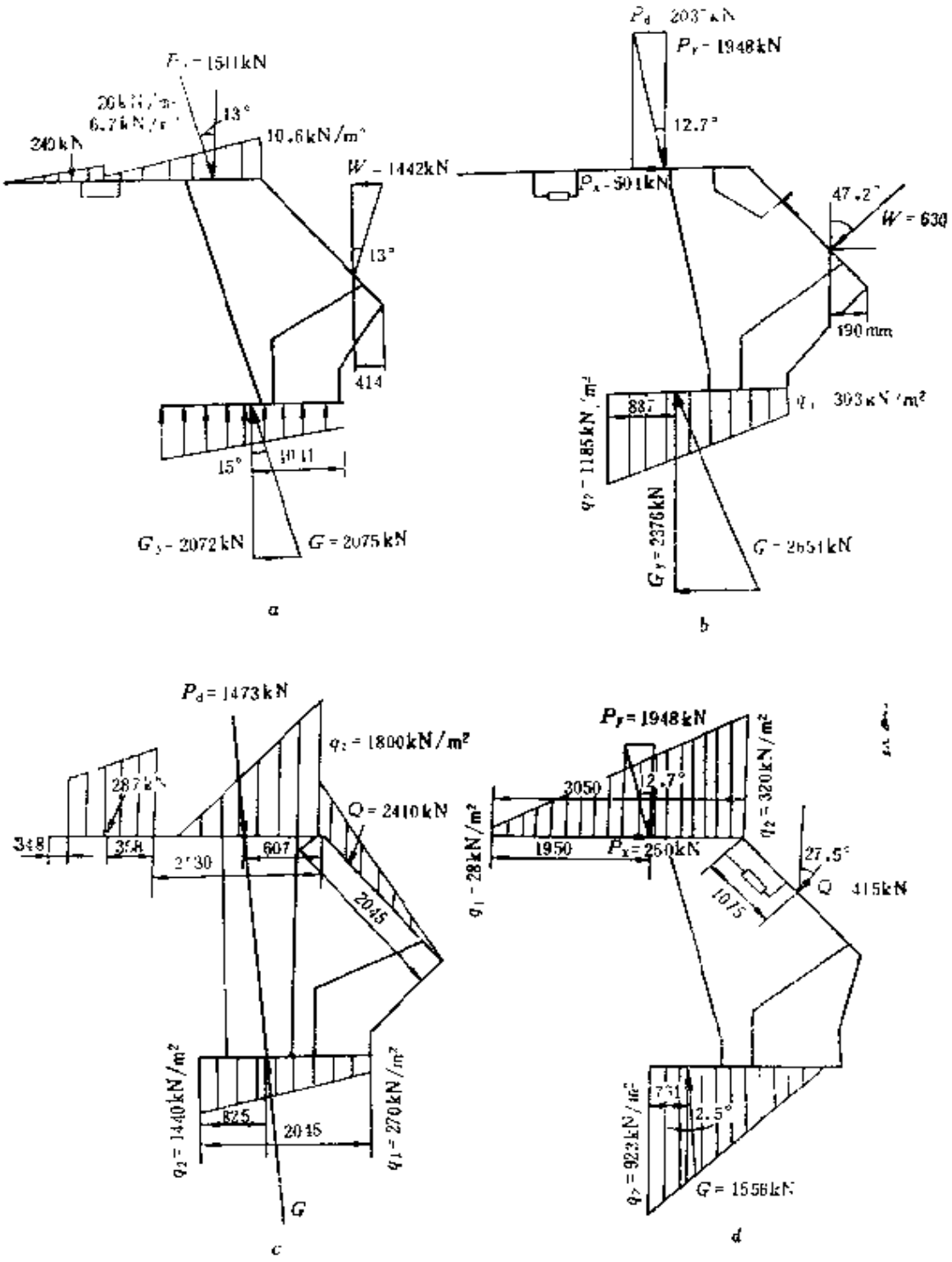


图 2-22 各种支架底板反力分布根据工作面支架受力的实测资料按线性分布计算所绘制

a—五龙矿212网下工作面(G—320支架)；b—五龙矿234工作面(G—320支架)；c—淮北杨庄矿633工作面(ZY—35支架)；d—阳泉一矿1103工作面(WS—1.7支架)

表 2-5 各种支架实测资料按线性分布计算的底板反力特征参数

工作面	架型	P_x*	P_y	P	β	q_2	q_1	a/l_G	Z_x
石嘴山2292	QY-1	−472 +265	928	1136	+28.5 +7.4	2.32	0	0.49	40
五龙矿234	G320	−1025	2376	2654	21.8	0.79	0.245	1.0	88.7
阳泉一矿1103	WS1.7	+68	1557	1558	−2.08	0.92	0	0.81	73
杨庄矿633	ZY35	−192	2203	2214	50	1.44	0.37	1.0	82
平顶山(7)	OKII	−167	690	710	13.6	0.81	0	0.69	57.5
金华山1406	YZ-1	−187	1185	1200	−9.0	3.14	0	0.17	69.7
阳泉一矿506	X型	+36	1472	1474	−1.4			1.0	69.3

* 十——指向煤壁；−——指向采空区

P_x——底板总反力水平矢量，kN；

P_y——底板总反力垂直矢量，kN；

P——底板总反力，kN；

β——底板总反力与铅垂线夹角，(°)；

q_2——前端最大底板比压，MPa；

q_1——后端最小底板比压，MPa；

a/l_G——底板反力分布长度与底座总长之比；

Z_x——底板反力作用点距底座尖端距离，cm。

反力特征参数表。

五、改善底板比压控制力学原理

(一) 根据底板岩性限定支架额定载荷

前述有限元采场模型的计算表明，在软岩条件下，从煤壁卸压的岩层大多已遭到剪切破坏，其残余抗压强度和弹性模数均比初始值为小。根据土力学原理：地基的沉陷与建筑物施加的压力成正比，与地基系数成反比。即：

$$p = -Ky \tag{2-2}$$

$$K = \frac{\sum E_i m_i}{(\sum m_i)^2} \tag{2-3}$$

中式 p——地基承受的压强，MPa；

y——地基的沉陷值，cm。

K——岩层的组合地基系数，MPa/cm；

E_i与m_i一分别为第i层底板岩层的弹性模数(MPa)和厚度(cm)。

从（2-2）式与（2-3）式可知，当底板岩层破坏的深度愈大，各分层岩层的弹性模数逐层降低，其结果使全岩层的组合地基系数大为降低，可使支架底座压入达到可观的程度，将严重影响支架的前移。在此情况下，对支架设计的额定阻力及其尖端比压均应进行限定，以不超过底板容许比压为限。一般支架尖端比压不应超过3～5MPa。

表2-6给出了能满足底板容许比压（假设为3MPa）的两柱掩护型支架受力条件举例，即限定其相对应的总反力G_y值（由支架额定阻力决定）和合力作用点位置（与底座尖端的距离）x_0值。

表 2-6 满足底板容许比压的支架受力条件

限定尖端比压（MPa）	3.0					
合力作用点位置（cm）$X_0\geqslant$	100	80	60	40	20	10
总反力（kN）$G_y\leqslant$	7260	5970	4776	2970	1619	1226

（二）改善底板总反力作用点位置

有限元实验室模型的计算表明，当支架掩护梁上有载荷，底板总反力作用点位置后移，将使底板比压趋于均匀化，并减小尖端比压，从而有利于改善底板控制，特别是对软岩底板的控制。对于立柱支设在掩护梁下的掩护支撑式支架和四柱式支架都可达到上述效果。而对一般两柱掩护式支架，则需采取更多措施才能使总反力作用点后移。这些措施主要有：

1）增大平衡千斤顶推力与立柱阻力之比值；

2）增大立柱与顶梁绞点投影至底座尖端距离，并限定支架阻力；

3）改善底座的结构。例如底座尖端采取弹性底座或采用铰接底靴式结构；

4）对于松软顶底板，周期来压不强烈的工作面，必要时可适当增大掩护梁承载面积。

（三）改善水平位移特征

由图2-16可知，由于采场前方煤柱支承压力的压模效应，采场及采空区下岩层有向煤壁前移的趋势。支架通过底座指向采空区的水平力，可以减小这种水平位移值，从而有利于保持底板的稳定性和支架的稳定性，充分发挥支架的工作效率。

第三节　回采工作面单体支柱与底板岩层的力学相互作用

本节通过模拟单体支柱对底板的作用，建立了“圆柱形平底压模与底板相互作用轴对称平面有限元数值模型”，应用SAP-5程序计算，并运用莫尔-库仑岩石破坏准则加以分析，以探求出在单体支柱作用下底板岩层的应力、变形和破坏的定量影响及分布规律。并在此基础上提出单体支柱的改善途径。

一、计算模型的建立

如图2-23所示，本模型是由第四类平面单元组成。由于应用轴对称解法，实际上它是一个以OZ为中心轴，以模型边长为半径和高度的旋转而成的圆柱形实体模型。

模型边长半径为106cm，高（岩层厚度）为141cm，其中试验层厚102cm（它又分为上、下两层），最底部为软垫层厚39cm。岩层表面中心部位有一圆柱形平底压模（其半径为5cm，高为2cm）。压模上有均布载荷力。计算了二种工况载荷：工况①$P=100$kN，工况②$P=300$kN。

模型上边（OY）为自由边，底边（ZZ'）为固定边，中轴（OZ）及侧边（YZ'）为对称边。

模型共725个平面单元，781个节点。

对模型共进行了4种方案（按不同岩柱）的计算。其岩层力学参数及说明见表2-7。

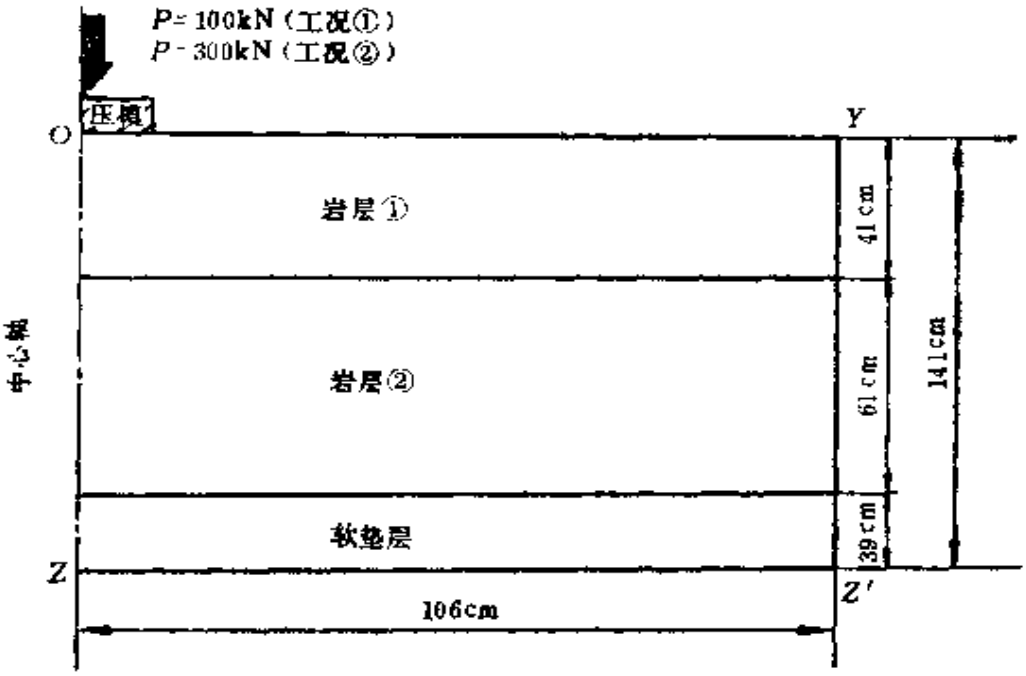


图 2-23 压模与底板相互作用轴对称有限元模型示意图

表 2-7 模型4种方案的岩层及压模的力学参数*

材料名称	厚度 (cm)	方案编号 Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ
压模	2	$E=0.21\times10^6$MPa, $\mu=0.$			
岩层①	41	$E=0.15\times10^5$ MPa $\mu=0.3$	$E=0.15\times10^4$ MPa $\mu=0.3$	$E=0.15\times10^2$ MPa $\mu=0.35$	* $E=0.1\times10^2$ MPa $\mu=0.35$
岩层②	61	$E=0.15\times10^5$ MPa $\mu=0.3$	$E=0.15\times10^4$ MPa $\mu=0.3$	$E=0.15\times10^4$ MPa $\mu=0.3$	$E=0.1\times10^4$ MPa $\mu=0.3$
软垫层	39	$E=0.2\times10^3$MPa, $\mu=0.4$			

* 此弹性模量E数据是根据1987年全国底板比压测定，以泥页岩和煤为底板的统计第一刚度系数h及其临界压入量h_0的值，应用公式$E=h\cdot h_0$计算并简化而得。

二、底板岩层应力分布

根据计算结果，为了更好地说明问题，将模型岩层划分为三

个区域来叙述。

Ⅰ）压模下方，半径约为 a 的圆柱形岩体内（a 为压模半径。5cm）

在此区域里随着埋深的增大又可分为三个部分：

（1）浅部岩层（埋深0～0.7a）

其垂直应力分布是随着远离中心轴而由某一定值急剧增大。特别在表分层，其边缘部将出现最大值，即是说在此处出现较高的应力集中。随着埋深的加大，中心部位的岩层应力变化不大，而边缘部位的应力却很快减小，使得由中心向边缘急增的趋势变缓。如图2-24与表2-8。

其水平应力分布与垂直应力相似，但各单元的水平应力值均比垂直应力小，都为压应力。如图2-25与表2-9。

（2）中部岩层（埋深0.7～1.2a）

由于压模载荷的影响逐渐减弱，这里的应力变化不大，但仍基本保持着中心部的岩层应力值向边缘部位增大的趋势，并随着埋深的增大，其由小到大的变化更加微小。如图2-24、2-25与表2-8、2-9。

（3）深部岩层（埋深＞1.2a）

这里压模载荷的影响更加减弱，并出现边缘部位的应力值小

表 2-8　压模下方岩层的垂直应力(MPa)

埋深 Z(cm) ＼ 与中心轴距离 r(cm)	0.5	1	2	3	4	5
0.0	19.19	19.49	20.84	23.87	31.83	(43.82)
0.5 (0.1a)	17.78	18.00	19.07	21.51	26.03	47.43
3.5 (0.7a)	17.84	18.08	18.65	19.05	18.22	15.12
7.0 (1.4a)	13.17	13.05	12.60	11.80	10.64	9.18
11.0 (2.2a)	7.98	7.88	7.61	7.18	6.64	6.01

注：此表分层表面压力值是按布西尼斯克的解的公式 $P(r)=\frac{P}{2\pi a\sqrt{a^2-r^2}}$ 而得的。式中 P —载荷作用力；a —压模半径；r —与中心轴的距离。上表 2-8 中应力值为(43.82)者，是 $r=5$cm时所得结果。

于中心部位的情况。随着埋深的加大，岩层应力值逐渐向原始应力值减小。如图2-24、2-25与表2-8、2-9。

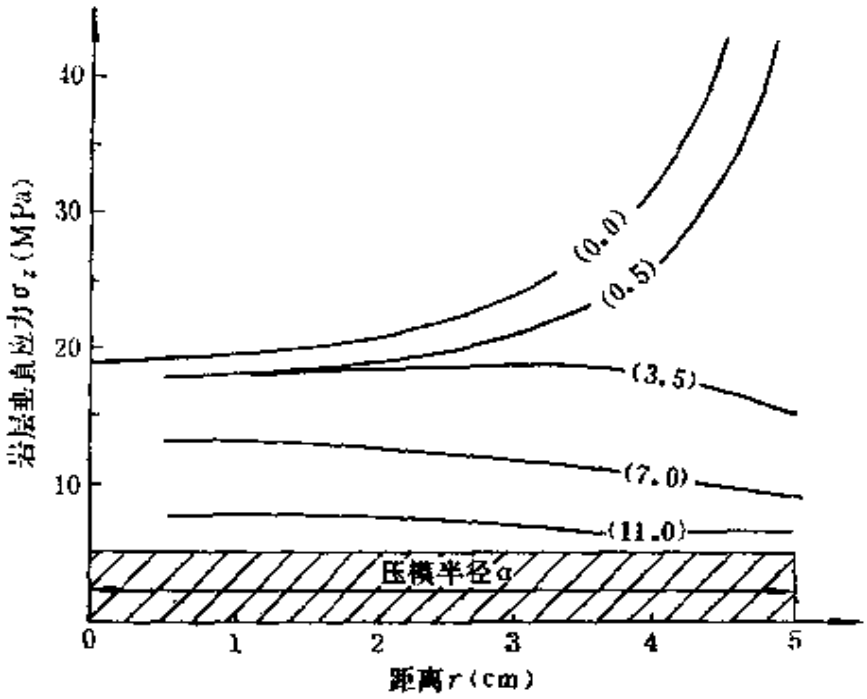


图 2-24　压模下方不同深度岩层的垂直应力分布

(　)—括号内数字为埋深Z，cm

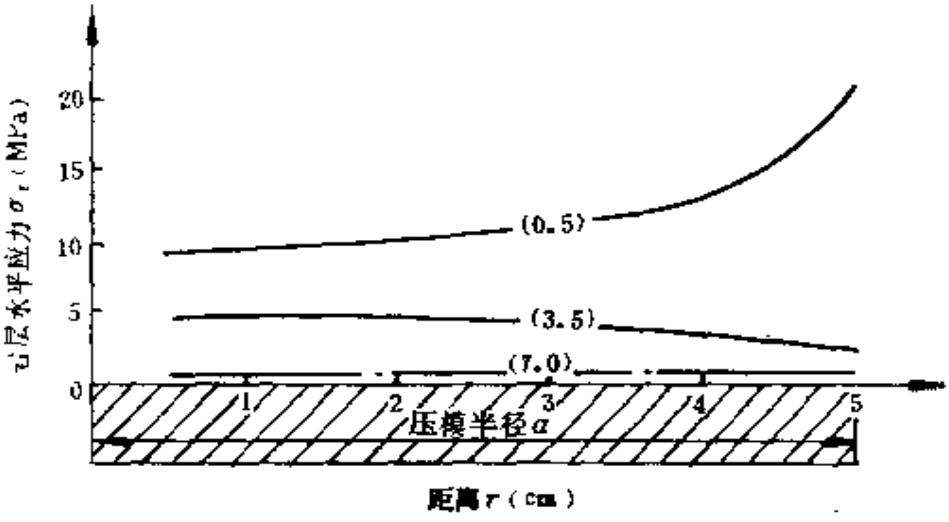


图 2-25　压模下方不同深度岩层的水平应力分布

(　)—括号内数字为埋深Z，cm

表 2-9 压模下方岩层的水平应力(MPa)

埋深 Z(cm) \ 与中心轴距离r(cm)	0.5	1.0	2.0	3.0	4.0	5.0
0.5	9.5	9.62	10.09	11.16	12.77	20.94
3.5	4.8	4.93	4.74	4.21	3.32	2.46
7.0	0.945	0.879	0.817	0.742	0.732	0.858
11.0	−0.095	−0.147	−0.119	−0.064	−0.037	0.179

注：应力负值为拉伸应力

值得注意的是上述SAP-5程序的计算结果与依据布西尼斯克的解给出的公式计算值相近。它们均是按弹性理论研究分析压模静压入时岩石中的应力状态和破碎机理而得。其结果虽然与许多实际情况有出入，但因其简明扼要，方法简单至今仍为许多学者所应用。特别是当岩石材料能基本满足，是弹性的、各向同性、均质连续的假设条件时，其计算结果是可信的。

按布氏的解给出的与压模接触表面上岩石任意点的压力公式为：

$$p(r)=\frac{P}{2\pi a\sqrt{a^2-r^2}} \tag{2-4}$$

式中 $p(r)$——接触表面岩石任意点的压力；

P——压模载荷作用力；

a——压模半径；

r——该点与中心轴的距离。

按（2-4）式所得计算结果见表2-23、2-24。

按该解和应力迭加原理求得的半无限体内沿对称轴上岩石的垂直应力分量为：

$$\sigma_z=p\left[1-\frac{z^3}{(a^2+z^2)^{3/2}}\right] \tag{2-5}$$

式中 z——为埋藏深度。

按（2-5）式所得计算结果见表2-10与图2-26。

表 2-10　中心轴上岩层垂直应力分布(MPa)

埋深Z(cm)	0	0.5	1.5	3.5	5.5	7	11
按SAP-5程序计算		17.78	17.91	17.84	16.18	13.17	7.98
按布西尼斯克的解	19.10	19.08	18.65	15.50	11.36	8.81	4.69

2）邻近压模处急变化区。其范围约为半径为a至2.2a的圆筒状岩体内（a为压模半径)。

随着埋深的增大亦可将它分为三个部分（见表2-11、2-12与图2-26、2-27)。

（1）浅部岩层（深埋0～0.5a）

此处岩层的应力分布变化最大，特别在紧靠压模边缘，其垂直应力由里向外忽然降低，在表分层甚至会出现拉伸应力，然后又急增为压缩应力，最后再次减小。其水平应力亦有类似的变化，其数值与垂直应力相当，在表层岩石水平应力甚至会大于垂直应力。

（2）中部岩层（埋深0.5～1.2a）

此处岩层的垂直应力随着远离中心轴而变小，却随着埋深的增大而增大。其水平应力则随着远离中心轴有起伏变化，其峰值出现在1.6a附近，与垂直应力相同，其值随着埋深的增大而增大并趋于平稳。

（3）深部岩层（埋深＞1.2a）

此处岩层应力的变化类似于中部岩层，不过其数值更小，变化更平稳说明这里已基本避开了压模载荷作用的影响。

3）远离压模处缓变化区。其范围约为半径大于2.2a的圆筒状岩体内（a为压模半径)。

此处岩层已逐渐避开压模载荷作用的影响，岩石应力逐渐趋近于原始应力。但其浅部岩层受岩层本身卸载效应的影响较大，使其近表面处会有一段出现拉伸应力。另外有相当长度和深度的一段岩层的水平应力大于垂直应力。见表2-13与图2-27、2-28。

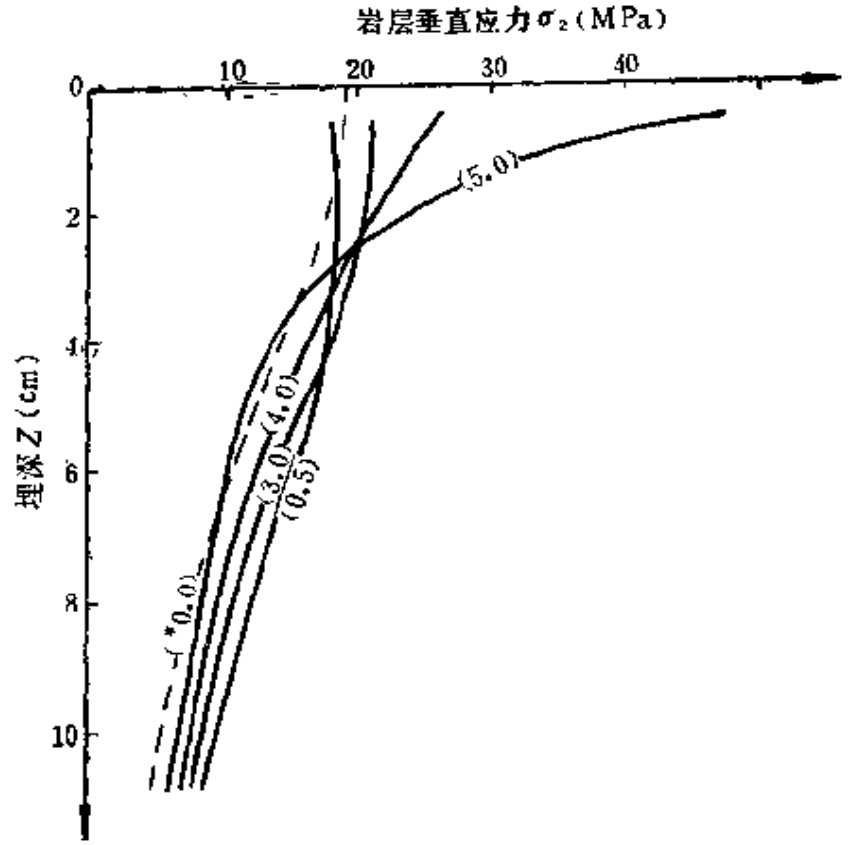


图 2-26 距中心轴不同距离沿埋深分布的岩层垂直应力

( )—括号内数字为与中心轴距离r，cm；(*0.0)—该线为按布西尼斯克的解所绘其余曲线为按SAP—5程序的解所绘

表 2-11 邻近压模处岩层的垂直应力分布)MPa)

埋深Z(cm)	与中心轴距离r (cm)						
	5	6	7	8	9.5	11	13.5
0.5 (0.1a)	47.43	—3.31	3.56	0.88	0.48	0.12	0.07
1.5 (0.3a)	28.14	6.89	2.59	2.10	0.99	0.59	0.28
3.5 (0.7a)	15.12	10.12	6.03	3.48	1.74	1.09	0.59
7.0 (1.4a)	9.18	7.56	5.98	4.58	2.87	1.87	0.98
11.0 (2.2a)	6.01	5.34	4.65	3.98	2.99	2.25	1.34

注：负值应力为拉伸应力。

图2-29为压模附近岩层的最大主应力等值线分布图。由此图可以进一步看到受压模载荷后，岩层卸压效应的结果：

表 2-12　邻近压模处岩层的水平应力分布(MPa)

埋深r(cm)	与中心轴距离r (cm)						
	5	6	7	8	9.5	11	13.5
0.5 (0.1a)	20.94	4.93	8.71	2.97	1.13	0.03	−0.27
1.5 (0.3a)	6.66	0.63	7.29	6.32	3.66	1.93	0.77
3.5 (0.7a)	2.46	2.32	3.27	3.97	3.76	3.05	1.96
7.0 (1.4a)	0.86	1.13	1.5	1.85	1.94	2.05	1.77
11.0 (2.2a)	0.18	0.35	0.54	0.72	0.81	1.00	1.01

浅部岩层在接触表面压模边缘处将出现高应力集中(其最大计算值σ_{max}为47.47MPa,约为压模中轴线上岩层最大应力值σ_{cmax}=17.78MPa的2.7倍)。随着远离中心轴，岩层最大主应力值急速减小，在离中心约10cm处其值已降为1MPa，为σ_{cmax}的0.056倍。在较远处（大于15cm远的一地段）甚至出现拉伸的最大主应力；

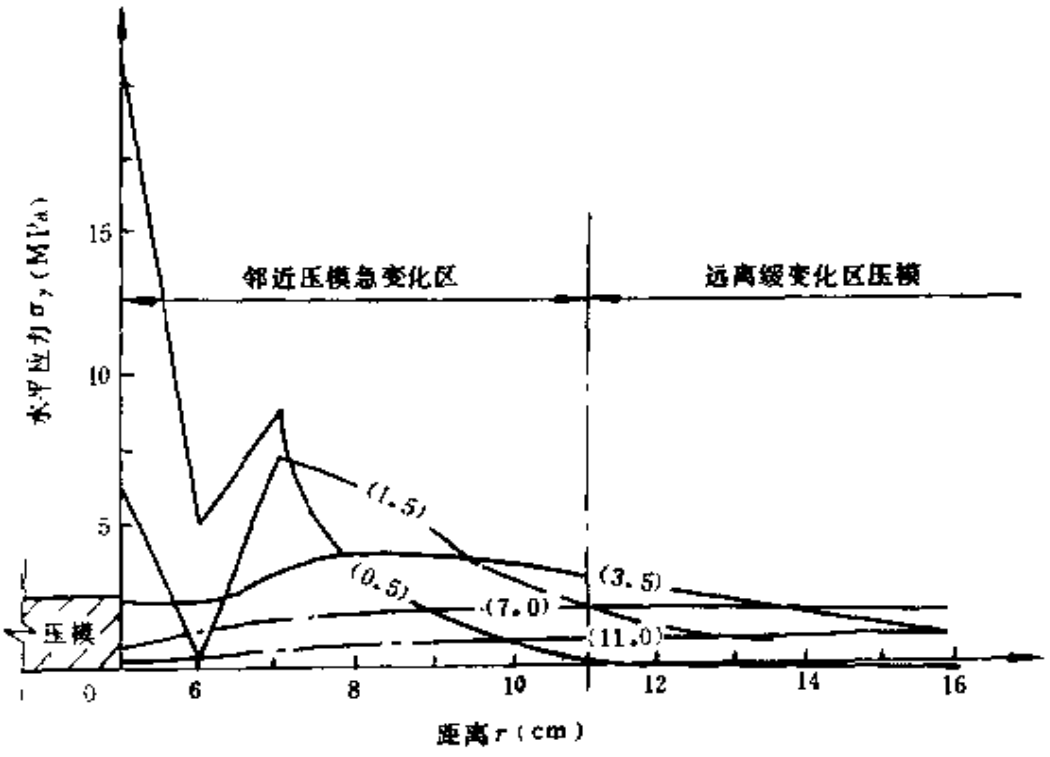


图 2-27　压模外岩层垂直应力分布

(　)—括号内数字为埋深Z,cm

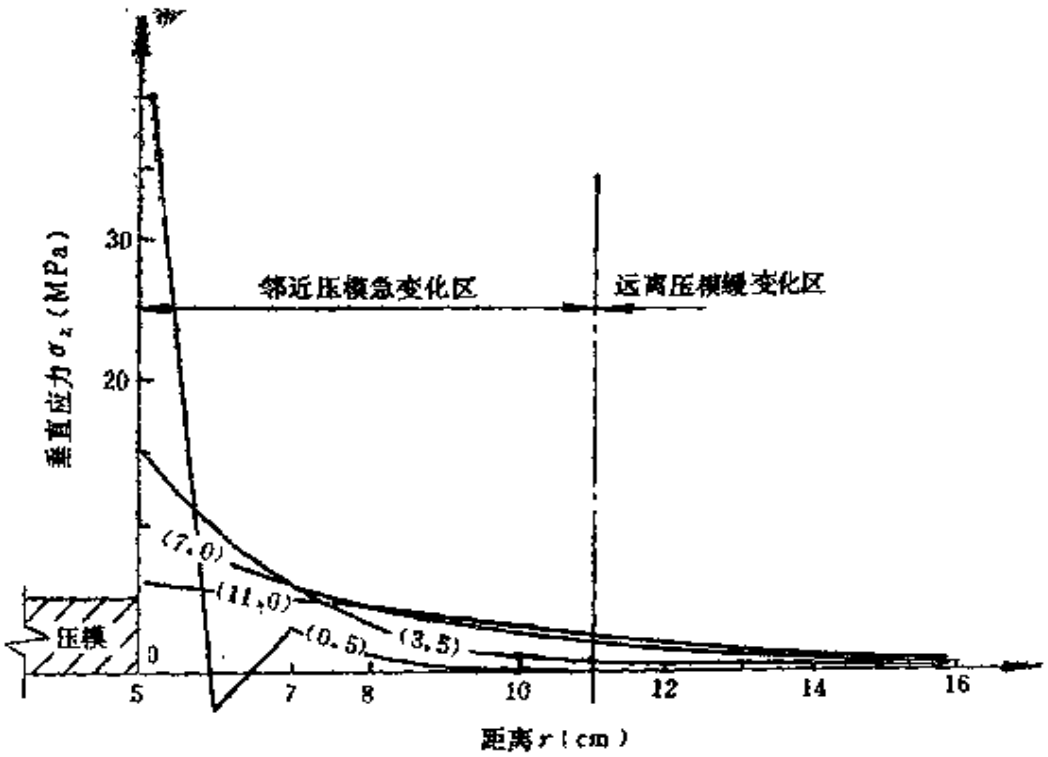


图 2-28　压模外岩层水平应力分布

(　)—括号内数字为埋深Z,cm

表 2-13　远离压模处岩层的应力分布

埋深Z (mm)	与中心轴的距离r (cm)							
	16		18		40		66	
	垂直应力值 (MPa)	水平应力值 (MPa)	垂直应力值 (MPa)	水平应力值 (MPa)	垂直应力值 (MPa)	水平应力值 (MPa)	垂直应力值 (MPa)	水平应力值 (MPa)
0.5	−0.048	−0.489	−0.024	−0.41	−0.021	−0.161	−0.008	−0.005
3.5	0.345	1.09	0.173	0.49	−0.004	−0.047	−0.004	0.009
7.0	0.599	1.40	0.32	0.912	0.02	0.071	−0.000	0.028
11.0	0.85	1.021	0.45	0.84	0.044	0.172	0.004	0.049

除压模边缘附近及浅部岩层外，其最大主应力等值线分布形状，如同一个上部被平切去一小块的椭圆状球体的表面曲线。

三、底板岩层的位移分布

仍以方案Ⅵ为例，根据计算结果，也将模型岩层划分为 3 个

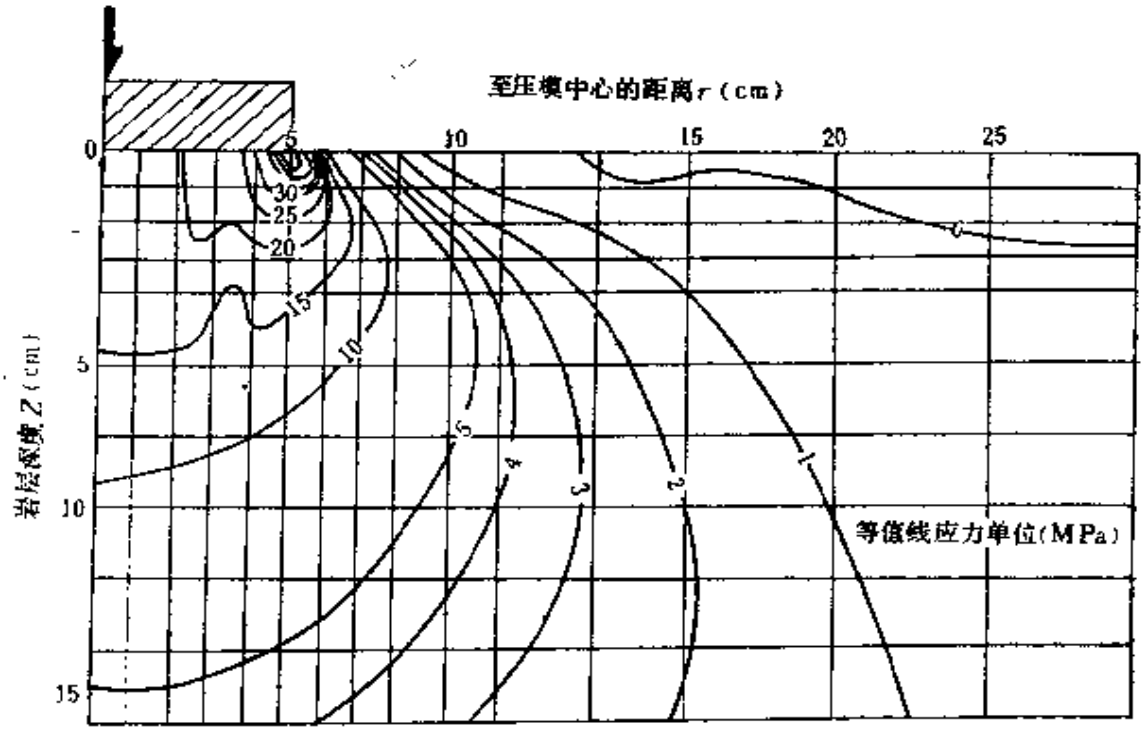


图 2-29　压模附近岩层的最大主应力等值线图

区域来叙述。

1．压模下方，半径为 a 的圆柱形岩体内

此处的沿层面分布的垂直位移，在浅部基本上是均匀分布的，且随着埋深的增大而减小，即在接触表面有最大值（为21.73cm）；在较深部岩层（埋深约大于2cm），这种均匀下沉的情况有所变化，压模边缘处的垂直位移将小于中心轴处的位移，其最大差值可达3.42cm（发生在埋深为4cm处）；在更深部岩层，（埋深约大于16cm）开始避开压模载荷的作用，其垂直位移又较均匀地向零值变化。见表2-14与图2-30

此外的水平位移，除接触表面几乎为零以外，均是随着远离中心轴而加大。而沿埋深的变化是由零急增而后减小。在埋深为4cm，压模边缘下方岩层有最大水平位移值 $S_{ymax}=19.02$ mm。所有水平位移均指向外。见表2-15与图2-31。

2．邻近压模处急变化区

其范围与应力分布区相同，约为半径为 a 至2.2 a 的厚壁圆

表 2-14 压模下方岩层垂直位移分布(cm)

埋深Z(cm)	与中心轴的距离r (cm)					
	0	1	2	3	4	5
0	21.73	21.73	21.73	21.73	21.73	21.73
2	19.47	19.40	19.23	18.87	18.05	16.27
4	16.72	16.59	16.24	15.62	14.65	13.30
8	11.35	11.23	10.97	10.56	10.01	9.34
16	5.34	5.31	5.25	5.14	4.99	4.52

筒状岩体内

这里的垂直位移均是随着远离中心轴而减小。这种减小的趋势在浅部岩层较剧烈，在岩层上表面本区域两端垂直位移的差值可达18.13cm；而在较深部这种减小的趋势变得平缓，在埋深为16cm的岩层两端的垂直位移的差值已降为1.07cm。见表 2-16 与图2-30。

表 2-15 压模下方岩层水平位移分布(mm)

埋深r(cm)	与中心轴的距离r (cm)					
	0	1	2	3	4	5
0	0	0.003	0.005	0.007	0.008	0.008
2	0	1.205	2.868	5.526	10.38	16.09
4	0	3.67	7.600	11.77	15.84	19.02
8	0	3.798	7.416	10.72	13.55	15.76
16	0	1.708	3.365	4.937	6.389	7.692

这里的水平位移浅部岩层埋深（2cm以内）与深部不同：在浅部位移多数指向中心，其数值随着远离中心轴有起伏变化，特别在上表面离中心约7cm处有一峰值（-16.83mm)；在深部岩层位移指向外，其数值随着远离中心也略有起伏，峰值点出现位置随着埋深的增大而远离中心，其数值越来越小。见表 2-17 与图 2-31。

表 2-16　邻近压模处急变化区岩层垂直位移(cm)

埋深Z(cm)	与中心轴的距离r (cm)						
	5	6	7	8	95.	11	13.5
0	21.73	13.61	10.58	8.51	6.47	5.12	3.60
2	16.27	13.48	10.79	8.71	6.60	5.18	3.62
4	13.30	11.68	10.02	8.48	6.63	5.24	3.68
8	9.34	8.61	7.83	7.04	5.93	4.93	3.63
16	4.82	4.62	4.39	4.15	3.76	3.38	2.75

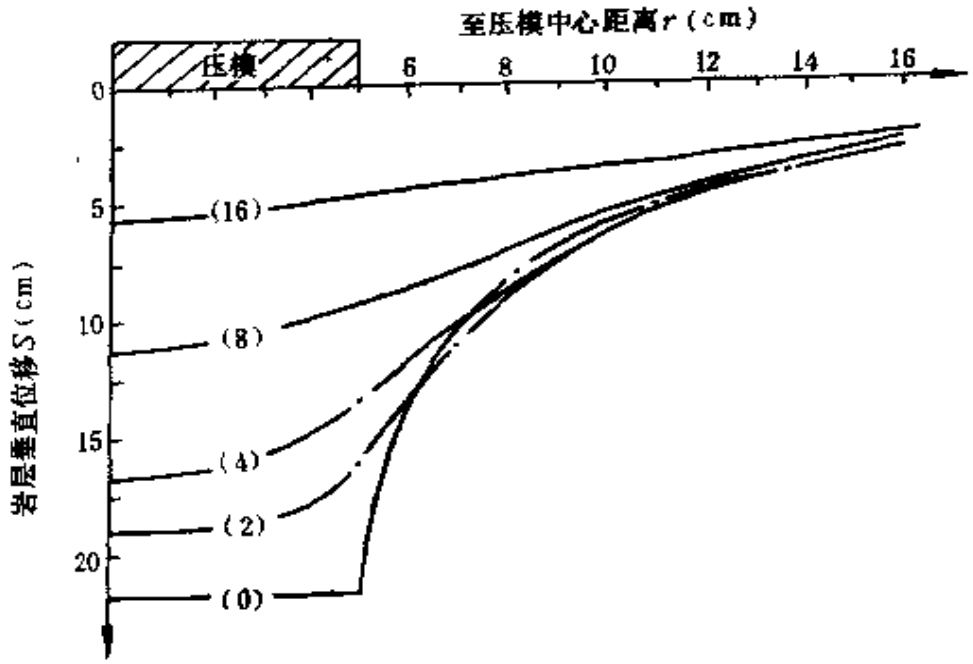


图 2-30　沿层面不同埋深的岩层垂直位移分布
( ) —括号内数字为埋深Z,cm

3。远离压模处缓变化区

本区域岩层位移的变化逐渐趋向平稳。其垂直位移渐渐变小，其水平位移亦然，不过浅部岩层的水平位移有一长段指向中心，与其他岩层水平位移指向外不同。见表2-18与图2-30、2-31。另外，深部的远离压模中心约40cm处的岩层水平位移值要大于垂直位移值。这是由于岩层的卸载效应使得此处的水平压应力大

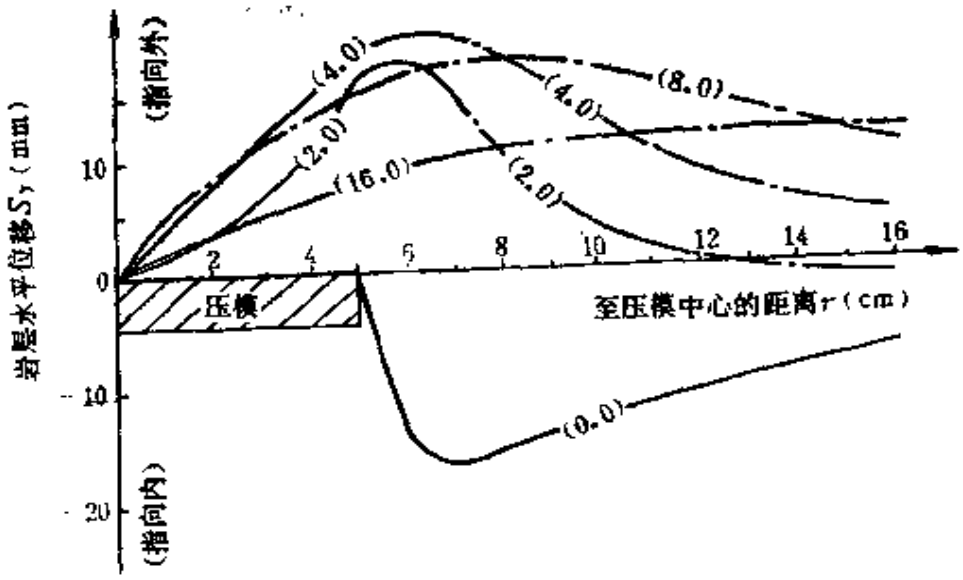


图 2-31　沿层面不同埋深的岩层水平位移分布

（ ）—括号内数字为埋深Z，cm

表 2-17　邻近压模处急变化区岩层水平位移(mm)

埋深Z(cm)	与中心轴的距离r (cm)						
	5	6	7	8	9.5	11	13.5
0	0.008	−13.68	−16.83	−15.83	−14.02	−12.03	−9.6
2	16.02	17.75	14.61	9.75	4.60	1.63	−0.63
4	19.02	20.49	20.0	18.05	14.19	10.37	6.32
8	15.76	17.26	18.03	18.13	17.31	15.76	12.78
16	7.692	8.826	9.78	10.54	11.34	11.75	11.75

注水平位移负值指向中心

于垂直压应力所致，见表2-13。

四、底板岩层的破坏

根据莫尔-库仑的理论，可以推导出底板岩层岩石按直线型包路线计算的岩石受剪切滑移破坏的判断准则为：

$$K_m=\frac{\sigma_1-\sigma_3}{(\sigma_1+\sigma_3)\sin\phi+2c\cdot\cos\phi} \qquad (2\text{-}6)$$

式中　K_m——判断系数。$K_m\geqslant 1$岩层剪切破坏；

σ_1——岩层最大主应力值（压应力为正）；

σ_3——岩层最小主应力值（压应力为正）；

表 2-18　远离压模处缓变化区岩层位移分布(mm)

埋深Z(cm)	与中心轴的距离r(cm)					
	垂直位移			水平位移		
	16	20	40	16	20	40
0	26.3	16.4	1.19	−7.46	−5.18	−0.15
2	26.3	16.2	1.08	−1.39	−1.44	−0.61
4	25.6	16.3	1.02	3.84	1.96	−1.11
8	26.7	16.5	0.98	10.06	6.92	−2.13
16	21.9	14.8	1.16	11.18	9.71	−3.69

注：水平位移负值为指向中心轴

ϕ——岩层内摩擦角；

c——岩层粘聚力。

应用2-6式，判断方案Ⅳ工况①时岩层破坏情况。取岩层的内摩擦角$\phi=20°$，岩层的粘聚力$C=0.15$MPa。由此而得判断系数K的等值分布，如图2-32。

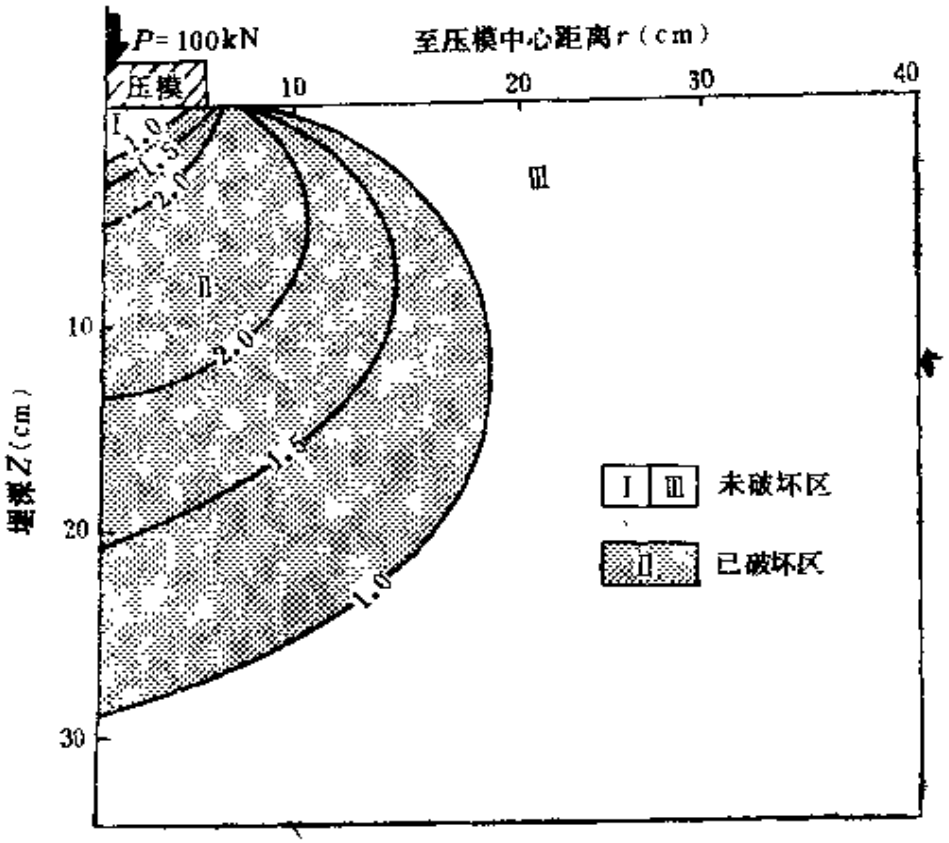


图 2-32　岩层破坏判断系数K的等值分布及破坏区分布

参阅图2-29与图2-32，可将模型压模附近岩层按其破坏情况划分为以下三个区，如图2-32所示。

Ⅰ区：压模下方接触面中部未破坏区。这里虽然处于较高压应力区部位，但由于其最大主应力与最小主应力相差不大，岩层未发生破坏。其范围很小，约为离压模底部中心 $0.6a$ 的半球体内；

Ⅱ区：压模下方破坏区。这里，特别是压模边缘浅部岩层应力集中，最大主应力与最小主应力的差值较大，使岩层产生剪切破坏。而其较深部岩层的最大主应力虽然逐渐变小，但因其最小主应力更小，甚至出现拉伸应力，使得两主应力的差值足以使岩层产生剪切滑移破坏。

Ⅲ区：远离压模处岩层未破坏区。这虽岩层应力基本稳定在原始应力状态，因此未产生破坏。

五、各种影响因素的分析

1．底板岩性和结构

在同样压模载荷下，底板的岩性和结构对底板应力的分布及数值大小的影响不显著，但对底板岩层位移及破坏区分布的影响却很大，见表2-19、2-20、2-21及图2-33、2-34。

从表2-19及图2-33可知，压模中心部位的应力，硬岩比软岩

表 2-19　岩性及结构对表层岩石应力分布的影响

方　案	应力	与中心轴的距离r (cm)							
		0.5*	3*	5*	6	7	8	9.5	11
方案Ⅱ（硬）	垂直应力 (MPa)	18.91	21.96	44.53	−0.62	2.97	0.70	0.37	0.08
方案Ⅲ(较软)		17.88	21.60	48.40	−4.43	3.69	0.87	0.49	0.14
方案Ⅳ（软）		17.78	21.51	47.43	−3.31	3.56	0.88	0.48	0.12
方案Ⅱ（硬）	水平应力 (MPa)	7.72	9.07	16.12	10.58	8.61	3.02	1.14	0.07
方案Ⅲ(较软)		9.46	11.12	21.23	3.96	8.93	3.06	1.23	0.11
方案Ⅳ（软）		9.5	11.16	20.94	4.93	8.71	2.97	1.13	0.03

注：此表数值是在工况载荷$P=300$KN所得。负值应力为拉伸应力。

* 为在压模底下的数值。

大，而压模边缘的应力值软岩比硬岩大，说明软岩底板在压模边缘产生的应力集中比硬岩剧烈。而压模外近邻区，硬岩的垂直应力要小于软岩，其水平应力却要大于软岩。硬岩在邻近压模边缘的水平应力，甚至比其垂直应力大许多。

从表2-20图2-33可知，压模下的位移量（钻底量）在硬岩时几乎为零，而较软岩层为15.69cm，软岩层为21.73cm 是较软岩层的1.38倍。随着远离中心轴，硬岩对软岩位移的这种差距逐渐减弱。

表 2-20　岩性及结构对表层岩石上表面位移分布的影响

方案及位移		与中心轴的距离r（cm）							
		1*	3*	5*	6	7	8	9.5	11
方案Ⅱ（硬）	垂直位移（cm）	0.17	0.17	0.17	0.12	0.096	0.082	0.068	0.058
方案Ⅲ（较软）		15.69	15.68	15.66	9.8	7.67	6.20	4.75	3.78
方案Ⅳ（软）		21.73	21.73	21.73	13.61	10.58	8.51	6.47	5.12
方案Ⅱ（硬）	水平位移（cm）	0.0002	0.0006	0.0006	-0.013	-0.015	-0.015	-0.013	-0.012
方案Ⅲ（较软）		0.0003	0.0007	0.0008	-0.088	-0.111	-0.105	-0.093	-0.08
方案Ⅳ（软）		0.0003	0.0007	0.0008	-1.37	-1.68	-1.58	-1.40	-1.20

注：此表数值是在工况载荷$P=300$KN所得。

* 为在压模底下的数值。

水平位移负值为指向中心。

图2-34是在假设同样的压模载荷（$P=100$kN）下对不同岩性的底板产生的应力分布大体相等的条件下进行比较分析而得。所列岩层岩石的力学参数及图中所显示的破坏区面积列入表2-21。

由表2-21可知，岩石粘聚力对破坏区分布的影响甚大，2号岩层的岩石粘聚力为4号岩层的0.1倍，而其产生的破坏区显示面积却为4*岩层的49.5倍。当岩层变硬时（如5号岩层），在同样的压力载荷下没有破坏区出现（如图2-34）。

2．压模载荷的大小

这个因素对底板岩层应力、位移和破坏区的分布的影响都是

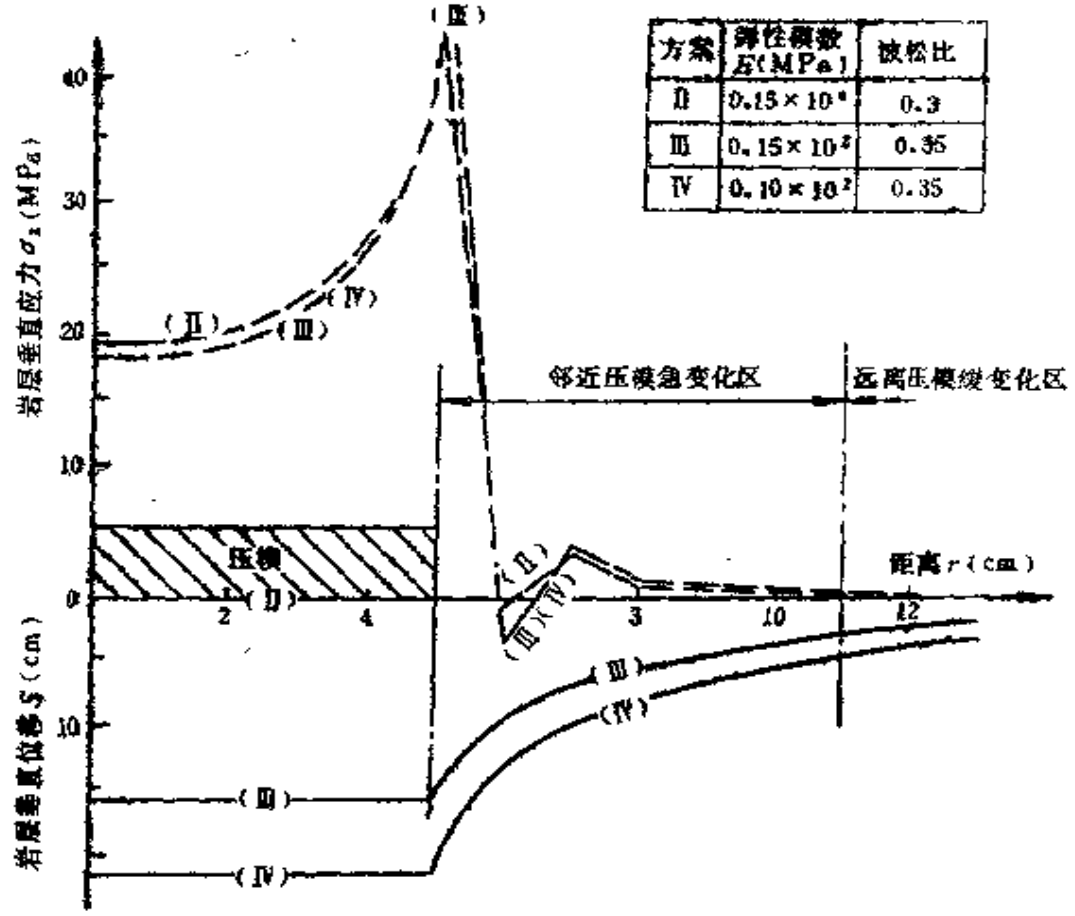


图 2-33 岩性及其结构对底板岩层应力及位移的影响

表 2-21 不同岩层岩石力学参数及其破坏区面积

岩层编号及其岩性	岩石内摩擦角 ϕ (°)	岩石粘聚力C (MPa)	图中所示破坏区面积 A(cm)
2号，软	20	0.15	465.3
3号，中软	20	1.0	67.2
4号，中硬	20	1.5	9.4
5号，硬	30	1.5	0

显著的。对同一岩性底板，假设在临破坏前，岩石处于各向同性及弹性变形阶段，则此时压模下底板岩层的应力及位移(钻底量)

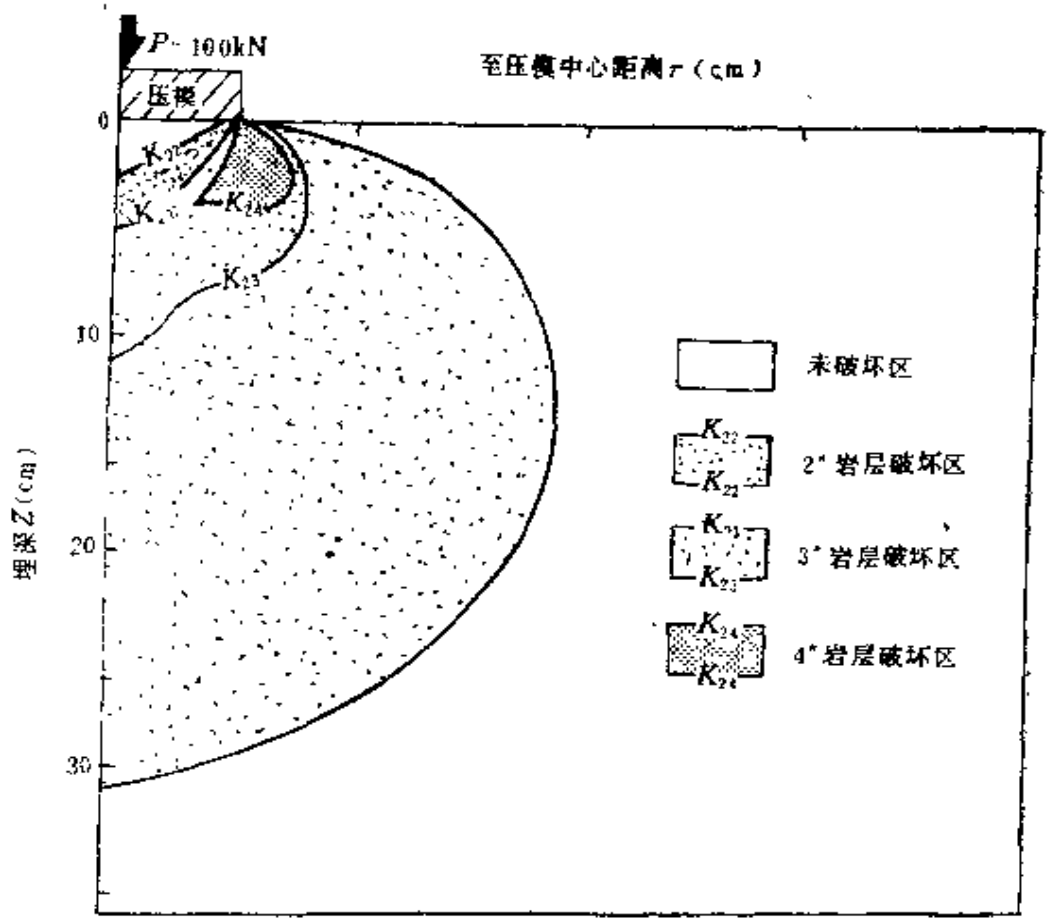


图 2-34　不同岩性岩层破坏区分布比较

均与压模载荷几乎呈线弹性增大的关系而随远离压模边缘，岩层应力及位移急剧下降，见表2-22及图2-35。

六、改善支柱底座下底板比压的途径

支柱在顶板载荷作用下压入底板的过程较复杂。根据静压式底板比压仪测定的结果分析，支柱压入底板的主要原因是由于与支柱接触的底板产生的比压超过了底板岩层本身的极限抗压入强度造成底板破坏，底板的抗压入阻力急剧下降所致。为此限制支柱载荷作用下产生的最大比压值，以及增强或至少避免减弱底板岩层的抗压入强度，是改善支柱底座底板比压分布以及防止支柱压入底板的重要关键。

表 2-22　压模载荷对表分层岩石应力与位移的影响

压模载荷 (kN)	对比量		与中心轴的距离r(cm)							
			0.5/1*	3*	5*	6	7	8	9.5	11
100	应力值 (MPa)	垂直	5.93	7.17	15.81	-1.10	1.19	0.29	0.16	0.04
300			17.78	21.51	47.43	-3.31	3.56	0.88	0.48	0.12
100		水平	3.17	3.72	6.98	1.64	2.91	0.99	0.38	0.01
300			9.5	11.16	20.94	4.93	8.71	2.97	1.13	0.03
100	位移值 (cm)	垂直	7.26	7.26	7.26	4.55	3.54	2.85	2.17	1.72
300			21.73	21.73	21.73	13.61	10.58	8.51	6.47	5.12
100		水平	0.0001	0.0002	0.0003	-0.456	-0.561	-0.528	-0.467	-0.401
300			0.0003	0.0007	0.0008	-1.37	-1.68	-1.58	-1.40	-1.20

注：此表数值是在方案Ⅳ（软岩）计算所得。

*　为在压模底下的数值。

应力负值为拉伸应力；水平位移负值为指向中心。

综合上述SAP-5程序计算结果分析，可采取以下途径：

1）增大支柱底座面积或降低支柱工作阻力值，以减小支柱载荷作用下的底板比压；

2）改善支柱底座，变平底结构为船形底结构，以降低底座边缘处的比压峰值，使接触表面的底板比压分布均匀化；

3）防止与减少水对底板岩层的浸泡软化作用及炮采对底板的震动破坏作用；

4）特殊情况下对极软底板预先采取化学加固等增强底板抗压入强度的措施。

七、结论

1）支柱压模载荷作用下，据底板的应力、位移分布情况，大体可将周围底板划分为：① 压模下方区，② 邻近压模急变化区，③远离压模缓变化区三个区域。

2）压模下方岩层应力分布“SAP-5”程序的数值法计算结果与依据布西尼斯克的解析解给出的计算值相近。即得出：在圆

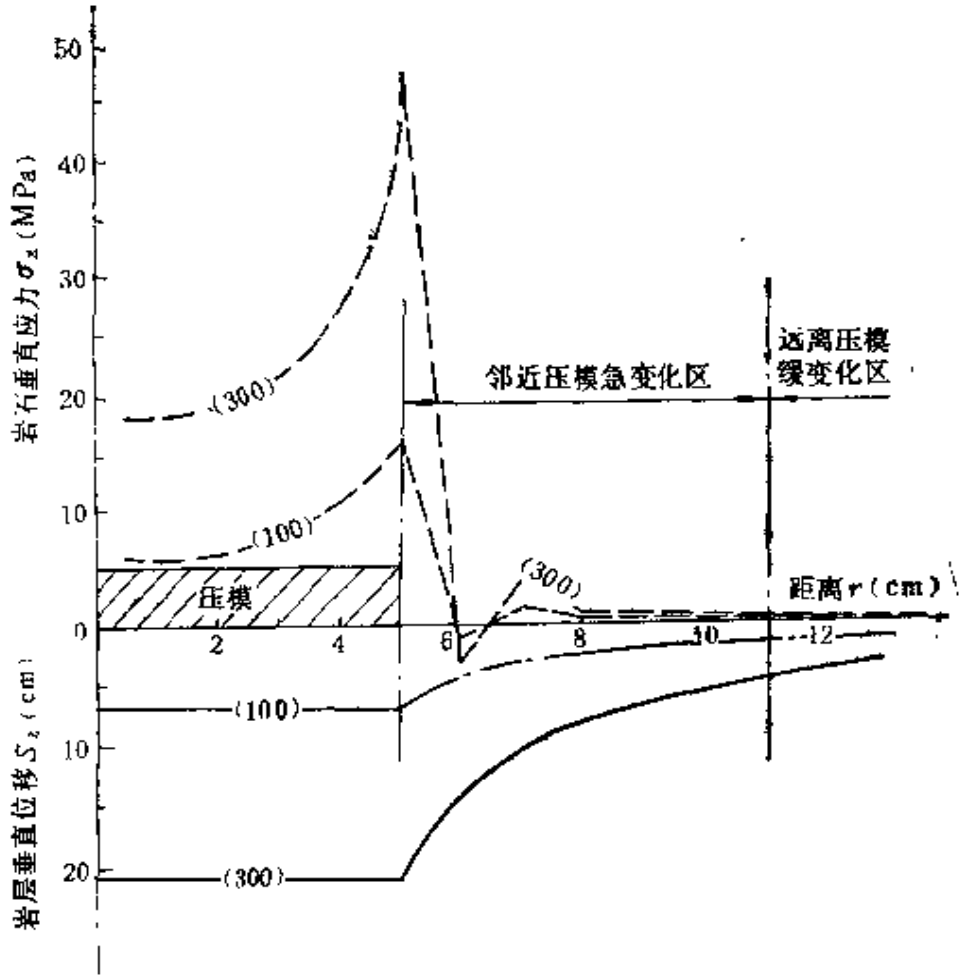


图 2-35 压模载荷对底板岩层应力与位移分布的影响

( ) ——括号内的数字为压模载荷 P, KN

柱形平底压模边缘有较强的应力集中。随着靠近压模中心以及埋深的增大，岩层应力逐渐减小并趋于均匀化。

3）邻近压模急变化区岩层的应力，在浅表层有起伏的变化，甚至会出现垂直拉伸应力。但就总体趋势而言，其变化均是随着远离压模而急速减小到稳定值。

4）远离压模的缓变化区的岩层应力变化很小，均随着远离压模而趋近于原始应力状态。

5）压模下方底板的垂直位移在浅表层呈均匀下沉状态且有最大值，而较深层底板边缘处的下沉值要比中心处小，两者的差

值随着埋深的增大而减小。压模下水平位移数值比垂直位移小许多，其方向指向压模外，随着埋深的增大而减小。

6）邻近压模的急变化区的垂直位移均是随着远离压模而减小，其减小幅度在浅表层较大。此处的水平位移值亦比垂直位移小许多，并随着远离压模而减小。水平位移的指向除浅表部指向中心外，其余均指向压模外。

7）远离压模的缓变化区的垂直位移与水平位移均不大，并逐渐减小为零。在远处两者之间的差额不大，甚至会有水平位移略大于垂直位移的情况。

8）在平底圆柱形压模载荷作用下，当最大比压值超过底板极限抗压入强度时，底板岩层的破坏首先在压模边缘处发生，随后向深部和中心部位发展，最后形成类似开口向上的空心厚壁半球体状的破坏区。在此半球内（即压模中部一小段浅表岩层）以及球体外的岩层没有发生剪切滑移破坏。

9）防止支柱钻底的重要关键是限制支柱载荷作用下产生的底板最大比压值，以及采取措施增强、或至少避免减弱底板的抗压入强度。因此增大底座面积，改善底座结构，进行底板化学固化（针对极软底板）以及防止或减少水浸和炮震对底板的破坏作用是防止支柱钻底的重要途径。

第四节　岩体抗压入特性的理论和实验研究

一、压模静压入时岩石应力状态

由于岩石的各向异性特征，迄今尚无成熟公认的能准确解决工程问题的理论，对岩石受压模静压入问题只能基于弹性理论的初步分析。

压模压入时应力状态的分析是基于古典的布西尼斯克空间问题的解。它相当于求解弹性半无限空间的平面上（$Z=0$）作用有一个集中力时，应力和应变分布的规律。

布西尼斯克（Boussinesq）的解给出半无限弹性体中任意点$A(r,z)$处的应力分量：

$$\sigma_z=\frac{3PZ^3}{2\pi a^5}$$

$$\tau_{rz}=\frac{3PZ^2r}{2\pi a^5}$$

$$\sigma_r=\frac{P}{2\pi}\left[\frac{1-2\mu}{a(a+Z)}-\frac{3Zr^2}{a^5}\right]$$

$$\sigma_\theta=-\frac{P}{2\pi}((1-2\mu))\left[\frac{Z}{a^3}-\frac{1}{a(a+Z)}\right]$$

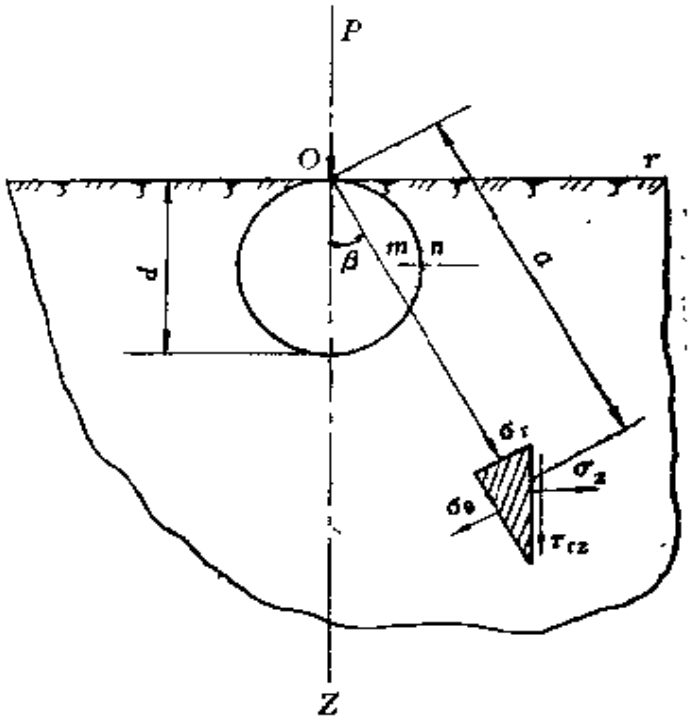


图 3-36　布西尼斯克问题

在一个水平面内任意一点的全应力即σ_z和τ_{rz}之合应力，是指向集中力施力点（O点）的。因而可以求得：

$$\sigma=\sqrt{\sigma_z^2+\tau_{rz}^2}=\frac{3P}{2\pi}\cdot\frac{\cos^2\beta}{r^2+z^2}$$

从而：　$\sigma=\dfrac{3P}{2\pi a^2}$

由此可见，在所有水平面上与直径 a 相截的点其全应力相等。因而一系列在 O 点与边界面相切的球面，均具有上述性质，可称为等应力球。

在此基础上，对于圆柱形平底压模压入问题，它相当于一般的支柱对底板岩石的作用，可用迭加原理求解。由上述理论求得：

$$\sigma_z = p\left[1 - \frac{z^3}{(a^2+z^3)^{3/2}}\right]$$

$$\sigma_r = \sigma_\theta = \frac{p}{2}\left[(1+2\mu) + \frac{z^3}{\sqrt{(a^2+z^2)^3}} - \frac{2(1+\mu)z}{\sqrt{a^2+z^2}}\right]$$

$$\tau = \frac{\sigma_z - \sigma_\theta}{2} = \frac{p}{2}\left[\frac{1-2\mu}{2} + \frac{(1+\mu)z}{\sqrt{a^2+z^2}} - \frac{3}{2}\left(\frac{z}{\sqrt{a^2+z^2}}\right)^3\right]$$

式中 $p = \dfrac{P}{2\pi a^2}$

P——集中力；

a——圆柱面半径；

z——距接触面的垂直深度；

μ——岩体的波松系数。

圆柱形平底压模在接触面上的压力分布不是常数，而是至压模中心距离 r 的函数：

$$p(r) = \frac{P}{2\pi a\sqrt{a^2-r^2}}$$

当 $r=a$ 时（压力面边缘）$p_r \approx \infty$，如图2-37。

从而引起边缘的局部破碎或塑性变形。而在继续压入时，应力便趋于均匀分布：

$$p = \frac{P}{2\pi a^2}$$

圆柱形压模（支柱）作用下均质岩体的应力分布如图2-37、2-38、2-39。

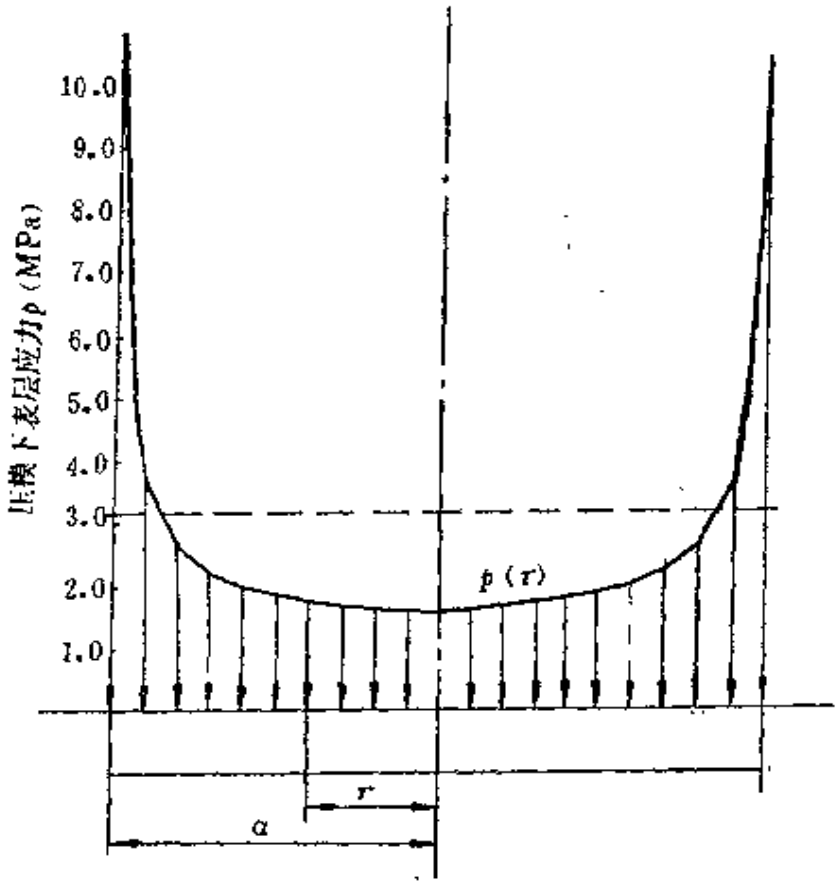


图 2-37　圆柱平底压模接触面的应力分布

由图2-37～2-40可见，在对称轴上随远离接触面σ_z及$\sigma_r=\sigma_\theta$衰减很快。岩体波桑系数（在一定程度上反映岩体塑性或脆性程度）对σ_z没有影响。而径向应力σ_r及切向应力σ_θ($\sigma_r=\sigma_\theta$) 则随波桑系数μ增加而增大，剪应力的峰值及衰减速度则随μ的增加而减小。相反亦然。这意味着，脆性岩石（例如$\mu=0.1$）或低塑性岩石在圆柱型平板载荷下，即一般单体支柱作用下，一定位置形成很强的剪切应力区。最大剪应力的位置及最大剪应力由下式决定：

$$Z_0=a\sqrt{\frac{2(1+\mu)}{7-2\mu}} \tag{2-7}$$

$$\tau_{max}=\frac{p}{2}\left[\frac{1-2\mu}{2}+\frac{2(1+\mu)}{2}\cdot\frac{\sqrt{2(1+\mu)}}{9}\right] \tag{2-8}$$

光学弹性材料试验得到的结果在定量上与上述稍有差别，但

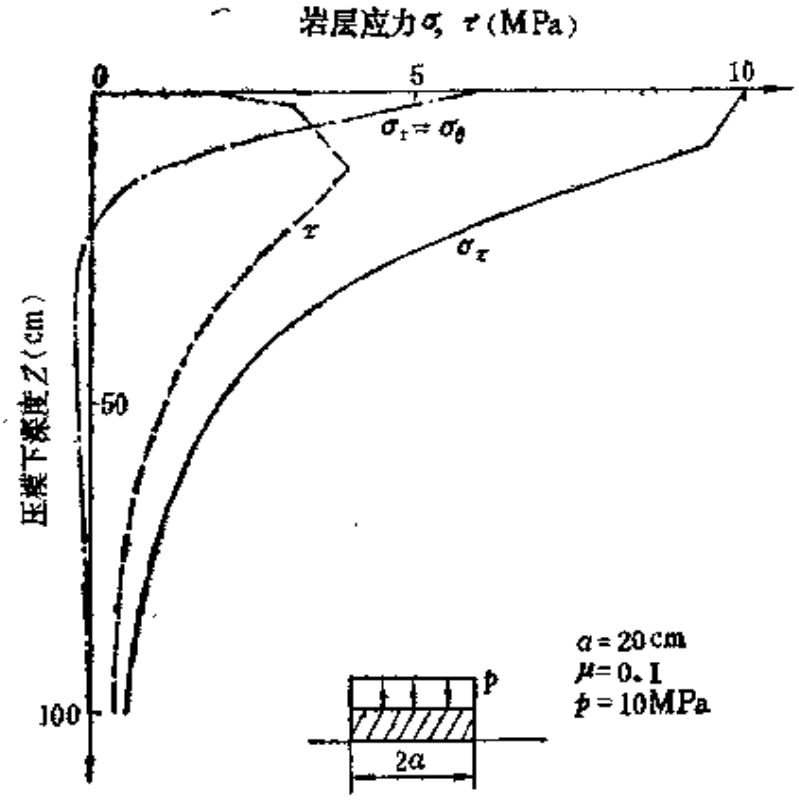


图 3-38 圆柱平底压模下沿对称轴岩体的应力分布(1)
($\mu=0.1$)

定性上一致。观察到等剪应力面（等色面）是通过加载边缘的球面，最大剪应力位置$Z_0=a$如图2-41所示。

二、破碎机理

关于圆板ϕ静压载荷下受载岩体的破坏机理，目前尚无公认一致的看法。初步的认识如下：

1．接触面岩层受压破碎的一般过程

在平板压模压入的初始阶段，形成如图2-37的接触应力分布。圆板边缘发生弹性弯曲，进而形成拉伸应力及裂纹的扩展。形成局部破裂或塑性形变，同时使压力面边缘的应力集中有所缓和。这些变化对受压岩体的进一步破碎起相当作用。

但由于压模下岩体内部处于很高的三轴应力状态，抑制了裂

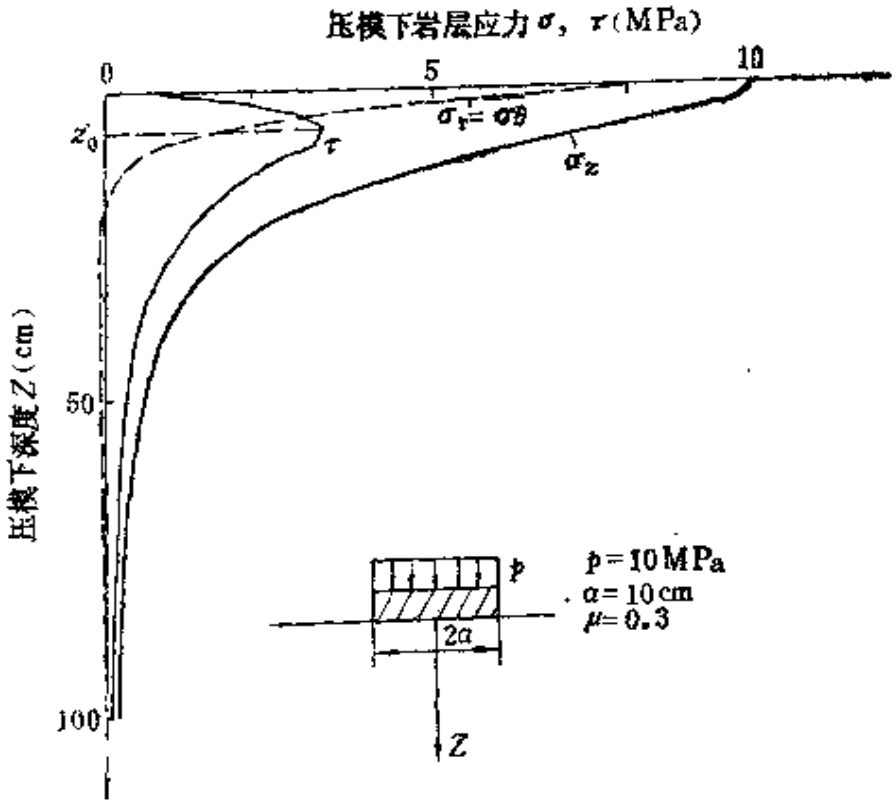


图 2-39　圆柱平底压模下沿对称轴岩体的应力分布(2)
($\mu=0.3$)

纹的进一步扩展。随着外载增加，由于σ_z与σ_r、σ_θ的差值增大，剪应力区及最大剪应力增大，当剪应力超过岩石的极限抗剪强度值时，便在岩体中形成破碎坑穴(破碎漏斗)。因此破碎漏斗的形成主要不是接触表面拉伸应力扩展的结果，而是岩体内部的不均匀三轴应力（即主应力差的形成和发展）达到了极限破坏条件的结果。

2．低塑性和高塑性岩面破坏机理的差别

一般认为，低塑性与高塑性岩石的破坏机理有一定差别。对于低塑性岩石，在压模下的半球体内比起邻近部分处于更高的三轴应力状态见式（2-7)、(2-8）及图2-37、2-38、2-39，当载荷增加到一定程度时，在半球体的顶点 b （图2-42）及其内部首先达到剪应力极限值τ_{max}。由于 b 点周围岩石亦处于高的三轴应力

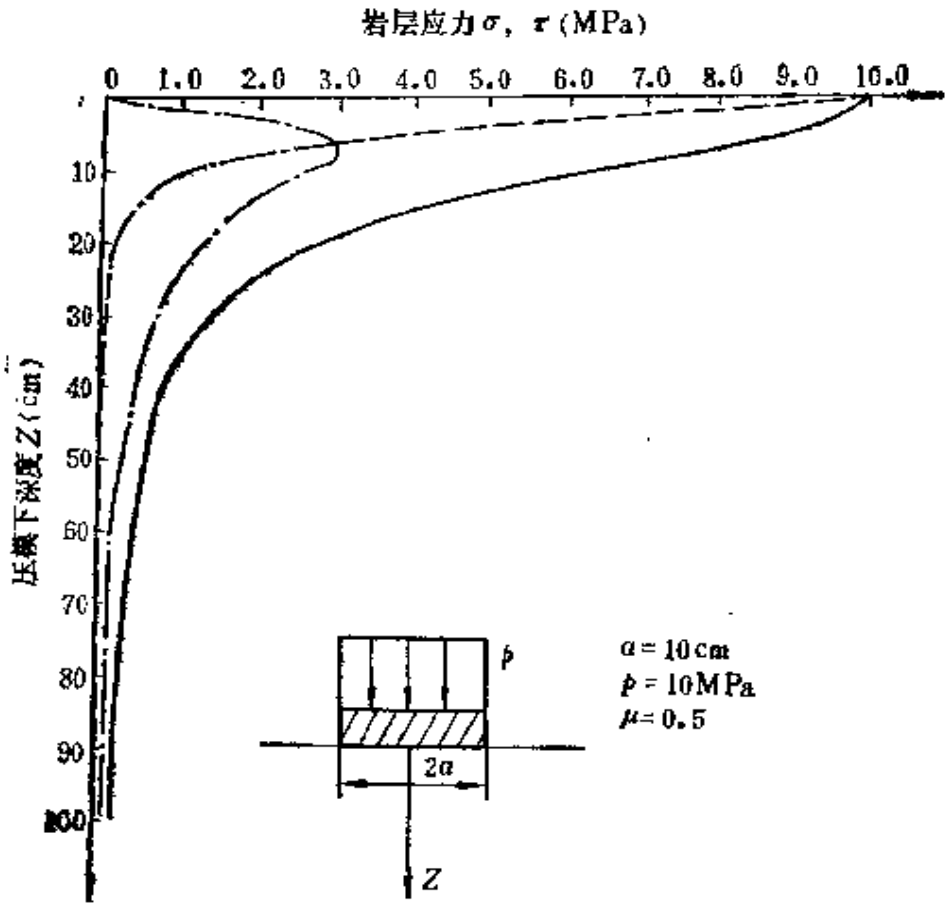


图 2-40　圆柱压模下高塑性岩石沿对称轴岩体应力分布

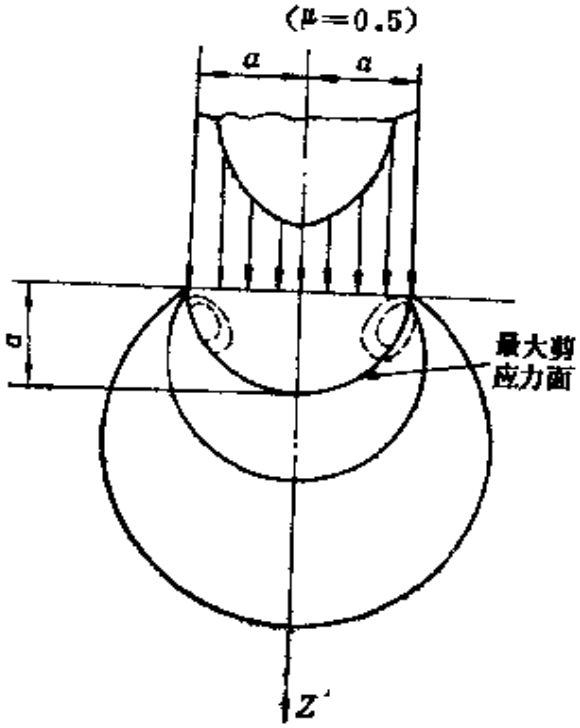


图 2-41　圆板载荷下等剪应力球面

状态，不致形成由 b 点发出的与纵轴成45°的剪切破碎面。

继续增大压模上的载荷，在大于45°角的一些平面内剪应力陆续达到极限值，塑性变形区逐渐扩展，直至与半球面相切的某一个锥面绕过半球体而产生破裂，形成锥状破碎坑穴(漏斗)，而破碎前产生塑性变形的岩石仅局限于半球体的底部（图2-42 a 中的 $c-c$ 段)。

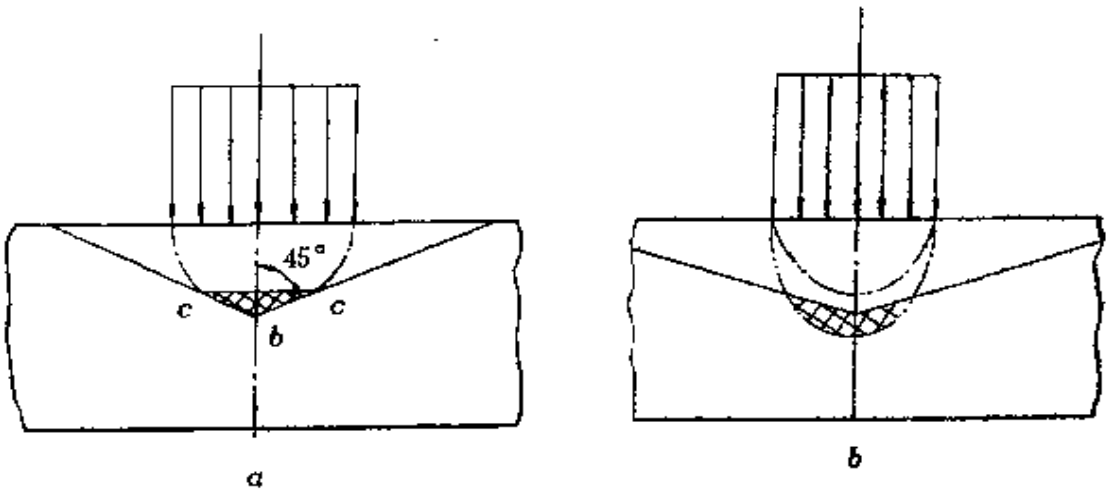


图 2-42　低塑性和高塑性岩石的破碎机理

a——低塑性岩石的破碎机理；b——高塑性岩石的破碎机理

高塑性岩石，当压模载荷达到一定值时，塑性剪切形变沿着整个半球面一直延伸到岩样的表面。如图 2-42 b 的阴影部分所示。且随着载荷的增加，被塑性区包围的半球体也一起压入岩石中。载荷愈大，塑性区扩展的范围愈大。塑性变形发展到一定程度便形成裂纹，最终导致破裂面形成破碎坑穴。

当平板压模略具球面（曲率半径很大）时，可以想见，接触表面的应力状况会有改善，即表面形成均匀的压力。因此单体支柱的底座应避免采用平板结构，而应给于一定的弧面。但曲率很小的球面，与岩体接触时，相当于球体压入的机理，情况与上述有所不同。

对于低塑性或脆性岩石，破碎主要由于压力面边缘拉伸应力

使岩石发生张性裂纹所引起的。但压力面下方岩石处于三轴应力状态，所以裂纹的扩展朝着斜下方离开对称轴的方向。而裂纹的发展也减弱压力面下岩石的三轴应力。最后当裂纹达到一定深度后便改向斜上方反出表面，此时，直接位于压力面的岩石，处于近似单轴应力状态，产生骤然跳跃式破坏，如图2-43。

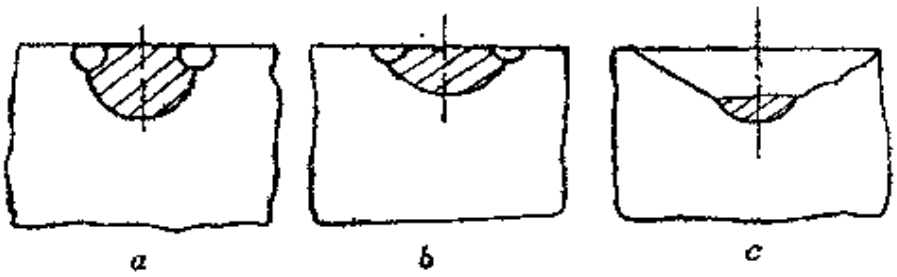


图 2-43 球体压入脆性岩石的破碎机理

3．压模侵入特性

如果工作面单体支柱底座面积很小，在顶板外载作用下，底座会压入或侵入底板岩石。这时的底板破坏机理与上述相似，但又有差别：

1）压模侵入时，在它的前方总要出现一个袋状或球状的核，它是物体在承受巨大压力作用下发生局部粉碎或显著塑性变形的结果。可称为密实核（如图2-44 *a*）。这种现象对不同的压入工具有普遍性。

2）压模侵入岩石时侵深并不随载荷始终呈线性增加，而会出现跳跃现象。载荷增加初期，侵深按一定比例增加，当达到某一临界值时便发生突然的跃进现象。这时密实核旁侧岩石破碎，载荷下降。压头继续增加时载荷再度上升，又恢复某种比例关系（如图2-44 *b*）。

3）破碎漏斗的顶角变化不大，不论岩石性质，压模形式，侵入方法，此顶角变化在120°～150°之间如图2-45。

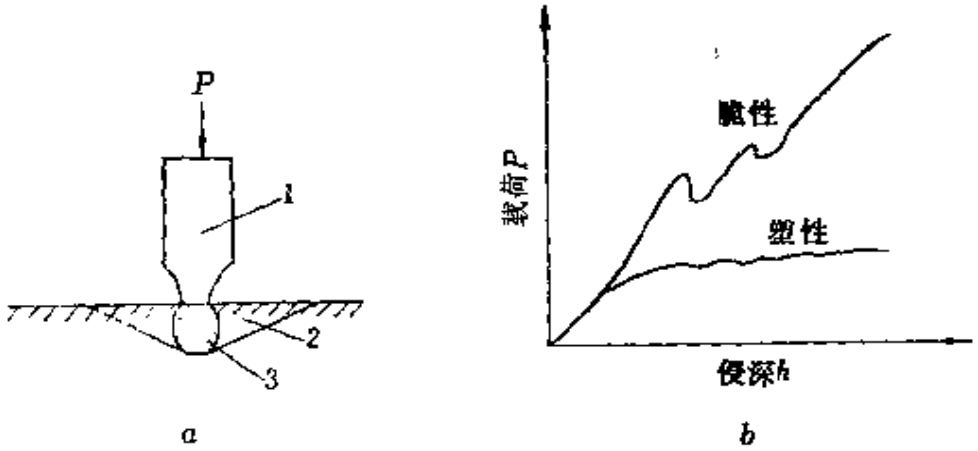


图 2-44　压模侵入特性试验

a——压头下岩石的破碎；1—压模；2—破碎区；3—密实区；
b——载荷—侵深曲线

根据实验研究，平端压模侵入参数可归纳为表2-23。

表 2-23　侵入坑漏斗的尺寸和平端压模直径之比

侵入参数	塑性和小塑性岩石	大塑性岩石
D/d	3～4	5～8
h_1/d	≈0.5	≈0.75

注：d——压模直径；h_1——侵入深度；D——侵入坑漏斗外径。

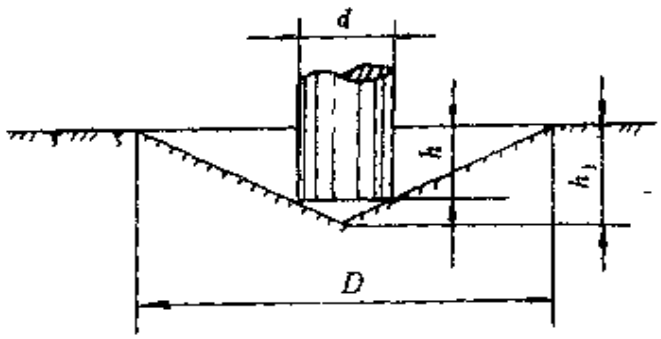


图 2-45　平端压模侵入参数示意图

三、压模侵入岩石的实验研究

为了深入研究支柱压入底板岩石的力学特征，进行了压模侵

入的实验研究。实验使用了6种不同的压模对3种共5组材料进行了压入的试验，对材料的单轴抗压强度与侵入比压（一定规格压模侵入过程中，材料破坏或滑移前的总载荷量与压模面积的比值，单位：MPa）以及压模面积、侵入速度等因素对侵入比压的影响作了进一步的研究。

（一）试验目的任务

为正确地测定及估计岩层的抗压入特性，而进行的实验，主要解决以下几个问题：

1）压模受力侵入时，单位面积作用力（p）与侵入深度（h）之间的变化规律。

2）侵入比压值与单轴抗压强度的关系。

3）用不同规格压模对同一材料进行侵入测定所得的侵入比压一致性。

4）压模比材料的接触面的形式对侵入规律的影响。

5）考察约束条件对抗侵入特性的影响。

（二）实验的方法一手段

本试验需要做出各种不同规格的压模在载荷作用下侵入不同材料的单位面积作用力（p）与相应侵入深度（h）的$P—h$曲线，并进行综合分析。为保证试验结果的准确性，可靠性，并便于操作，采用图2-44所示的自动加载、自动记录系统。

压力机产生的压力通过配合件作用于压模，在渐增载荷作用下，压模逐渐压入试件中，同时压力的大小通过压力传感器变成电信号输入$X-Y$自动记录仪。压模的侵入量由位移传感器经转换也传至$X-Y$自动记录仪。压力为横坐标，侵入量为纵坐标。随着压力的增加和侵入深度的变化自动地由自动记录仪绘制出$p-h$曲线。由该曲线，可以了解岩石抗侵入的规律。压力机具有自动控制的功能，加载时采用给定侵入速度的方式。

（三）使用的设备、材料

1。试验机

试验机是本试验的关键设备，本次试验，使用过两种万能试

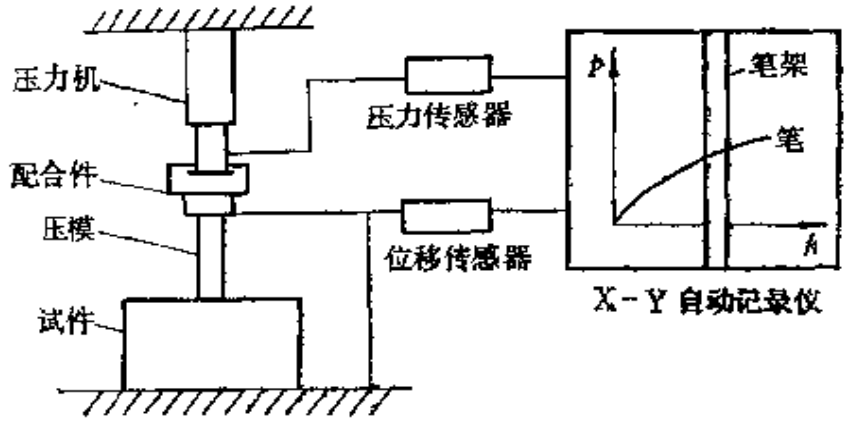


图 2-46 压模侵入测定系统示意图

验机。一种是WD-1型，电子万能试验机，其性能 参数如下：

1）负荷测量单元

（1）测量范围：50～10000N，18个量程。

（2）测量精度：≤±1%

（3）灵敏度：≤0.2%

（4）负荷响应速度：0.5S/次

2）位移、变形测量单元

（1）位移测量传感器：YHD-200型(精度0.05mm)

（2）测量应变仪：YJ-16型静态电阻应变仪

另一台试验机是ESH500型万能电子伺服机，其性 能如下：

精度等级：一级

压力：静态±500kN

动态±250kN

缸行程：100mm

传感器：(MT-2)D5/100AG-D5/200AG

机架尺寸：垂直：1910mm

水平：600mm

2．压膜

压模是侵入试验之关键，本次试验全部采用圆柱压模。端面积为1cm²，2cm²，3cm²，4cm²，5cm²各一只，另有一个接触面为半球形的压模（其端部投影面积为3cm²）各模的实际形状如图2-47、2-48。各压模接触面皆经过热处理，其硬度达HRC53-56。由图可看到各模上端皆有一粗部，这是与配合件的接合部。

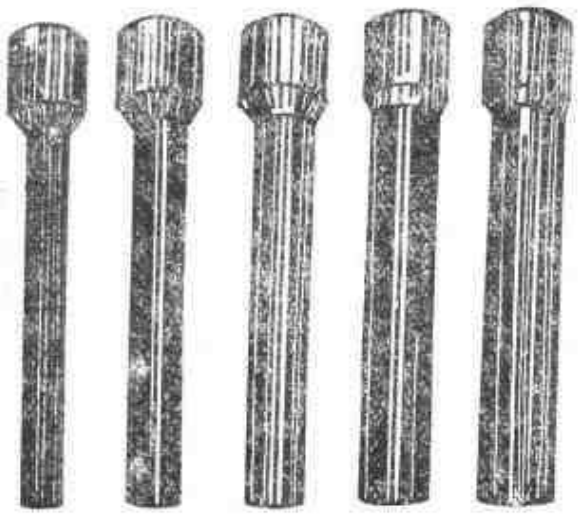


图 2-47 各种不同直径的圆柱平底压模



图 2-48 半球形端压模

为记录方便起见将压模分别编为1号～6号。前五个号与端面积对应。6#模端面积为3cm²。接触面为半球形。

3．试验的材料及规格

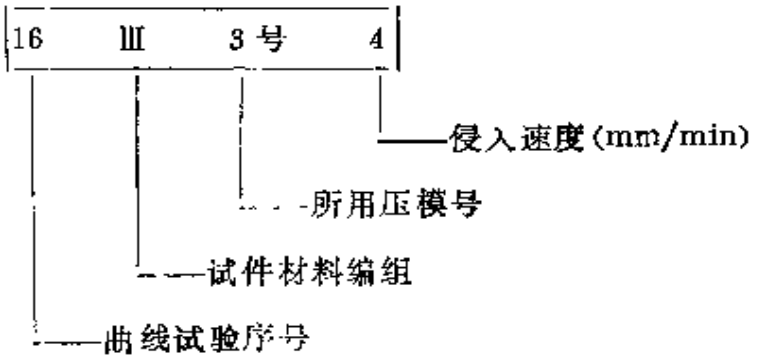
根据需要和具体条件，本次试验采用的材料及规格等见表2-24。

表 2-24 试件材料性能规格表

材料编组号	材料	单轴抗压强度 σ_C(MPa)	规格(mm³)	备注
Ⅰ组	细砂、水泥涛块	2.3	150×150×150	
Ⅱ组	细砂、水泥涛块	3.25	150×150×150	
Ⅲ组	建筑用隔墙砖	2.29	厚200mm不规则块	基本为矩形块
Ⅳ组	建筑用隔墙砖	2.93	厚200mm不规则块	基本为矩形块
Ⅴ组	硬石膏	5.3	厚180mm不规则块	

（四）实验结果分析

图2-49、图2-50、图2-51本次试验所得部分侵入 $p-h$ 曲线。这些曲线是在不同的条件下做出来的，在侵入曲线图中，已将各自的条件列出，其各部意义如下：



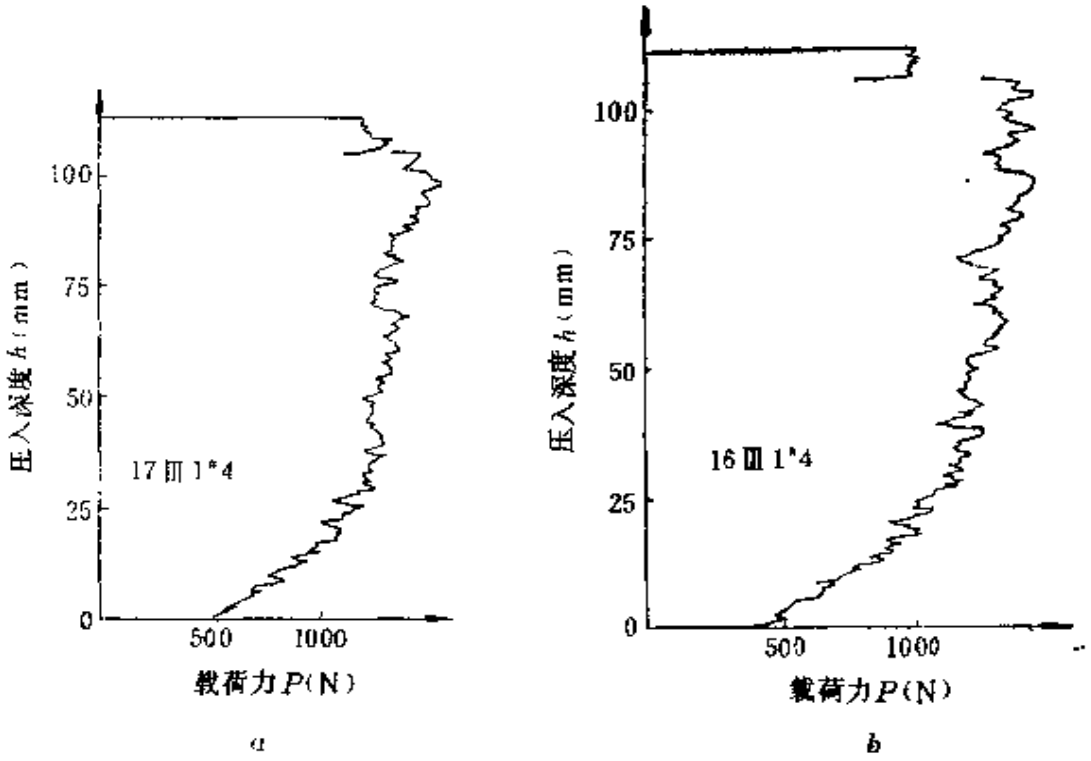


图 2-49　仿建筑用墙砖的侵入特性

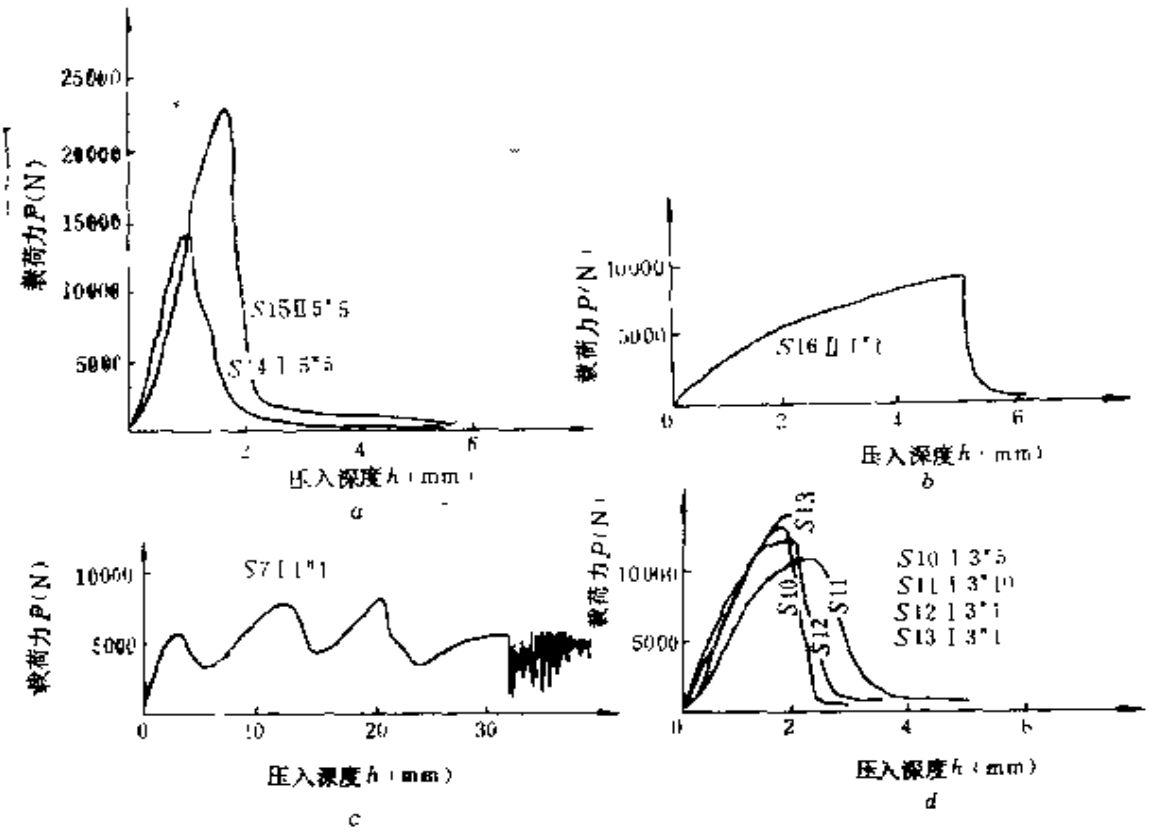


图 2-50　混凝土块侵入特性

1．侵入特性

试验表明，各种试块在压模侵入过程中，均大体上经过以下三个阶段：

1）微小弹性变形阶段：在此段压力增加较快，而变形量小，且两者呈线性关系。

2）密实核形成，材料开始屈服阶段：在压模载荷作用下，压模正下方形成坚硬的密实核，同时材料开始屈服，变形速度加快。

3）塑性流动阶段：超过屈服点后，压模载荷继续增加，侵入深度增加较快。侵深急速增加的始点我们称之为侵入滑移点。

对每个试验结果曲线，分别确定其侵入屈服点和侵入滑移点列于表2-26。

在对第Ⅰ，Ⅱ组的试验中，由于材料的脆性较大，在侵入很

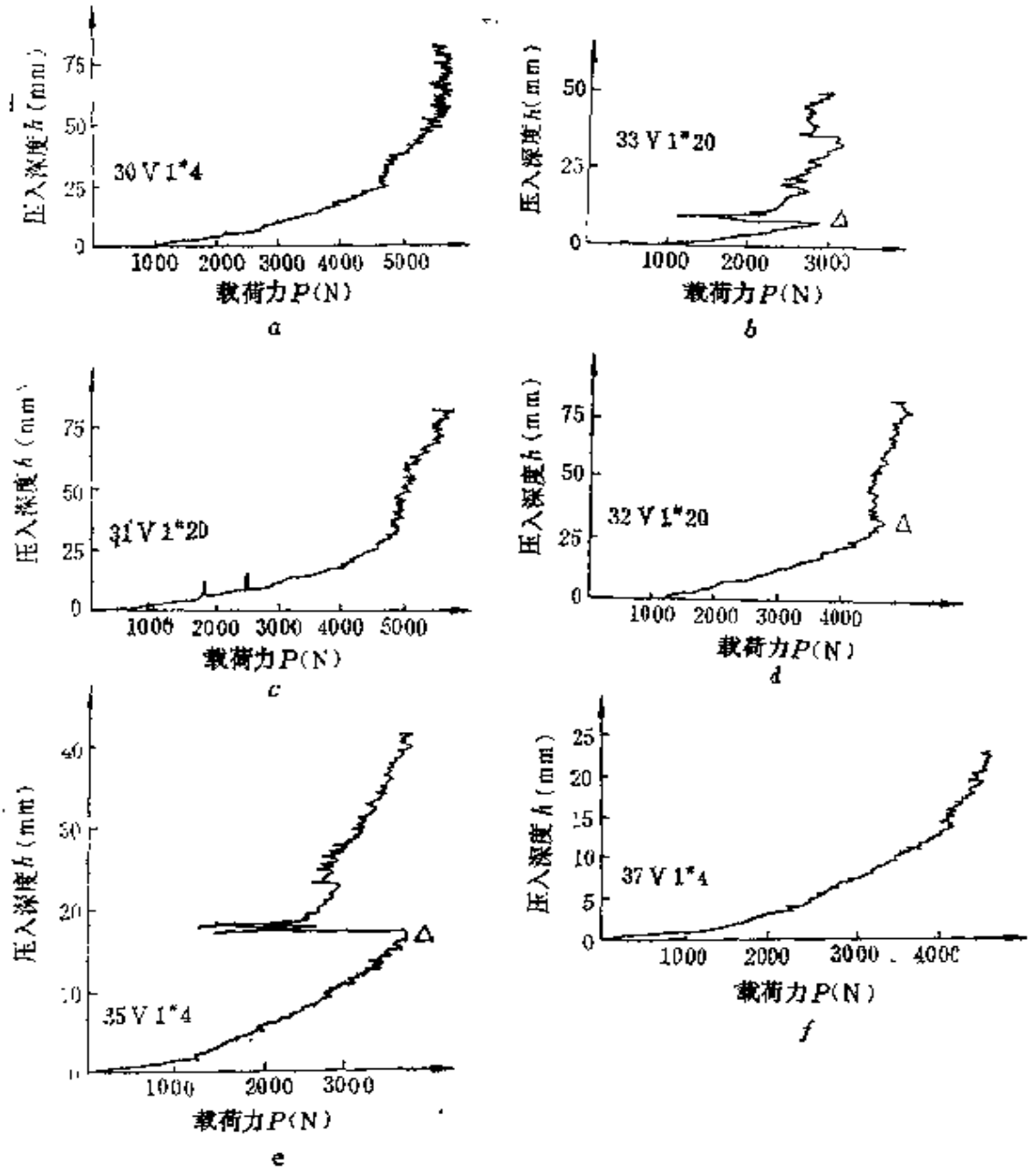


图 2-51 硬石膏侵入特性

小的深度后，即发生张裂，把发生张裂时的载荷除以压模面积，作为侵入张裂点。将各值列于表2-27。

2．试块的侵入极限比压与其单轴抗压强度的比较

表2-28为3组不同材料，由试验所得的单轴抗压强度与侵入

极限比压的比较。由表可知，对于所选用的材料来说，侵入极限比压与单轴抗压强度的比值在5～9倍之间，由于本次试验所选用材料种类有限，对二者的确切关系还有待进一步研究。

3．压模面积对侵入比压的影响

本次实验，使用了不同面积的圆柱平底压模，对不同材料进行侵入试验，表2-29是所得结果。

由表2-29知，用不同面积的压模所测得的结果是很相近的。对于第Ⅱ组材料来说最大相差7%，对于第Ⅲ组材料来说仅为5%，扣除设备，随机影响，可以认为就所试验的材料来说，侵入比压值基本上不受压模面积的影响。

表 2-25　侵入实验条件总表

曲线序号	压模号	侵入速度 (mm/min)	试件材料	约束条件	浸水情况
16	1	4	Ⅲ	无约束	
17	1	4	Ⅲ	无约束	
18	2	4	Ⅲ	无约束	
19	3	4	Ⅲ	无约束	
20	6	4	Ⅲ	无约束	
21	5	4	Ⅲ	无约束	
22	1	4	Ⅳ	无约束	
23	1	4	Ⅳ	无约束	
24	1	20	Ⅳ	无约束	
25	1	100	Ⅳ	无约束	
26	2	20	Ⅳ	无约束	
27	4	20	Ⅳ	无约束	
28	6	20	Ⅲ	无约束	
29	3	4	Ⅳ	无约束	
30	1	4	Ⅴ	无约束	
31	1	20	Ⅴ	无约束	
32	1	20	Ⅴ	无约束	
33	1	20	Ⅴ	钢框约束	
34	1	4	Ⅴ	钢框约束	
35	1	4	Ⅴ	钢框约束	

曲线序号	压模号	侵入速度 (mm/min)	试件材料	约束条件	浸水条件
36	1	4	Ⅱ	无约束 70×70×70	
37	1	4	Ⅱ	无约束 70×70×70	
38	1	4	Ⅱ	无约束 70×70×70	
S1	3	5	Ⅱ	无约束	无浸水
S2	1	5	Ⅱ	无约束	无浸水
S3	1	1	Ⅱ	无约束	无浸水
S4	1	1/10	Ⅱ	钢模约束	饱和水
S5	1	1/5	Ⅰ	钢模约束	饱和水
S6	1		Ⅱ	钢模约束	浸水 3 h
S7	1	1	Ⅰ	钢模约约	浸水 3 h
S8	1	1/10	Ⅱ	钢模约束	浸水30min.
S9	3	1/10	Ⅰ	钢模约束	浸水 1 h
S10	3	5	Ⅰ	无约束	无浸水
S11	3	10	Ⅰ	无约束	无浸水
S12	3	1	Ⅰ	无约束	无浸水
S13	3	1	Ⅰ	无约束	无浸水
S14	5	5	Ⅰ	无约束	浸水无
S15	5	5	Ⅱ	无约束	无浸水
S16	1	1	Ⅱ	无约束	无浸水
S17	1	1	Ⅱ	无束束	无浸水

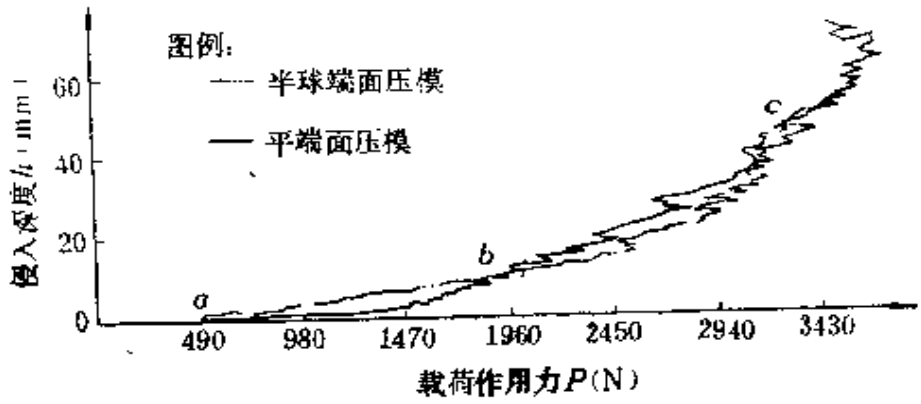


图 2-52　相同直径不同端面型式压模侵入曲线比较图

表 2-26 侵入实验结果总表（一）

曲线序号	压模号	侵入速度 (mm/min)	试件材料组别	侵入曲服点		侵入滑动点	
				总载荷 (N)	单位面积载荷 (MPa)	总载荷 (N)	单位面积载荷 (MPa)
16	1	4	Ⅳ	400	4.0	1200	12.0
17	1	4	Ⅲ	500	5.0	1240	12.4
18	2	4	Ⅲ	800	4.0	2560	12.8
19	3	4	Ⅲ	1400	4.7	3800	12.7
20	6	4	Ⅲ	400		3560	11.9
21	5	4	Ⅲ	2400	48		
22	1	4	Ⅳ	840	8.4	2390	23.9
23	1	4	Ⅳ	800	8.0	2400	24.0
24	1	20	Ⅳ	900	9.0	2180	21.8
25	1	100	Ⅳ	900	9.0	2200	22.0
26	2	20	Ⅳ	1600	8.0	4360	21.8
27	4	20	Ⅳ	3200	10.7		
28	6	20	Ⅳ				
29	3	4	Ⅳ	2400			
30	1	4	Ⅴ	1200	12.0	4680	46.8
31	1	20	Ⅴ	720	7.2	4880	48.3
32	1	20	Ⅴ	1280	12.4	4720	47.2
33	1	20	Ⅴ	1390	13.6	2880	28.8
34	1	4	Ⅴ	1600	19.0	2600	26.0
35	1	4	Ⅴ	1300	13.0	3220	32.2
36	1	4	Ⅴ	1500	15.0	4080	40.8
37	1	4	Ⅴ	2000	20.0	4180	41.8
38	1	4	Ⅴ	2000	20.0	4480	44.8

4．压模接触面型式的影响

为考察压模接触面型式对侵入的影响，分别用底面积为3cm²的平端压模和半球端压模（即6号模）对第Ⅲ组材料进行侵入试验，其结果曲线如图2-52。

由图2-52可以看出，在 b 点前半球端模明显地比平端模侵深（同载荷下）增加，两曲线在 b 点会合，此时侵深10mm，基本上与球端半径（11.28mm）相同，再继续加载，球端模的侵深将小于平端模直到 c 点（滑移点）二者完全重合。由此说明，压

表 2-27 侵入实验结果总表（二）

曲线序号	压模号	侵入速度 (mm/min)	试件材料组别	约束条件	浸水条件	张裂破坏	
						总载荷 (kN)	单位面积 (MPa)
S1	3	5	Ⅱ	无	无	17.5	58
S2	1	5	Ⅱ	无	无	7.7	77
S3	1	1	Ⅱ	无	无	10.5	105
S4	1	1/10	Ⅱ	钢框	无	10.5	105
S5	1	1/5	Ⅰ	钢框	饱和水	6.8	68
S6	1		Ⅱ	钢框	饱和水		
S7	1	1	Ⅰ	钢框	浸 3 h	5.7	57
S8	3	1/10	Ⅱ	钢框	浸泡03min	16.3	64
S9	3	1/10	Ⅰ	钢框		9.5	32
S10	3	5	Ⅰ	无	无	13	43
S11	3	10	Ⅰ	无	无	10.6	35
S12	3	1	Ⅰ	无	无	12	40
S13	3	1	Ⅰ	无	无	13.7	45.7
S14	5	5	Ⅰ	无	无	14.2	28.4
S15	5	5	Ⅱ	无	无	22.7	45.4
S16	1	1	Ⅱ	无	无	8.8	88
S17	1	1	Ⅱ	无	无		

表 2-28 单轴抗压强度与侵入比压比较表

试验序号	所用材料	材料单轴抗压强度 (MPa)	侵入比压 qm/MPa	qm/R
16	Ⅲ组	2.29	12	5.2
17	Ⅲ组	2.29	12.4	5.4
18	Ⅲ组	2.29	12.8	5.6
22	Ⅳ组	2.93	23.9	8.0
23	Ⅳ组	2.93	24	8.1
30	Ⅴ组	.53	46.8	8.9

模底面型式仅在压入初期有较明显的影响。

5．周围约束的影响

为分析周围约束条件对侵入的影响，将石膏材料做成70.5×

表 2-29　不同面积压模测得的侵入比压

材　料	压模面积 (cm^2)	侵入比压(MPa)	
		实测值	平均
Ⅱ组	1	12.7,12.0	12.2
Ⅲ组	2	12.8	12.8
Ⅲ组	3	12.7	12.7
Ⅳ组	5	11.9	11.9
Ⅳ组	1	23.9,24,21.8,22.0	22.9
Ⅳ组	2	21.8	21.8

70.5×70.5的立方体，放进钢制模具中（与钢壁坚密接触），将150×150×150的水泥细沙铸块四壁磨平后放入相应大小的钢制模具中（与钢壁接触紧密）。然后，进行侵入试验。

图2-51为石膏材料在钢模约束下侵入所得曲线。各图中打“△”处表示张裂点，由曲线可以看到在“△”处有一个压力突降，然后，由于周围钢模的约束作用，随加载的继续进行，曲线又逐渐回升，其曲线除张裂点外与大块所做结果基本相同。没有钢模的约束，在张裂点压力降至几乎为零，而且不会再回升，如图2-51 c、f。用同样方法对Ⅰ、Ⅱ组材料进行实验，结果相同。试验表明，如果不施加约束性围压，不能避免脆性张裂，但能保证张裂后仍具有一定的支承能力。

6．侵入速度的影响

测定时对每个试块采用侵入速度不变的方式进行。但在不同的试块采取不同的侵入速度下，也要求相应的加载速度。可以从由于不同侵入速度引起的侵入变化，而考察加载速度的影响，表2-30是在除侵入速度不同之外其它条件相同的条件下得出的测定结果。

由表2-30可知，第Ⅳ组材料，在各种侵入速度下，侵入比压值最大相差10%，只是开始滑移的深度随侵入速度的提高而减少了，对第Ⅴ组材料来说最大相差4%；可以认为在试验条件下，侵入速度对侵入极限比压的影响很小。另外，在一组水泥、细沙

表 2-30 不同侵入速度下的侵入比压

材料	侵入速度 (mm/min)	压模号	侵入比压 (MPa)	侵入深度 (mm)
Ⅳ组	4	1	24,23.0	45,48
	20	1	21.8	31
	100	1	22.0	28
Ⅴ组	4	1	46.8	25
	20	1	48.8.47.2	32,31

表 2-31 浸水作用对张裂的影响

材料	浸水程度	压模面积 (cm^2)	张裂点 (MPa)	张裂时侵深 (mm)
Ⅰ组	浸水(饱和)	1	6.8	4.5
	浸水 3 h	1	5.7	3.0
Ⅱ组	浸水30min	3	6.4	4.25
	未浸水	3	4.0	1.90

涛块的试验结果表明随侵入速度的增加，张裂点降低了。

7．水对侵入的影响

为考察试件中水份对侵入的影响，分别将试件在清水中浸泡不同时间，然后进行侵入试验，其结果见表2-31。

由表2-31清楚地看出，浸泡时间长的试件，其张裂点提高了，而且张裂的侵深也增加了。这反映了浸水使试块材料塑性增加的效果。但其对侵入极限比压的影响有待进一步研究。

（五）几点初步结论

由以上的综合分析、比较，可以得出以下几点初步结论：

1）压模侵入经过：微小弹性变形；裂隙压缩密实核形成；塑性流动三个基本阶段。

2）实验条件下，侵入比压值为单轴抗压强度的5～9倍。

3）压模面积对侵入比压基本无影响。

4）不同的接触面型式在侵入初始有明显的影响，到后来就不明显了。

5）侵入速度对侵入比压值影响很小。

6）周围约束条件、状态，对承载力有较大的影响。

第三章　长壁工作面底板抗压入特性的现场研究

长期以来，许多煤矿对回采工作面底板抗压入特性的现场研究，缺乏足够的认识，因而也未进行系统的研究工作。

回采工作面底板是一种受到采场采动应力（煤壁前方为支承压力区，煤壁后方为卸载区）作用后并受到回采工艺、浸水及裸露风化影响的岩层。显然，对其抗压入特性的现场研究，对于指导回采工作面顶、底板管理有着重大的和直接的意义。

第一节　主采煤层底板岩层的抗压入特征

根据19个矿务局123个工作面现场底板抗压入特性的测定试验，底板岩层抗压入特性可分为三种基本类型。

一、脆性特征

破坏前压模的压力与压入深度呈线性关系，达到某一值后载荷突然下降，压入深度迅速增大，这是底板破坏的突变点，相应的比压称为底板极限抗压入强度。

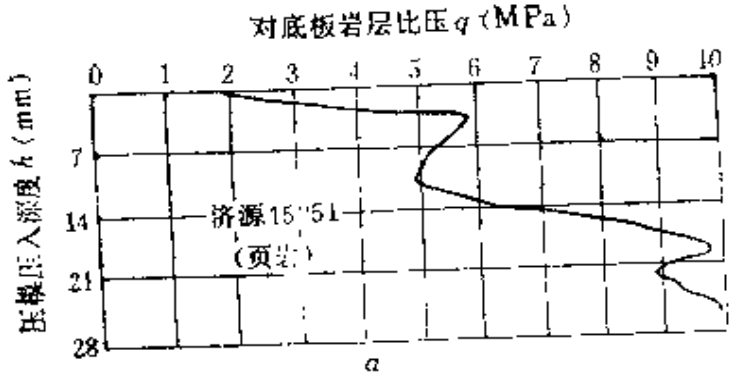
这种脆性破坏特征在观测仪器量程（200mm）限定的压力深度内，有两种表现型式：

1．脆性多次增阻型

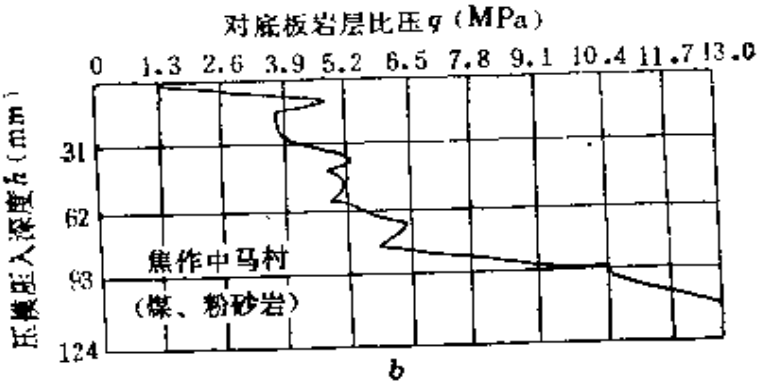
在出现第一次破坏后压力下降，继续加压时，比压又逐渐上升直至至出现第二峰值点后又下降，随着压入深度的增加，比压-压入曲线呈现锯齿形上升形式，称之为多次增阻型（如图3-1 a ～ g）。

2．脆性降阻型

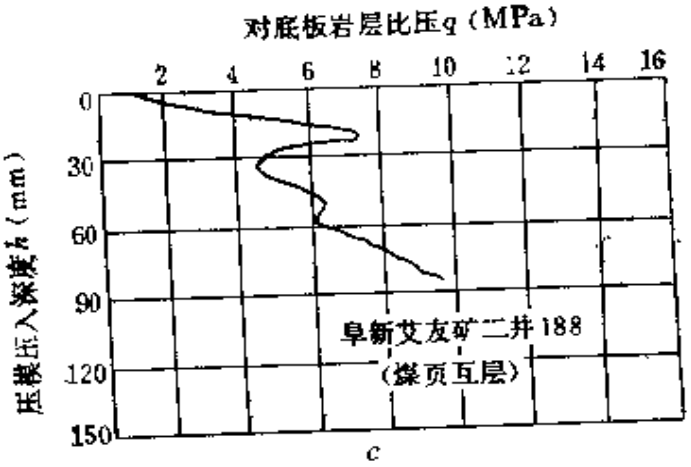
在用静压式比压仪对底板加压时，出现了第一个极限值后，压力下降，继续加压时，比压一般不上升，或上升后峰值不超过第一个峰值。呈现降阻式锯齿形曲线（如图3-1 h ～ n）。


对底板岩层比压 q（MPa）
0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
压模压入深度 h（mm）
7
14
21
28
济源15[illegible]51
（页岩）

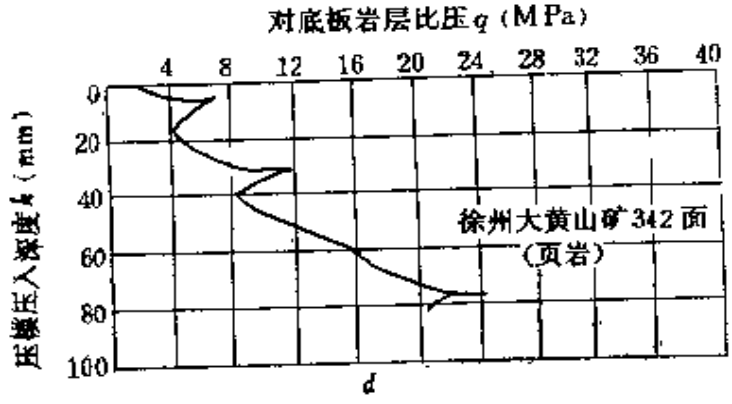
a


对底板岩层比压 q（MPa）
0 1.3 2.6 3.9 5.2 6.5 7.8 9.1 10.4 11.7 13.0
压模压入深度 h（mm）
31
62
93
124
焦作中马村
（煤、粉砂岩）

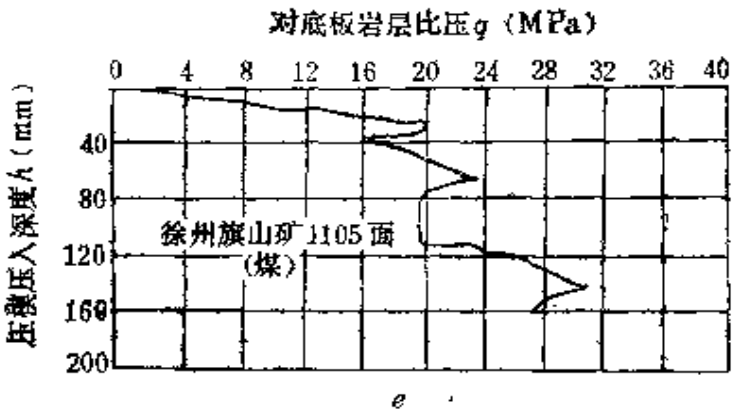
b


对底板岩层比压 q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16
压模压入深度 h（mm）
0
30
60
90
120
150
阜新艾友矿二井188
（煤页互层）

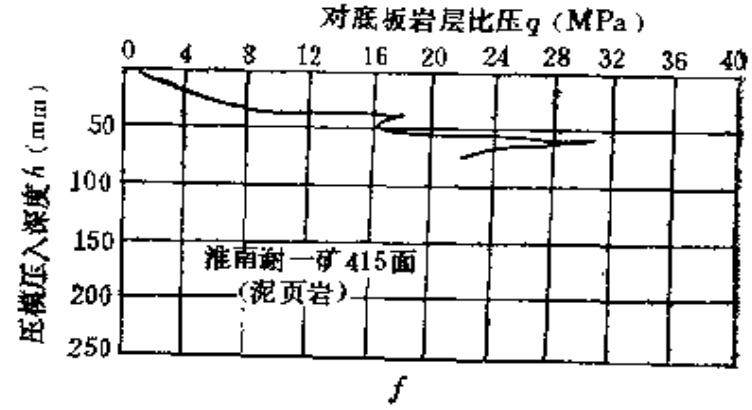
c


对底板岩层比压 q（MPa）
4 8 12 16 20 24 28 32 36 40
压模压入深度 h（mm）
0
20
40
60
80
100
徐州大黄山矿342面
（页岩）

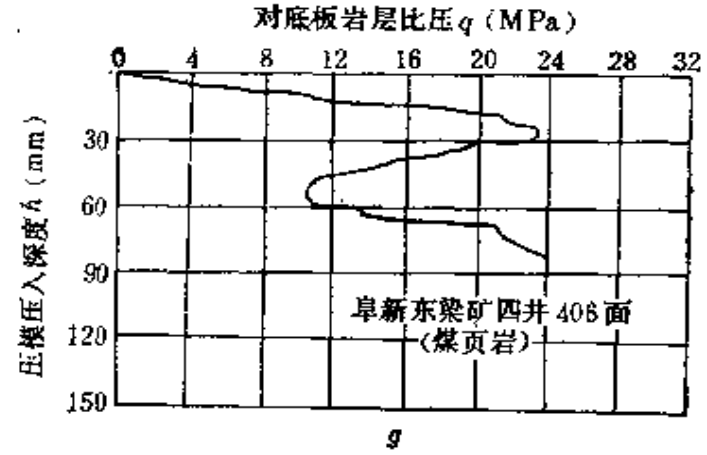
d


对底板岩层比压q（MPa）
0 4 8 12 16 20 24 28 32 36 40
压模压入深度h（mm）
40 80 120 160 200
徐州旗山矿1105面
（煤）

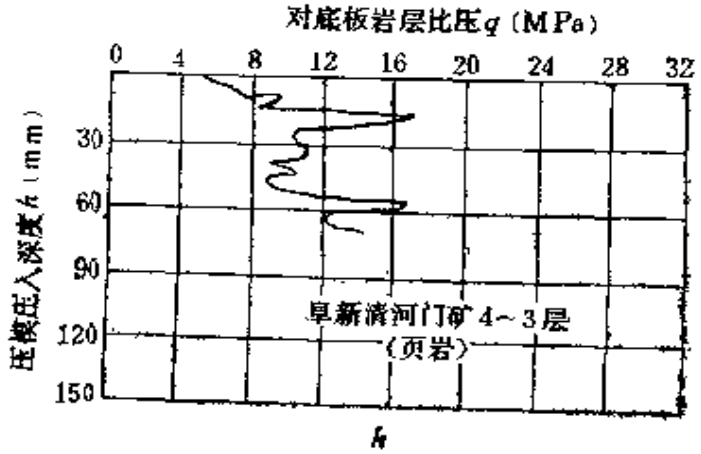
e


对底板岩层比压q（MPa）
0 4 8 12 16 20 24 28 32 36 40
压模压入深度h（mm）
50 100 150 200 250
淮南谢一矿415面
（泥页岩）

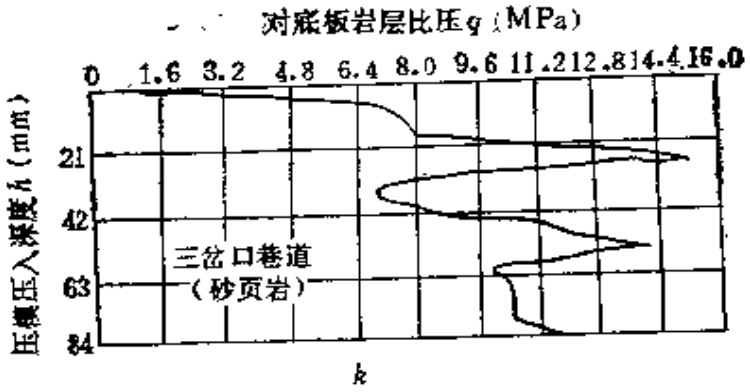
f


对底板岩层比压q（MPa）
0 4 8 12 16 20 24 28 32
压模压入深度h（mm）
30 60 90 120 150
阜新东梁矿四井406面
（煤页岩）

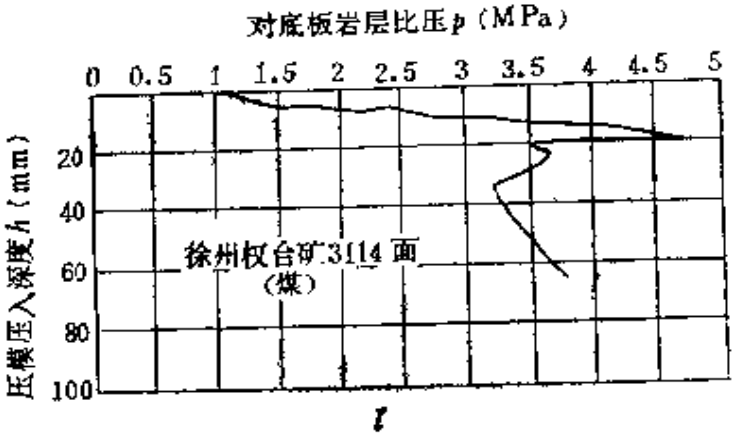
g


对底板岩层比压q（MPa）
0 4 8 12 16 20 24 28 32
压模压入深度h（mm）
30 60 90 120 150
阜新清河门矿4~3层
（页岩）

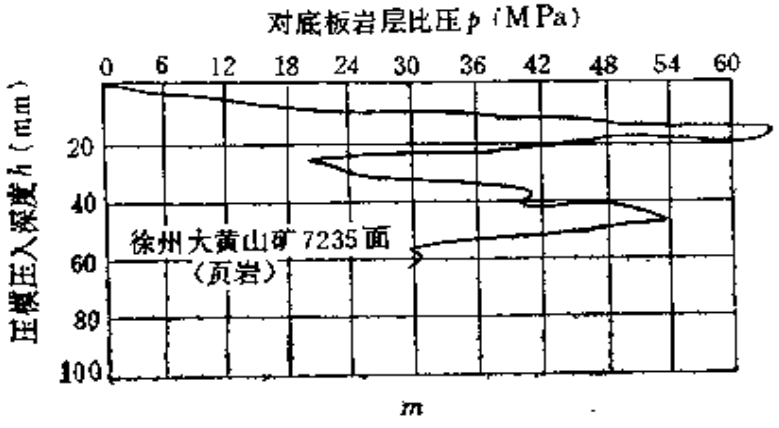
h


对底板岩层比压q（MPa）
0 1.6 3.2 4.8 6.4 8.0 9.6 11.2 12.8 14.4 16.0
压模压入深度h（mm）
21
42
63
84
三岔口巷道
（砂页岩）

k


对底板岩层比压p（MPa）
0 0.5 1 1.5 2 2.5 3 3.5 4 4.5 5
压模压入深度h（mm）
20
40
60
80
100
徐州权台矿3114面
（煤）

l


对底板岩层比压p（MPa）
0 6 12 18 24 30 36 42 48 54 60
压模压入深度h（mm）
20
40
60
80
100
徐州大黄山矿7235面
（页岩）

m

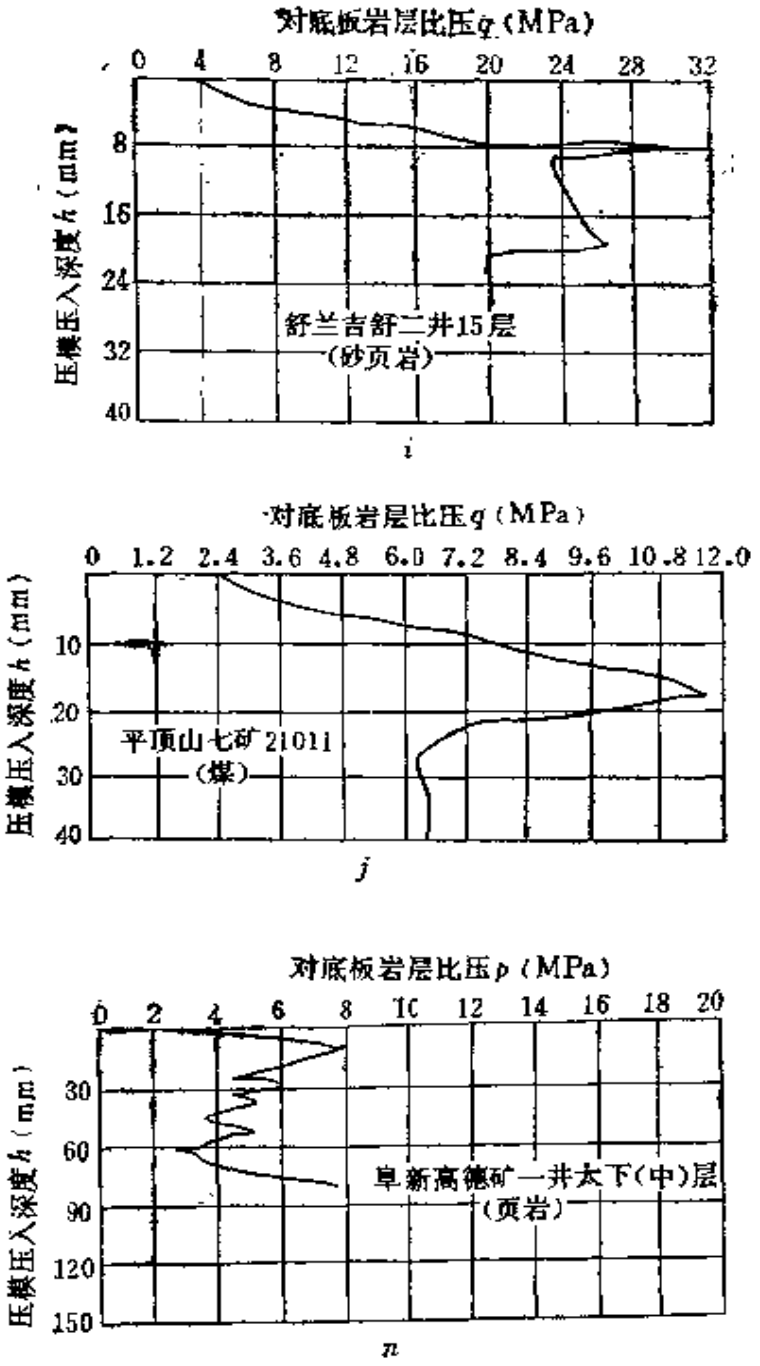
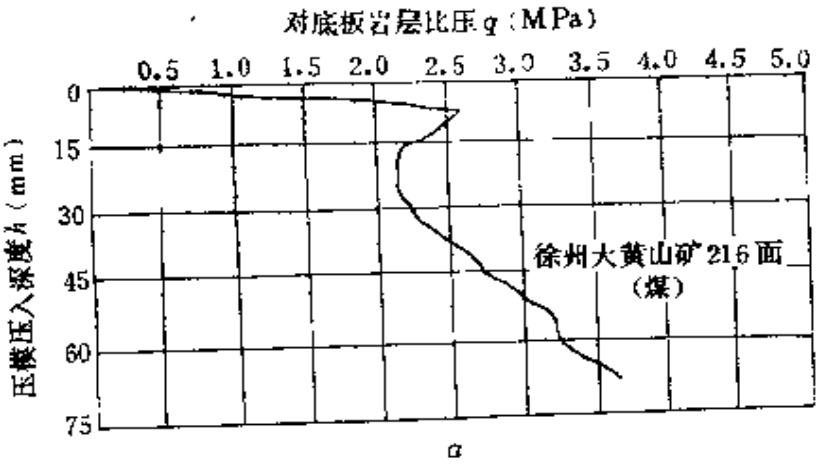


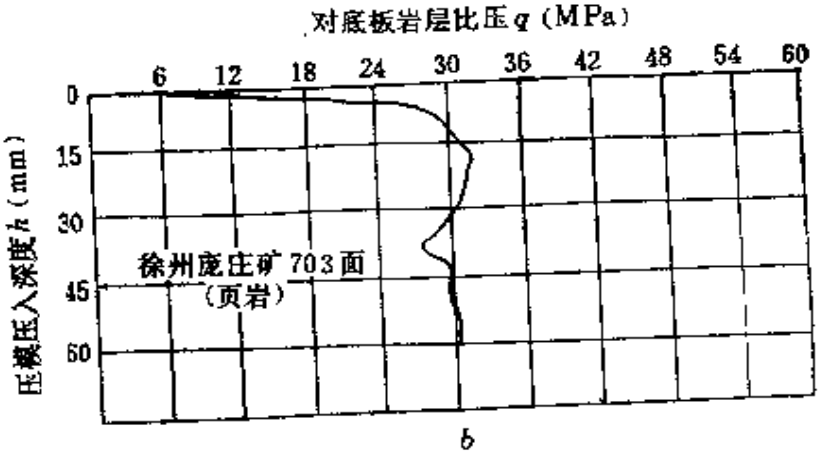
图 3-1 脆性特征典型曲线

二、塑脆性特征

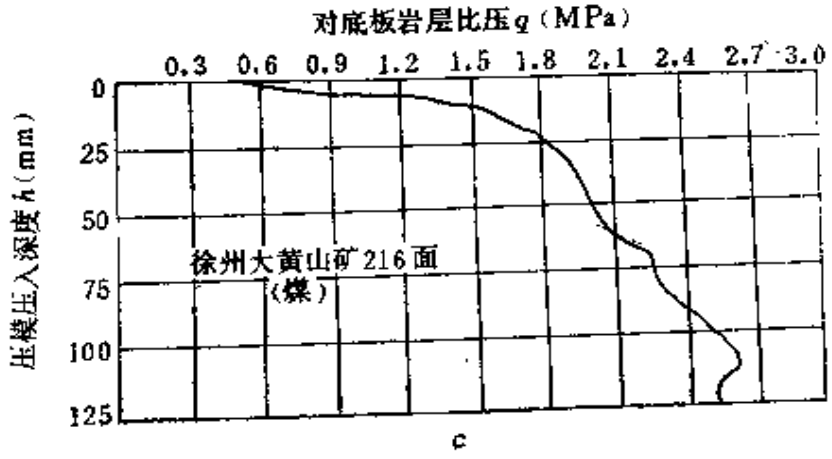
在用静压式比压仪对底板加载时，比压-压入深度曲线具有弹性（线性）和塑性变形两部分，继续加压时出现脆性破坏。在脆性破坏阶段中，多次连续加载时，比压-压入深度特性仍可出现多次增阻及多次降阻两种类型（如图3-2）。


对底板岩层比压 q（MPa）
0.5 1.0 1.5 2.0 2.5 3.0 3.5 4.0 4.5 5.0
0 15 30 45 60 75
压模压入深度 h（mm）
徐州大黄山矿 216 面
（煤）

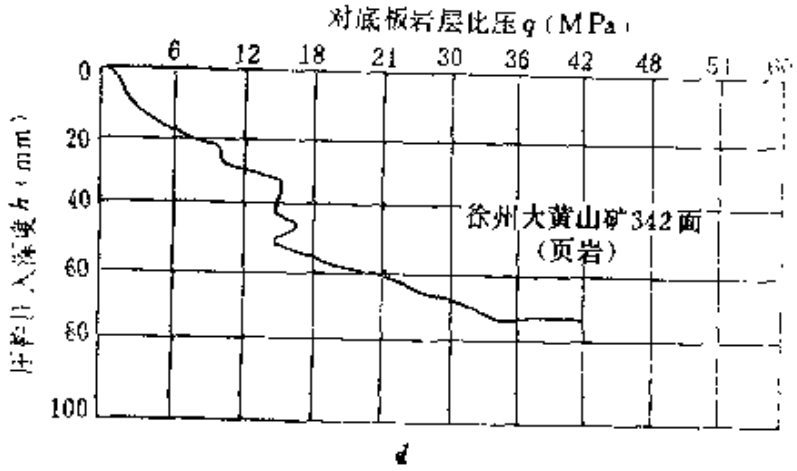
a


对底板岩层比压 q（MPa）
6 12 18 24 30 36 42 48 54 60
0 15 30 45 60
压模压入深度 h（mm）
徐州庞庄矿 703 面
（页岩）

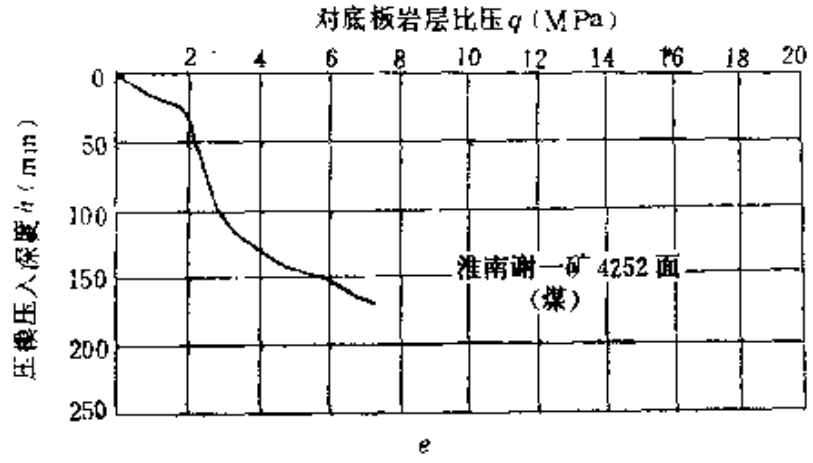
b


对底板岩层比压 q（MPa）
0.3 0.6 0.9 1.2 1.5 1.8 2.1 2.4 2.7 3.0
0 25 50 75 100 125
压模压入深度 h（mm）
徐州大黄山矿 216 面
（煤）

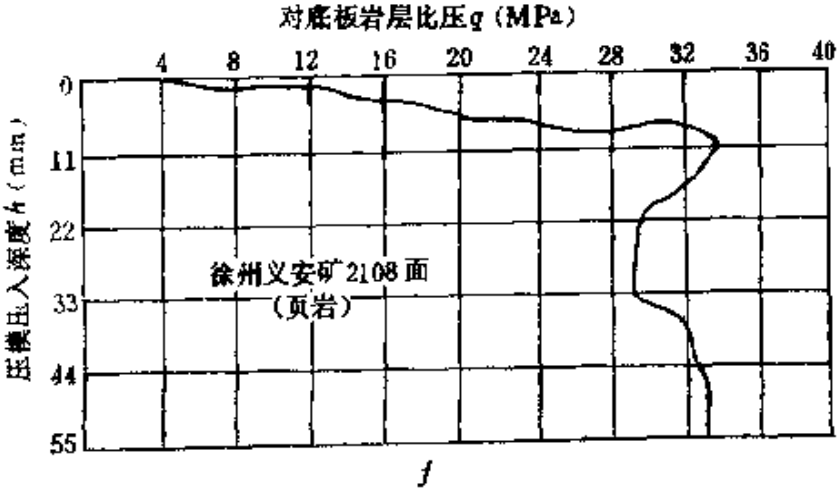
c


对底板岩层比压 q（MPa）
6 12 18 21 30 36 42 48 51
0 20 40 60 80 100
徐州大黄山矿342面
（页岩）

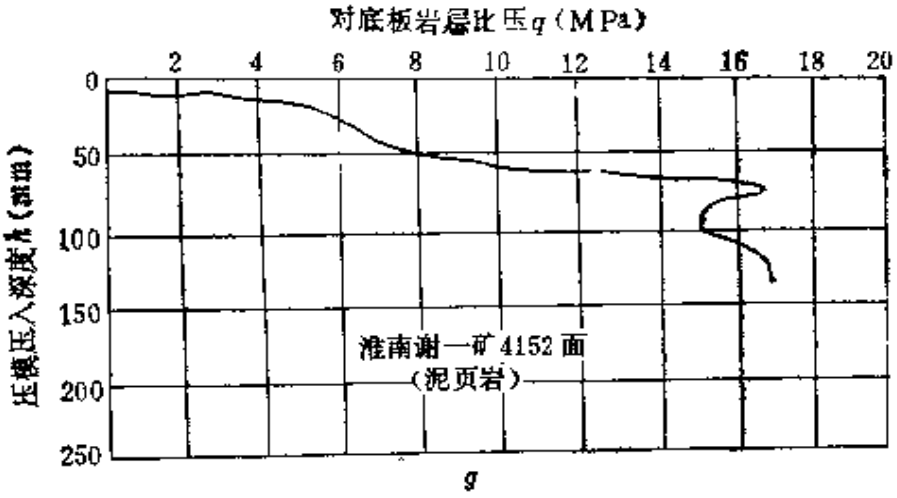
d

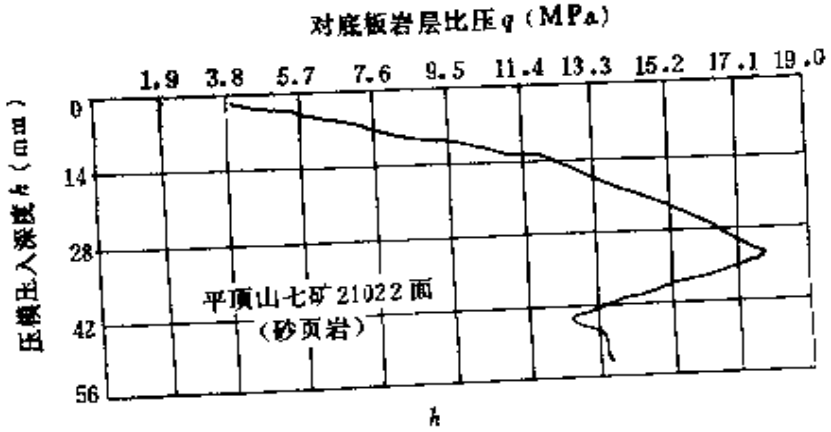

对底板岩层比压 q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0 50 100 150 200 250
淮南谢一矿4252面
（煤）

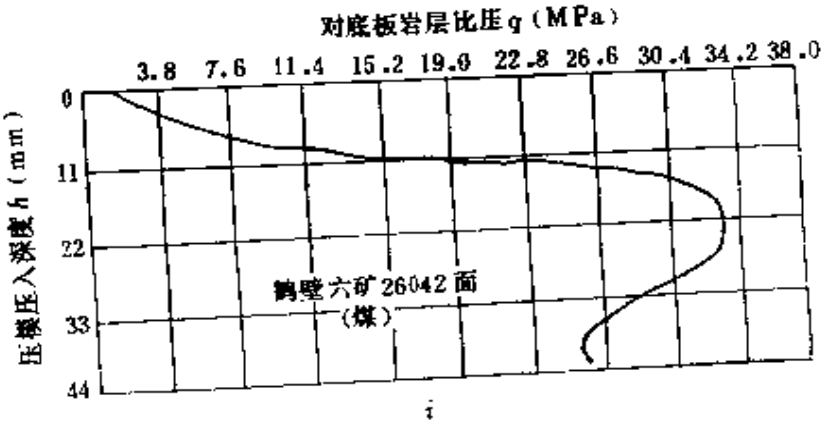
e


对底板岩层比压 q（MPa）
4 8 12 16 20 24 28 32 36 40
0 11 22 33 44 55
徐州义安矿2108面
（页岩）

f


对底板岩层比压q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0 50 100 150 200 250
压模压入深度h（mm）
淮南谢一矿4152面
（泥页岩）
q


对底板岩层比压q（MPa）
1.9 3.8 5.7 7.6 9.5 11.4 13.3 15.2 17.1 19.0
0 14 28 42 56
压模压入深度h（mm）
平顶山七矿21022面
（砂页岩）
h


对底板岩层比压q（MPa）
3.8 7.6 11.4 15.2 19.0 22.8 26.6 30.4 34.2 38.0
0 11 22 33 44
压模压入深度h（mm）
鹤壁六矿26042面
（煤）
i

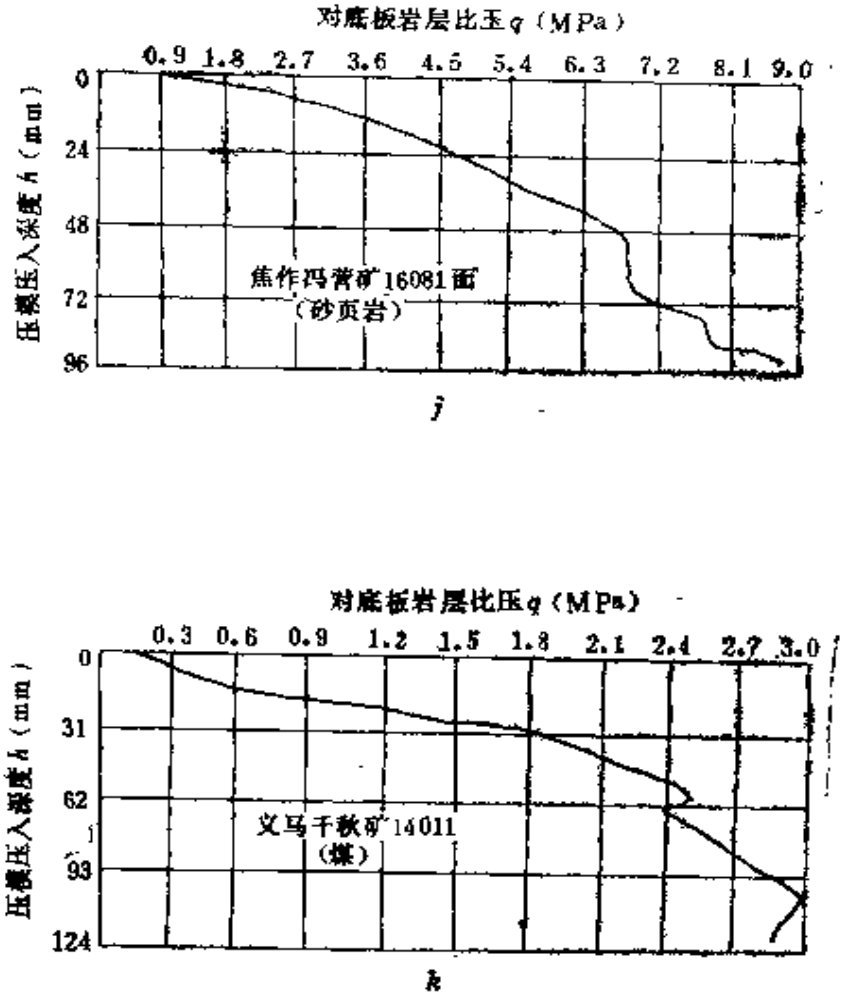
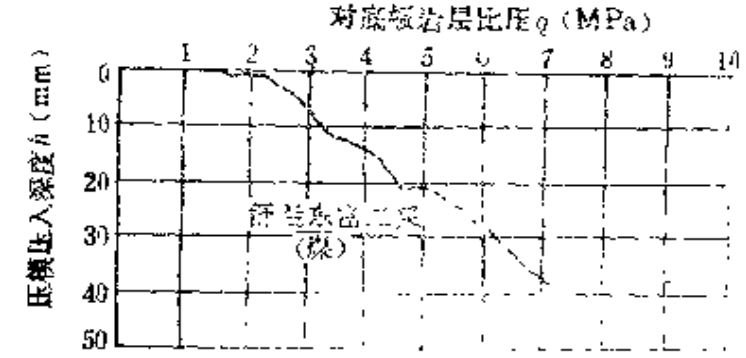


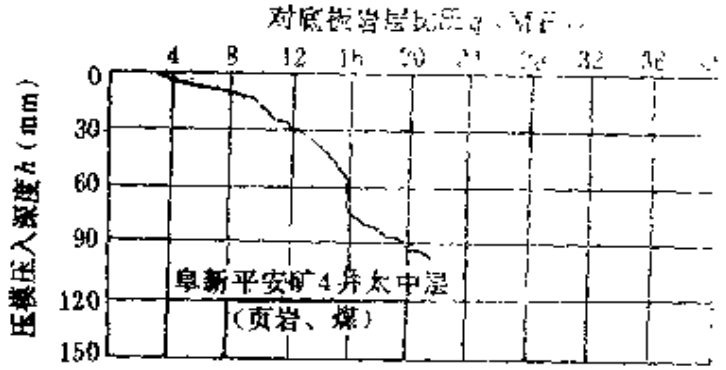
图 3-2　塑-脆性特征典型曲线

三、塑性特征

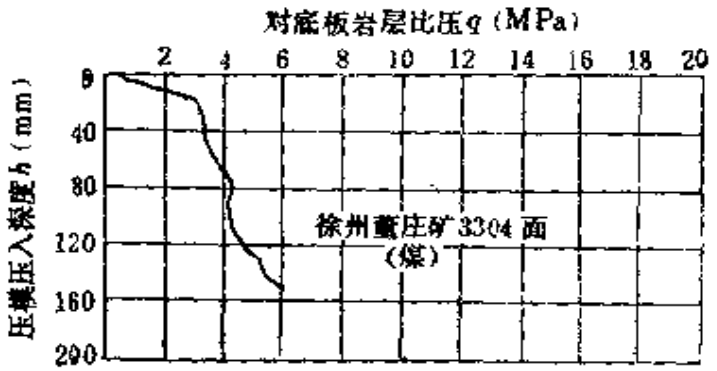
在比压-压入深度曲线上，没有明显的突变点，即没有明显的比压峰值点，而仅有屈服点。在屈服后继续加压时，比压缓慢增加而变形增长较快，呈流变形式。也有些在屈服后变形持续增长而比压变化不大，即也是两种变形趋势（如图3-3）。

以上3种变形特征对于所测试的各种岩石有不同的出现频率。见图3-4。

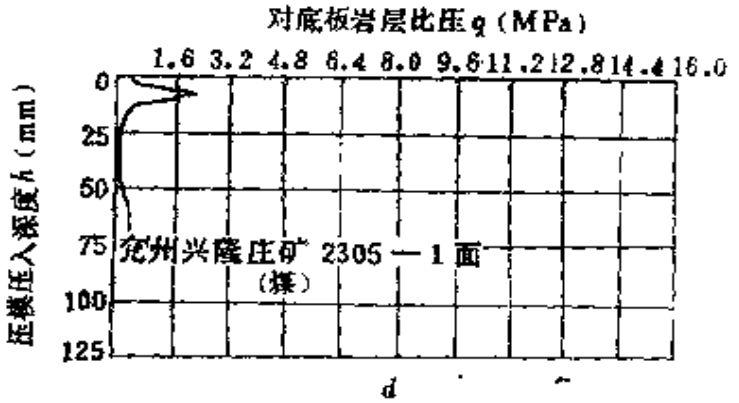

对底板岩层比压q（MPa）
1 2 3 4 5 6 7 8 9 10
0 10 20 30 40 50
压模压入深度h（mm）
（煤）


4 8 12 16 20 24 28 32 36
0 30 60 90 120 150
压模压入深度h（mm）
阜新平安矿4井太中层
（页岩、煤）

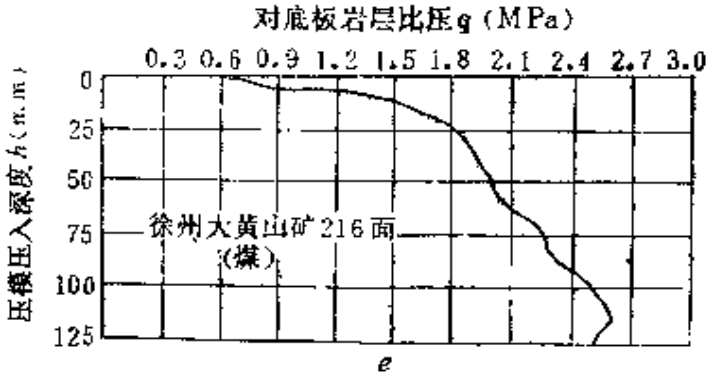
b


对底板岩层比压q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0 40 80 120 160 200
压模压入深度h（mm）
徐州董庄矿3304面
（煤）

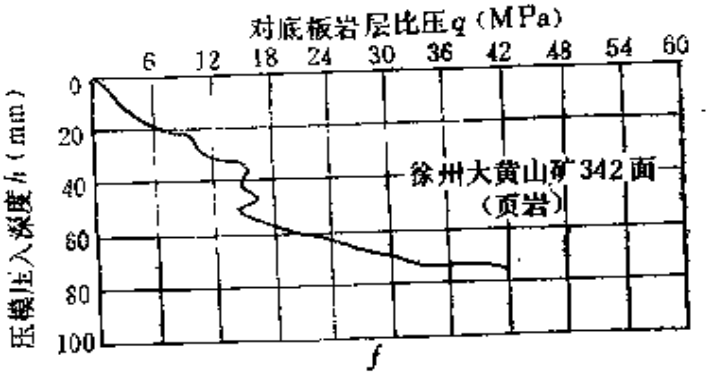
c


对底板岩层比压q（MPa）
1.6 3.2 4.8 6.4 8.0 9.6 11.2 12.8 14.4 16.0
0 25 50 75 100 125
压模压入深度h（mm）
兖州兴隆庄矿2305—1面
（煤）

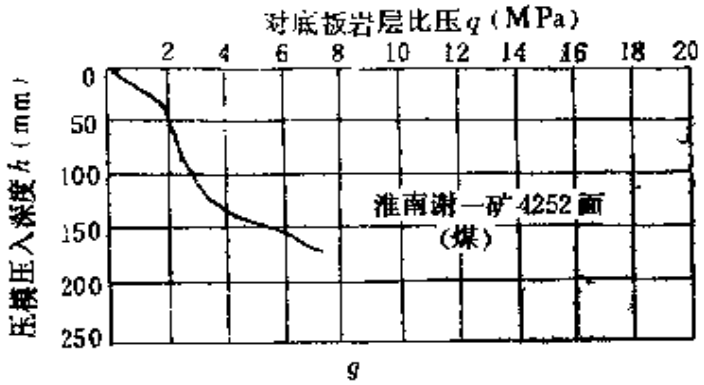
d


对底板岩层比压q（MPa）
0.3 0.6 0.9 1.2 1.5 1.8 2.1 2.4 2.7 3.0
0
25
50
75
100
125
压模压入深度h（m.m）
徐州大黄山矿216面
（煤）

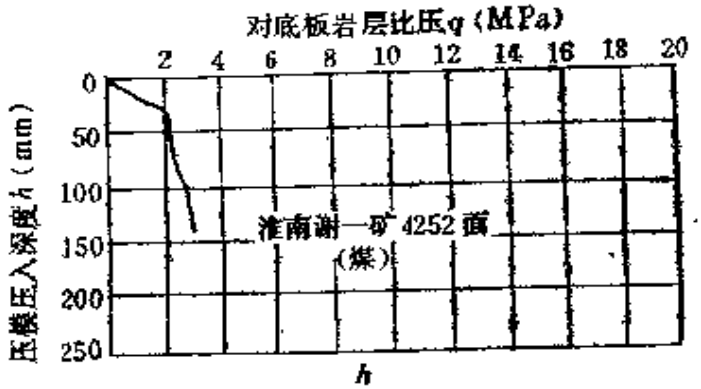
e


对底板岩层比压q（MPa）
6 12 18 24 30 36 42 48 54 60
0
20
40
60
80
100
压模压入深度h（mm）
徐州大黄山矿342面
（页岩）

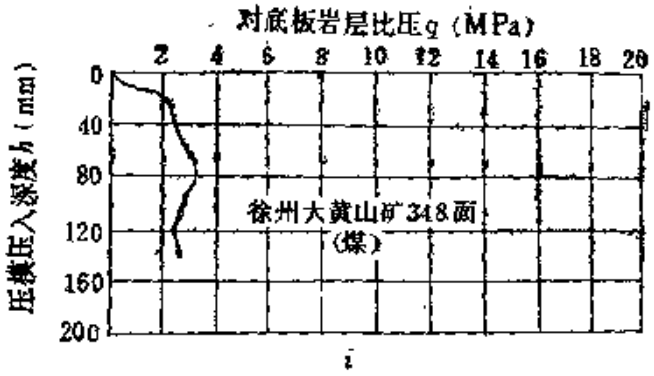
f


对底板岩层比压q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0
50
100
150
200
250
压模压入深度h（mm）
淮南谢一矿4252面
（煤）

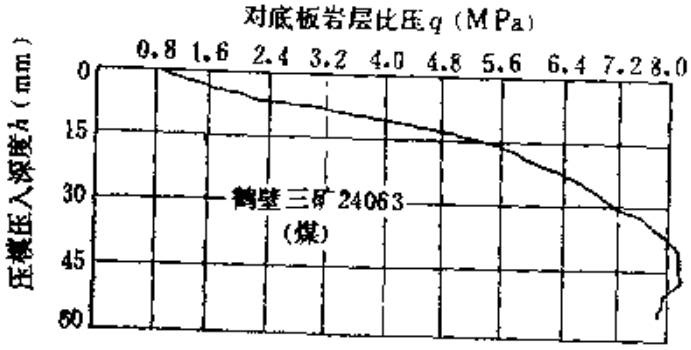
g


对底板岩层比压q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0
50
100
150
200
250
压模压入深度h（mm）
淮南谢一矿4252面
（煤）

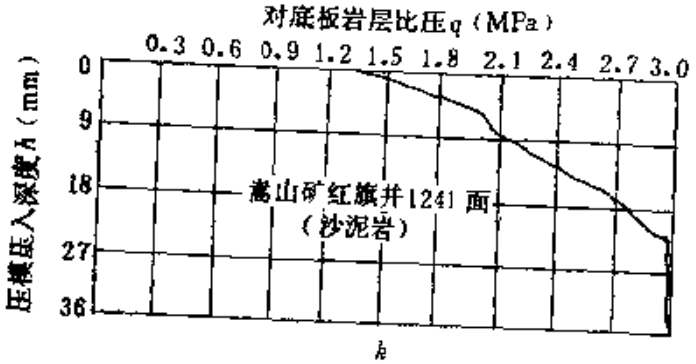
h


对底板岩层比压q（MPa）
2 4 6 8 10 12 14 16 18 20
0 40 80 120 160 200
压模压入深度h（mm）
徐州大黄山矿348面
（煤）

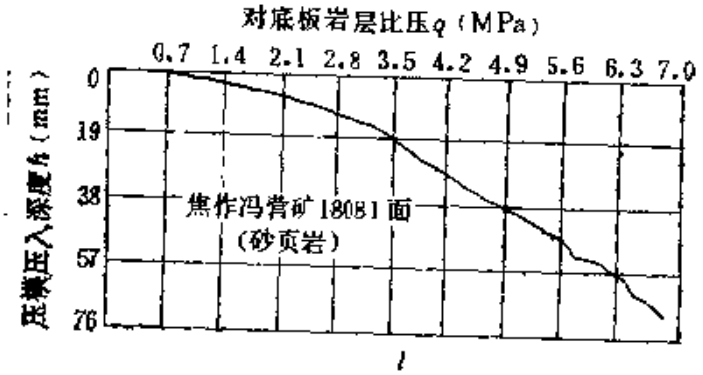
i


对底板岩层比压q（MPa）
0.8 1.6 2.4 3.2 4.0 4.8 5.6 6.4 7.2 8.0
0 15 30 45 60
压模压入深度h（mm）
鹤壁三矿24063
（煤）

j


对底板岩层比压q（MPa）
0.3 0.6 0.9 1.2 1.5 1.8 2.1 2.4 2.7 3.0
0 9 18 27 36
压模压入深度h（mm）
离山矿红旗井1241面
（沙泥岩）

k


对底板岩层比压q（MPa）
0.7 1.4 2.1 2.8 3.5 4.2 4.9 5.6 6.3 7.0
0 19 38 57 76
压模压入深度h（mm）
焦作冯营矿18081面
（砂页岩）

l

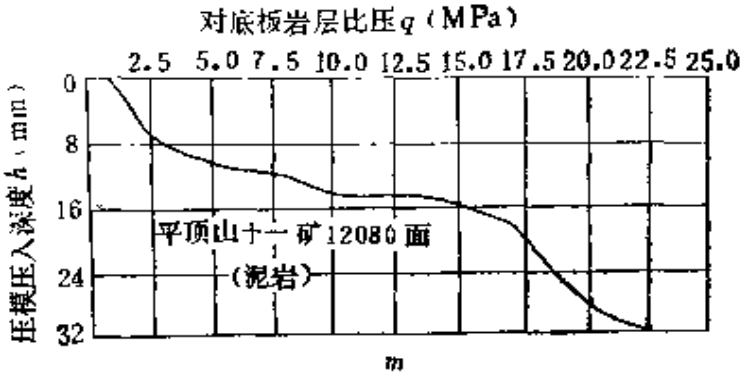


图 3-3 塑性特征的典型曲线

由图3-4可以看出，常见的几种底板岩石如泥页岩、页岩、砂页岩、粉砂岩及砂岩、煤等，每种岩体都可能出现脆性，塑脆性和塑性变形特征，但各自有不同的分布频率。在不同的矿区同一岩体也有不同的表现特征。其共同点是每种岩石包括煤体，均以脆性破坏特征为主要形式，其分布频率在55%～65%之间，比压-压入曲线为塑-脆性特征的次之，占21%～35%。完全为塑性特征占4.1%～13%，是各种岩石中出现频率最少的。煤和泥

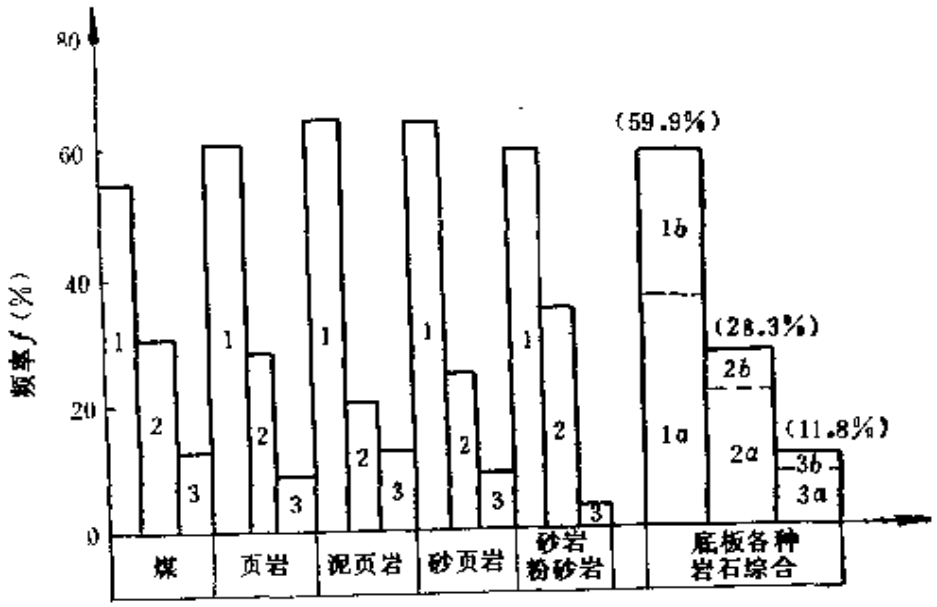


图 3-4 底板岩层抗压入特性类型分布

1—脆性；2—塑-脆性；3—塑性；a—增阻型；b—降阻型

页岩出现塑性特征的频率比其他岩石高4%～10%，砂岩塑性特征出现最少，仅占4.4%。

此外，在3种类型中，增阻型均占较大比例。在脆性特征中，脆性多次增阻型占61.1%；在塑-脆性特征中，增阻型占80.6%；在塑性特征中，93.2%的比压-压入曲线为上升型。这种情况是由于随着压深增加，底板岩石受采煤工艺的破坏程度减小而侧部约束力增加，导致远离底板表层的底板岩层极限比压增加。

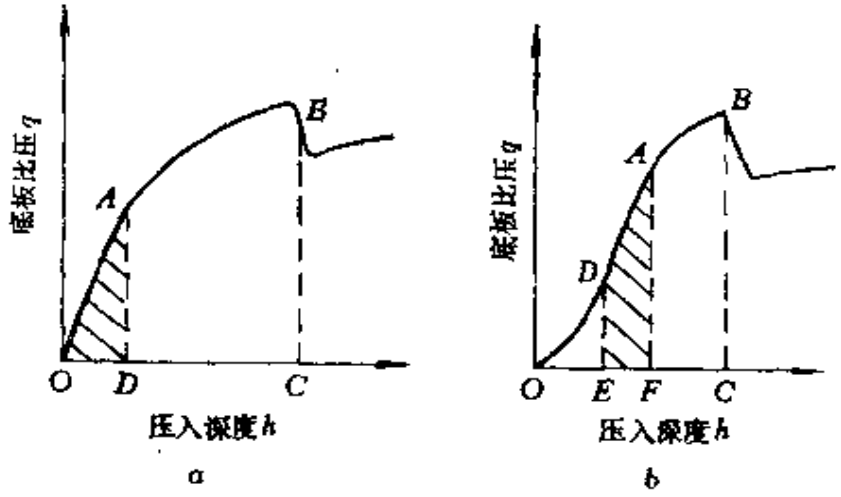


图 3-5 塑性系数K的计算

四、岩石的塑性系数

脆性与塑-脆性特征的差别在于达到极限比压时，前者仅有直线段即比压-压入量为线性关系，后者则有一曲线段，屈服点出现在破碎发生之前。它反映了岩层的压实过程的弹性变形和塑性变形。塑-脆性岩石的塑性程度可用塑性系数表示：它以破碎前耗费的总功A_T与其中的弹性变形功A_E之比来计算。

$$k=\frac{A_T}{A_E}=\frac{\text{面积}OABC}{\text{面积}OAD}\quad\text{（如图3-5 }a\text{）}$$

$$\text{或 }k=\frac{A_T}{A_E}=\frac{\text{面积}OABC}{\text{面积}OAFE}\quad\text{（如图3-5 }b\text{）}$$

有些学者根据k值的大小对岩石进行分类见表3-1。

表 3-1 岩石按塑性系数分类

类别	脆性	塑-脆性				塑性
级别	1	低塑性——高塑性				6
		2	3	4	5	
塑性系数 k	1	1～2	2～3	3～4	4～6	6～∞

根据我国123个工作面测定，846条比压特性曲线中，纯脆性特性共499条，塑-脆性251条，塑性96条。除塑性特性曲线 $k>6$ 以外，塑-脆性曲线中 k 值大致 1.24～7.95 之间。此外，在同一工作面各测站往往出现上述三种类型中的一种，两种甚至三种。通常仍以脆性和塑脆性特征占优势。比压-压入曲线表现为单一的塑性特征的在19个局中有淮南谢-矿4252 工作面（底煤）河南鹤壁八矿13041工作面（底煤）、淮北塑里矿南 516 工作面（底板页岩）及松藻矿南1713面（底板为泥岩）。

第二节 主采煤层底板极限比压和刚度

一、极限比压的计算

底板岩层的极限比压，对于脆性和塑-脆性岩层来说，是指对底板加压时出现第一次脆性破坏（比压出现峰值而后降压）时相应的第一极限比压。对于塑性岩层是指在比压-压入曲线上与明显的屈服点相对应的比压值。上述数值均按统计平均值计算。

$$q_R = q_z \cdot \left(\frac{d_z}{d_m}\right)^2 \text{MPa}$$

式中 q_z——比压仪油缸压力，MPa；

d_z——比压仪油缸内径，mm。通常为 $d_z=80$mm；

d_m——压模直径，mm。

工作面底板岩层的极限比压亦称第一极限抗压入强度，是由工作面各比压测定站的实测值计算的统计平均值。按下列公式计算：

$$q_{MC}=\sum_{i=1}^{N_1}\frac{q_{mRi}}{N_1}$$

式中 N_1——全部有效测站数；

q_{mRi}——第 i 个测站的实测计算值，MPa。

$$q_{mRi}=q_{mZi}\left(\frac{d_Z}{d_m}\right)^2$$

式中 q_{mZi}——测试时该测站比压仪出现的第一个液压峰值，MPa。

对同一煤层的底板极限比压是取该煤层各工作面平均极限比压的统计平均值。按下式计算：

$$\bar{q}_{mC}=\sum_{i=1}^{N_2}q_{mCi}/N_2$$

式中 N_2——该煤层实测工作面数。

在进行以上计算时均应同时计算其标准差，离散系数。

二、极限抗压缩刚度的计算

底板岩石的刚度是指达到极限比压前每单位压入量对应的比压增量，以MPa/mm表示。严格地，应称之为第一抗压缩刚度，即破坏前的刚度。可按下式计算：

$$k_R=\frac{q_{Rm}}{h_{1m}}\quad \text{MPa/mm}$$

式中 q_{Rm}——某测站的第一极限比压，MPa；

h_{1m}——与第一极限比压相应的压模压入深度，mm。

对于工作面和某一煤层的底板表层刚度（或称第一刚度）均按同上的统计平均处理，同时计算相应的均方差和离散系数。

底板表层刚度对于脆性岩石是指比压-压入曲线第一段（破坏点之前）的实际斜率，对于塑-脆性及塑性岩石是指第一峰值点或屈服点之前的平均斜率或等效斜率。

对于脆性及塑-脆性增阻型曲线还应计算第二极限比压和相应的第二刚度。

第二极限比压是实测的比压-压入曲线上除第一个峰值外，各峰值中第二个最大的峰值相应的比压值。底板岩层的第二刚度是指底板抗压入特性曲线上在第二个最大峰值与第一个峰值之间的连线的等效斜率。按下式计算：

$$k_2=\frac{q_{2m}-q_{1m}}{h_{2m}-h_{1m}} \tag{3-1}$$

式中 q_{2m}——第二极限比压；

q_{1m}——第一极限比压；

h_{2m}，h_{1m}——与q_{2m}，q_{1m}相应的压入深度。

第二极限比压和第二刚度，反映了底板岩石表层破坏后继续压入时，在压入行程内的底板分层的等效阻力特性。

当然也可逐个计算每个峰值对应的极限比压和相应的刚度。从而可进一步掌握底板岩层的全面抗压入特性并预计工作面支柱钻底量和顶板下沉量。

三、主采煤层极限比压分布特征

图3-6为实测的92个工作面的底板极限比压的分布频数。

可以看出，在92个工作面统计数中（底板包括煤、泥页岩、页岩、砂页岩、粉砂岩、砂岩和充填砂体），极限比压在0～10MPa之内的占56%，10～20MPa之内的占18.7%，两者合计占74.70%，而极限比压大于35MPa的仅占12.7%。中国统配煤矿总公司所属矿的92个工作面分布在12个局中，松软底板占比重较大。

其中，底板为煤（分层开采）的回采工作面，极限比压小于10MPa的占17个工作面（为底煤工作面数的58.6%），占统计总数的18.5%，（如图3-7）。底板为粘土岩和页岩，极限比压小于10MPa的共23个工作面，占统计总数的25.0%（占该类底板工作面总数的60.5%）如图3-8和3-10。泥页岩底板全部小于10MPa，砂页岩和砂岩粉砂岩底板，极限比压小于10MPa的比重较小：共6个工作面，占该类工作面统计系数的24%（如图3-9和3-11）。占总工作面数的6.52%。

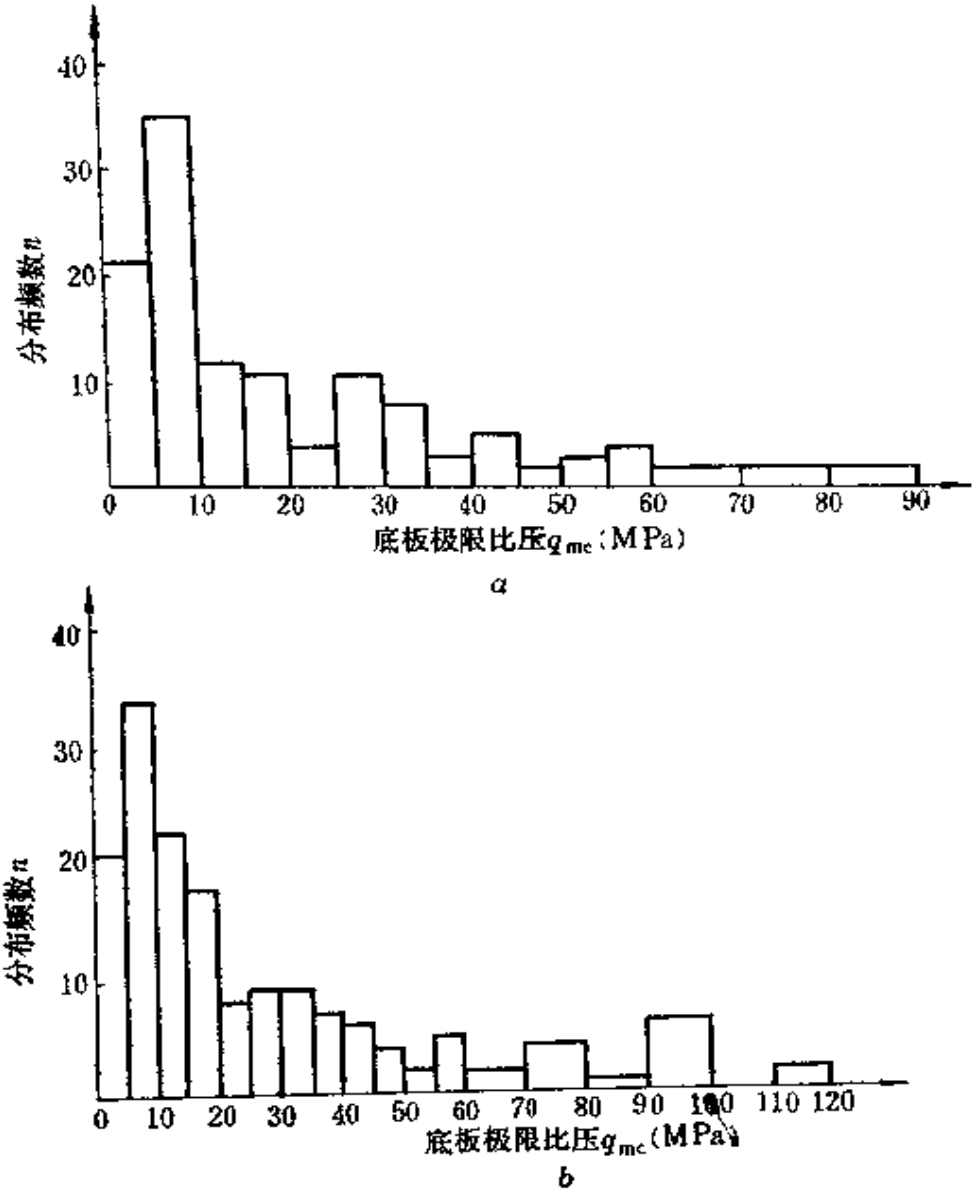


图 3-6 回采工作面底板极限比压分布

a—中国统配煤矿总公司所属矿(92个工作面)；b—东煤公司所属矿(169个工作面)

极限比压在20MPa以上的工作面，共33个，占统计总数的35.9%，其中，砂岩、粉砂岩底板工作面6个；砂页岩底板的工作面共11个（占该类51.5%）以煤为底板的工作面9个（占该类27.3%）；粘土岩及页岩为底板的工作面，共7个（占该类21.2%）。

由此可见，松软底板或抗压入强度较低的底板岩性，按所占

比例数，依次为泥页岩、煤、页岩；强度较高的底板，岩性依次为砂岩、粉砂岩、砂页岩、粘土岩、致密页岩、硬煤。因此，回采工作面底板控制的重点应放在泥页岩、软煤和页岩这3种岩石类型上。

四、底板岩石表层刚度的分布特征

根据106个回采工作面的统计，直接底板表层刚度变动在0.01～13.6MPa/mm之间。刚度在0.5MPa/mm以下的工作面占37.93%，在0.5～1.0的工作面占8.5%，两者合计共46.43%。而刚度大于1.0MPa/mm的仅占10%，如图3-12。

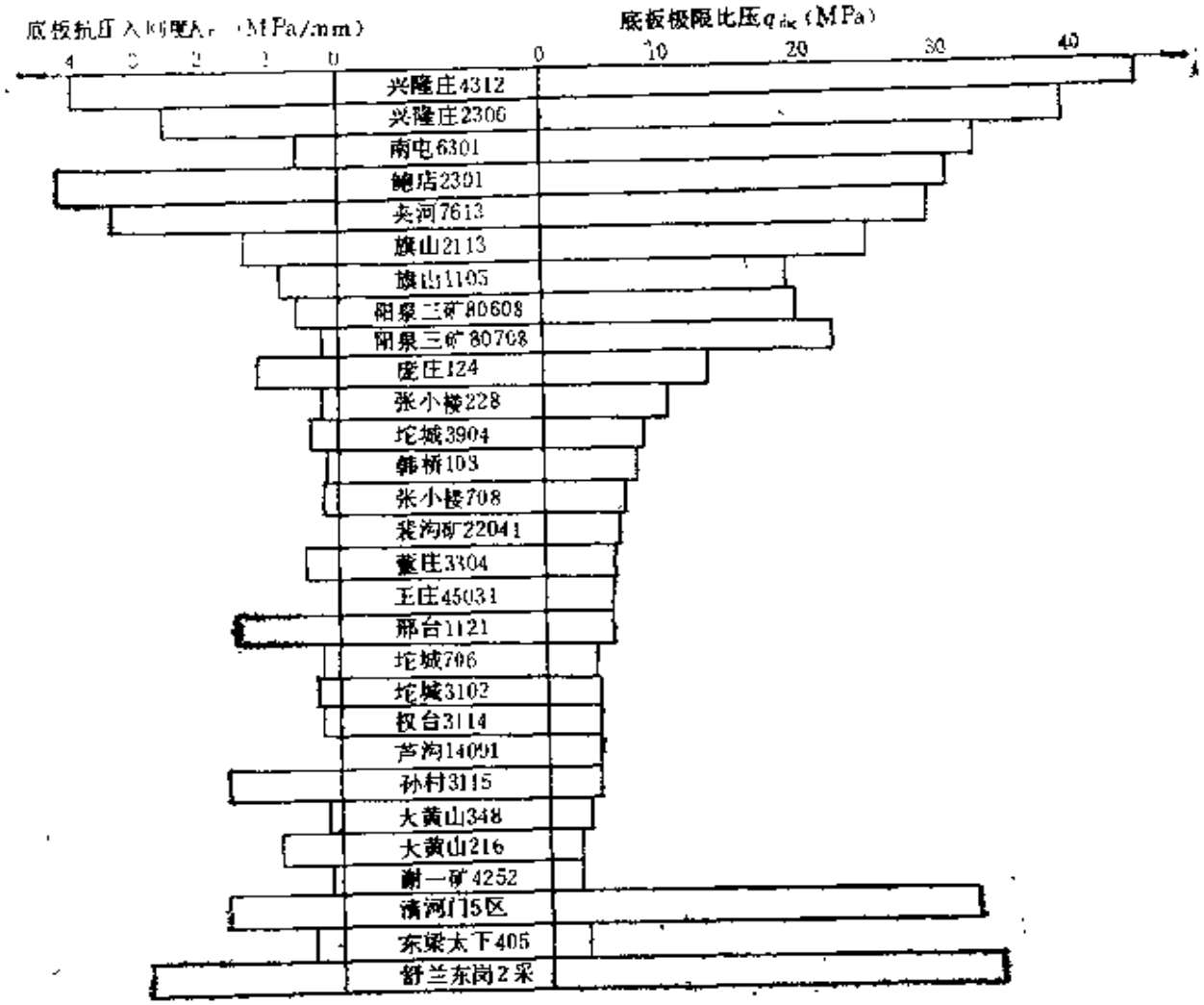


图 3-7　回采工作面底板为煤的极限比压和刚度

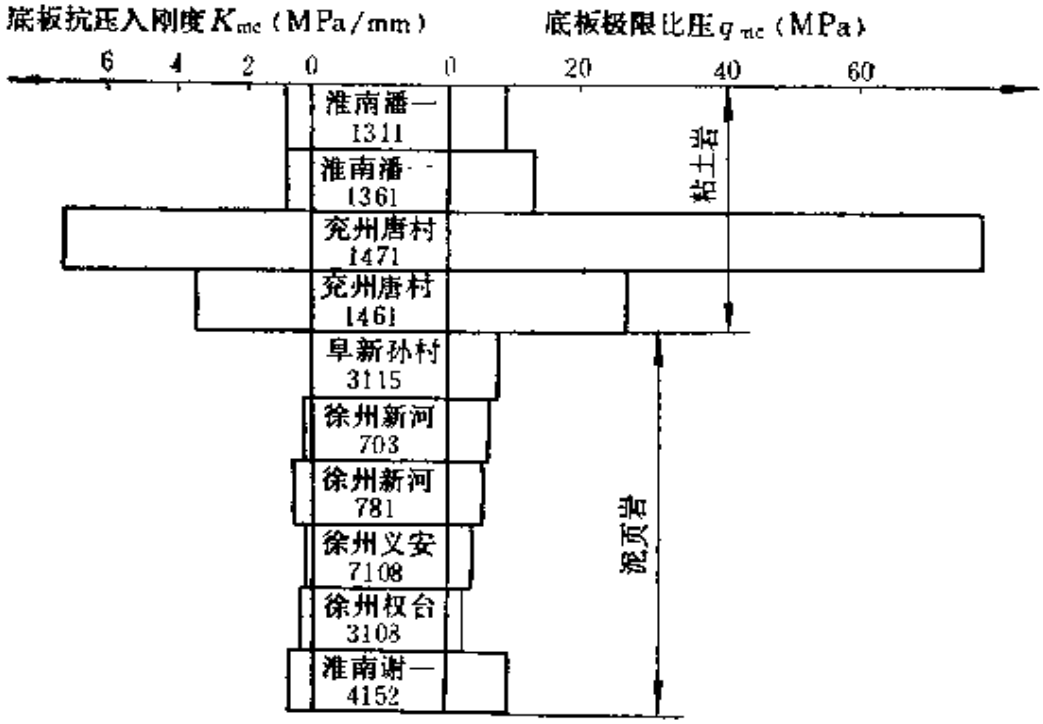


图 3-8 回采面底板为粘土岩及泥页岩极限比压和刚度

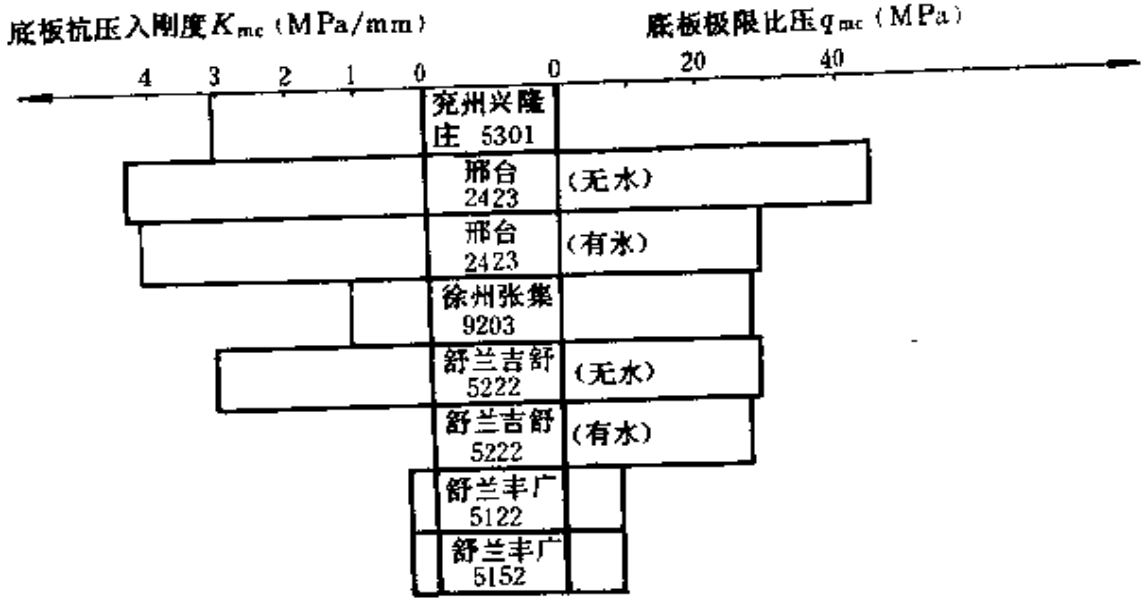


图 3-9 回采面底板为粉砂岩，砂岩的极限比压及刚度

按底板岩性分，底板为泥页岩的 6 个工作面全部在0.5MPa/mm以下，29个工作面的底煤刚度在1MPa/mm以下的占55.2%；砂页岩底板的12个工作面中，刚度小于1MPa/mm的占 7 个工作

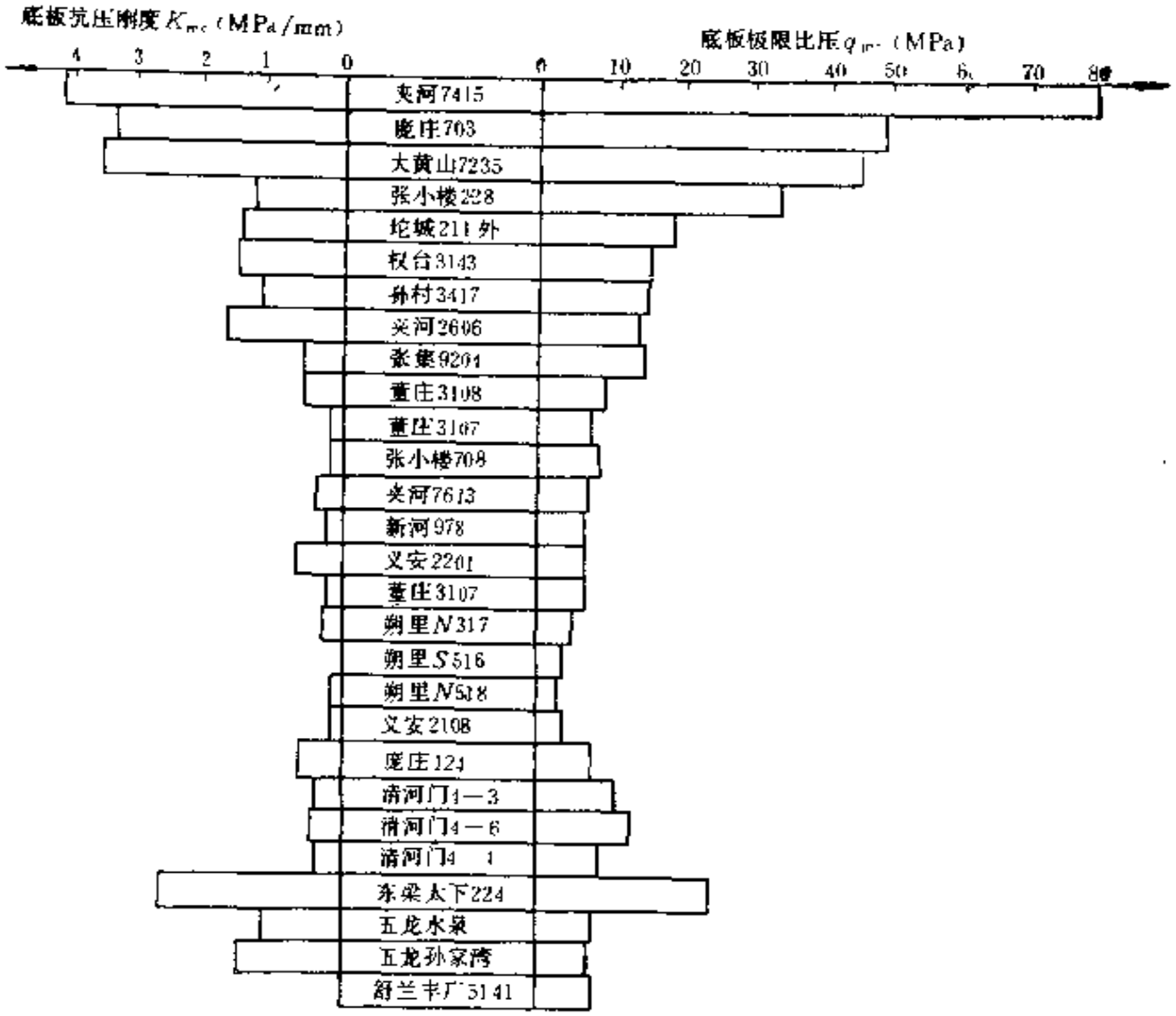


图 3-10 回采面底板为页岩的极限比压及刚度

面(58.3%)；砂岩粉砂岩底板刚度全部在1MPa/mm以上。

表3-2为实测的107个工作面底板抗压入特性基本（平均）参数。它们是底板抗压入强度（极限比压）q_{mc}，第一刚度k_{mc}和冲击式比压仪测定的穿透度β_c。

五、底板表层刚度与极限抗压入强度之间的关系

直接底板表层刚度与极限抗压入强度（极限比压）之间存在着紧密的相关关系，根据148个工作面的测定计算值，刚度k_{mc}可

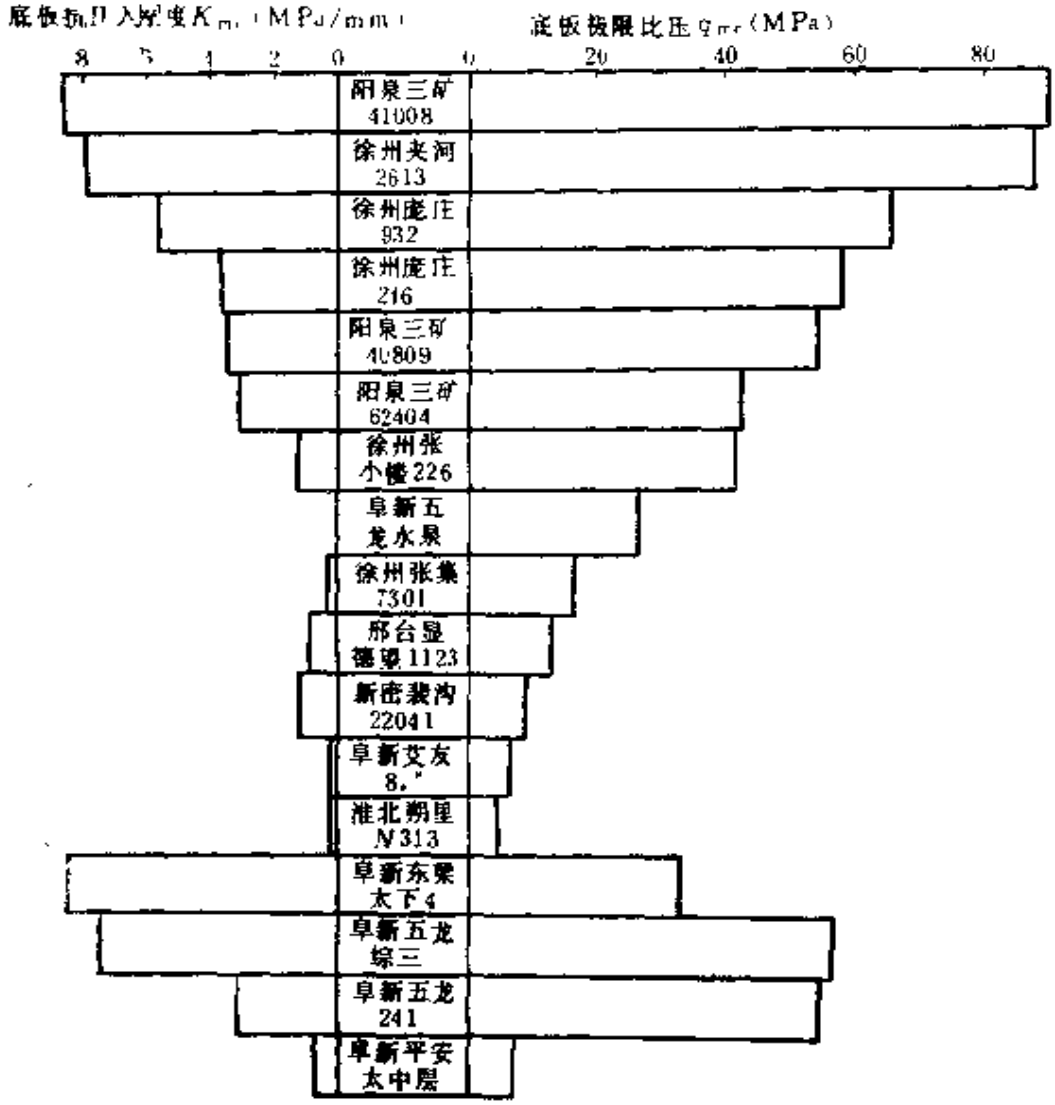


图 3-11　底板为砂页岩的极限比压及刚度

用表3-3中回归公式推算。

图3-13是上述回归公式的预报和精度估计。由于全国各矿区地质条件的差别及底板抗压入特性有脆性、塑-脆及塑性之分，上述公式预报精度是不高的。根据各矿区实测结果建立本矿区相相应的回归公式，会有更好的预报精度，参见表3-4。

上述回归公式也可以用于由刚度已知值推算该条件下的极限比压值，只要将公式进行适当换算即可。这种关系类似实验室单

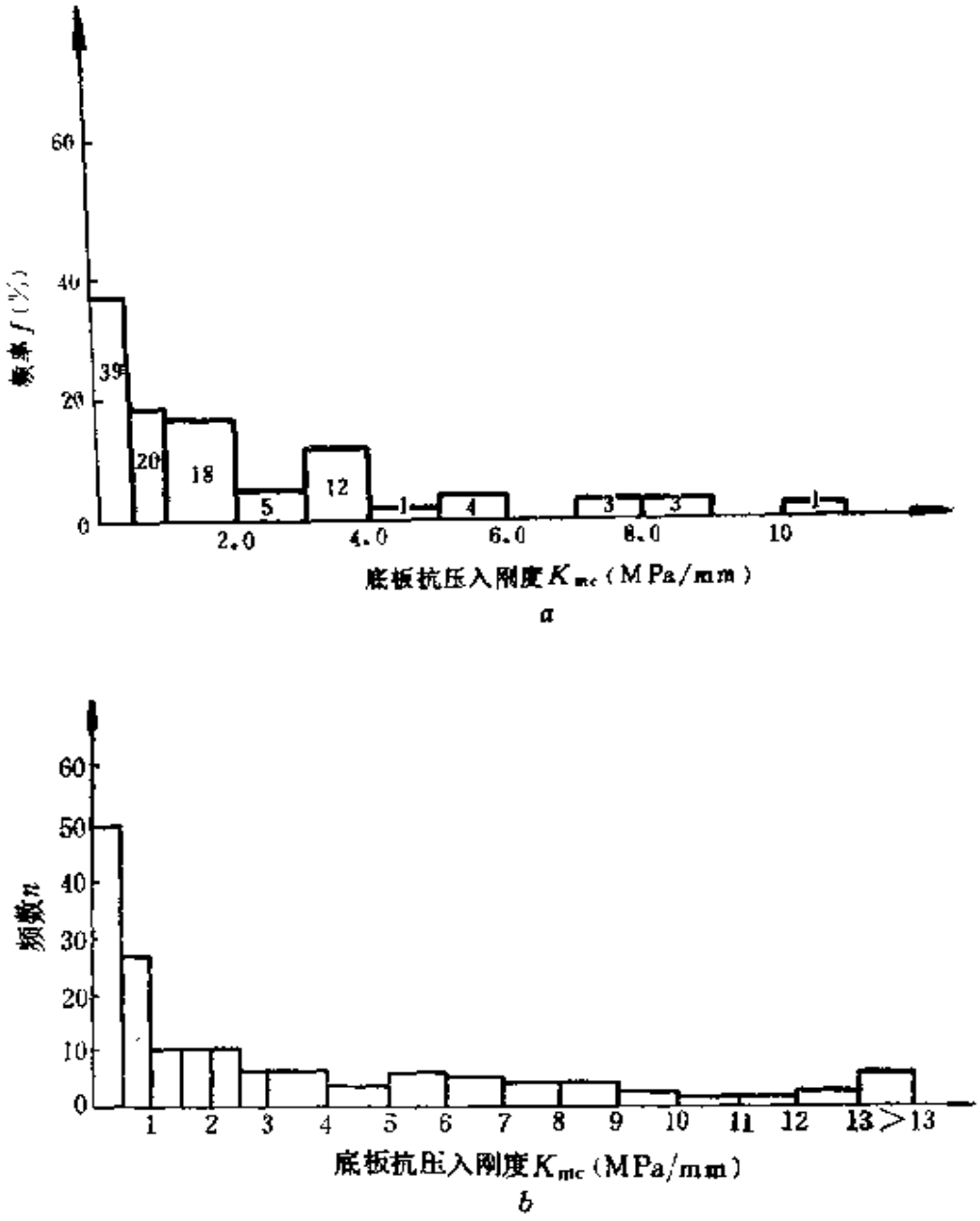


图 3-12　底板岩层抗压入刚度分布

（统计数106个工作面）

a--中国统配煤矿总公司所属矿部分工作面；b—东煤公司所属矿

轴抗压入强度与弹性模数的关系。

六、第二极限比压和第第二等效刚度

如前所述，当底板表层发生脆性或塑-脆性破坏后，继续加

表 3-2 统配煤矿部分实测工作面底板抗压入特性基本参数

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa)		k_{mc}(MPa/mm)		β_c(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
1	淮北	朔里		S156外	页岩局部砂岩	3	3.21		0.061				Ⅰ
				N518—1	页岩	3	2.03		0.153				Ⅰ
				N313	砂页岩	3	2.77		0.229				Ⅰ
				N317	页岩	3	4.9		0.256				Ⅲ
2	松藻	石壕	7	S1711F	泥岩	3	15.2	1.84	1.94	0.64	1.32		$Ⅳ_b$
					泥岩	1	11.6	1.59	1.81	0.7			$Ⅳ_a$
				S1713切眼	泥岩	6	2.99	8.33	0.21				Ⅰ
3	新密	米村	21	13091	煤		4.183						Ⅰ
					砂泥岩		13.34	15.9			1.07		$Ⅲ_b$
		裴沟		22041	煤		5.587		0.188				Ⅱ
					砂泥岩		9.9		1.25				$Ⅳ_a$
		王庄		45031付营	煤	5	5.1	8.54			0.574		Ⅱ
		太平		11061下付营	煤	5	4.44	5.2			0.35		Ⅰ
		芦沟		东14091	煤	5	4.39	5.9			0.397		Ⅰ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{me}(MPa)		k_{me}(MPa/mm)		β_e(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
4	兖州	唐村	16	1461	粘土岩	9	26.5		3.7				Ⅳ
			17	1471	粘土岩	4	79		7.4				Ⅴ
		北宿	16上	3607	粘土岩	9	13.4		1.05				Ⅲb
			17	6701	粘土岩	9	65.4		13.6				Ⅴ
		鲍店	3上	2301—1	煤	3	31.2		4.18				Ⅳ
		兴隆庄	3	2306—1综	煤		38.7		2.69				Ⅴ
			3	4312—2综	煤		44.9		3.96				Ⅴ
			3	5305—3	细砂岩		31.4		3.1				Ⅳ
		南屯	3下	6300—1	煤		32.4	11.9	0.69				Ⅳ
5	兴乡地区	济源矿	大煤	放炮前	煤	8	5.46		0.24				Ⅱ
			大煤	放炮后	煤		3.12		0.154				Ⅰ
			大煤		泥岩砂泥		17.6	0.39	1.47	0.15			Ⅲb
6	阳泉	三矿	15	80608	煤	9	19.7	4.49	0.254		0.3		Ⅲb
			15	80708	煤	7	23.1	4.49	0.71		0.3		Ⅳ
			12	40809	砂页岩	9	54.4	23.7	5.4		1.6		Ⅴ
			6	62404	砂页岩	9	42.6	20.8	5.1		1.4		Ⅴ
			12	41008	砂页岩	9	89.7	32.6	8.4		2.2		Ⅴ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa) 平均值	q_{mc}(MPa) 方差	K_{mc}(MPa/mm) 平均值	K_{mc}(MPa/mm) 方差	β_c(mm^{-1}) 平均值	β_c(mm^{-1}) 方差	底板类别
7	淮南	谢一	B_9	4152	泥页岩	18	9.2	5.68	0.84		0.38		Ⅲa
			B_{11}	4252	煤	18	2.75	2.70	0.12		0.18		Ⅰ
		潘一	C_{13}	1361	粘土岩	6	13.1	28.6	0.81		1.93		Ⅲb
			B_{11-2}	1211	粘土岩	6	9	15.6	0.79		1.05		Ⅲa
8	徐州	旗山	1	1105	煤	6	18.4	9.25	0.95		0.62		Ⅲb
			3	2113	煤	6	24.6	18.87	1.49		1.27		Ⅳ
			3	1312	碳页岩	5	10.9	24.34	0.74		1.64		Ⅳa
			3	2310	碳页岩	18	12.4	11.41	0.70		0.91		Ⅳa
		庞庄	1	124	页岩煤	18	7.4	6.87	0.53		0.46		Ⅱ
			1	124	页岩煤	18	12.9	13.99	1.26		0.94		Ⅲa
			2	246	砂页岩	18	58.1	30.24	3.7		2.04		Ⅴ
			7	703	页岩	9	47.8	20.94	3.15		1.41		Ⅴ
			9	932	砂页岩	9	65.1	21.1	5.57		1.42		Ⅴ
		韩桥	1	103	煤	6	7.1	6.87	0.22		0.46		Ⅱ
		大黄山矿	2	216	煤	12	2.1	3.3	0.89		0.22		Ⅰ
			3	348	煤	18	3.5	4.7	0.18		0.32		Ⅰ
			3	342	炭页岩	18	27.36	24.98			1.68		Ⅳ
			7	7235	页岩	9	44.8	32.73	3.31		2.02		Ⅴ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa) 平均值	q_{mc}(MPa) 方差	K_{mc}(MPa/mm) 平均值	K_{mc}(MPa/mm) 方差	B_c(mm^{-1}) 平均值	B_c(mm^{-1}) 方差	底板类别
8	徐州	张小楼	2	228	煤	12	9.8		0.23				Ⅲ$_a$
			2	228	页岩		32.8		1.7				Ⅳ
			2	226	砂页岩	12	41.6	35.53	1.38		2.39		Ⅴ
			7	708	煤	12	6.3	10.14	0.26		0.68		Ⅱ
			7	808	页岩		8.3	15.02	0.16		1.02		Ⅱ
		夹河	2	2606	页岩	9	13.3	24.9	1.59		1.68		Ⅳ$_a$
			2	1613	砂页岩	9	86.7	33.93	7.88		2.29		Ⅴ
			7	7613	煤	9	29.0	18.1	3.38		1.22		Ⅳ$_b$
			7	7613	页岩		6.7	11.17	0.34		0.75		Ⅱ
			7	7145	页岩		78.7	49.2	3.94		3.33		Ⅴ
		坨城	2	211外	页岩	8	18.9	24.68	1.35		1.61		Ⅲ$_c$
			3	3904	煤	8	7.7	11.44	0.47		0.77		Ⅱ
			3	3102	煤	8	4.4	14.13	0.37		0.45		Ⅰ
			7	706	煤	8	4.7	5.05	0.23		0.34		Ⅰ
		新河	7	703	泥页岩	4	6.5	7.35	0.09		0.195		Ⅱ
				781	泥页岩	5	5.3	13.25	0.52		0.89		Ⅱ
			9	978	页岩	3	6.2	13.25	0.20		0.89		Ⅱ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测点数	γ_{mc}(MPa) 平均值	γ_{mc}(MPa) 方差	K_{mc}(MPa/mm) 平均值	K_{mc}(MPa/mm) 方差	β_c(mm^{-1}) 平均值	β_c(mm^{-1}) 方差	底板类别
8	徐州	义安	2	2201	页岩	4	5.8		0.61				Ⅱ
			2	2108	泥页岩		3.0		0.15				Ⅰ
			7	7108	页岩	12	4.05		0.13				Ⅰ
		权台	3	3114	煤	3	4.3	4.77	0.22		0.32		Ⅰ
			3	3108	泥页岩	9	2.8	5.8	0.22		0.39		Ⅰ
			3	3143	页岩	18	15.6	17.56	1.41		1.18		Ⅲ$_b$
		董庄	3	3304	煤	18	5.3	5.95	0.56		0.4		Ⅱ
			3	3107	页岩	18	6.2	11.3	0.18		0.76		Ⅱ
			3	3108	页岩	7	8.6	9.83	0.53		0.66		Ⅱ
		张集	7	7301	砂页岩	12	16.4	17.6	0.39		1.19		Ⅲ$_b$
			9	9204	页岩	4	14.5	17.12	0.54		1.15		Ⅳ$_b$
			9	9203	粉砂岩	18	27.1	25.14	1.17		1.66		Ⅳ
9	皖北	孙村		3115	泥页岩	3	7.22		0.314				Ⅱ
				3115	煤	1	2.84		0.167				Ⅰ
				3417	页（水）	4	15.03		1.056				Ⅳ$_b$

续表

序号	时别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa)		K_{mc}(MPa/mm)		β_c(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
		清河门	4—3	七区北一路	页岩	4	7.385	5.54	0.54	0.51			Ⅱ
			4—4	北三路	页岩	4	8.985	2.4	0.39	0.13			Ⅲ$_a$
			4—6	3	页岩	4	10.85	3.39	0.92	0.753			Ⅳ$_a$
			5—2	五区	煤	2	32.7	1.06	1.68	0.30			Ⅳ
		艾友	8	18区	煤页	3	6.4	1.13	0.249	0.038			Ⅱ→
9	阜新	东梁	太二层	327	煤、砂页	4	18.2	2.3	3.61	3.46			Ⅲ$_b$
				327	砂页	4	33.56	1.59	4.82	3.03			Ⅳ
			太二层	406	页、煤页	4	22	1.6	2.07	0.945			Ⅳ
				406	砂页	4	50.4	6.54	7.95	2.05			Ⅴ
			太下三层	224	煤、煤页	3	23.67	9.64	2.61	0.079			Ⅳ
			太下四层	405	砂页	2	33.77		8.32	4.35			Ⅳ
					煤	2	3.1	0.975	0.36	0.051			Ⅰ
		五龙	水泉层		砂页	4	26.44	6.02	2.61	0.056			Ⅳ
			水泉层		页岩	5	6.8	3.1	1.014	0.75			Ⅱ
			太下一层	综三	砂页	7	56.85	18.48	7.2	2.97			Ⅴ
			太下层	241	砂页	3	55.1	33.15	3.92	1.60			Ⅴ
			孙家湾		页岩	4	6.5	2.6	1.16	1.27			Ⅱ
			孙家湾	213区	充填砂	4	2.14	0.21	0.129	0.033			Ⅰ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa) 平均值	q_{mc}(MPa) 方差	K_{mc}(MPa/mm) 平均值	K_{mc}(MPa/mm) 方差	β_c(mm^{-1}) 平均值	β_c(mm^{-1}) 方差	底板类别
9	阜新	平安 四井 七井	太中层		砂页、岩 煤、页	2 1 2	7.99 34.1 2.39	1.78 0.27	0.63 1.55 0.48	0.26 0.053			Ⅱ Ⅳ Ⅰ
		高德 一井	太下层		页，煤 页	3 1	13.0 35.55	4.37	0.88 5.926	0.038			Ⅲ$_a$ Ⅳ
		七井	九号层 最下层	二分层 三分层	页，煤页 煤页 页	3 2 12	24.88 12.44 7.53	 5133 3.28	8.83 0.745 1.55	4.9 0.27 1.20			Ⅳ Ⅲ$_a$ Ⅱ
10	邢台地区	磨窝矿		2733 2723	砂岩有水 砂岩无水	4 4	28.1 44.16	25.3 25.3	4.23 4.39		1.7 1.7		Ⅳ Ⅴ
11	邢台	显德望	一层 二层 一煤	1121 1123 联络巷	煤 砂质页岩 粉砂岩	5 4 2	5.14 13.09 29.53		0.1565 0.83 3.31				Ⅱ Ⅲ$_a$ Ⅳ
12	舒兰	吉舒	15 15	5222 5222	砂岩(无水) 砂岩(有水)	10 5	28.08 26.88	5.19 4.28	3.13	1.69			Ⅳ Ⅳ
		舒兰	1	一采区	煤	16	5.284	2.123	2.59	1.08			Ⅱ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa)		K_m(MPa/mm)		β_c(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
12	舒兰	半广	7	5141	页岩	12	7.51	3.174	0.359	0.286			Ⅱ
			11	5152	粉砂	14	71.57	2.023	0.339	0.253			Ⅴ
			16	5122	粉砂	6	7.316	2.96	0.357	0.197			Ⅱ
		东富	9	2采	煤	15	34.71	5.09	2.849	1.18			Ⅳ
			19		页岩		6.12		0.613				Ⅱ
		舒兰街	23		页		4.65		0.213				Ⅱ
			1		岩煤，砂		12.53		0.60				Ⅲ$_a$
13	大雁	一矿	25		泥岩		5.90		0.138				Ⅱ
			25		煤		53.53		1.94				Ⅴ
			28		煤		59.53		2.58				Ⅴ
		二矿	27		泥岩		2.43		0.077				Ⅰ
			27		煤		55.33		2.34				Ⅴ
			30		煤		72.67		3.05				Ⅴ
14	珲春	英安	19		煤		3.413		0.15				Ⅰ
			19		砂页岩		36.53		1.52				Ⅳ
			19		粉砂岩		34.27		2.07				Ⅳ
			20		粉砂岩		34.13		1.84				Ⅳ
			20		粉砂岩		20.13		1.03				Ⅲ$_b$

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测点数	f_m(MPa) 平均值	f_m(MPa) 方差	K_{Ia}(MPa·m$^{1/2}$) 平均值	K_{Ia}(MPa·m$^{1/2}$) 方差	β_e(m·m^{-1}) 平均值	β_e(m·m^{-1}) 方差	底板类别
15	通化	松树	2		煤		6.66		0.33				Ⅲ$_b$
		大湖	2		粉砂岩		43.16		4.61				
16	抚顺	老虎台	三分层		充填页岩矸		2.89		0.03		0.06		Ⅰ
					泥质页岩矸		12.5		0.53		0.47		Ⅲ$_a$
			四分层		充填页岩矸		2.78		0.02		0.04		Ⅰ
					炭质页岩矸		33.7		2.13		2.02		Ⅳ
					原生煤		36.8		2.06		2.15		Ⅳ
			五分层		充填页岩矸		2.87		0.193		0.05		Ⅰ
					凝灰岩		1.93		0.013		0.02		Ⅰ
					泥质页岩		10.28		0.45		0.41		Ⅲ$_a$
					煤		51.64		3.83		3.22		Ⅴ
		龙凤	三分层		煤		7.67		0.395				Ⅱ
			四分层		煤		5.49		0.317				Ⅱ
17	辽源	西安	上煤		煤		9.88		0.99				Ⅲ$_a$
			下煤		煤		10.04		0.87				Ⅳ$_a$
		太信	上煤		煤		4.85		0.283				Ⅱ

续表

序号	局别	矿井	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测点数	γ_{me}(MPa) 平均值	γ_{me}(MPa) 方差	K_{me}(MPa/mm) 平均值	K_{me}(MPa/mm) 方差	β_t(mm^{-1}) 平均值	β_t(mm^{-1}) 方差	底板类别
			12		泥岩		8.85		0.64				Ⅲ$_a$
17	辽源	梅河	12		煤		8.00		0.518				Ⅱ
			13		泥岩		4.45		0.27				Ⅱ
		彩屯	7		煤		3.24		0.17				Ⅰ
			7		页岩		28.17		1.65				Ⅳ
		蒲河	甲2		褐煤		12.55		0.16				Ⅲ$_a$
		前屯	煤		褐煤		12.83		0.563				Ⅲ$_a$
18	沈阳		煤		泥岩		6.79		0.25				Ⅱ
		西马	煤		煤		3.03		0.144				Ⅰ
			煤		泥岩		7.38		0.385				Ⅱ
		红菱	12		煤		9.35		0.327				Ⅳ$_a$
		晓青	四层		粉砂岩		11.2		0.643				Ⅳ$_a$
			四层		泥岩		5.82		0.266				Ⅱ
			四层		砂岩		10.50		0.625				Ⅲ$_a$
19	铁法	晓明	七层		泥岩		12.66		5.71				Ⅲ$_a$
			四层		细砂岩		19.16		0.917				Ⅲ$_a$
			七层		细砂岩		8.92		0.426				Ⅲ$_a$

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa)		K_{mc}(MPa/mm)		β_c(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
19	铁法	大隆	四层		泥岩		7.20		0.209				Ⅱ
			七层		泥岩		4.16		0.31				Ⅱ
			七层		粉砂岩		14.85		0.614				Ⅱb
		小南	四层		泥岩		6.08		0.236				Ⅱ
			四层		砂页岩		12.96		0.55				Ⅳb
			七层		粉砂岩		8.06		0.407				Ⅱa
		小康	主采层		煤		2.90		0.099				Ⅰ
			主采层		粉砂岩		5.07		0.17				Ⅱ
			主采层		泥岩		2.30		0.235				Ⅰ
		大明一	四层		粉砂岩		35.40		1.395				Ⅳ
			十五层		砂岩		19.6		0.425				Ⅳb
		大明二	十六层		砂质页岩		24.5		2.23				Ⅳ
20	新城		2		煤		3.39	1.84	0.072	0.268			Ⅱ
			2		炭质泥岩		3.66	2.16	0.14	0.161			Ⅰ
			2		砂质泥岩		21.33	10.6	2.21	0.87			Ⅳb
			2		粉砂岩		29.61	11.44	2.35	1.07			Ⅳ
			2		细砂岩		45	6.70	3.98	2.0			Ⅴ
			3		煤		5.95		0.16				Ⅱ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	q_{mc}(MPa)		K_{mc}(MPa/mm)		β_c(mm^{-1})		底板类别
							平均值	方差	平均值	方差	平均值	方差	
20	韩城		3		粉砂岩		29 42	2.71	2 2	0.714			Ⅳ
			3		石英砂岩		23.56		1.97		1.59		Ⅳ
			5		煤		4.63		0.19				Ⅱ
			5		砂岩		23.7		1.98				Ⅳ
			5		炭质泥岩		2.92	1.68	0.042	0.204			Ⅰ
21	澄合		5		煤		5.23		0.24		0.35		Ⅱ
			5		煤		5.09		0.27		0.31		Ⅱ
			5		砂质泥岩		12.07		0.82		0.84		Ⅵ$_a$
			5		砂岩		21.94		1.62		1.48		Ⅲ$_a$
22	蒲白		5		煤		6.41		0.17		0.43		Ⅱ
			5		煤		6 54		0.23		0.44		Ⅱ
			5		泥岩		12.18		1 24		0.82		Ⅲ$_a$
			5		砂岩		27.81		2.20		1.88		Ⅳ
23	铜川		5		煤		11.6		0.48		0.78		Ⅲ$_a$
			5		砂质泥岩		19.3		1.57		1.31	0.31	Ⅲ$_b$
			5		炭质泥岩		13.4		0.96		0.90		Ⅲ$_b$
			5		炭质泥岩		7.6		0.47		0.51	0.41	Ⅱ
			10		铝土泥岩		12.45		0.85		0.67		Ⅲ$_a$

表 3-3　底板抗压入刚度与极限比压关系

地　区	刚度极限比压K回归公式	相关系数 r	统计量 n	剩余均方差 S
中国统配煤矿总公司所属矿第一批(148个工作面)	$\hat{k}_{mc}=0.10\hat{q}_{mc}-0.098$	0.825	148	1.274
渭北煤田	$\hat{k}_{mc}=0.94\hat{q}_{mc}-0.247$		43	
东煤公司所属矿(118个工作面)	$\hat{k}_{mc}=0.128\hat{q}_{mc}-0.834$	0.91	118	1.652
河南地区:				
豫北区π_1煤	$\hat{q}_{mc}=2.416+0.058\hat{k}_{mc}$	0.863	35	
黄河南岸地区	$\hat{q}_{mc}=1.213+3.644\hat{k}_{mc}$	0.742	41	
箕山以南地区	$\hat{q}_{mc}=2.868+4.902\hat{k}_{mc}$	0.831	49	

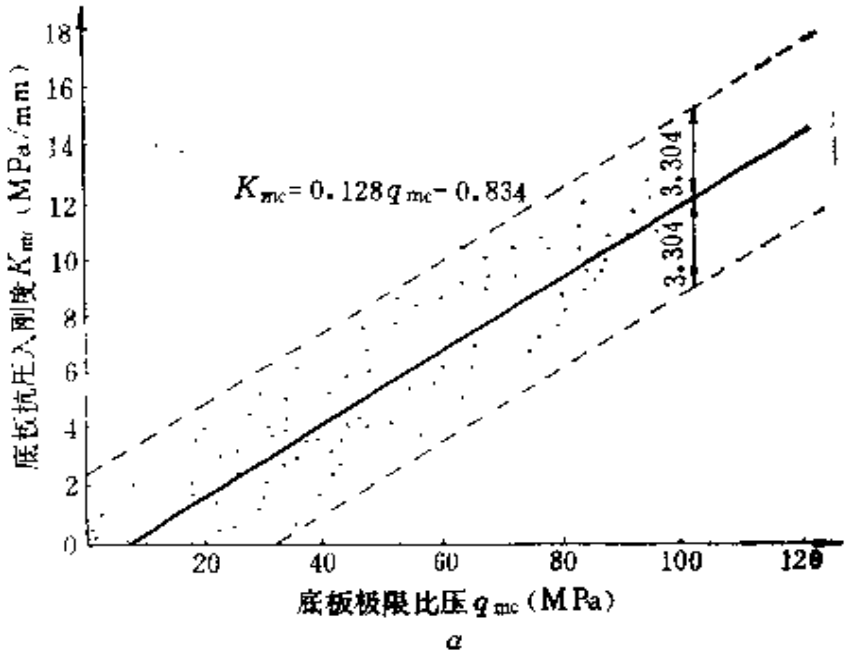
注：$S=\sqrt{\frac{L_{yy}-bL_{xy}}{n-2}}$

表 3-4　各矿区刚度-极限比压回归公式表

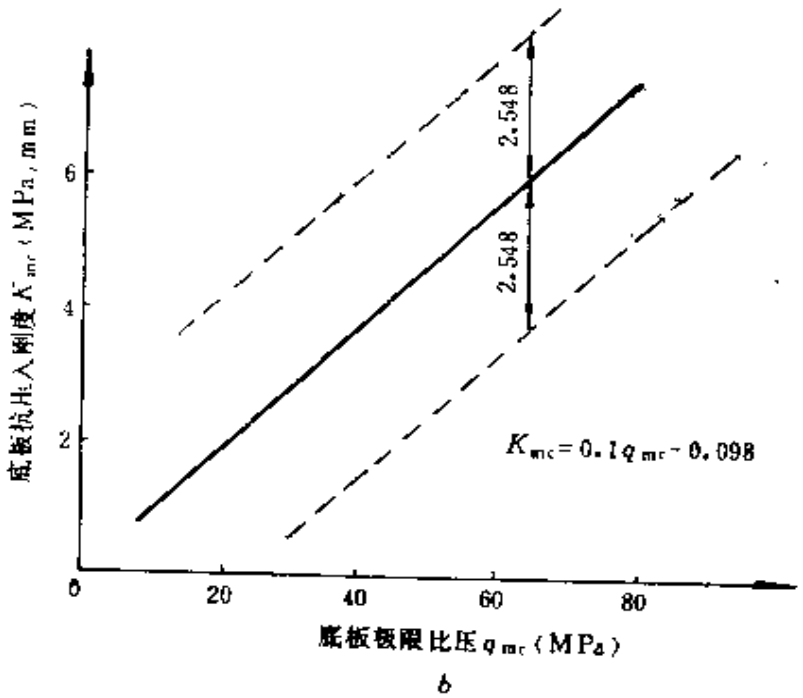
局别	矿别	煤层	刚度-极限比压回归公式	统计量 n	相关系数 r	剩余均方差 S
徐州		3	$\hat{k}_{mc}=0.066\hat{q}_{mc}+4.6$	12	0.93	0.17
		7,9	$\hat{k}_{mc}=0.069\hat{q}_{mc}-0.145$	16	0.923	0.693
		1,2	$\hat{k}_{mc}=0.076\hat{q}-0.153$	14	0.92	1.12
阳泉	三矿	各层	$\hat{k}_{mc}=0.1167\hat{q}_{mc}-1.38$	5	0.96	1.11
阜新		各层	$\hat{k}_{mc}=0.071\hat{q}_{mc}-0.029$	8	0.986	0.155
兖州		各层	$\hat{k}_{mc}=0.149\hat{q}_{mc}-1.525$	9	0.768	2.68
淮南		B_9,B_{11}	$\hat{k}_{mc}=0.0725\hat{q}_{mc}+0.0225$	4	0.894	0.19
邢台			$\hat{k}_{mc}=0.1219\hat{q}_{mc}-0.319$	5	0.935	0.803
河南			$\hat{k}_{mc}=0.1252\hat{q}_{mc}-0.325$	36	0.867	

注：刚度单位：MPa/mm；极限比压单位：MPa。

压时，可能出现脆性或塑脆性多次增阻型特性或者降阻型破坏，标注时需同时注明该比压相应的压入深度。例如 $q_{166}=35$MPa，表示第二极限比压的压入深度为166mm，相应的比压为 35MPa。



a



b

图 3-13 底板岩层刚度预报精度

a—东煤公司所属矿，$n=118$；

b—中国统配煤矿总公司所属矿第一批，$n=148$。

在第一极限比压与第二极限比压之间的底板抗压入平均刚度称为第二刚度，它反映底板第一表层破坏后继续压入时的等效刚度，是比第二极限比压更重要的底板抗压入特性参数第二刚度按（3-1）式计算。

表3-5列出了部分工作面脆性增阻型和塑-脆性增阻型曲线的第一、第二刚度和第二极限比压。可以看出，对于脆性增阻型的底板，第二刚度，即底板表层破坏后的抗压入刚度明显小于第一刚度（底板表层破坏前）。其比压 $\frac{K_2}{K_1}=0.267\pm0.143$，变化在0.01～0.86之间。仅对少数塑-脆性增阻特性，随着压入深度增加，有硬化现象，即第一层屈服后刚度明显增加。五个这样的工作面底板平均 $\frac{K_2}{K_1}=3.224\pm2.09$

对于脆-降阻型特性意味着表层破坏后刚度为0，甚至为负值。底板为塑性变形特性时，第一拐点出现后，一般增阻缓慢或完全不增阻，多呈缓慢蠕变特性。

上述特性表明，为改善顶板控制，必须尽可能避免支柱钻底，即第一表层一旦破坏后，支柱与底板组成的支撑系统刚度显著降低，支柱压入量迅速增加。顶板状况加速恶化。

图3-14给出了脆-增型特性中第二刚度与第一刚度比值的分布（统计测站数为62）。可见实测特性中 $(K_2/K_1)<0.2$ 的占43.5%，其中 $(K_2/K_1)\leqslant0.1$ 的占29%。

统计分析还表明，脆-增型底板，第二刚度与第一刚度存在如下相关关系：

$$K_2=0.403+0.04K_1$$

（统计量58，相关系数 $r=0.508$）。对于具体矿区，可根据实测特性建立本矿区主采层的第一、第二刚度回归公式，预计表层破坏后的压入值及比压值。陕西省渭北地区得出：$K_2=0.03+0.377K_1$（$n=17$ $r=0.58$）。

表 3-5 第二刚度与第一刚度的比较

序号	矿别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	K_1(MPa/mm) 平均值	K_1 方差	K_2(MPa/mm) 平均值	K_2 方差	K_2/K_1 平均值	K_2/K_1 方差	特性	q_2M (HPa)	h_{2m} (mm)
1	淮南	谢一	D_{11}	4252	煤	6	0.074	0.021	0.036	0.023	0.516	0.234	脆-增	2.4～9.7	123～175
			B_9	4152	泥页岩	5	0.209	0.09	0.17	0.062	0.775	0.086	脆-增	16～42.6	40～159
		潘一	C_{13}	1361	粘土岩	5	1.078	0.728	0.43	0.37	0.423	0.267	脆-增	2.1～15	23～46
			B_{11-2}	1211	粘土岩	2	0.458	0.096	0.905	0.29	1.95		塑-增	22～42.6	56～70
2	徐州	韩桥	1	103	煤	1	3.8		1.83		0.48		脆-增	13.5	65
						1	0.75		3.75		4.97		塑-脆	3.0	130
		庞庄	1	124	页岩、煤	7	6.11	3.72	0.45	0.35	0.122	0.183	脆-增	6.5～14.2	52～95
			1	124	页岩、煤	1	0.475		1.62		3.40		塑-脆	9.5	9.5
			2	246	砂页岩	11	8.86	6.76	1.41	1.0	0.298	0.207	脆-增	51～70	7～40
			7	703	页 岩	3	20.5	19.0	0.75	0.442	0.045	0.019	脆-增	45～2.85	17～19
			9	932	砂页岩	3	31.1	18.4	2.22	0.49	0.097	0.077	脆-增	91～100	17
3	新密			22041	煤	2	0.16		0.06		0.44		脆-增	42.9～43.5	57～59
					砂泥岩	1	0.10		0.68		6.8		塑-脆	52.2	60
4	阜新	孙村				2	2.65		0.299		0.144		脆-增		
						1	3.3		0.033		0.01		脆-增		
		艾友	太二层 8 层	27 18区	煤、页岩	4	1.23	1.225	0.175	0.198	0.216	0.117	脆-增	7.1～42.7	56～75

续表

序号	局别	矿别	煤层编号	工作面编号	底板岩性	测站数	K_1(MPa/mm) 平均值	K_1 方差	K_2(MPa/mm) 平均值	K_2 方差	K_2/K_1 平均值	K_2/K_1 方差	自压	γ_m (MPa)	h_m (mm)
5	淮北	朔里		S_{516}外	页岩局部砂岩	1	0.074	0.0039	0.0039		0.05		减-增	7.5	201
				N_{513-1}	页岩	1	0.116		0.067		0.578		减-增	14.1	141
				N_{313}	砂页岩	1	0.128		0.0		0.703		减-增	21.5	136
6	松藻	石壕	7	S_{1711}	泥岩	1	0.72		0.13		0.18		减-增	26	38
		南屯	3下	6300—1	煤	1	0.81		0.59		0.728		减-增	26	38
7	兖州	兴隆庄	三层	5305—3	细砂岩	1	1.68		0.518		0.31		减-增	22.2	48
			三层	2306—1	煤	1	0.875		0.385		0.44		减-增	35.1	72
			三层	1312—2	煤	1	6.0		1.17		0.195		减-增	61	34
8	邢台	显德旺	一层	1121	煤	2	0.335	0.167	0.039	0.0028	0.13		减-增	7.07	84
加权平均值						60					0.267	0.113	减-增		
						5					3.016	2.093	减-增		

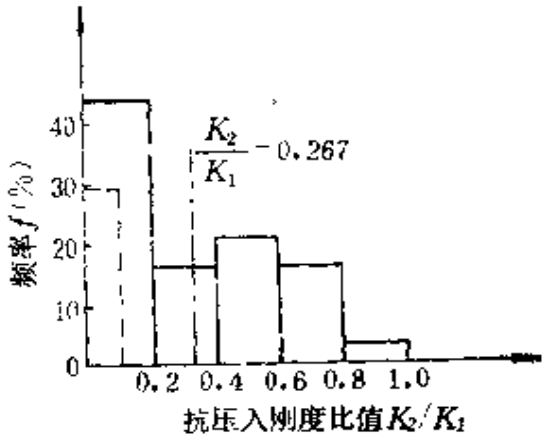


图 3-14 第二刚度与第一刚度比值分布

第三节 底板穿透度与极限比压

撞针式穿透仪是底板比压测定的简易设备，所测结果可建立冲击次数 n 与插入深度 s 之间的关系，此曲线的直线部分的斜率就是穿透度。即：

$$\beta = \frac{n_2 - n_1}{h_2 - h_1}$$

式中 n_2，n_1——n—s曲线直线段的对应终点和起点的次数；

h_2，h_1——相应n_2，n_1的撞入深度，mm。

一、穿透度的物理意义及分布特性

撞针式穿透仪是根据能量转换原理设计的：重锤的位能转变为撞针插入底板所作的功。其关系式为：

$$(n_2 - n_1)G \cdot H_0 = \int_{h_1}^{h_2} p_z dh \qquad (3\text{-}2)$$

式中 G 为重锤的重量；H_0为冲击行程。对于既定的冲击仪，$G \cdot H_0$为定值。

通过对大量的底板岩石穿透度的试验表明，在冲击次数超过4～6次后，撞入深度与冲击次数近似线性关系，这意味着式（3-2）中 p_z值接近于常数，因而：

$$(n_2 - n_1) \cdot GH_0 \approx p_z(h_2 - h_1)$$

$$\frac{n_2-n_1}{h_2-h_1}=\frac{p_z}{GH_0}$$

$$\therefore \qquad \beta=\frac{p_z}{GH_0}$$

如果平均撞入阻力p_z与重锤的重力G用同样力的单位kN，而撞入深度的单位为mm，则β的单位为mm^{-1}。β的物理意义是：平均单位冲击位能所克服的冲击阻力值或底板抗冲击阻力与冲击位能的平均比值。p_z与$\frac{1}{\beta}$的乘积是定值GH_0，或者说p_z与β的比值是定值GH_0，因而可用β值推算或估计底板抗侵入阻力。显然，底板岩性愈坚硬，冲击阻力愈大，撞入深度愈小。

部分工作面的穿透度曲线特征如图3-15。

11个局65个工作面平均穿透度β_c的分布频率如图3-16。由图可见，平均穿透度小于1.2的占实测工作面数的58.5%。大于2.1的值仅占6%。

按岩性分，底板为砂页岩、粉砂岩、砂岩的工作面穿透度在1.19～2.2之间的占92.3%。同时其他岩性（煤、泥页岩、页岩、粘土岩）的底板统计工作面42个中，平均穿透度小于1.2的达76.2%，大于1.2的仅占23.8%。可见，β_c值也是反映底板岩性力学特征的重要参数。

二、穿透度与极限比压的换算关系

穿透度反映了底板岩体的平均抗插入阻力，极限比压反映的是底板在压模下发生压碎或屈服前的最大比压，二者显然有密切的相关关系。

根据中国统配煤矿总公司所属矿及东煤公司的实测资料，底板的平均极限比压q_{mc}和平均穿透度β_c之间可分别用以下回归公式表征：

中国统配煤矿总公司所属矿：$q_{mc}=14.85\beta_c^{0.935}$（$n=65$，$r=0.747$，$s=2.02$）

河南省地区：$q_{mc}=-1.632+14.11\beta_c$（$n=28$，$r=0.81$）

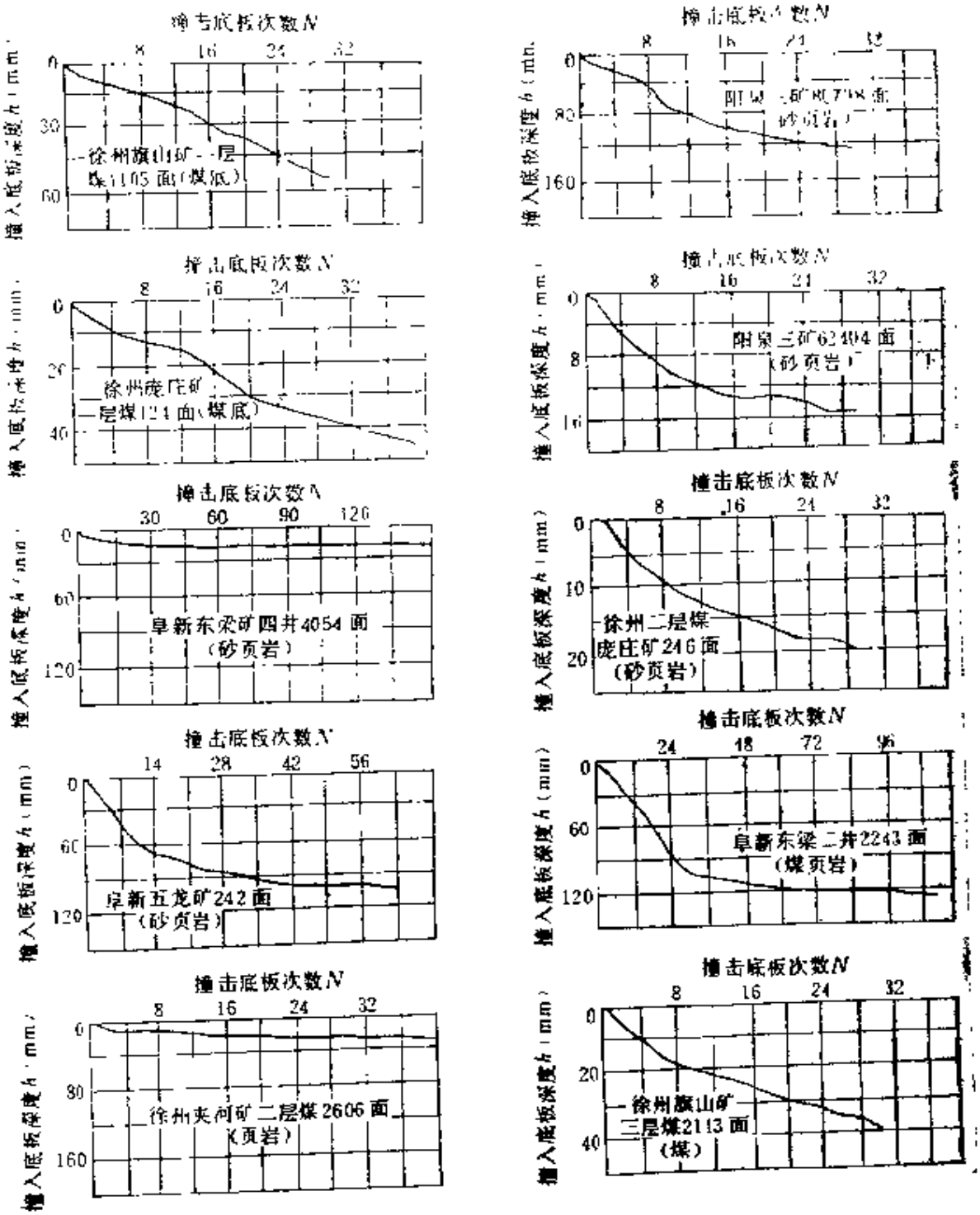


图 3-15　部分工作面穿透特性曲线

东煤公司：$q_{mc}=4.521+15.924\beta_c$

$(n=17,\ r=0.95,\ s=4.94)$

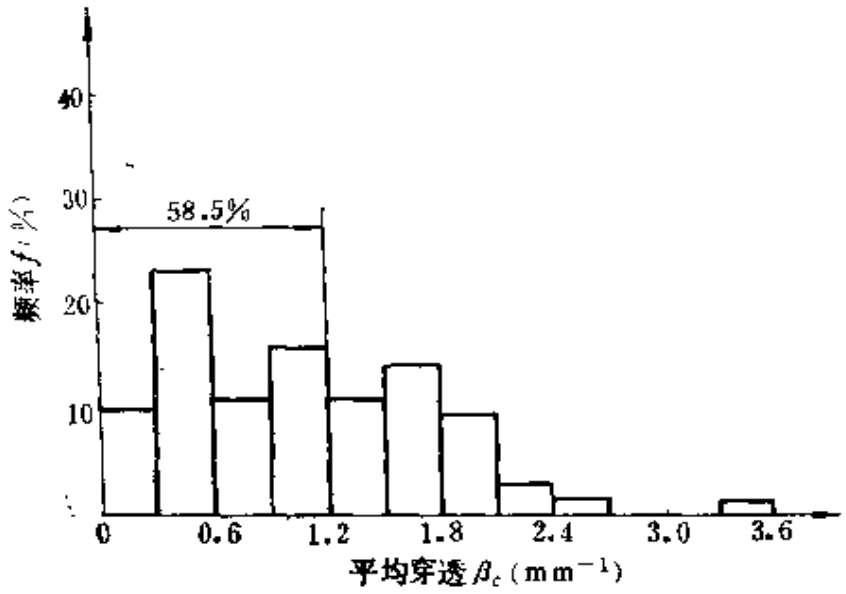


图 3-16 主采煤层穿透度的频率分布（$n=65$）

其中 n 为矿务局数。

上述关系的散点图及回归曲线如图3-17。

上述回归公式可用来互相换算，特别是用简易冲击式比压仪求算极限比压，可具有快速，简易，携带轻便的优点。但考虑到图3-17实测值的分散性，为可靠起见，还是应根据本矿区，特别是本煤层q_{mc}与β_c的实测值建立两者的换算关系或回归公式。例如，根据徐州矿区25个工作面的数据可建立如下回归公式

$$\hat{q}_{mc}=13.824\hat{\beta}_c^{1.27},\ \text{MPa}$$

$$(n=25,\ r=0.96)$$

按此公式由 β_c 推算的 $\hat{q}_{mc}$ 值与实测值比较，平均误差为19.12%，误差超过25%的共8个面，占32%，误差小于15%的占52%。同时，随β_c的减小，估算值与实测值的偏差减小。在上述25个工作面中，$\beta_c<1.0$的，平均误差为17.41%，$\beta_c>1.0$的，平均误差为21.68%。从图3-17也可以看出，$\beta_c>1.2$的预报精度较高。

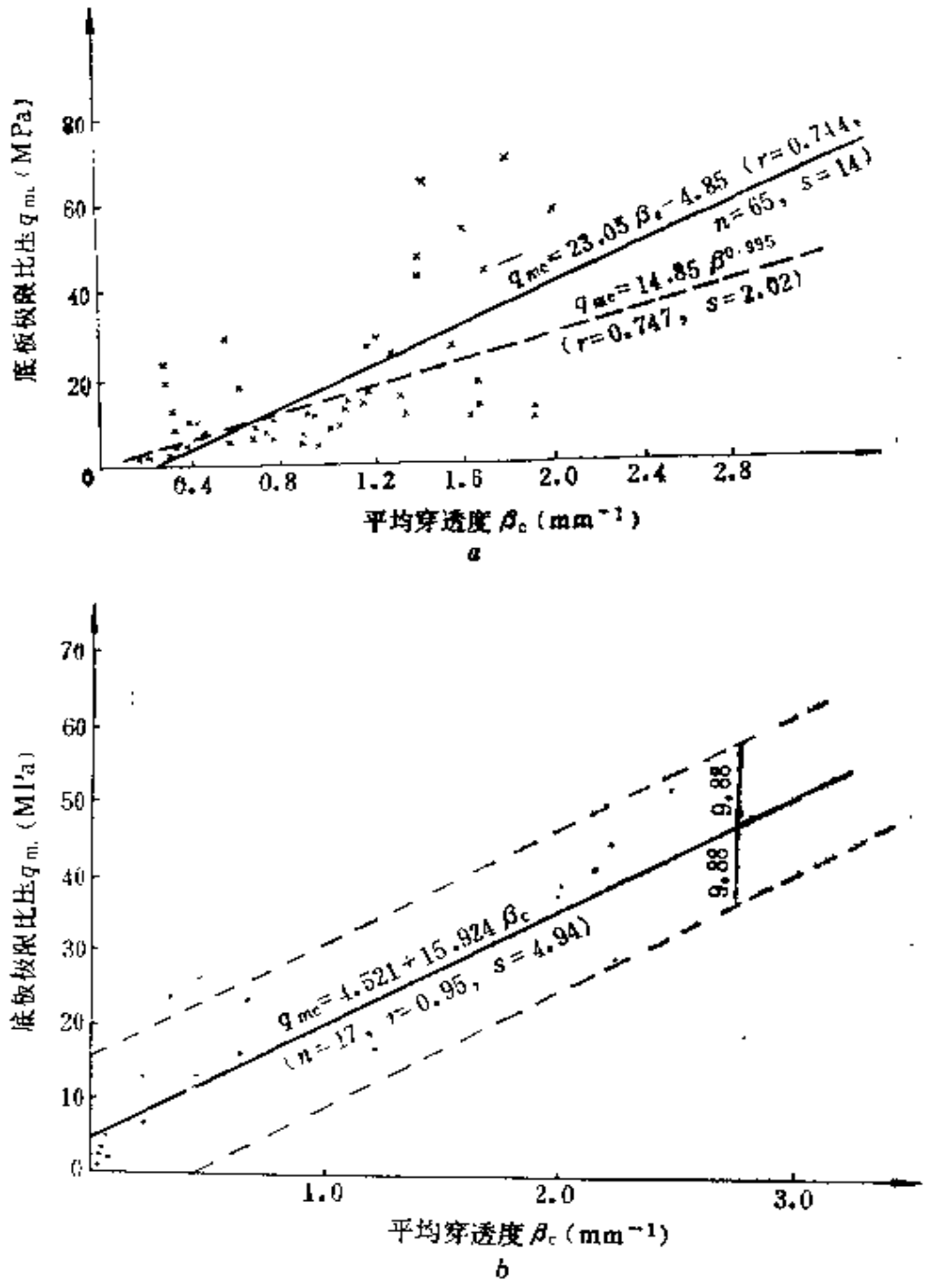


图 3-17　平均穿透度与极限比压的统计关系

a—中国统配煤矿总公司所属矿；b—东煤公司

第四节　底板抗压入能力的影响因素

影响底板抗压入能力的因素很多，如断层、节理裂隙等地质

构造，底板岩层的分层厚度，底板岩石物理性质等因素。但这里主要分析：岩体抗压入强度与单轴抗压强度的关系；采煤工艺的影响，水的影响和暴露时间的影响等。

一、底板抗压入强度与单轴抗压强度的关系

尽管回采工作面底板表层由于开采应力的影响和采煤工艺的影响，受到相当程度的削弱甚至破坏，但仍存在某种相关关系。见表公式(3-3)、(3-4)。

从表3-6和表3-7中虽不能建立单轴抗压强度与底板岩体极限比压之间固定的比例关系，但二者之间存在线性相关，回归公式如下：

徐州局：$\hat{q}_{mc}=0.812R_c-2.32$（相关系数 $r=0.71$、统计量 $n=7$） (3-3)

阜新局：$\hat{q}_{mc}=0.727R_c+20.43$（相关系数 $r=0.59$，统计量$n=28$） (3-4)

东煤公司所属矿：$\hat{q}_{mc}=3.214+0.653R_c$（相关系数 $r=0.75$，统计量$n=17$局）

河南省豫北地区：$\hat{q}_{mc}=5.365+0.27R_c$（$r=0.47$，$n=41$）

表 3-6 徐州矿区极限比压与单轴抗压入强度

煤层	岩性	极限抗压入强度 q_{mc}(MPa)			岩块单轴抗压强度 R_c(MPa)		q_{mc}/R_c
		平均值	均方差	统计数量	平均值	范　围	
一层	页　岩	8.55	1.214	15	28.1	8.42～36.5	0.304
二层	页　岩	18.20	8.76	27	25.08	15.05～38.0	0.725
三层	煤	7.6	5.69	67	8.11	2.6～12.42	0.94
	页　岩	20.1	6.36	54	32.25	24.75～38.0	0.623
七层	砂页岩	52.68	24.1	29	37.63	24.5～54.0	1.40
	煤	7.93	0.68	21	18.63	8.65～22.91	0.43
九层	砂页岩	34.8	18.75	35	54.75	47.5～67.75	0.64

表 3-7　阜新矿务局底板单轴抗压强度与极限比压

矿别	煤层	测站	底板岩性	单轴强度 R_c(MPa)	极限比压 q_{mc}(MPa)
清河门	4～3	上	页岩	11.7	16.9
		中	页岩	10.7	3.4
		平均		11.2	10.2
	4～4	中	页岩	23.2	8.2
		下	页岩	10.1	8.2
		平均		21.7	8.2
	4～6	中	页岩	37.6	16.0
		下	页岩	35.7	9.8
		平均		36.7	12.9
艾友	8	上	砂页岩	16.0	7.5
		中	砂页岩	14.0	7.3
		中	砂页岩	11.1	4.8
		平均		13.7	6.5
东梁	太二(326)	上$_1$	煤	15.4	14.2
		上$_{10}$	砂页岩	34.0	35.6
		中	煤	19.0	19.6
		中$_{25}$	砂页岩	30.0	33.8
		下$_7$	煤	20.2	28.4
		平均		23.7	26.3
东梁	太二(406)	上$_{13}$	煤页岩	6.0	20.4
		下$_8$	煤页岩	4.6	23.6
		中	砂页岩	9.0	42.3
		下	页、煤	50.2	54.3
		下$_9$	页、煤	54.5	58.9
		平均		44.9	46.1
五龙	水泉	下$_9$	砂页岩	19.0	20.4
		下$_{10}$	砂页岩	30.0	32.9
		平均		24.5	26.7
	孙家湾	中	充填砂	0	1.8
		中	充填砂	0	2.2
		平均		0	2.0

续表

矿别	煤层	测站	底板岩性	单轴强度 R_c(MPa)	极限比压 q_m (MPa)
新邱	最下	中$_{20}$	页岩	22.2	30.7
		中$_{21}$	页岩	18.2	6.9
		上$_{10}$	页岩	20.0	11.5
		上$_{11}$	页岩	20.0	11.5
		上$_{20}$	页岩	22.2	12.3
		下	页岩	18.2	6.4
		平均		20.1	13.2

上述14个煤层的综合回归公式是：$\hat{q}_{mc}=0.839R_c-3.06$($n=14$，$r=0.736$，$s=9.79$)

二、底板浸水的影响

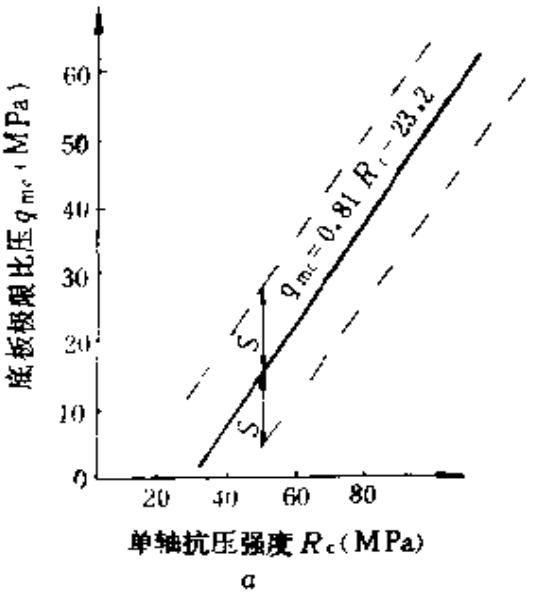
底板岩体浸水会降低其极限抗压入强度，降低程度与浸水程度、浸水时间及底板岩性有关。

河南省箕山以南地区：$\hat{q}_{mc}=3.23+0.43\widehat{R_c}$($n=40$，$r=0.643$)

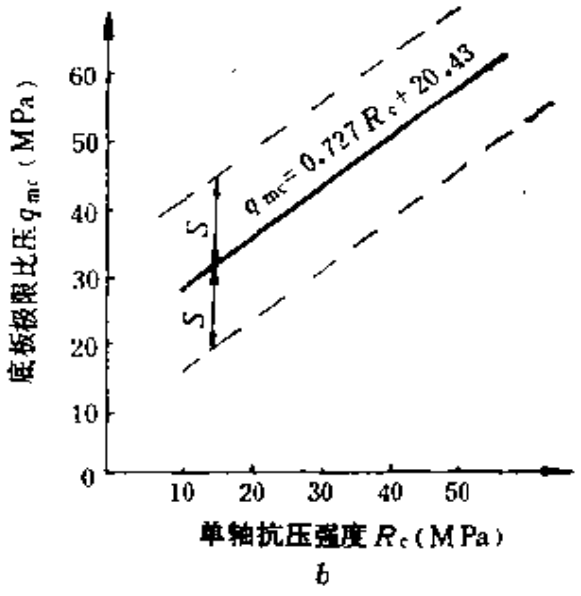
河南省黄河南岸地区：$q_{mc}=2.246+0.08\widehat{R_c}$($n=11$，$r=0.353$)

陕西省渭北煤田：$\hat{q}_{mc}=8.62+0.2R_c$($n=7$，$r=0.70$，$s=7.67$MPa)

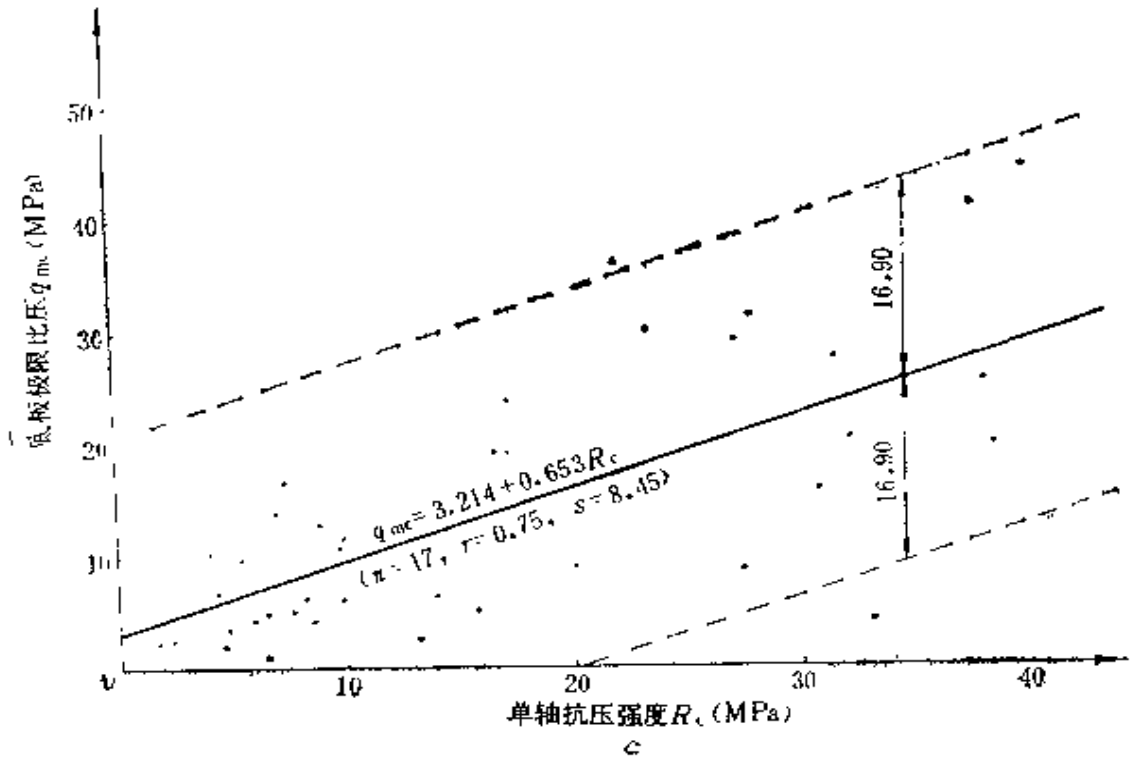
图3-18是上述两局底板极限比压与单轴抗压入强度的关系，可以看出，预报精度是不高的。实际q_{mc}值落入$\hat{q}_{mc}$值±12.9MPa的概率为68.3%，落入$\hat{q}_{mc}\pm25.8$MPa的概率为95.4%。这种分散性与底板受回采工艺破坏（放炮等）及浸水，开采应力影响有关。在徐州大黄山矿7235工作面（底板页岩）进行的对比试验有一定的说服力，该工作面分三个区段见表3-8。由表见，底板少量浸水时，极限抗压强度已降到干燥条件下的$\frac{1}{3}$，大量浸水时降到$\frac{1}{7}$左右。这反映了浸水对岩体的软化效果。


底板极限比压 q_{mc}（MPa）
60
50
40
30
20
10
0
20
40
60
80
$q_{mc}=0.81R_c-23.2$
S
S
单轴抗压强度 R_c（MPa）

a


底板极限比压 q_{mc}（MPa）
60
50
40
30
20
10
0
10
20
30
40
50
$q_{mc}=0.727R_c+20.43$
S
S
单轴抗压强度 R_c（MPa）

b


底板极限比压 q_{mc}（MPa）
50
40
30
20
10
0
10
20
30
40
16.90
16.90
$q_{mc}=3.214+0.653R_c$
（$n=17$，$r=0.75$，$s=8.45$）
单轴抗压强度 R_c（MPa）

c

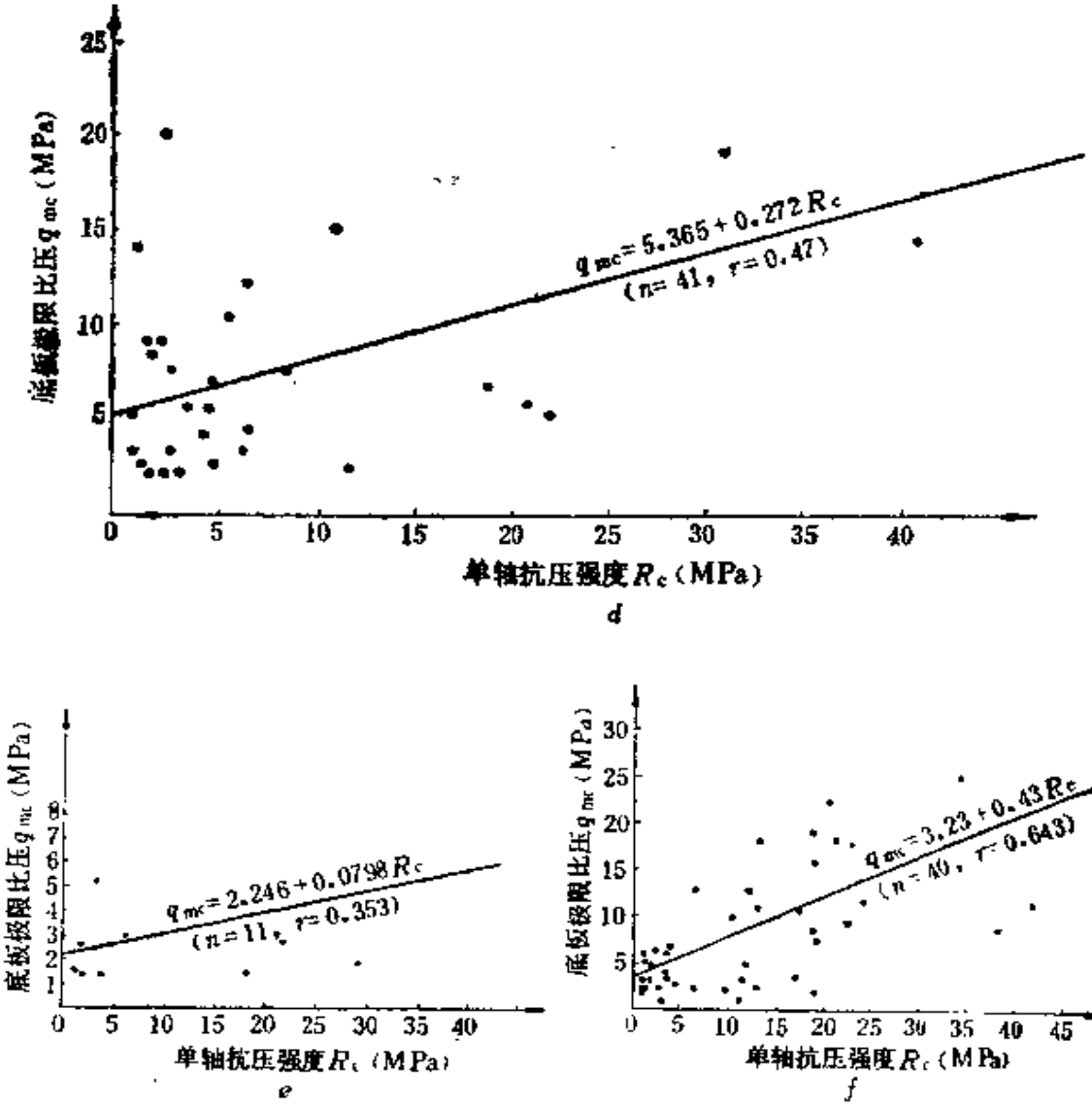


图 3-18 底板极限比压对其岩石单轴抗压强度的回归方程及预报精度

a—徐州矿区；b—阜新矿区；c—东煤公司；d—河南豫北；e—河南黄河南岸区；f—河南冀山以南地区

邢台地区磨窝矿也进行了类似的试验，结果见表3-9。

工作面浸水区底板抗压入强度约为无水区的64%。

由此可见，在采煤工艺和推进方向上，尽可能避免工作面底板积水对改善顶底板控制是很重要的。

表 3-8 徐州大黄山矿7235工作面浸水对底板比压的影响

测区	条件	实测值q_{mc}(MPa)						统计值(MPa)		比值
		Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	Ⅴ	Ⅵ	平均值q_{mc}	均方差S	(平均)
上部	无水	40	84	62	96	72	80	72.3	19.53	1.00
中部	少量淋水	32	12	32	82			26.0	9.52	0.36
下部	大量淋水	10	16	12.0	8.0	7.0	8.0	10.17	3.37	0.14

表 3-9 邢台地区唐山矿浸水影响的对比

条件	实测值q_{mc}(MPa)				统计值(MPa)		比值
	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	平均值q_{mc}	均方差S	(平均)
无水区	48.64	46.08	48.64	33.28	44.16	7.35	1.0
有水区	20.48	25.6	35.84	30.72	28.16	6.60	0.639

三、采煤工艺的影响

实测表明，底板抗压入强度与采煤工艺——采煤机割煤还是打眼放炮有密切关系。

表 3-10 采煤工艺对底板极限比压的影响

煤层	底板	炮采		机采		比值
		$\overline{q_{mc}}$(MPa)	S_q"(MPa)	$\overline{q_m}$(MPa)	S_{qm}(MPa)	机采/炮采
一层煤	煤页岩	10.15	3.89	12.75	7.99	1.259
二层煤	砂页岩	49.8	11.73	86.7	59.19	1.766
三层煤	煤	0.04	1.62	18.14	9.10	3.97
		16.85*	17.12	6.98*	2.31	1.50
七层煤	煤页岩	29.75	26.94	44.9	35.28	

* 16.85为夹河、坨城矿平均值，6.98为张小楼矿平均值；q_{mc}—极限比压平值；S_{qm}—极限比压均方差。

由表3-10及图3-19可以看出，在大多数煤层，工作面放炮落煤都容易导致底板岩层的松动，增加其破坏程度；机采工作面情

况虽然也受到开采应力影响，但比炮采面钻底情况好些，故统计平均极限比压比炮采高25.6%～294%。

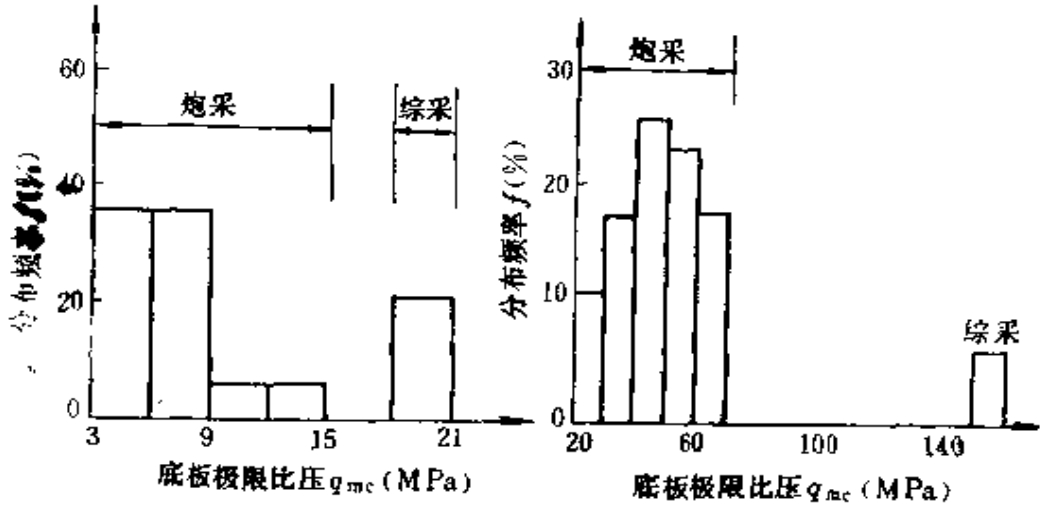


图 3-19 徐州矿区采煤工艺对底板极限比压的影响

a—徐州矿区一层煤极限比压分布；b—徐州二层煤砂页岩底板极限比压分布

四、采场底板暴露时间的影响

一般来说，暴露时间的增加，会导致底板抗压入强度减小，但如果工作面推进速度较快，靠工作面煤壁的底板与近采空区的底板抗压入强度的差别可能不会大。为考察暴露时间的影响，通常比压测定分两条测线进行。以徐州矿区为例，第一条测线距煤壁1～1.5m，第二条测线距煤壁3～4m。

根据徐州矿区十个矿23个工作面的测定结果，第二测线极限

表 3-11 徐州23个工作面q_{m2}/q_{m1}的实测统计结果

项　目	第一测区	第二测区	第三测区	总平均
平均值±均方差	0.88±0.176	0.81±0.22	0.877±0.206	0.857±0.19
统计量	16	13	13	42

比压值q_{m2}与第一测线q_{m1}之比值$q_{m2}/q_{m1}=0.857\pm0.19$（统计量$n=24$）变化在0.43～1.0之间，其中包括两排测线并不都在同一测站这个因素在内。说明在现有推进速度下暴露时间的影响是不显著的（见表3-11）。

第四章　回采工作面底板分类及控制技术

第一节　回采工作面底板分类

一、底板比压研究及底板分类的意义

随着我国煤炭生产的发展，特别是单体液压支柱和自移支架的普遍使用，对采煤工作面的顶、底板管理技术提出了更高的要求。从1981年5月广泛试用原煤炭工业部推荐的《缓倾斜煤层工作面顶板分类方案》以来，大部分煤矿的顶板管理得到了改善，但仍有不少煤矿，特别是底板松软的煤矿，因支柱（或支架）钻底严重，造成顶板破碎生产被动。为了适应当前生产的需要，进一步完善采煤工作面顶、底板管理工作，近3年来，煤炭科学研究总院北京开采研究所在徐州、阜新、兖州、淮南、阳泉、舒兰、新密、华蓥山，邢台等12个矿务局的密切协作下，对45对矿井的106个工作面进行了底板抗压入特性测定，同时进行了有关的岩石力学试验、单体支柱及自移支架与底板相互作用的平面有限元计算。在此基础上，参考了国外底板分类的有关文献，并经原煤炭工业部技术发展司组织召开了技术鉴定会，与会专家对该分类方案，充分给予肯定。会后又由中国统配煤矿总公司技术发展部向各有关单位和专家征集意见，经过反复调查研究，提出了我国“缓倾斜煤层工作面底板分类方案”。后经能源部审定批准，在全国推广试行。

长壁工作面顶板控制的基本任务是限定顶板破碎和顶板下沉的发展程度，保证安全可靠的临时工作空间。研究表明，许多煤矿由于过分松软的底板使得工作面单体支柱钻底严重，这是导致顶板下沉过大，进而引起顶板破碎加剧，甚面发生冒落的重要原

因。因此，研究支柱与底板的相互作用，回采工作面底板的抗压入特性，进而提出底板分类以改善顶底板控制是十分必要的。

我国回采工作面底板多为页岩和泥质页岩，加上厚煤层分层开采的煤层底板及充填沙底板，约占全国工作面总数的60%～70%。由于这类底板大多为松软和较松软底板，解决好这一量大面广的底板控制问题，对改善顶板控制非常重要。

底板分类问题的解决将对以下诸方面起着重大推动作用：

1） 为有效地制定底板控制的技术措施，防止工作面单体支柱钻底或自移支架底座尖端插底，从而减少顶板破碎冒落，为提高安全性和生产工效，降低坑木消耗等创造条件；

2）为确定单体支柱和液压支架的合理支护强度，充分发挥支柱工作阻力，减小现有支护密度提供科学依据；

3）为选择最佳的工作面支护参数，液压自移支架的选型和优化设计等提供科学依据；

4）将顶板、支柱（或支架）和底板作为一个力学体系来研究，推进了我国回采工作面矿山压力理论研究与实践研究水平的进一步提高。

二、底板分类方案指标的确定

回采工作面底板承载能力的大小对支护阻力的发挥，支撑顶板的效果有很大影响。一般来说，煤壁后方的底板处在应力降低区，底板表层抗压入强度已受到开采应力和采煤工艺、水浸、风化等因素的相当程度的削弱与破坏。因此，底板分类指标的确定原则，是选择那些能够客观反映工作面底板抗压入特性并具有可比性的，简明易测的指标。按照指标的精确性和测试手段的不同，它们可分为基本指标和辅助指标。

（一）基本指标

底板容许比压q_c和底板容许刚度K_c，在表4-1列出了11个矿务局主要底板岩性的实测抗压入参数的平均值和均方差。可以看出，每种岩石大致有稳定的平均值，但页岩和煤等的参数波动幅度较大。以致不能把同一岩石视作同一类型的底板，而应以抗压

表 4-1 主要底板岩层的抗压入参数(平均值±均方差)

岩性	煤	泥质岩
极限比压	9.28±7.0	5.85±2.39
刚度(MPa)	1.154±1.24	0.358±0.313
穿透率(mm^{-1})	0.60±0.36	0.55±0.23
统计量	27	6

	页岩	砂页岩	砂岩、粉砂岩
极限比压	13.49±11.87	38.43±3.06	32.69±7.86
刚度(MPa)	1.015±1.127	4.23±3.04	3.22±1.48
穿透率(mm^{-1})	1.315±0.76	1.82±0.0.47	1.697±0.006
统计量	24	12	4

入强度等基本参数的大小为依据来分类。

这里所选取的两项基本指标（底板容许比压和容许刚度），均是以静压式底板比压仪按《采场底板比压测定规范》（为北京煤炭科学研究总院北京开采所制定），在工作面上测定所取得的基础数据，即底板表层第一极限比压q_m，以及与其相应的压模压入深度h_m通过公式计算而得。它们均能直观反映回采工作面底板抗压入特征，有较高的精度和可靠性对于顶底板控制技术的选择，是最重要的指标。其计算公式如下。

1．底板容许比压

$$q_c = q_m \cdot C, \text{ MPa}$$

式中 q_m——底板表层第一极限比压，MPa；

C——安全系数，一般取$C=0.75$，对中硬以上岩层可取$C=0.85$。

2．底板容许刚度

$$K_C = K_m \cdot C, \text{ MPa/mm}$$

式中 K_m——底板表层第一极限刚度，MPa/mm。它是通过下式计算的：

$$K_m = \frac{q_m}{h_m}$$

式中 h_m——压模压入深度，mm。

由于底板表层第一极限比压q_m与第一极限刚度K_m之间存在着紧密的线性相关关系，如对12个矿区统计所得回归公式：

$$K_m = 0.94q_m - 0.247$$

q_m与K_m两者之间互相换算精度高，因此分类时可选此基本指标的任一项，或两项指标互相参照。

（二）辅助指标

底板容许穿透度β_b是以简易的冲击式底板比压仪在回采工作面上按《采场底板比压测定规范》测定所得的底板穿透度β_m乘安全系数C而得。

即 $$\beta_C = \beta_m \cdot C, \ mm^{-1}$$

式中 β_m——工作面底板穿透度，mm^{-1}。

由于底板穿透度与底板第一极限比压之间存在着高度显著的相关关系，两者之间可按统计测定所得的回归公式进行换算。当工作面不便于进行静压式底板比压仪测定，或者需进行大量的普查测定时，应用本项指标是非常简便的。

（三）参考指标

底板容许单轴抗压强度R_C是以取底板岩样在实验室压力机上试验，测定所得的岩石单轴抗压强度R_1(MPa)(对于较软岩石也可应用捣碎法取得）乘安全系数C而得。

即 $$R_C = R_1 \cdot C, \ MPa$$

式中 R_1——岩石单轴抗压强度，MPa。

由于测试环境的差异，本项指标虽与底板极限比压之间存在较显著的相关关系，但对于不同岩层及不同采煤工艺等条件，其互相换算的精度不同，因此本项指标仅可作为新矿井设计时的

参考。

（四）岩石性质

根据岩性分类是很直观的，但由于同一岩性底板抗压入强度变化幅度较大（如煤的q_m值变动在2.1～44.9MPa；泥岩变动在2.03～78.7MPa；砂质页岩变动在4.9～86.7MPa；砂岩变动在27～31.4MPa，等等），以致不能把同一岩石视作同一类型的底板。因此岩性亦只能作为分类时的参考。

三、确定分类指标参数的依据

底板分类的具体方案还应根据我国现用单位支柱（HZWA型金属支柱和DZ型、NDZ型液压支柱）及自移支架（特别是两柱掩护式支架）的技术结构特征，以及回采工作面底板控制的需要来确定。具体规定如下：

1）使用目前批量生产的支柱底座，即可满足高限要求：在支柱接近额定工作阻力（按300kN计）仍不发生压入的底板，应属于坚硬底板（Ⅴ类底板）；

2）不满足上一项要求，但可满足低限要求：在支柱接近初工作阻力（按150kN计）时不发生压入的底板，应属于中硬底板（Ⅳ类底板）；

3）如果不更换现有批量生产的支柱底座，就要导致支柱压入的底板应属于较软，松软和极软底板。这类底板在我国有很大比重，因而需要按下列所述重点划分。

（1）当选用较大规格的支柱底座（如选用外径为120～140mm的底座）即可满足低限要求的底板应属于较软底板的b类（Ⅲb类底板），其底座为批量生产的固定式底座；

（2）不能满足上项要求，但在支柱底座下方加一可随支柱移动的外套式大底座（称为装配式底座），则可满足低限要求的底板，应属于较软底板的a类（Ⅲa类底板）。从操作方便考虑，此类装配式底座外径为140～180mm为宜；

（3）当底座外径达180mm仍不足以阻止支柱陷入底板，此类底板应属于松软底板（Ⅱ类底板）。对它需改用外径大于

180mm的活动式底座，这种底座与支柱不发生机械连结，移柱时不随支柱同时搬运，称为分离式底座；

（4）凡底板容许比压q_c低于3.0MPa的底板应属于极软底板（Ⅰ类底板）。在此条件下，单位支柱应配用分离式底座，综采工作面应对支架施加给底板的比压进行验算，使其底座尖端比压小于底板容许比压。

随着液压自移支架的推广使用，对其底板比压分布也提出一定的要求。常用的两柱掩护式支架底板比压呈三角形线性或负指数曲线分布，尖端比压较高。当底板松软时，会导致底座尖端陷入底板，恶化对顶板的控制，同时引起移架困难。最恶劣的情况是：当顶板与顶梁无相对滑移及滑移趋势，而与顶板同步下沉和下缩时，相当于顶梁-顶板摩擦系数等于零。在此情况下，底座尖端的比压通常达到最大值。我们以QY200-14/31型与QY250-13/32两种国产支架为例，分别计算当$f=0$与$f=0.1$时，支架在各种高度下的最大尖端比压值，如表4-2。

表 4-2　额定阻力时两种支架的底座尖端比压(KPa)

支架类型	摩擦系数	支架工作高度H(m)									
		1.3	1.4	1.6	1.9	2	2.3	2.4	2.6	3	3.2
Qy200-14/31	f=0		2891	2988		3084		3140	3190	4790	
	f=0.1		2190	2178		2102		1991	1934	1909	
Qy250-13/32	f=0	3501		3120	3170		3170		3412		3344
	f=0.1	2560		2132	2222		2148		2107		2583

显然，如果底板容许比压低于3MPa，则极易引起尖端陷入底板而导致移架困难。几种引进的两柱式掩护支架如G-320，WS1.7-1.2/2.8等，由于额定阻力均较高，底座尖端比压可能更大于上述值。

因此规定，凡底板不能适应上述自移支架底板比压分布的条件，即其容许比压q_c小于等于3.0MPa者，应属于极松软底板。

表4-3列出了我国常用的HZWA型金属支柱和DZ型、NDZ型单体液压支柱以及它们的基本参数。

表4-3 常用金属支柱、液压支柱主要参数

支柱型号	支柱高度(mm)		工作阻力(kN)		标准底座面积(cm^2)	对底板比压(MPa)	
	最大	最小	初撑	额定		初撑阻力	额定阻力
HZwA-1400	1400	872	250	350	93.73	26.67	37.34
HZwA-1700	1700	1022	250	350	93.73	26.67	3..34
HZwA-2000	2000	1172	250	350	93.73	26.67	37.34
HZwA-2300	2300	1322	250	350	93.73	26.67	37
HZwA-2600	2600	1502	200	300	93.72	21.33	32.0
DZ25-25/100	2500	1000	105	300	109.3	9.6	27.0
DZ22-30/100	2240	1440	105	300	109.3	9.6	27.4
DZ20-30/100	2000	1200	105	300	109.3	9.6	27.4
DZ18-25/80	1800	1100	75.4	250	109.3	9.21	22.87
DZ16-25/80	1600	1060	75.4	250	109.3	9.21	24.5
DZ18-25/80	1800	1250	70	250	102	6.8	24.5
DZ16-25/80	1600	1100	70	250	102	6.8	24.5
NDZ14-25/80	1400	870	70	250	102	6.8	22.4

从表4-3中可以看出，就设计参数而言，支柱对底板的比压值，最恶劣的是金属支柱，特别是在额定阻力下工作时。但是，实验室标定的HZWA型金属支柱初工作阻力为200～250kN，实际上在自动锁紧机构移动后，由于初打击力不够，可以达到的初工作阻力一般在150kN左右。而单位液压支柱初阻力与此相当。

四、我国缓倾斜煤层工作面底板分类方案（见表4-4）

五、我国主要矿区主采煤层底板类型及其分布

根据测定，我国十二个矿务局的底板类型见表4-5。

在上述76个煤层中，Ⅰ类即极软底板（10个）占13.2%；Ⅱ类(17个)占22.4%；$Ⅱ_a$类(7个)占9.21%，$Ⅱ_b$类(15个)占19.7%，

Ⅳ类(18个)占23.7%，Ⅴ类(9个)占11.84%。显然，比重较大的是Ⅱ类（松软）和Ⅲ类（较松软），合计占51.31%。

表4-4 我国缓倾斜煤层工作面底板分类方案表

底板类别		基本指标		辅助指标	参考指标	一般岩性
名称	代号	容许比压 q^c(MPa)	容许刚度 K^c(MPa/mm)	容许穿透度 β^c(mm$_+^2$	容许单轴抗压强度 R^c(MPa)	
很软	Ⅰ	<3.0	<0.035	<0.20	<7.22	充填砂、泥岩、软煤
松软	Ⅱ	3.0～6.0	0.035～0.32	0.20～0.40	7.22～10.80	泥页岩、煤
较软	Ⅲb	6.0～9.7	0.32～0.67	0.40～0.65	10.80～15.21	中硬煤、薄层状页岩
	Ⅱb	9.7～16.1	0.67～1.27	0.65～1.08	15.21～22.84	硬煤、致密页岩
中硬	Ⅳ	16.1～32	1.27～2.76	1.08～2.16	22.84～41.79	致密页岩、砂质页岩
坚硬	Ⅴ	>32	>2.76	<2.16	>41.79	厚层砂质页岩、粉砂、砂岩

注：1.本表主要适用于缓倾斜及倾斜煤层，对急倾斜开采或放顶煤开采可参考试用。

2.基本指标q_c与K_c有紧密相关关系，底板分类时可选任一指标或互相参照。

3.基本指标q_c的数值是按公式$q_c=0.75q_m$计算的。q_m为底板第一极限比压，是同一煤层底板各测站底板第一极限比压测定值的统计平均值。

4.基本指标k_c的数值是按回归公式$K_m=0.094q_m-0.247$，及公式$k_c=0.75k_m$计算的。k_m为底板表层第一极限刚度。

5.辅助指标β_c的数值是按回归公式$q_m=14.85\beta_m^{0.995}$，及公式$\beta_c=0.75\beta_m$计算的。β_m为底板穿透度。

6.参考指标R_c的数值暂时按回归公式$q_m=0.839R_m-3.06$及公式$R_c=0.75R_m$计算。R_m为底板岩石单轴抗压强度。此回归公式需通过进一步实验予以确定；

7.处在各类分界处的数据按四舍五入的方式，并考虑生产实践经验判断归入就近一类。

8.长期浸水工作面底板的极限比压约降为无水条件下的$\frac{1}{3}$，可按公式$q_{mw}=0.3q_{mt}$调整类级。q_{mw}，q_{mt}分别为长期浸水与无水条件下的底板极限比压。

9.相同条件下的机采工作面底板极限比压q_{mj}比炮采工作面底板极限比压q_{mp}约提高25%以上，可按公式$q_{mj}=1.25q_{mp}$调整类级。

表4-5 主采煤层底板类型

序号	局别	矿别	煤层编号及底板岩性	底板容许比压 q_e (MPa)	底板类别
1	徐州	旗山	1,煤	13.8	III_b
2			3,页岩	11.97	III_b
3		庞庄	1,煤	9.7	III_b
4			2,砂页岩	43.5	V
5			7,页岩	35.9	V
6			9,砂页岩	48.8	V
7		韩桥	1,煤	5.3	IV
8		大黄山	2,煤	1.38	I
9			3,煤	20.5	IV
10			7,页岩	33.6	IV
11		张小楼	2,煤	7.35	III_a
12			2,页岩	24.6	IV
13			2,砂页岩	31.1	IV
14			7,页岩	6.23	III_a
15		夹河	2,页岩	9.98	III_b
16			2,砂页岩	65	V
17			7,煤	17.1	IV
18			页岩	59	V
19		坨城	2,页岩	14.2	III_b
20			3	6.85	III_a
21			7	3.5	II
22		新河	7,泥页岩	5.9	II
23			9,页岩	4.65	II
24		义安	2,页岩	4.4	II
25			7,泥页岩	3.05	I
26		权台	3,煤	3.2	II
27			页岩	11.7	III_b
28			泥页岩	2.1	I
29		董庄	3,煤	3.98	II
30			页岩	7.4	II
31			7,砂页	12.3	III_b
32			页岩	10.88	III_b
33	淮南	谢一	粉砂岩	20.3	IV
			b_9,泥页岩	6.9	III_a

续表

序号	局别	矿别	煤层编号及底板岩性	底板容许比压 q_c (MPa)	底板类别
34			b^1_1煤	2.06	Ⅰ
35		潘一	C_{13}粘土岩	9.83	Ⅳ
36			B_{11-2}粘土岩	6.75	Ⅲa
37	阜新	清河门	4，页岩	10.4	Ⅲb
38		艾友	8，砂页岩	4.88	Ⅱ
39	阜新	东梁	太二页煤	36.2	Ⅳ
40		五龙	水泉砂页岩	20.0	Ⅳ
41			孙家湾充填砂	1.4	Ⅰ
42		新邱	最下煤	9.9	Ⅲa
43		孙村	泥页岩	5.4	Ⅱ
44			页岩	11.3	Ⅲb
45	阳泉	三矿	15，煤	21.4	Ⅳ
46			12，砂页岩	72.05	Ⅴ
47			6，砂页岩	31.95	Ⅳ
48	新乡地区	济源矿	大煤，煤	4.40	Ⅱ
49			泥岩	12.8	Ⅲb
50	邢台	唐窝矿	砂岩	33	Ⅳ
51		显德旺	2煤，	3.83	Ⅱ
52			砂页岩	9.80	Ⅲb
53			1，粉砂岩	22.14	Ⅳ
54	淮北	塑里	页岩	2.62	Ⅰ
55			砂页岩	2.08	Ⅰ
56			页岩	3.68	Ⅱ
57	松藻	石壕	7，泥岩	9.93	Ⅲa
58	新密	米村	21，煤	3.08	Ⅰ
59			砂泥岩	10.0	Ⅲb
60		裴沟	煤	2.97	Ⅰ
61			砂泥岩	10.05	Ⅳb
62		王庄	煤	3.83	Ⅱ
63		太平	煤	3.33	Ⅱ
64		芦沟	煤	3.29	Ⅱ
65	兖州	唐村	16粘土岩	19.88	Ⅳ
66			17粘土岩	59.3	Ⅴ

续表

序号	局别	矿别	煤层编号及底板岩性	底板容许比压 C_e (MPa)	底板大别
67		北宿	16上，粘土岩	10.1	Ⅲ
68			17，粘土岩	49.1	Ⅴ
69		鲍店	3上.煤	23.1	Ⅳ
70		兴隆庄	3，煤	11.8	Ⅲ
71			3，细砂岩	23.4	Ⅳ
72		吉舒	15，砂岩	21.0	Ⅳ
73	舒兰	舒兰	1，煤	39.5	Ⅴ
74		丰广	7，页岩	2.37	Ⅰ
75			16，粉砂岩	5.48	Ⅱ
76		东富	9，煤	26.0	Ⅳ

第二节　综采支架对各类底板的适应性及选型

一、适应底板类别的自移支架的设计要求

在极松软的底板条件下，液压自移支架必须谨慎地设计，通常应选择插底式掩护支架或四柱支撑掩护支架。选型后应验算支架在各种受力条件下的尖端比压。如果发现比压超过容许值，则应重新选择架型或修改支架参数，直至在各种情况下，支架底座尖端比压能低于允许值为止。也就是说，为适应底板类别，在自移支架的选型与设计中必须要满足以下要求：

1）液压自移支架的型式和支架阻力等参数必须考虑其使用工作面的顶板与底板类别予以合理确定。适应底板的基本要求是：在额定工作阻力工作时支架底座尖端对底板岩层的比压q_m不超过该工作面底板的容许比压q_c，即要满足下列公式：

$$q_m \leqslant q_c$$

2）如缺乏支架底座尖端对底板岩层的比压q_m数据时，建议参考表4-6进行；

3）在极软和松软底板使用液压自移支架时，建议考虑采取

改善底板比压分布的结构设计，如优先选用四柱支撑掩护式支架，适当减小支架额定阻力，增大立柱铰点至底座尖端的水平距离（一般应大于300mm），增大顶梁-顶板摩擦力，增大底座宽度，采取弹性底座，靴式前底座等。

表4-6 适应底板类别对自移支架的设计要求

底板类别		优先选用架型	参数要求
代号	容许比压 a^0(MPa)		
Ⅰ	<3.0	1．轻型插底式掩护支架 2．轻型四柱式支架 3．轻型两柱掩护支架	根据使用工作面底板容许比压，限定支架额定阻力及底板反力合力作用点位置
Ⅱ	3.0～6.0	1．四柱式支撑掩护支架 2．轻型或中型支撑掩护支架	
Ⅲb	6.0～9.7	两柱掩护支架或四柱支撑掩护支架	
Ⅲb	9.7～16.1	选型不限	需验算底板比压
Ⅳ	16.1～32	选型不限	一般不需验算底板比压
Ⅴ	>32	选型不限	不需要验算底板比压

二、自移支架底座对底板比压的计算

液压支架对底板的比压分布可有两种计算方法：一种是根据实验室试验成果，按负指数分布计算；另一种是简化计算法，按线性分布计算。前者更接近实际，但计算较复杂。后者较简单，便于推广。

（一）按负指数分布计算

由实验室试验结果（如图2-20）得出底板比压q_y的分布，支架特性常数a及衰减系数b按下列公式计算：

$$q_y=\frac{a}{B_0}e^{-bx},\ KPa$$

$$a=G_y\ \frac{b}{1-4.48e^{-l_G/X_G}},\ \text{kN/m}$$

$$b=\frac{1}{X_G}-\frac{1.5}{l_G},\ \text{m}^{-1}$$

式中 B_0——底座宽度，m；

x——与底座尖端距离，cm；

G_y——支架对底板的总载荷垂直分量，kN；

l_G——底座长度，m

X_G——底板总反力作用点至底座尖端距离，cm。

由图4-1知，底板比压曲线与顶梁-顶板摩擦系数，支架载荷和工作高度密切相关。一般情况下，两柱和四柱式自移支架掩护梁载荷较小，在计算底板比压时可忽略不计，且偏于安全。因为掩护梁载荷将导致底板反力作用点后移。底座尖端载荷减小。因此，G_y可视为自移支架顶梁垂直外载。G_y及X_G的计算见式（4-1～4-5）。

用上述方法对QY型两柱掩护支架的计算结果如图4-1、4-2。

计算结果表明，影响底板比压分布，特别是底座尖端比压的主要因素是：顶梁-顶板摩擦系数（f），支架工作阻力（P）及支架工作高度（H）。

最恶劣的情况出现在：当顶梁-顶板摩擦系数$f=0$，且工作阻力达到最大值时（见表4-2及图4-2e）。此时，尖端比压达4.79MPa，最有利的情况是$f\geqslant 0.2$，且工作阻力较小时（图4-2c）。

上述计算方法可通过各种微型计算机（或PC-1500机）完成，并绘制底板比压分布曲线，如图4-1、4-2。

（二）按线性分布简化计算

1.两柱掩护式支架

1）顶梁外载的计算。为计算支架对底板比压，需首先计算顶

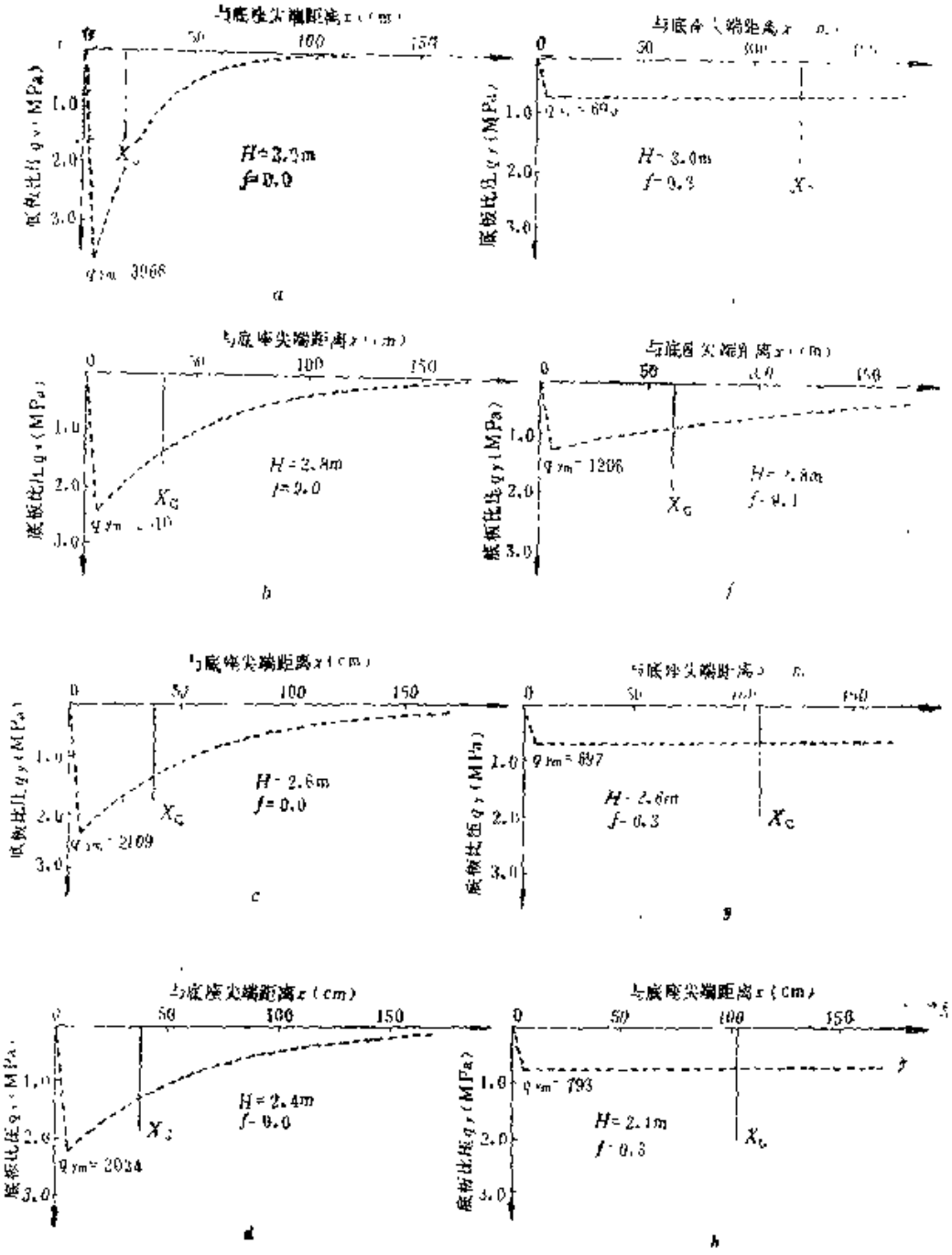


图4-1　QY200-14/31(Y8)底板比压分布计算结果

试验条件：立柱工作阻力$P_t=1600$ kN；平衡千斤顶工作阻力$P_c=492$kN

梁外载及其合力作用点位置。在顶板与支架顶梁有滑移趋向时，支架阻力与顶梁外载合力的垂直分力R_y的关系可用下式表示：

$$R_y = \frac{P_1\cos\beta_1\left(1-\frac{h_1-h_2}{b}\mathrm{tg}\beta_1\right)-P_C\cdot\frac{c}{b}}{1-f\frac{h_1}{b}},\ \mathrm{kN} \qquad (4\text{-}1)$$

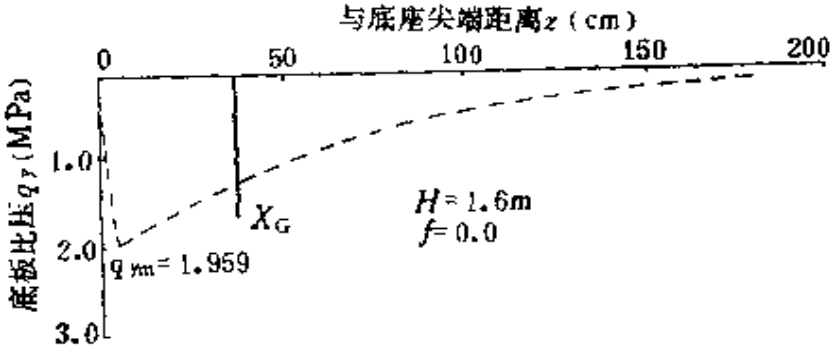
式中 P_1——支架立柱的工作阻力，kN；

P_C——平衡千斤顶工作阻力（推力为正，拉力为负）.kN；

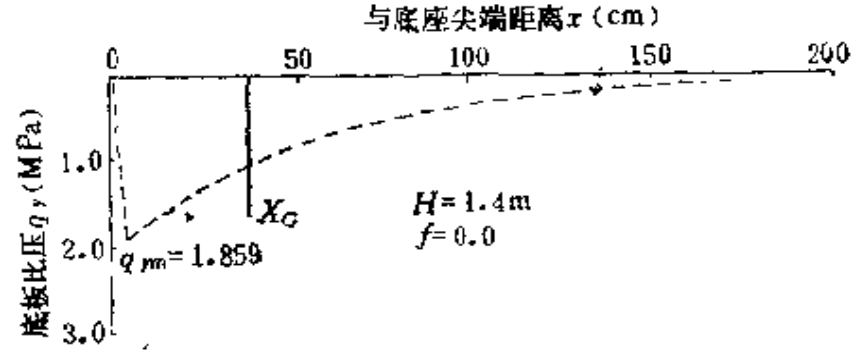
β_1——支架立柱轴线与铅垂线的夹角，(°)；

h_1——支架四连杆瞬心至顶梁上平面的垂直距离，m；

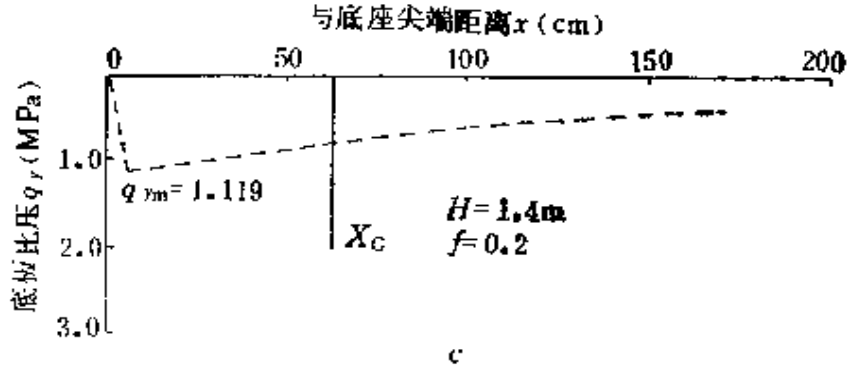
b——支架四连杆瞬心至顶梁与掩护梁铰点的水平距离，m；



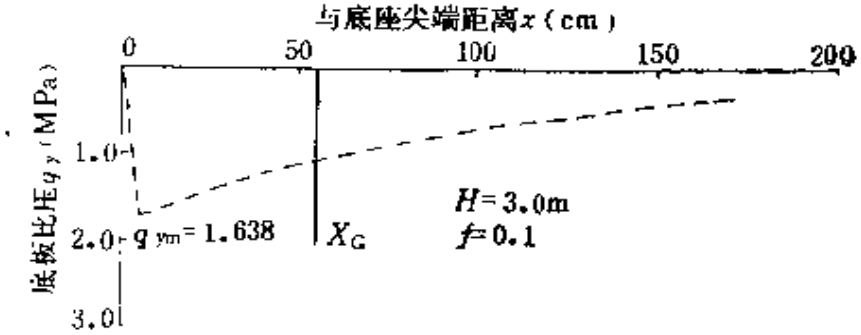
a



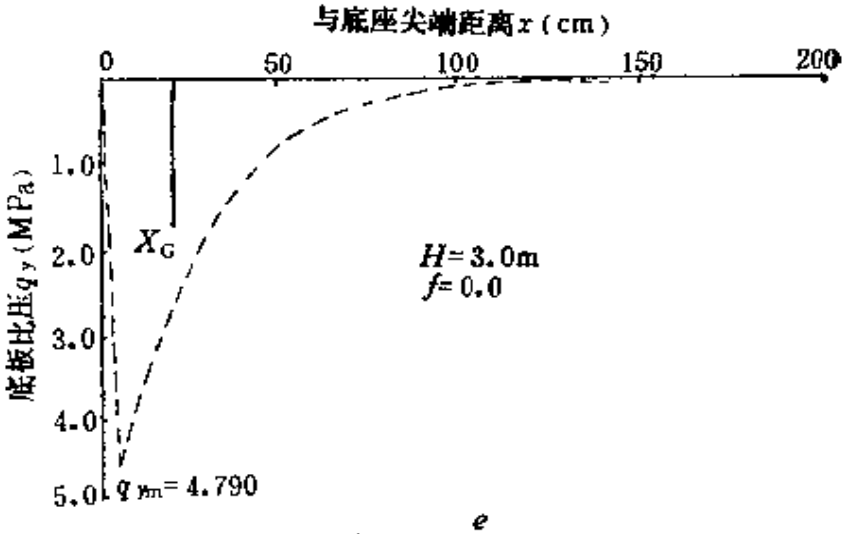
b



c



d



e

图4-2　QY200-14/31(Y8)底板比压分布计算结果

试验条件：立柱工作阻力P_L=2000 kN，平衡千斤顶工作阻力P_c=492 kN

h_2——顶梁与立柱的铰点至顶梁上平面的垂直距离，m；

c——平衡千斤顶与顶梁的铰点至顶梁与掩护梁的铰点之间的距离，m；

f——顶板与顶梁间的摩擦系数。一般 $f=0.1\sim0.3$。

2）顶梁外载合力作用点位置。顶梁外载合力作用点至顶梁与掩护梁铰点的水平距离X_d(m)按下式计算：

$$X_d=\frac{P_1\cos\beta_1\cdot l_1+P_C\cdot\cos\beta_C\cdot c}{R_y} \qquad (4\text{-}2)$$

式中 l_1——立柱与顶梁铰点至顶梁与掩护梁铰点的水平距离，m；

β_C——平衡千斤顶轴线与铅垂线的夹角，(°)；

3）底板反力的合力作用点位置。底板反力合力作用点至支架底座尖端的距离X_G由下式确定：

$$X_G=L-X_d-L_{dG}+Hf \qquad (4\text{-}3)$$

式中 L——支架顶梁长度，m；

H——支架工作高度，m；

L_{dG}——支架工作高度为H时顶梁尖端与底座尖端的水平距离，m。其他符号同上。

4）支架底座对底板施加比压的计算。底座尖端底板比压q_{ym}的确定：

(1)当$X_G\leqslant\frac{1}{3}l_G$($l_G$为支架底座长度）时，$q_{ym}$按下式确定：

$$q_{ym}=\frac{2(R_y+G)}{3X_GB}\times10^{-3} \qquad (4\text{-}4)$$

式中 q_{ym}——底座尖端底板比压，MPa

G——支架重量，kN；

B——支架中心距，m；

(2)当$X_G>\frac{1}{3}l_G$时，q_{ym}按(4-5)式确定：

$$q_{ym}=\frac{(R_y+G)}{l_G B}\left(4-\frac{6X_G}{l_G}\right) \qquad (4\text{-}5)$$

在按(4-4)、(4-5)式计算底座尖端底板比压时，为偏于安全，取$P_1=P_H$（支架立柱额定工作阻力），$f=0$，$H=H_{min}$（支架最小工作高度）。

2.四柱支撑掩护式支架

1）顶梁外载的计算。顶梁外载合力的垂直分力R_y按(4-6)式计算：

$$R_y=\frac{P_1 b\cos\beta_1+P_2 b\cos\beta_2+(h_1-h_2)(P_1\sin\beta_1+P_2\sin\beta_2)}{b-f(h_1-h_2)}\ ,\ \text{kN} \qquad (4\text{-}6)$$

式中 P_1、P_2——分别为前排及后排立柱的总阻力，kN；

β_1、β_2——分别为前排及后排立柱轴线与铅垂线的夹角，(°)。当β角在垂线左侧时取负值，在右侧时取正值；

h_1——支架瞬心至顶梁上平面的垂直距离，m；

h_2——顶梁与立柱绞点至顶梁上平面的垂直距离，m；

b——支架瞬心至顶梁与掩护梁铰点的水平距离，m；

f——顶板与顶梁间的摩擦系数。

2）顶梁外载合力作用点位置。顶梁外载合力作用点至顶梁与掩护梁绞点的水平距离(X_dm)按下式计算：

$$X_d=\frac{P_1(l_1+l_2)\cos\beta_1+P_2 l_2\cos\beta_2}{R_y}+fh_2 \qquad (4\text{-}7)$$

式中 l_1、l_2——分别为前排及后排立柱与顶梁的铰点至顶梁——掩护梁绞点的水平距离，m；

3）底板反力合力作用点位置

底板反力合力作用点位置的计算公式如两柱掩护式支架，公

式4-3所示。

4）底座下底板比压的计算

底座尖端底板比压q_{ym}的确定如两柱掩护式支架公式(4-4)、(4-5)所示。

上述自移支架受力分析的计算公式中各参数符号的含义如图4-3和图4-4所示。

表4-7为从支架工作受力图中求得的几种支架的结构尺寸与位态尺寸。

3．底座尖端对底板施加比压计算举例

1）二柱式QY200-14/31型掩护式支架

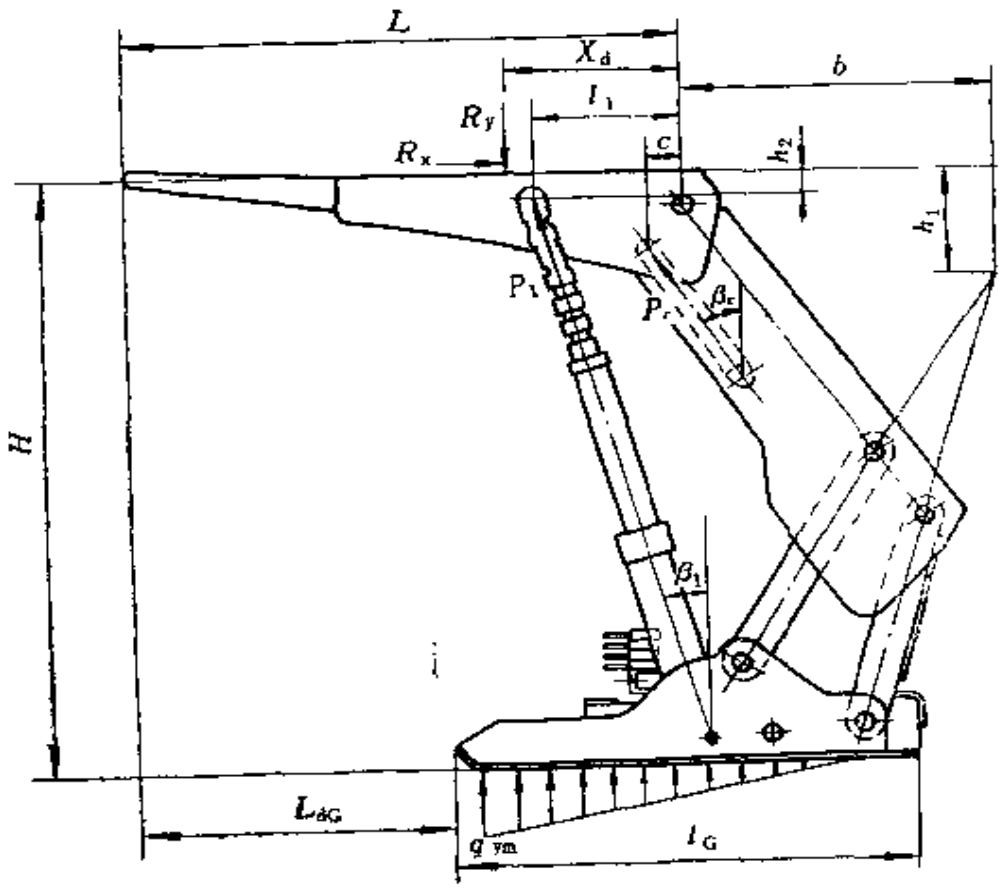


图4-3　两柱掩护式支架受力及底座底板比压计算示意图

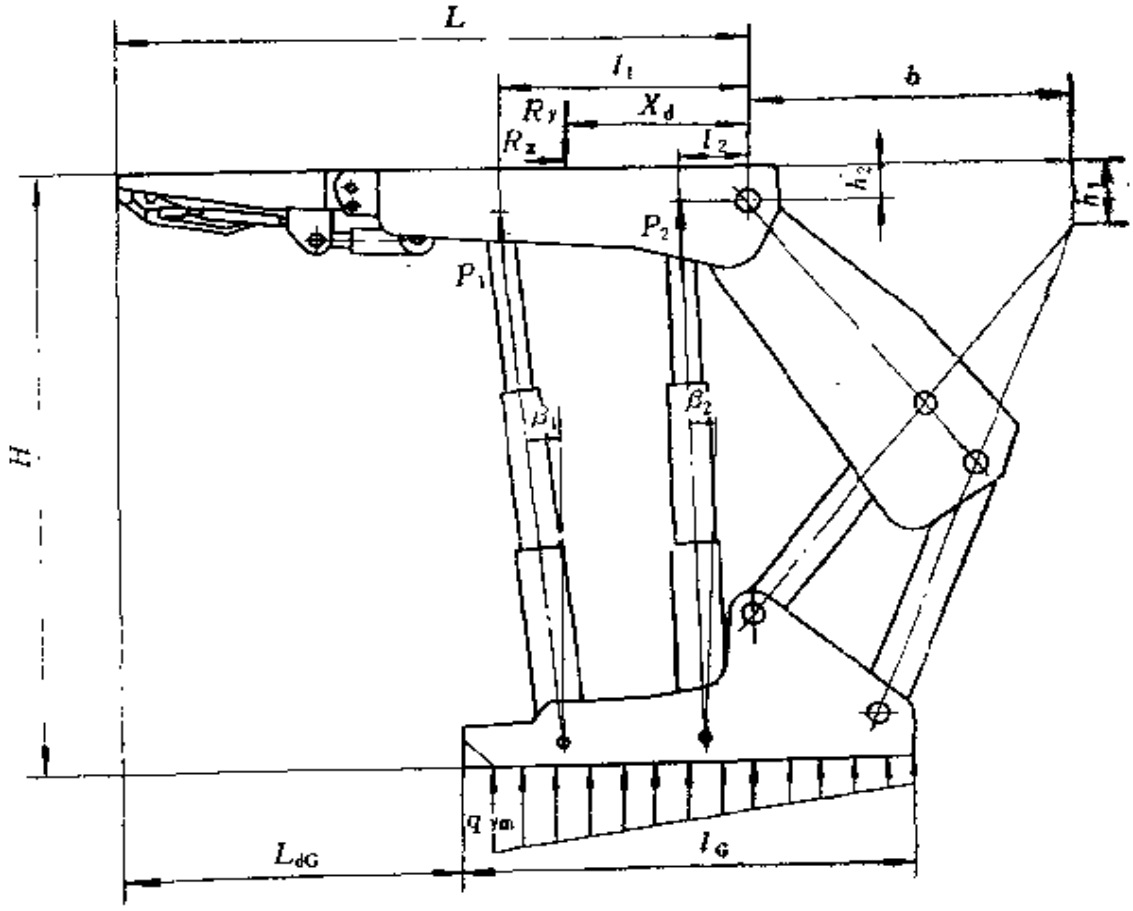


图4-4　四柱支撑掩护式支架受力及底座底板比压计算示意图

工作条件为：$P_1=P_H=1967$kN，$P_G=121$kN，$f=0$，$H=1.86$m，$G=57.6$kN，$B_G=1.5$m，应用表4-7的数据，由(4-1)式得

$$R_y=\{1967\times\cos22^\circ\times(1-(0.06-0.16)\mathrm{tg}22^\circ\div2.46)-121\times0.15\div2.46\}\div(1-0)=1846.3\text{kN}$$

由(4-2)式得：

$$X_d=(1967\times\cos22^\circ\times0.65+121\times\cos77^\circ\times0.15)\div1846.3=0.644\text{m}$$

由(4-3)式得：

$X_G=2.715-0.644-1.770=0.301$m，因为：

$X_G<\frac{1}{3}l_G=1.538/3=0.512$m，所以用(4-4)式得：

表4-7　几种支架的结构尺寸及其在较低工作高度时的位态尺寸

架型		结构尺寸(mm)						当工作高度为时的位态尺寸(mm)					
		L	l_1	C/l_2	b_2	L_G	工作高度	H	b	h_1	L_{dG}	B_2 (°)	B_G/B_2 (°)
二柱式	QY200-14/31	2715	650	150/	160	1538	1400～3100	1866	2460	60	1770	22	/
	QY250-13/32	3248	850	140/	140	1660	1300～3200	2040	2850	10	2050	23	64/
四柱式	ZY400-18/38	3680	1350	/300	230	1853	1800～3800	2430	3250	350	2310	−8	/−3
	ZY28	3536	1350	/300	210	1869	1450～2900	2010	2320	0	2215	−12	/−5
	BC520-25/47	3865	1420	/370	150	1783	2500～4500	2800	2390	300	2000	−9	/−3
备注		表中各符号含义参见文中公式说明及图4-3、图4-4所示											

$$q_{ym}=2\times(1846.3+57.6)\div(3\times0.3\times1.5)\times10^{-3}$$
$$=2.811\text{MPa}$$

即$q_{ym}<3.2$MPa，因此按上述公式计算，QY200-14/31型掩护式支架一般可适用于Ⅰ类底板。

2）四柱式ZY400-18/38型支撑掩护支架

工作条件为：$P_1=P_2=172P_H=2000$kN，$f=0$，$H=2.43$m，$G=113.83$kN，$B=1.5$m，应用表4-7的数据，由(4-6)式得：

$$R_y=[2000\times3.25\times\cos(-8°)+2000\times3.25\times\cos(-3°)+(0.35-0.23)\times2000\times(\sin(-8°)+\sin(-3°))]\div3.25=3963.65\text{kN}$$

由(4-7)式得：

$$X_d=[2000\times(1.35+0.3)\times\cos(-8°)+2000\times0.3\times\cos(-3°)]\div3963.65=0.976\text{m}$$

由(4-3)式得：

$$X_G=3.68-0.976-2.31=0.395\text{m}$$

因为 $X_G<\frac{1}{3}L_G(=1.853\div3=0.618(\text{m}))$，所以用(4-4)式得：

$$q_{ym}=2\times(3963.65+113.83)\div0.395+1.5\times10^{-3}=4.588(\text{MPa})$$

即$3.0<q_{ym}<6.0$(MPa)，因此按上述公式算，ZY400-18/38型支撑掩护支架一般可适用于Ⅱ类底板。

第三节　单体支柱工作面支护参数的合理选择

单体支柱底座型式和尺寸的选择必须在回采工作面矿压观测的基础上，根据顶板类级、底板类别，特别是实测顶板载荷及底板抗压入强度进行选择计算。

一、对单体支柱底座面积的计算和选择

1）根据本煤层或回采工作面的实测支柱载荷平均值P_c与底板容许比压q_c，按下式计算支柱必需的底座面积F_{min}：

$$F_{min} \geqslant \frac{P_C}{q_C} \tag{4-8}$$

如果已知工作面平均支护强度p_C及支柱支护面积S_O，则可按下式计算底座面积F_{min}：

$$F_{min} \geqslant \frac{p_C \cdot F_O}{q_C} \tag{4-9}$$

2）在有明显或强烈周期来压的工作面，支柱载荷平均值应按非周期来压时的平均值乘动载系数k_d计算。一般，对于Ⅰ级老顶可取$k_d=1.2\sim1.3$；Ⅱ级老顶取$k_d=1.4\sim1.6$；

3）对于无矿压实测数据，但已知顶板与底板类级的工作面，可参考表4-8进行选择。

二、单体支柱底座对底板比压的计算

（一）无周期来压的工作面

1）工作面实测平均支护强度p_C(kN/m²)。

从底座选型的要求出发，p_C可由下列观测值按下式计算：

$$p_C = \frac{\sum_{i=1}^{M}\sum_{j=1}^{N}(P_{01j}+P_{02j}+P_{03j}+P_{m1j}+P_{m2j}+P_{m3j})}{M \cdot N \cdot L_3 b}$$

式中 M——观测循环数；

N——工作面测站数；

P_{01}、P_{02}、P_{03}——分别为测站支柱在第1，2，3排支柱的初荷载，kN；

P_{m1}、P_{m2}、P_{m3}——分别为测站支柱第1、2、3排支柱的末载荷，kN；

L_3——第3排支柱至煤壁的距离，m；

b——两排支柱之间的距离，m；

2）支柱平均载荷P_C，kN。

一般支柱平均载荷P_C按下式计算：

$$P_C = p_C \cdot S_O$$

式中 S_O——工作面平均支护面积，m²/柱。

表 4-8 适应底板类别对单体支柱底座尺寸、型式的设计要求

底板类别		I级老顶			II级老顶			III级老顶		
代号	容许比压 q_c(MPa)	面积 F_{min}(cm)	直径 d_{min}(cm)	型式	面积 F_{min}(cm)	直径 d_{min}(cm)	型式	面积 F_{min}(cm)	直径 d_{min}(cm)	型式
I	<3.0	>500	>25.3	分离式	>600	>27.6	分离式	>700	>29.9	分离式
II	3.0～6.0	500～250	25.3～17.8	分离式	600～300	27.6～19.5	分离式	700～350	29.9～21.1	分离式
IIIa	6.0～9.7	250～154	17.8～14.0	装配式	300～250	19.5～17.8	分离式	350～250	21.1～17.8	分离式
					250～185	17.8～15.3	装配式	250～216	17.8～16.6	装配式
IIIb	9.7～161	154～93.3	14.0～10.9	固定式	185～154	15.3～14.0	装配式	216～154	16.6～14.0	装配式
					154～112	14.0～11.9	固定式	154～131	14.0～12.9	固定式
IV	16.1～32	93.3～78.5	10.9～10.0	现有生产底座	112～95	11.9～11.0	固定式	131～110	12.9～11.8	固定式
V	>32	78.5～50.3	10.0～8.0	现有生产底座或小底座	95～60.8	11.0～8.8	现有生产底座	110～93.3	11.8～10.9	固定式
								93.3～70.9	10.9～9.5	现有生产底座

注：1. 本表是按1、2类直接顶板条件下制定的。对3类直接顶板可放宽要求，即相应的底座尺寸及型式可降低一级处理。例如，对I级老顶，3类直顶板，I类底板要求的底座面积可为500～250cm²，分离式底座。

2. 本表按工作面平均支护面积$F_0=1.2\times0.6=0.72m^2$/柱设计的。

3. 本表支柱载荷平均值Pc，对I级老顶按150kN计算；对II级老顶按180kN计算（动载系数为1.2）；对III级老顶按210kN计算（动载系数为1.4）。相应的工作面平均支护强度pc，对I级老顶按208.3kN/m²计算；对II级老顶按250kN/m²计算；对III级老顶按291.6kN/m²计算。

4. 对倾斜及急倾斜煤层回采工作面，应根据实测平均支护强度及底板抗压入强度计算所需的底座面积。

（二）有明显或强烈周期来压的工作面

1）平时支柱平均载荷P_c的计算与无周期来压的工作面相同。

2）来压期间支柱平均载荷P_c按下计算。

$$P_c = K_d \cdot p_c \cdot S_c$$

式中 K_d——老顶周期来压期间的平均动载系数。一般，对于Ⅱ级老顶可取$K_d=1.2\sim1.3$；Ⅲ级老顶取$K_d=1.4\sim1.6$。

三、现场使用效果举例

依据上述底板分类方案，针对徐州矿务局张小楼矿712工作面单体液压支柱钻底的情况设计了直径为300mm的分离式大底座，并在该工作面进行了穿铁柱鞋与不穿柱鞋的对比试验，试验结果见表4-9及图4-4-1。

表 4-9 徐州张小楼矿712面使用大底座的实际效果

比较项目	底座面积 $F(cm)^2$	平均初撑力 P_m (kN)	平均末阻力 R_m (kN)	工作阻力使用效率K (%)	底座下平均最大比压 q_m(MPa)	钻底量S_c(mm) 平时	钻底量S_c(mm) 来压	顶板下沉量S(mm) 平时	顶板下沉量S(mm) 来压
A 穿铁鞋	706.9	84.3	167.2	55.7	2.36	37.3	108	114	229.6
B 不穿鞋	109.3	38	83	27.7	7.59	169.9	330	211.14	430
A/B 比值	6.47	2.22	2.01	2.01	3.22	0.22	0.327	0.54	0.534

表 4-10 峰峰矿区不同柱鞋支护效果对比表

	木鞋区				铁鞋区			
控顶排	1	2	3	4	1	2	3	4
支柱载荷(kN)	50	55.9	82.4	78.4	92.2	138.4	173.5	117.7
支柱钻底量(mm)	0	100	320	904	0	52	78	110

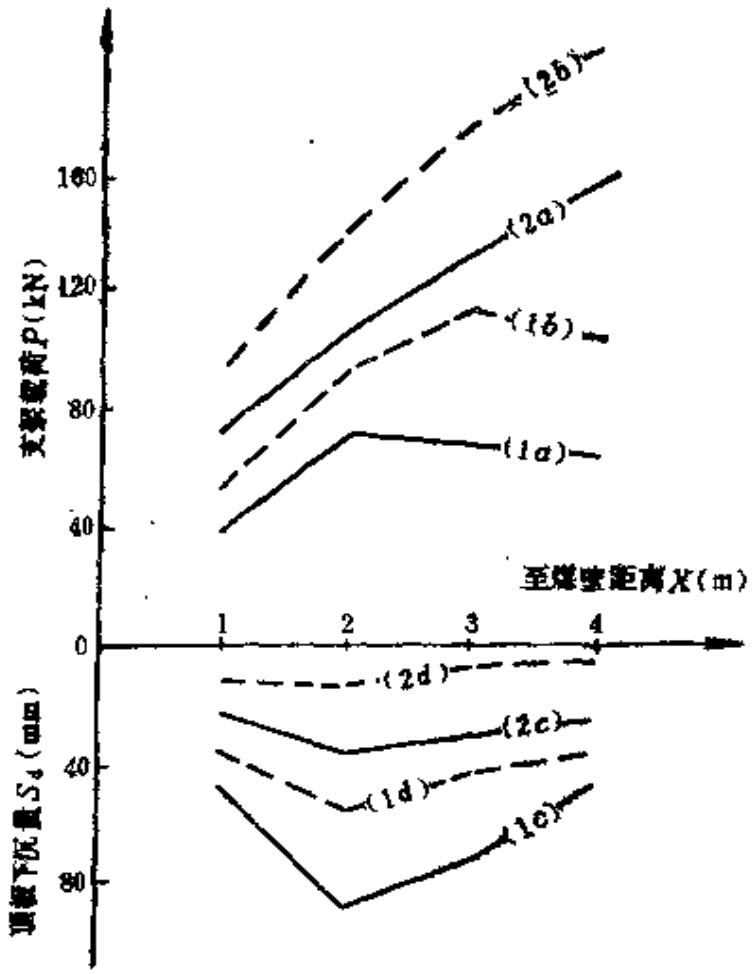


图 4-5 不同底座面积的支护效果比较
（徐州张小楼矿712工作面）

1—未穿鞋A底＝109.3cm；2—穿铁鞋A底=706.9cm；
a—平均值；b—最大值；c—顶板下沉；d—支柱钻底量

图4-5为各控顶排的支护效果（工作阻与支柱钻底量、顶板下沉量之间的分布关系），由图可知，由于支柱穿铁柱鞋后，底座面积比不穿鞋时增大了36.47倍，平均的最大底板比压为2.365MPa，小于Ⅰ类（极软）底板的容许比压（3.0MPa），因此从支设第一排支柱开始至第四排，支柱的钻底量得到控制，每排平均钻底量为9.325mm，四排累计钻底量为37.3mm（见图4-42b）。从而使工作面顶板下沉得到明显的改善，见图4-42a，每排平均顶板下沉量为28.5mm，四排累计顶板下沉量为114mm；

并且使得每排支柱的工作阻力得到充分的发挥，第四排平均最大阻力为155kN是不穿柱鞋时（91kN）的1.7倍。

从表4-9可以看出支柱穿上大底座柱鞋后，工作面整体的支护效果：支柱平均初撑力为84.3kN，是不穿鞋时的2.22倍；支柱平均末阻力为167.2kN是不穿鞋时的201倍；支柱工作时底座下平均最大比压从原先未穿鞋时的7.59MPa降为2.36MPa，从而使得支柱钻底量由169.9mm降为37.3mm，顶板下沉量由211.14mm降为114mm，明显地改善了工作面顶板管理，提高了安全生产水平。

第四节　单体支柱工作面支柱钻底量简析

一、支柱钻底量观测

支柱钻底量多次用打桩量测法进行观测，即在支柱旁打入一短钢钎，以钢钎端头为基准点用毫米钢卷尺按时对活柱下段某刻度线进行量测（如图4-6所示）。一般工作面设2～3个测区，每测区平行于走向设3条测线，每测线上每控顶排支柱上设点进行测定。统计各控顶排的支柱钻底量及控顶累计钻底量，求其平均值与最大值，最后建立钻底量与支柱载荷、工作时间、顶板下沉量等方面的关系。表4-11为徐州钻底量观测统计汇总表。

表 4-11　按测定煤层统计的钻底量与底板极限比压值（徐州局）

测定煤层编号	在矿区赋存位置	控顶排钻底量(mm)					累计钻底量(mm)	每单排最大钻底量(mm)	底板极限比压值(MPa)
		Ⅰ排	Ⅱ排	Ⅲ排	Ⅳ排	Ⅴ排			
三层	东部	46.3	65.3	121.3	93.6	145.6	472.5	329.3	19.04
二层	西部	9.25	29.33	58	76.6		166.8	174	54.15
七层	西部	147.2	133.6	219.1	123.3	265	761.7	507	11.03

二、支柱钻底的影响因素分析

采场中单体支柱工作时是否发生钻入底板的现象，以及其钻

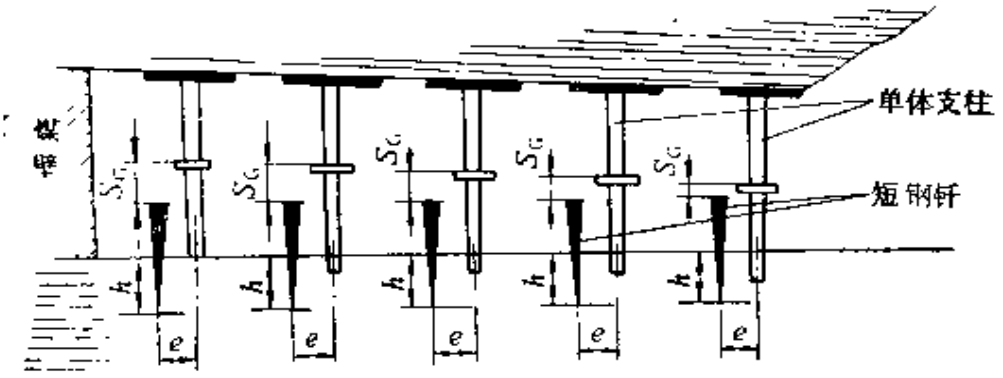


图 4-6 打桩量测底板压入量方法示意*

注：1.钢钎长度0.5～0.7m；2.钢钎埋深$h=0.3\sim0.5$m；3.钢钎桩至支柱间距$e=0.3$m；4.s为量测对象，即为支柱钻底量

入量的大小与许多因素有关。其中以下列因素为主：①采场顶板压力的大小与分布；②采场底板的承载能力；③支柱的性能与结构（特别是底座面积的大小）；④支柱的作用时间。

（一）采场顶板压力对支柱钻底的影响

作为产生支柱钻底的动力源，采场顶板压力对支柱钻底有重要影响。表4-12为大黄山煤矿342工作面对不同时期支柱钻底的测定结果。

表 4-12 不同时期各控顶排支柱钻底量统计

观测时间	动载系数 $P_{来压}/P_{平时}$	各控顶排支柱钻底量(mm)					累计钻底量 (mm)	与平时钻底量的比值
		Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	Ⅴ		
初次来压	1.42	22.2	118	168.8	111	55.5	425.3	3.45
周期来压	1.31	10.6	48.6	67.7	49	15.5	191.4	1.39
平　时		7.8	39.7	33.3	30.8	26	137.6	1.0

由表4-12可以明显看出，在同样的底板条件下（页岩），平时支柱平均累计钻底量为137.6mm，而在初次来压（动载系数为1.42）时却高达475.3mm，在周期来压（动载系数为1.31）时为191.4。因此在制定顶、底板控制措施时，必须充分考虑顶板

来压对支柱钻底的影响。此外，各控顶排支柱钻底量的不均匀性，表明工作面上分布不均的顶板载荷对支柱钻底的影响程度。在这里以第三控顶排所受影响最大，产生的钻底量亦最大。

（二）底板岩层的承载能力对支柱钻底的影响

底板岩层的承载能力是决定是否发生支柱钻底的关键因素。它的大小不但为底板本身岩性和结构所决定，还受到采场采动着的围岩应力分布，以及水的侵蚀等环境因素的重大影响。支柱钻底的产生就是因为顶板通过支柱对底板作用的压力超过底板的承载能力所致。

表4-13为徐州矿区观测的按底板岩性统计的支柱钻底量与底板极限比压值。

表 4-13 支柱钻底量与底板极限比压值

底板岩性	矿名及工作面编号	支柱累计钻底量(mm)		底板极限比压值(MPa)	
		测量值	平均值	测量值	平均值
煤	大黄山 348	315	401.5	3.5	3.9
	权台 3114	488		4.3	
泥页岩	义安 7108	414.5	547.6	4.5	4.5
		680.7		4.5	
页岩	夹河 2413	254.5	207.4	21.6	20.8
	大黄山 342	112.7		24.3	
	权台 3143	240.3		15.5	
	夹河 7613	222.0		21.6	

由表4-13可知，像煤和泥页岩等软岩层的承载能力较小（其底板极限比压值分别为3.9MPa和4.5MPa），支柱钻底现象就较严重（支柱累计钻底量可高达547.6mm）。反之较硬的岩层承载能力较大，支柱钻底量就较小（页岩的极限比压值为20.8MPa，此处的支柱累计钻底量为207.4mm，是泥页岩的一半）。

（三）支柱的性能与结构对支柱钻底的影响

这是一项便于人为掌握的影响因素。从式(4-8)与式（4-9）中显然看出在同样的顶、底板条件下，加大支柱密度或增加支柱底座面积均能改善支柱与底板的接触状况，使得产生的底板比压值小于容许比压值，从而减少或消除支柱钻底现象的产生。即须使：

$$q=\frac{P}{F}<q_c$$

$$\therefore \quad F>P/q_c$$

式中 q——支柱对底板产生的比压值，MPa；

q_c——底板容许比压值，MPa；

P——支柱额定工作阻力，MN；

F——支柱底座面积，m^2。

但是支柱密度如果过大，则使采场工作空间大大减小，必将影响工人的操作，降低生产效率，因而是不经济的。

（四）支柱的作用用时间对支柱钻底的影响

观测统计结果表明：支柱的工作时间（指在一个循环内）越长，支柱钻底现象越严重。图3-5-2为在义安矿2104普采工作面钻底量测定中对第二控顶排上的钻底量S_G与其持续工作时间t的统计关系，可用以下回归公式表达：

$$S_G=82.27e^{0.05t}$$

式中 t——支柱工作时间，min。

因此要从生产管理上减小支柱钻底量，加快工作面循环推进度也是有效途径之一。

三、支柱钻底对支护效果的影响

实测结果表明，支柱钻底是防碍支柱工作阻力发挥的重要因素。特别对软岩底板，由于钻底量的增大，限制了支柱工作阻力的发挥，降低了支柱的支护效率，造成支护效果差，顶板下沉量增大，生产管理困难的恶劣后果。

表4-14为大黄山矿342工作面支柱钻底对支护效果的影响。

由表4-14可知，前期由于底板（煤）较软，支柱钻底量大

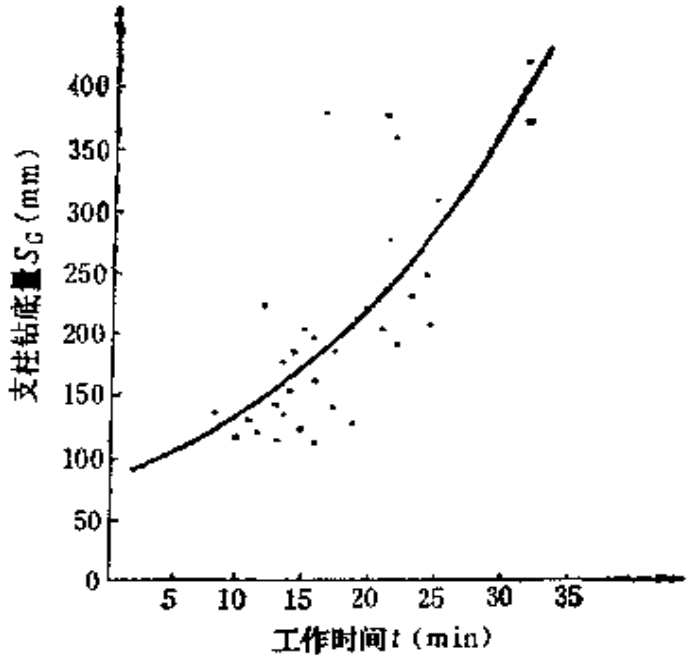


图 4-7　义安2104普采面第二排支柱钻底量与时间的关系

表 4-14　大黄山矿342面支柱钻底对支护效果的影响

观测期	底板岩性	支柱累计钻底量(mm)				支柱工作阻力(kN/根)		支护效率(%)
		平时		来压				
		平均	最大	平均	最大	平均	最大	
前期	煤	409.9	444.9	415.4	446.6	37	58	14.0
后期	页岩	137.6	153.8	138.7	160.6	41	74.4	16.0

注：工作面支护形式为一梁一柱，采用HZWA-2300微增阻金属支柱和HDJA-1000铰接金属顶梁。

支柱额定工作阻力为350kN

（达409.9mm）致使支护效率只有14.0%。而后期由于底板（页岩）变得较硬，支柱钻底量减小（为137.6mm），才使支护效率提高到16.0%。

图4-8为大黄山矿342面实测统计的工作面上支柱工作阻力与支柱钻底量分布图。由图可看出，支柱钻底对发挥工作阻力的巨

大影响。由于前期底板软，支柱钻底量（超过400mm，见曲线①与(3A))大于后期较硬底板(小于200mm,见曲线②与(3B))，使得前期支柱工作阻力普遍低于后期。又由于本工作面底板均偏软，支柱钻底的结果使得支柱工作阻力在远未达到额定值前就停滞在某一低值区（这里为30～50kN/根)。支柱工作阻力的缓慢上升或停滞，均使得对顶板支撑不力，对顶板支护，生产管理均产生恶劣影响。

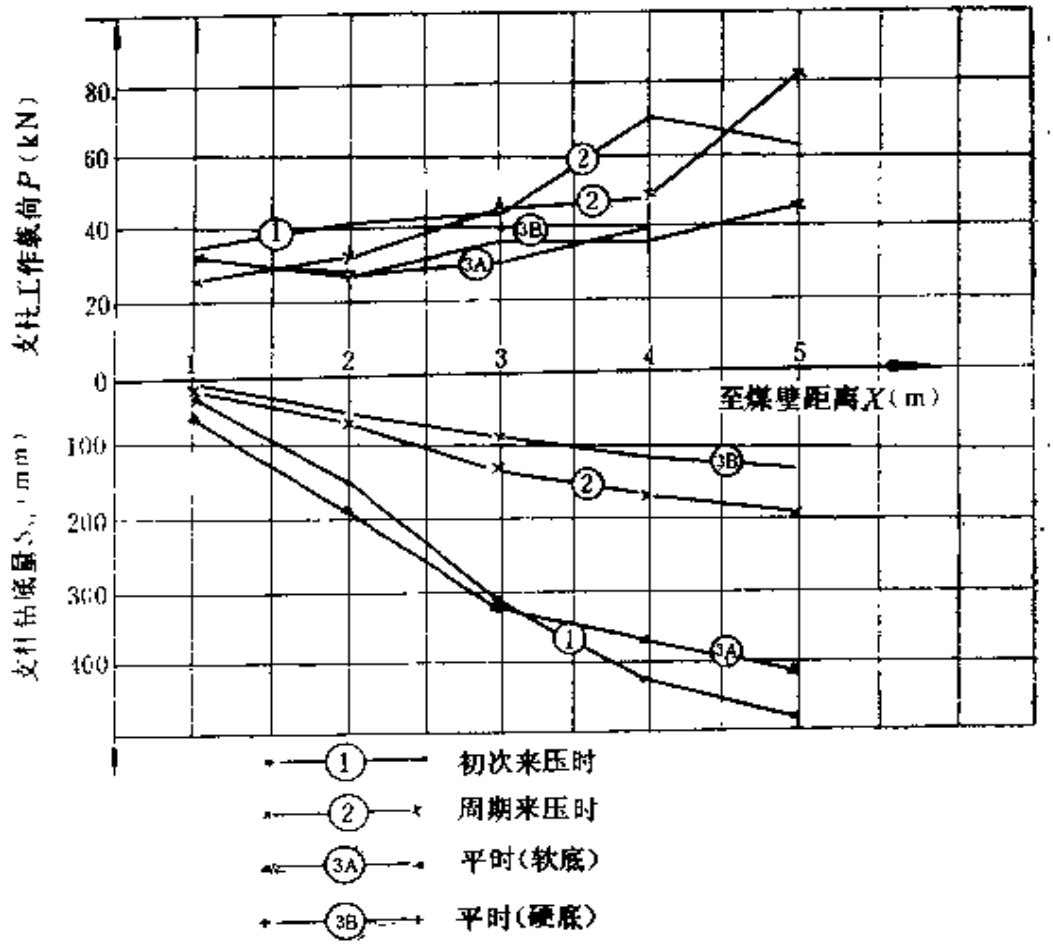


图 4-8 大黄山矿342工作面上支柱工作阻力与支柱钻底量分布图

四、支柱钻底与顶板下沉的关系

众所周知，工作面顶板下沉量S_d是由顶板早期（未支护时）

下沉量S_0、支柱（活柱）下缩量S_Z、顶梁背板与碎岩的压缩量S_T和支柱钻底量S_G所构成（如图4-9所示），用以下公式表示。

$$S = S_0 + S_Z + S_T + S_G$$

式中 S——顶板下沉量，mm；

S_0——顶板早期下沉量，mm；

S_Z——支柱（活柱）下缩量，mm；

S_T——顶梁背板与碎岩的压缩量，mm；

S_G——支柱钻底量，mm。

在循环开始及时进行支护，可尽量减小顶板早期下沉量使$S_0 \approx 0$。如果此时顶、底板条件好，不用木背板，而且支柱工作阻力未超过顶、底板的承载能力，即可认为$S_T \approx S_G \approx 0$。则此时顶板下沉量完全由支柱（活柱）下缩量所决定$S \approx S_Z$，这表明此时支护阻力与顶板下沉相适应，支护效果最佳，为理想状态。否则，如果$S_T + S_G \gg 0$，造成$S \gg S_Z$，支护效果差。表明支护管理上存在不合理因素，支护阻力偏低。

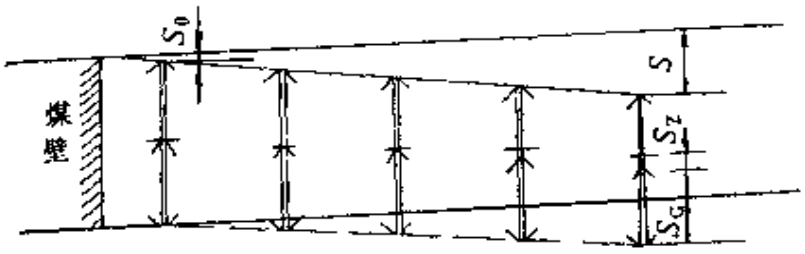


图 4-9 顶板下沉的构成示意图

表4-15为大黄山矿342工作面顶板下沉、活柱下缩及支柱钻底的统计关系。由此表可以看出，在同样的支护条件，不同的底板岩层上述三种测定量之间的关系。当底板岩层较软时（煤底），活柱下缩量仅占顶板下沉量的2.36%，而支柱钻底量占80.01%。由于钻底严重，造成支护效果极差（其平均支柱工作阻力为37kN/根，支护效率为14%），顶板下沉量很大（高达490.86mm），顶板管理因条件恶化而困难重重。当底板岩层较硬时（页岩），活

表 4-15 大黄山342面顶板下沉、活柱下缩及支柱钻底的统计

底板岩性	测定量	各控顶排的平均值(mm)					累计值 (mm)	与S的比值 (%)
		1	2	3	4	5		
煤（较软）	活柱下缩S_Z	3.25	1.6	2.15	3.2	1.4	11.6	2.36
	支柱钻底ΔS_D	31.65	112.1	128.85	70.55	49.6	392.75	80.01
	顶板下沉S	47.56	138.28	164.22	84.5	56.3	490.86	100.0
页岩（较软）	活柱下缩S_Z	2.56	4.81	6.28	4.88	1.5	20.03	8.78
	支柱钻底ΔS_D	7.11	31.27	35.61	24.17	14.63	112.29	49.4
	顶板下沉S	22.89	70.61	59.2	44.3	31.17	228.17	100.0

柱下缩量占顶板下沉量的8.78%，支柱钻底量减小为占顶板下沉量的49.4%，此时支护效果较好（支柱工作阻力有所发挥，已增长到41kN/根，支护效率为16%），顶板下沉量减小到228.17mm顶、底板状况已得到改善，生产管理也比前期（煤底时期）顺利得多。因此，在软岩底板条件下，改善底板控制，严格限制支柱钻底，是改善工作面岩层控制的技术关键。

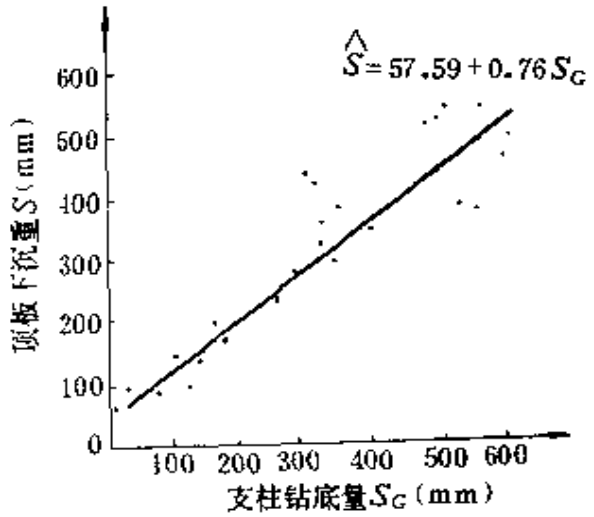


图 4-10 徐州义安2104工作面顶板下沉与支柱钻底关系

图4-16是徐州义安矿2104工作面顶板下沉与支柱压入底板量的统计关系。由此可建立以下回归公式：

$$\hat{S}=57.6+0.76\cdot S_D$$

式中 $\hat{S}$——顶板下沉估计值，mm；

S_D——支柱钻底量，mm。

此公式可用于类似条件下，由支柱压入底板量估算顶板下沉量。

五、底板压入量的预计

根据极限比压值及抗压入刚度，可以按下式预计支柱初期压入底底量。

1）达到极限比压q_{m1}时的底板垂直变形量：

$$h_1=q_{m1}/(k_1\pm S_{K1})$$

式中 k_1——为第一刚度；

S_{k1}——为均方差

2）达到容许比压q_{C1}时的底板垂直变形量：

$$h_{1C}=q_C/(K_1\pm S_{K1})\quad \text{mm}$$

3）达到第二极限比压q_{m2}时的底板压入量：

$$h_2=q_{m1}/K_1+(q_{m2}-q_{m1})/K_2$$

式中 K_2——第二刚度

4）达到第二容许比压q_{c2}时的底板压入量：

$$h_{2C}=\frac{q_{m1}}{k_1}+\frac{q_{C2}-q_{m1}}{k_2}$$

由于k_2远小于k_1，达到 $_{m2}$时的底板压入量h_2将显著大于 h_1，因此，一般应以容许比压q_{C1}及第一极限比压q_{m1}作为支柱底座选择的依据。

表4-16为徐州矿区主采煤层测定结果及其底板破坏前预计压入深度。从表中可以看出，底板抗压入刚度很低的泥页岩和煤，以及部分页岩，破坏前的压入深度可达11～40.5mm。是一个很可观的数字。

表 4-16　徐州矿区主采煤层极限比压与容许比压

煤层别	底板岩性	极限比压				容许比压		破坏前预计压入深度 (mm)	统计采面数
		q_{m1} (MPa)	K_{m1} (MPa/mm)	q_{m^n} (MPa)	K_{m2} (MPa/mm)	q_{et} (MPa)	q_{e^n} (MPa)		
一层煤	煤	11.6 ±5.41	0.286 ±0.214			8.7		40.5	3
	页岩	8.65 ±1.214	0.48 0.234			6.4		17.8	3
二层煤	页岩	1.82 ±8.76	1.53 ±0.92			13.6		11.9	5
	砂页岩	56.14	67.4	64.15	1.41	42.1	48.1	8.3	3
三层煤	煤	7.56 ±5.69	0.42 ±0.35			5.7		18.0	5
	页岩	20.1 ±6.36	1.87 ±1.26			15.1		10.8	5
	泥页岩	2.61 ±2.04	0.22 ±0.15			2.0		11.9	1
十层煤	砂页岩	52.63 ±24.1	6.57 ±0.31			39.5		8.0	5
	煤	7.75 ±0.68	0.42 ±0.029			5.75		18.8	2
	泥页岩	6.6 ±1.27	0.29 ±0.15			4.95		27.5	3
九层煤	砂页岩	34.8 ±18.75	2.55 ±1.76	36.6 ±20.4	0.72 ±0.66	26.1	27.5	13.7	3
	页岩	5.87 ±0.68	0.14 ±0.05			4.4		41.9	1
	煤	11.6 ±1.03	0.95 ±0.64			8.25		11.6	1

六、单体支柱大底座结构型式

如能源部文件(能源技〔1989〕819)所规定，针对我国煤矿不同的底板类型，应发展和使用相应结构型式的大底座。一般来说，Ⅰ、Ⅱ类底板即极松软和松软底板，应优先采用分离式大底座，$Ⅲ_a$类即极松软底板应采用装配式大底座。$Ⅲ_b$类则用生产系列底座。

早在50年代，德国煤矿已使用了生产系列大底座及装配式和分离式大底座，后者则用圆环链与螺栓固定在柱体上，如图4-11。

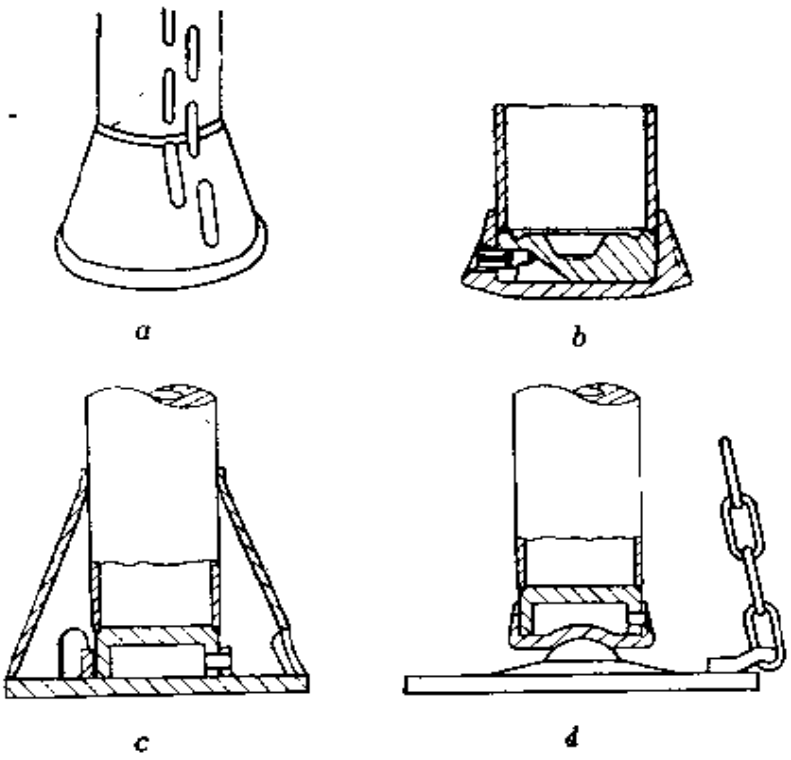


图 4-11　德国摩擦支柱使用的大底座结构型式

a—圆柱形固定式大底座；b、c—装配式大底座；d—可分离式大底座

波兰单体液压支柱主要采用不同直径的生产系列固定式底座。底座外径一般在ϕ134～160mm之间，见图4-11。在极松软底板下仍建议用更大的直径(ϕ200～405mm)。但未见到相应的

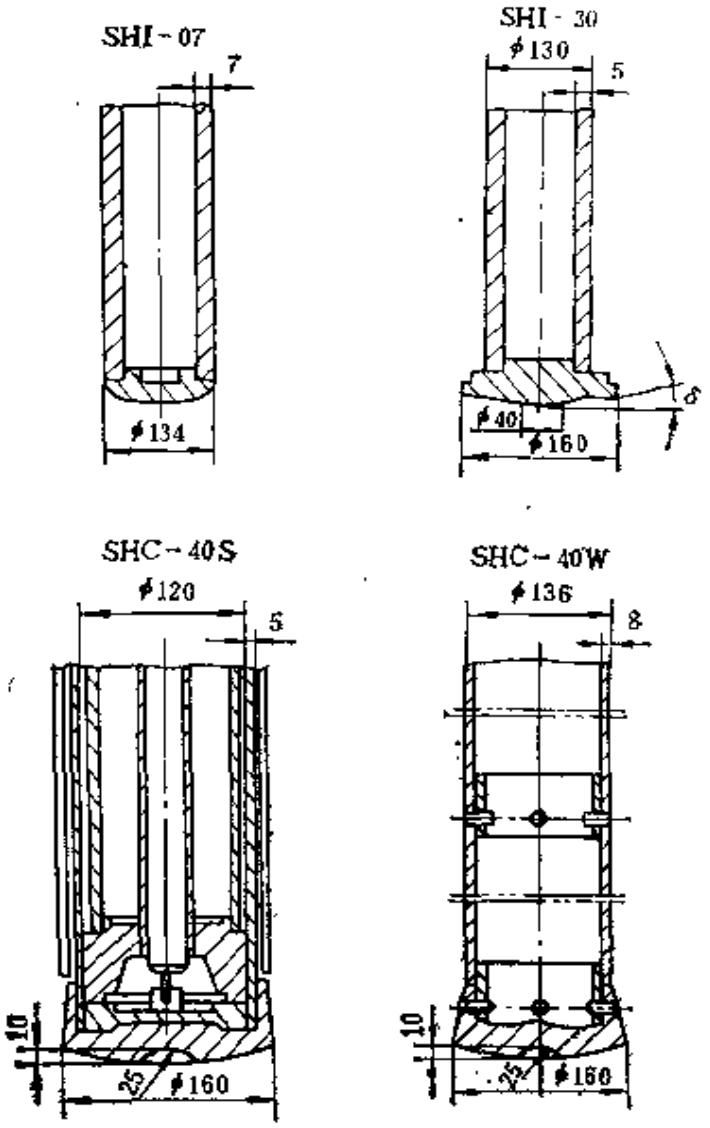


图 4-12　波兰单体液压支柱生产系列底座

结构图。

我国生产系列单体液压支柱的底座外径在φ120～160mm之间。但矿井实际只选用φ120一种。结果导致支柱严重压入现象。固定式底座的结构型式见图4-13。

装配式底座在我国尚未推广使用。北京开采所研制的MC尼龙装配式底座，与单体液压支柱可配套使用。重量仅1.8kg。底座外径可达200mm，或在250mm。但不宜更大。其外形照片见

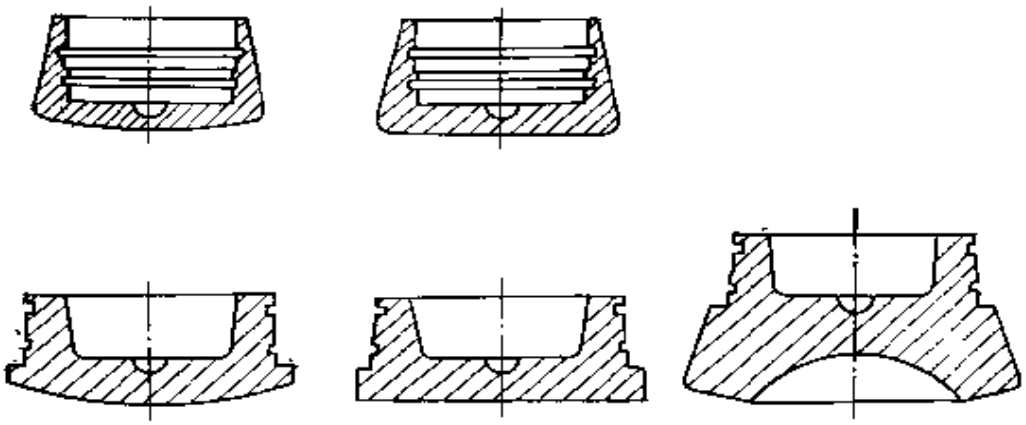


图 4-13　国产单体液压支柱固定式底座

图4-13。其结构特点是通过内衬套卡在支柱的凸出部上，而外套则用螺栓与支柱固定。由于重量增加很小，工人搬运不会有困难。

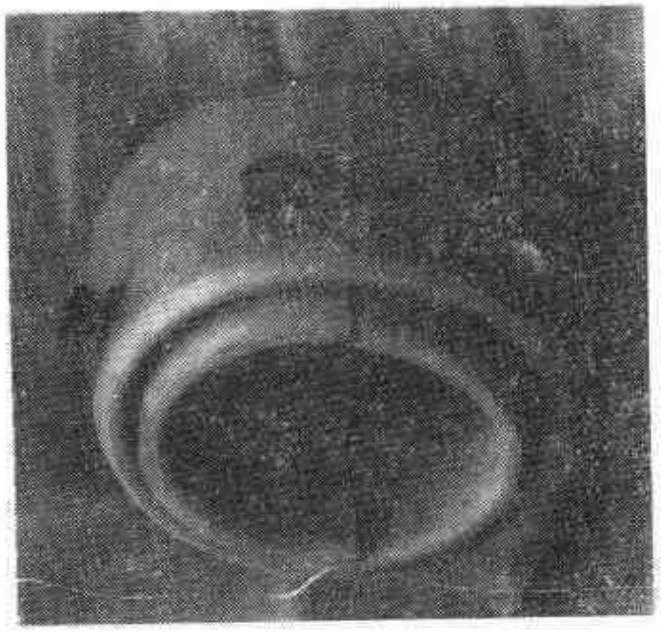


图 4-14　装配式尼龙大底座（北京开采所设计）

分离式大底座在很多矿使用。其中包括木制；非金属；轻金属及球墨铸铁、铸钢底座等。此类底座中，以球墨铸铁底座推广

使用效果较好。其承载能力可达60 t 。但重量较大。图4-15为几种型式的分离式底座。其中4-15 a 为铸铁底座；4-15 b 为非金属底座。

最有希望推广定型的是尼龙、玻璃钢或特种胶木的非金属底座。此类底座具有重量轻（一般2kg左右）；强度可满足使用要求（不低于支柱额定载荷），同时要求具有阻燃，抗静电特性，且应配有回柱链。

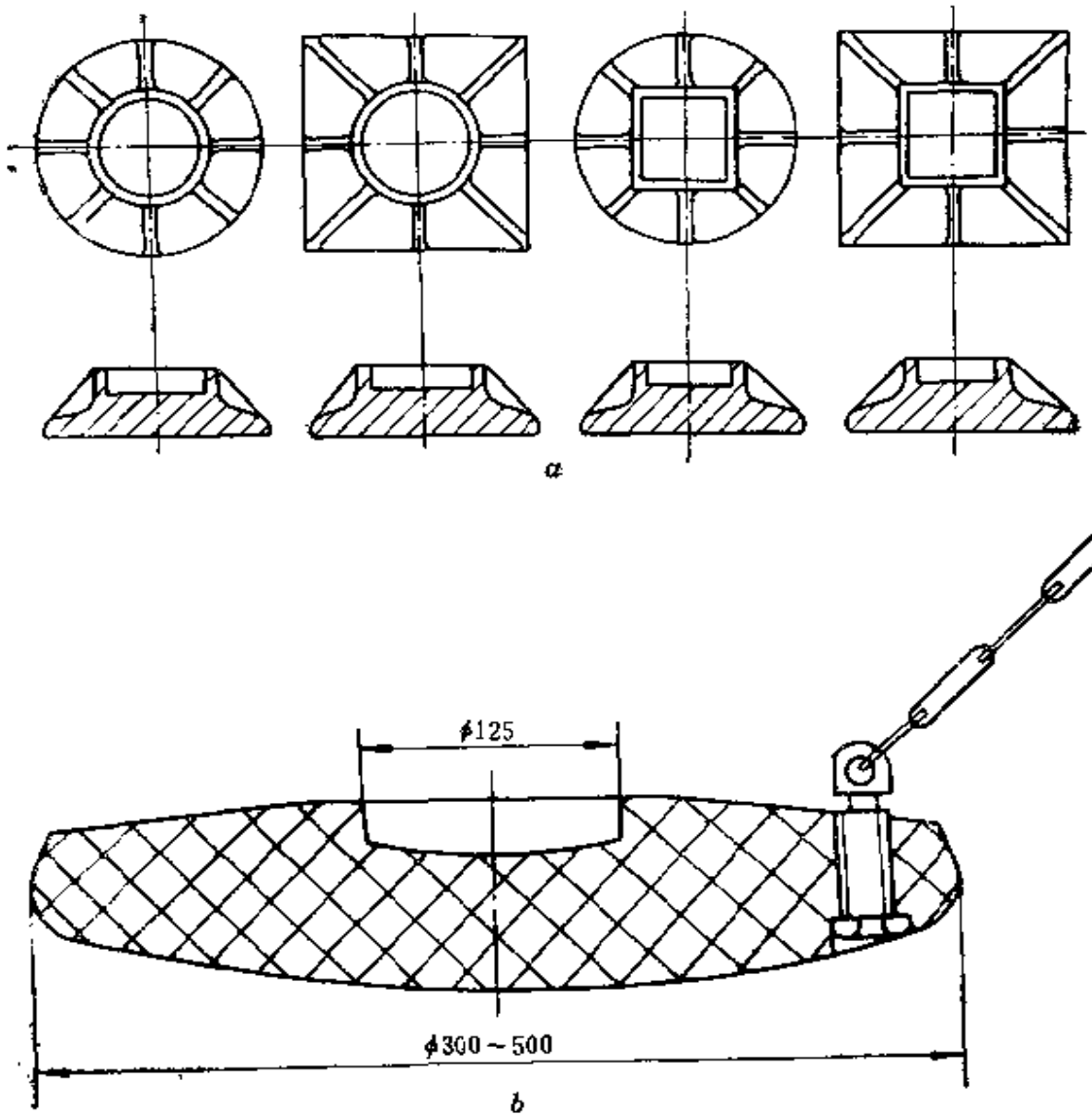


图 4-15　分离式大底座外形

a—铸铁底座；b—非金属底座

我国煤矿今后相当长的时间内仍将以单体支护为主，鉴于松软及较松软底板所占比重较大。必须大力研究各种性能优越、价格低廉、经久耐用、便检回收的大底座。以保证有效地控制工作面底板，进而改善工作面顶板状况。

第五章　支架与围岩力学相互作用合理工作点的确定及支护质量监测

支架与围岩力学相互作用特征所决定的控顶区顶板下沉量和支架阻力，即所谓支架与围岩力学相互作用工作点。工作面矿压控制的重要任务之一就是控制支架与围岩作用工作点，即使顶板下沉和支架阻力处于合理范围内，有利于改善顶板状况。本章将阐述以下问题：支架与围岩作用合理工作点的确定；单体工作面支护质量监测及顶板动态预测。

第一节　支架与围岩力学相互作用合理工作点的确定

一、支架阻力对顶板动态的影响

长壁工作面顶板控制的中心任务是限定顶板下沉量和破碎程度。而二者又是相互影响的。

1）当顶板下沉量超过其临界值时，顶板将发生断裂，滑移，破坏。而顶板破坏又影响着顶板下沉量的分布。

2）当下位岩层下沉量过大时，将会与上位岩层发生离层，进而形成多组薄层的柔性挠曲，加速顶板的下沉破坏。

3）机道上方的顶板离层下沉是导致控顶区顶板破坏的早期原因。

造成上述过量下沉及破坏的主要原因是支架阻力或刚度不足，而这往往又受到支柱压入底板的显著影响。

图5-1是苏联综采工作面通过深部基点观测，发现支架阻力与顶板动态的关系。

由图5-1可知，当支架阻力高于800kN/架时，顶板7m以内无明显离层发生，如图5-1a；当支架阻力为450kN/架时，有部分

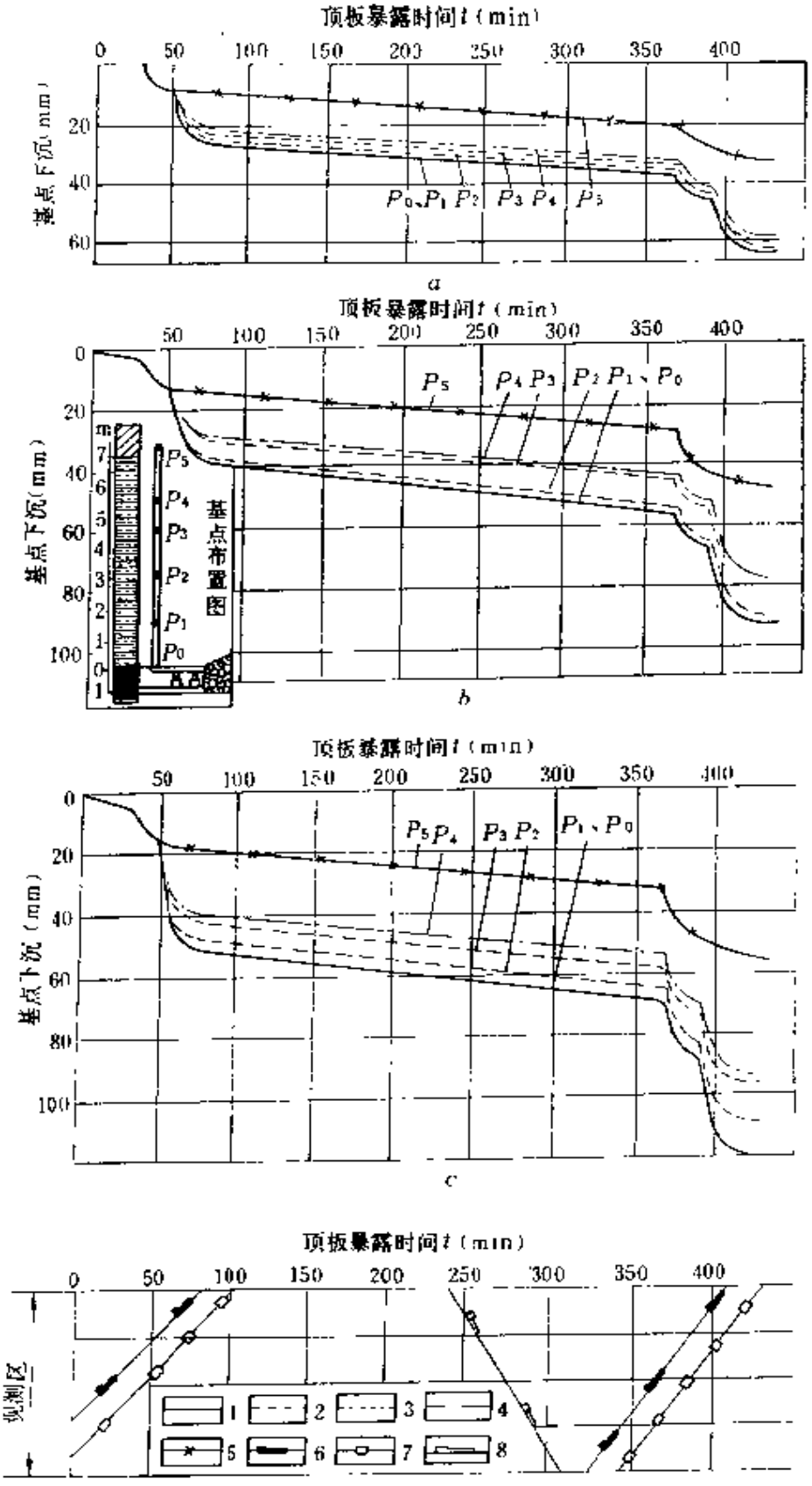


图 5-1 工作面深部基点观测的顶板下沉与阻力关系

离层发生，使岩层形成挠度不同的三层组如图5-1b；当支架阻力为370kN/架时，发生多组离层如图5-1c。

苏联学者还总结了支架阻力与顶板破坏特征的关系，见表5-1。统计结果表明，支架阻力大于300kN/m²时，顶板仅出现裂隙的频率占67%～85%，而阻力小于200kN/m²时，顶板出现错动（台阶式下沉）的频率达5%～48%，顶板出现冒落的频率达27%～90%。

表 5-1 支架阻力与顶板破坏特征

支架阻力(kN/m²)		>300	300～200	<200	>300	300～200	<200	>300	300～200	<200
顶板破坏类型及破坏程度(%)		裂隙（无错动）			错动(台阶式下沉)			冒落		
矿名	"苏兵廿一大"矿	79	50	13	4	4	48	17	46	39
	"腊谬斯卡娅"矿	69	98	0		3	10	31	49	90
	"北鲁图斯卡娅"矿	85	80	39	8	2	34	7	18	27
	"共产主义旗帜"矿	67	63		25	17		8	20	
	"达利耶夫斯卡娅"矿	85	80	68	3	3	5	12	17	27

长壁工作面平面有限元模型计算结果表明，包括支架阻力及采空区矸石支承能力在内的综合弹性模数对顶板动态有显著影响。如图5-2。

可以看出，当综合弹性模数大于3000kN/m²时，顶板下沉很小，而当该值小于或等于10000kN/m²时，下沉量急剧增大，特别是顶板有垂直裂隙时，沿裂隙的错动十分显著。

二、顶板挠度曲线的确定

国内外很多学者的研究表明，控顶区顶板下沉量与支护阻力呈近似双曲线或负指数曲线的关系。此曲线简称为顶板挠度曲线。而支护阻力又与支架与顶底板垫层形成的支撑系统抗压缩刚度密切相关。

（一）确定顶板挠度曲线的实测统计方法

事实上，回采工作面常规矿压观测的资料，包含着很多重要

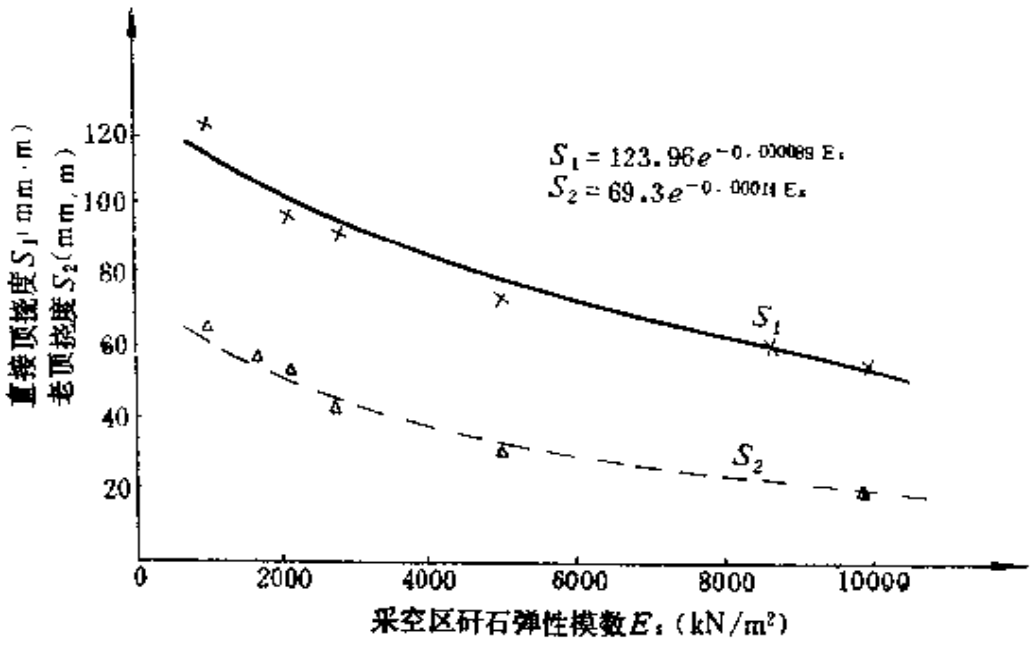


图 5-2　采空区顶板位移与支承特性关系

信息：它既反映了顶板挠度特征，也包含有支架与顶板相互作用特征。因此，可对观测资料进行统计分析，建立顶板下沉与支架阻力的回归公式。具体做法是：

1）将矿压观测数据中顶板下沉 S 与支护阻力 P 的数据，按观测循环分组，形成数组(P_i，S_i)。

2）剔除异常值：所得数据应能反映支架与围岩整体相互作用的特征值。因此，应剔除如下的异常值：如果某排支架的载荷小于前一排（靠近煤壁更近的一排）的值，则该处的P_i，S_i值应舍去，一般意味着该处顶板发生了破碎。

3）通常取末前排柱的(P_i，S_i)数据按下式换算成支护强度 p_{1i}和每米推进度顶板下沉量S_{1i}，形成数组(p_{1i}，S_{1i})。

$$p_{1i}=\frac{P_i}{d\cdot l_1},\ \mathrm{kN/m^2}$$

$$S_{1i}=\frac{S_i}{l_1},\ \mathrm{mm/m}$$

式中 P_i——支护阻力，kN/架；

S_i——顶板下沉量，mm；

d——柱间距，m；

l_1——未前排柱至煤壁的距离，m。

4）在剔除异常值后，按下列(5-1)式对数组（p_{1i}，S_{1i}）进行回归运算：

$$\hat{S}_1 = a_1 + \frac{b_1}{p_1} \tag{5-1}$$

待定常数a_1，b_1按下式求得：

$$b = \frac{\Sigma\left(S_{1i} \cdot \frac{1}{p_{1i}}\right) - n\left(\overline{S_1} \cdot \frac{1}{\overline{p_1}}\right)}{\Sigma\left(\frac{1}{p_{1i}}\right)^2 - n\left(\frac{1}{\overline{p_1}}\right)^2}$$

$$a_1 = n \cdot \overline{S_1} - b \cdot \frac{1}{\overline{p_1}}$$

式中 n——观测循环数；

p_{1i}——支护强度观测折算值；

S_{1i}——每米推进度顶板下沉量观测折算值。

所得回归方程应进行相关性检验：

$$R_{计} = \frac{S_{xy}}{\sqrt{S_{xx} \cdot S_{yy}}} > R_{表}$$

其中 $$S_{xy} = \Sigma \frac{S_{1i}}{P_{1i}} - \frac{1}{n}\left(\Sigma \frac{1}{P_{1i}}\right) \cdot (\Sigma S_{1i})$$

$$S_{xx} = \Sigma \left(\frac{1}{P_{1i}}\right)^2 - \frac{1}{n}\left(\Sigma \frac{1}{P_{1i}}\right)^2$$

$$S_{yy} = \Sigma (S_{1i})^2 - \frac{1}{n}(\Sigma S_{1i})^2$$

$R_{表}$为相关系数检验表中的R值，通常取显著性水平$a=0.05$。

如果$R_{计}>R_{表}$，则认为该回归公式是高度显著的。

5）对回归方程进行数学处理。对于曲线$S_1=a_1+\frac{b_1}{p_1}$，其最大曲率点及参数等速率变化点的支护强度值即为相应点的临界支护强度值。在数值上它们均可按下式计算求得：

$$p_{KK}=p_{KV}=\sqrt{b_1}$$

式中 p_{KK}——最大曲率点的临界支护强度值；

p_{KV}——等速率变化点的临界支护强度值；

b_1——回归曲线公式的常数b_1。

如果按全控顶宽度累积下沉量S与平均支护强度p计算所建立的回归方程及求得的临界支护强度值如下列公式所示：

$$\hat{S}=a+\frac{b}{\hat{p}}$$

$$p_{KK}=p_{KV}=\sqrt{b}$$

对于新汶矿区9个工作面的计算结果见表5-2。

注意，按末前排数据进行统计计算时，必须考虑载荷不均匀系数，此时，临界支护强度按下式计算：

$$q_{KK}=c\cdot p_{KK}\cdot\frac{N}{L_s\cdot d},\ \mathrm{KN/m^2} \qquad (5\text{-}2)$$

式中 c——载荷不均匀系数，$c=\frac{p_c}{p_M}$；

p_c——工作面平均阻力

p_M——计算位态方程时所选的观测排的平均阻力。

p_{KK}——与最大曲率对应的临界阻力，kN；

N——最大控顶排内的支柱数，个；

L_S——控顶宽度，m；

d——柱间距，m。

临界阻力的计算举例：

表 5-2　新汶矿区临界阻力初步计算结果

矿工作面	P—S回归公式*	P—S_1回归公式*	支护面积 (m×m)	直接法 q_K (kN/m²)	间接法 S_K (mm)	间接法 q_K (kN/m²)	$\frac{q_K}{r \cdot M}$	$\frac{h_1}{M}$
泉沟21303	$S=42.5+\frac{531.2}{P}$	$S_1=11.2+\frac{1398}{P}$	0.5×1.0	148	18.6	246	3.55	3
良庄2208	$S=57+\frac{115.4}{P}$	$S_1=15.83+\frac{320.5}{P}$	0.8×0.6	272	44.3	171	4.74	2.4
潘西6191	$S=46.7+\frac{504.4}{P}$	$S_1=12+\frac{129.3}{P}$	0.6×0.8	260	22.2	291	3.7	7.4
孙村1214上层	$S=86.5+\frac{418.9}{P}$	$S_1=24+\frac{116.4}{P}$	0.8×0.8	121	31.3	179	4.85	2.9
孙村1417	$S=61.35+\frac{678.0}{P}$	$S_1=17.1+\frac{186.3}{P}$	0.8×0.8	144	29.4	164	3.21	7.2
汶南1906	$S=67.4+\frac{377.4}{P}$	$S_1=18.7+\frac{104.8}{P}$	0.6×0.8	145	22.6	182.5	4.83	2.5
汶南41102	$S=57.9+\frac{113.7}{P}$	$S_1=16+\frac{316.0}{P}$	0.7×0.8	282	34	284.4	6.28	10.5
鄂庄1405	$S=58.5+\frac{140.0}{P}$	$S_1=16.25+\frac{38.9}{P}$		130	21.6	151.2	2.36	2.9
南冶2102	$S=75.2+\frac{371.8}{P}$	$S_1=23.5+\frac{116.2}{P}$	0.6×0.8	245	28.8	497	5.76	5.08

* 这里统计回归计算时，取P的单位为tf/架，S的单位为mm，S_1的单位为mm/m

新汶矿务局泉沟矿21302工作面开采13号煤层，煤层1.45m，与14号层合采，平均采高2.0m。顶板为石灰岩，厚7m，坚硬难冒。其上为页岩，厚5m，底板为钙质砂岩。开采深度302m，工作面斜长55m，采用HZWA-2300型与HZWA-2600型两种支柱，柱距及排距各为1m，除第一排外均为对柱支护。共观测80循环，选第四排观测数据并剔除该排中载荷低于前一排的数据，进行回归计算这里统计计算时取P的单位tf/架。

1）临界阻力的直接计算法

2）将数据分组并剔除异常值，其结果见表5-3。

表 5-3　新汶矿务局泉沟矿21003工作面P-S分组

P (tf/架)	分组区间值	8～10	10～12	12～14	14～16	16～18	18～20	20～22	22～24	24～26	26～28	28～30	30～32	23～34	34～36	36～38	38～40	40～42
	分组中值	9	11	13	15	17	19	21	23	25	27	29	31	33	35	37	39	41
S (mm)	分组区间散点值	114.5	79	83.5 73.6 95.7		64.3 61.1	58.5 85.5 81 72.9	47 70 67.2 53 53.5 73.8	65 58	76.6 69.6	54.8 74.9	46 58.2 56	58.8 62.5 58.8 65.5	64			69	
	分组均值	114.5	79	84.3		62.9	74.3	60.8	61.5	73.1	64.9	53.4	61.4	64			69	

统计结果：平均值$\overline{S}=67.55$，方差值$S_x=14.36$，比值$\frac{S_x}{S}=0.212$

（2）按散点值进行回归计算得：

$S_{散}=44.4+506.5/P$，（$R=0.606$，$n=25$）

（3）按分组值进行回归计算得：

$S_{组}=42.45+531.2/P$，（$R=0.85$，$n=13$）

（4）以上两式除以第四排与煤壁距离3.8m，则得下列每米推进度下沉量S_1—P公式：

$$S_{I\text{最}}=11.68+133.29/P,\ \text{mm/m} \qquad (5\text{-}3)$$

$$S_{I\text{分组}}=11.2+139.8/P,\ \text{mm/m} \qquad (5\text{-}4)$$

(5-3)式与(5-4)式计算结果接近，取(5-4)式偏于安全。

（5）最大曲率点与等速变化点对应的自变量，即其相应点的临界阻力值按下式计算

$$P_{KK}=P_{KV}=\sqrt{b}=\sqrt{139.8}=11.82(\text{tf/架·m})$$

即 $P_{KK}=P_{KV}=118.2\text{kN/架·m}$

（6）临界支护强度按下式计算：

$$q_{KK}=c\cdot P_{KK}\cdot\frac{N}{L_S\cdot d},\ \text{kN/m}^2$$

式中 N——最大控顶距时，每排支柱数；

L_S——最大控顶距m；

d——每排柱距m；

c——载荷不均匀系数，$c=\frac{P_c}{P_M}$。

在本例中，$N=9$，$L_S=4.8$m，$d=1$m，$P_c=13.63$tf/柱(控顶区平均载荷)，$P_M=20.49$tf/柱（第四排平均值）

$$\therefore\quad q_{KK}=\frac{13.63}{20.49}\times 11.82\times\frac{9}{4.8\times 1}=14.74(\text{tf/m}^2)$$

$$=147.4(\text{kN/m}^2)$$

(5-4)式是按S_I的平均值进行回归计算建立的公式，考虑到S_I值的标准差，可建立与此S_I-P曲线相邻的$(S_I+S_x)-P$及$(S_I-S_x)-P$两条曲线，所得结果如图5-3。

2）临界阻力的间接计算法

（1）计算临界极限下沉量的统计平均值：从全部观测循环中第四控顶排的下沉量中选取这样的数据：该循环中第五排的支架载荷小于第四排说明第五排C顶架已破碎，第四排下沉量可视为临界下沉量)。

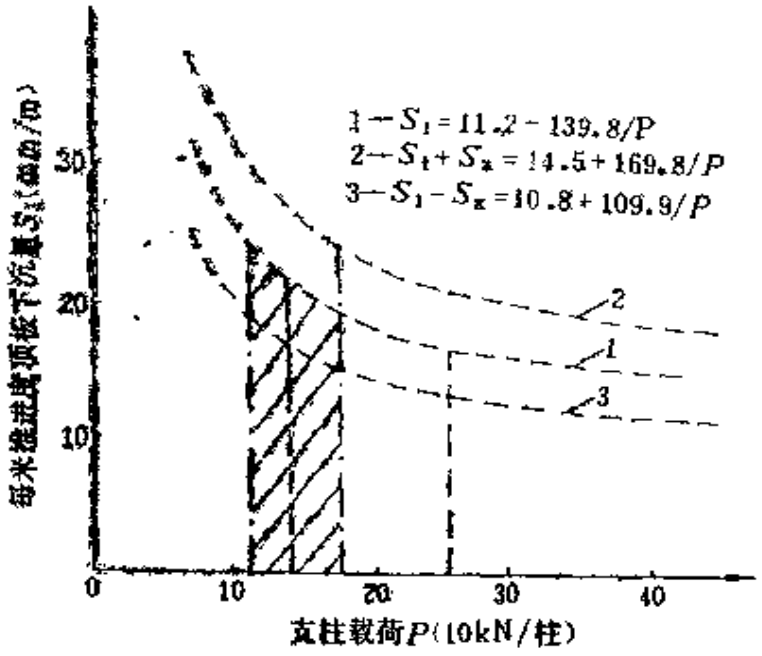


图 5-3 新汶泉沟矿21302S_1—P曲线

散点值S_{1i}	6.5	58.75	72.5	76.56	79	92.8	64.3	70.6	70.47
	54.8	69.6	86.5	46.2	53.2	69.8	72.9	86.5	46.2
	53	69.8	72.9	64.2	58.3	65.5			

统计计算得：下沉量$S_1=71\pm9.7$(mm)；

每米推进度下沉量 $S_{1i}=\dfrac{S_1}{l_1}=18.7\pm2.4$(mm/m)

上述临界下沉量是对25个观测值中剔除了5个最小值后取平均值并除以该排至煤壁的距离3.8m后取得的。

（2）将所得临界下沉量 $S_1\pm\Delta S_x=18.7\pm2.4$mm/m 代入回归方程(5-4)式或作图可得临界阻力值及其相应的支护强度。

临界阻力值是：$P_{K1}=141.2$KN/柱；$P_K=186.4$KN/柱

$P_{K2}=274$KN/m²

相应的支护强度是：

$q_{K1}=186KN/m^2$　$q_K=246KN/m^2$　$q_{K2}=362KN/m^2$

3）直接法和间接法的比较

由直接法和间接法得到的临界阻力及临界下沉量可以相互参照，作为临界值的选取依据，见表5-4。

表 5-4　皇沟矿21302工作面临界值

项　目	直接法			间接法		
	下限	中值	上限	下限	中值	上限
临界支护阻力(kN/m²)	138	147.4	163	186	246	362
临界下沉量(mm/m)	21.34	20.68	19.77	21.1	18.64	16.3
建议临界阻力(kN/m²)	150～250					

间接法计算结果一般偏高一些，因为临界下沉量取值有安全系数（如果某观测排值表明该处顶板破坏，则选取前一排的下沉量作为临界值）。

表5-2给出了新汶9个矿工作面支架与围岩作用动态曲线及临界阻力的初步计算结果。可以看出，对大部分工作面来说，两种方法结果差距不大，两者都可以作为支架临界阻力的选择区间。

4）计算结果分析

从支架与围岩相对平衡的力学关系出发，临界阻力大体相当于足以支撑充填采空区的直接顶岩重和老顶的部分附加载荷。

一般估计，直接顶垮落后的松散系数在1.15～1.5之间，因而充填采空区需要的厚度为2～6倍采高。超过此厚度的直接顶对支架载荷影响不大。如果直接顶厚度不足以充填采空区，则老顶将给支架（通过直接顶）以附加载荷。

表5-2中所列9个工作面的临界阻力相当于2.36～6.2倍采高岩重，平均为4.14±1.34倍采高岩重。这与松散系数1.25±0.06相当。当直接顶垮落厚度不足以充填采空区时，工作面临界阻力

则包括了老顶附加载荷的影响。计算双曲线的最大曲率点及等速变化点的解析方法

最大曲率点按公式：

$$K=\frac{\frac{d^2y}{dx^2}}{\left[1+\left(\frac{dy}{dx}\right)^2\right]^{3/2}}$$

取$\frac{d_K}{dx}=0$可求得最大曲率点对应的自变量。

对于双曲线 $y=a+\frac{b}{x}$

$$\frac{dy}{dx}=-b\cdot x^{-2} \qquad \frac{d^2y}{dx^2}=2b\cdot x^{-3}$$

$$K=\frac{2b\cdot x^{-3}}{(1+b^2\cdot x^{-4})^{3/2}}$$

$$\frac{d_K}{dx}=\frac{-6bx^{-4}-6b^3x^{-8}+12b^3x^{-8}}{(1+b^2x^{-4})^{5/2}}$$

当 $\frac{d_K}{dx}=0$时，则 $-6\cdot bx^{-4}+6b^3\cdot x^{-8}=0$

得 $$x=\sqrt{b}$$

因而对于双曲线 $S=a+\frac{b}{P}$

临界阻力 $$P_{KK}=\sqrt{b}$$

参数等速变化点：在双曲线或负指数曲线上可以找到这样的点，在该点自变量P和因变量S的变化速度相等。即$\frac{dS}{dP}=-1$

对于双曲线 $S=a+\frac{b}{P}$

$$\frac{dS}{dP}=-1 \qquad \text{即} -\frac{b}{P^2}=-1 \qquad P_{KV}=\sqrt{b}$$

考虑到单位支架阻力变化区间在100～300kN/m²，而顶板下沉量的有利幅度在100～150mm以内，因此，对于单体支架工作面，最大曲率点及等速率变化点均应对S_1-P(S_1——每米推进度下沉量，P——支护阻力KN/m²)进行计算，这样，S_1与P的变化区间相近。计算结果有更大的适应性和实际使用价值。

（二）顶板挠度曲线近似计算法

“给定变形”的顶板运动特征，对很多正常生产的工作面有代表性。在此条件下，顶板挠曲下沉-支架阻力曲线可以根据下列设想进行估计。

1．老顶或上位岩层形成的挠曲位移

如图5-4，当老顶或上位岩层在距煤壁L处形成最终下沉量S_L时，则在给定变形条件下，由上位岩层形成的控顶区累积下沉量为：

$$S=\frac{l_s}{L}\cdot S_L$$

而 $$S_L=M-h(K_c-1)$$

令 $$h=AM$$

则 $$S_L=M-AM(K_c-1)=M[1-A(K_c-1)]$$

因而 $$S=\frac{1-A_1(K_c-1)}{L}Ml_s$$

此处，K_c为稳定下沉区的垮落岩石松散系数。此值一般不超过1.2。根据开滦范各庄矿钻孔资料计算，$K_c=1.06\sim1.16$。

令 $$\eta_s=\frac{1-A_1(K_c-1)}{L}$$

则当$L=20$m　$A_1=2\sim3$，$K_c=1.1\sim1.2$时，由上位岩层或老顶形成的下沉率见表5-5。

显然，直接顶与采高的比值越大，或者最终松散系数越大，顶板下沉量越小。相反亦然。同样，上位岩层或老顶稳定下沉点距煤壁越远，顶板下沉量愈小。这是指给定变形的条件。

2．直接顶及老顶附加载荷形成的下沉位移

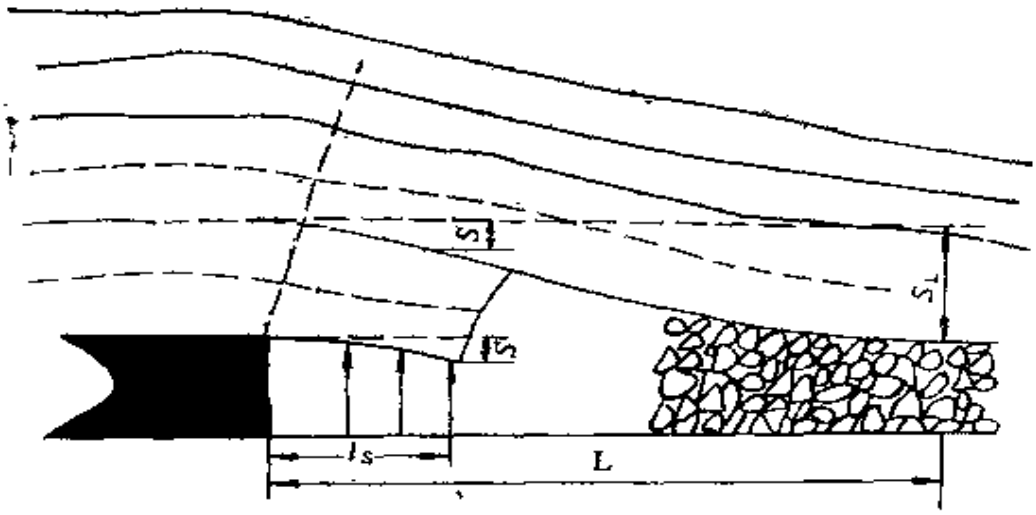


图 5-4　顶板下沉量估计图

表 5-5　顶板下沉率η_s估计

A_1	2		3	
K_c	1.1	1.2	1.1	1.2
η_S	0.04	0.03	0.035	0.02

这部分下沉可从两个方面分别加以讨论：

1）按牛顿第二定律。按牛顿第二定律$F=ma$及$S=\frac{1}{2}at^2$的计算，直接顶的下沉S是由于直接顶及老顶形成的附加载荷与支护阻力的差值形成的力F，对质量为m的下层直接顶的岩层产生的下沉加速运动所引起。

因而：

$$S=\frac{1}{2}\cdot at^2=\frac{1}{2}\cdot\frac{F}{m}t^2=\frac{1}{2}\cdot\frac{C_t\gamma h-R}{\rho h}t^2 \tag{5-5}$$

而：

$$R=(p_0+K_G\cdot s+p_0)/2=P_0+\frac{1}{2}K_G\cdot S \tag{5-6}$$

(5-6) 代入 (5-5)

$$S = \frac{1}{2} \cdot \frac{C_t\gamma h - (p_0 + K_G \cdot S)}{\rho h} \cdot t^2$$

得

$$S = \left(\frac{C_t\gamma h - p_0}{2K_G}\right)\left(\frac{t^2}{\frac{\rho h}{K_G} + t^2}\right) \qquad (5\text{-}7)$$

式中，C_t——直接顶重量的传力系数，（因围岩的摩擦阻力而减小）；

γ——直接顶岩石密度，kN/m³；

h——直接顶厚度，m；

K_D——老顶附加载荷系数（动载系数）；

p_0——支撑系统（支架与顶底板垫层形成）阻力，kN/m²；

K_G——支撑系统刚度，kN/m²·m；

ρ——下层直接顶岩石密度，kN/m³；

t——顶板暴露时间，S。

在正常情况下，对于增阻式支柱，(5-7) 式中 $\frac{\rho h}{K_G}$ 的数值极小，而 t 用秒为单位，

因而：

$$\frac{t^2}{\frac{\rho h}{K_G} + t^2} \approx 1$$

$$\therefore \quad S \approx \frac{C_t\gamma h - P_0}{2K_G} \qquad (5\text{-}8)$$

(5-8) 仅适用于一般增阻式支架。对于近恒阻或微增阻支架，仍用式 (5-5) 并考虑老顶附加载荷。

$$\therefore \quad S = \frac{1}{2} \cdot \frac{C_t\gamma h K_d - R}{P_h} t^2 \qquad (5\text{-}9)$$

式中 K_d——老顶附加载荷系数（动载系数）

由 (5-9) 式知，如果 $R < C_t\gamma h K_d$，即支架阻力小于顶板外

载，对于这样的恒阻支架工作面是危险的。顶板下沉将随时间（s）按平方规律急增，而使支架迅速压死。

由图5-5可见，按牛顿第二定律计算的顶板下沉在支撑系统为增阻状态时，与循环时间无明显关系，而主要取决于支撑系统

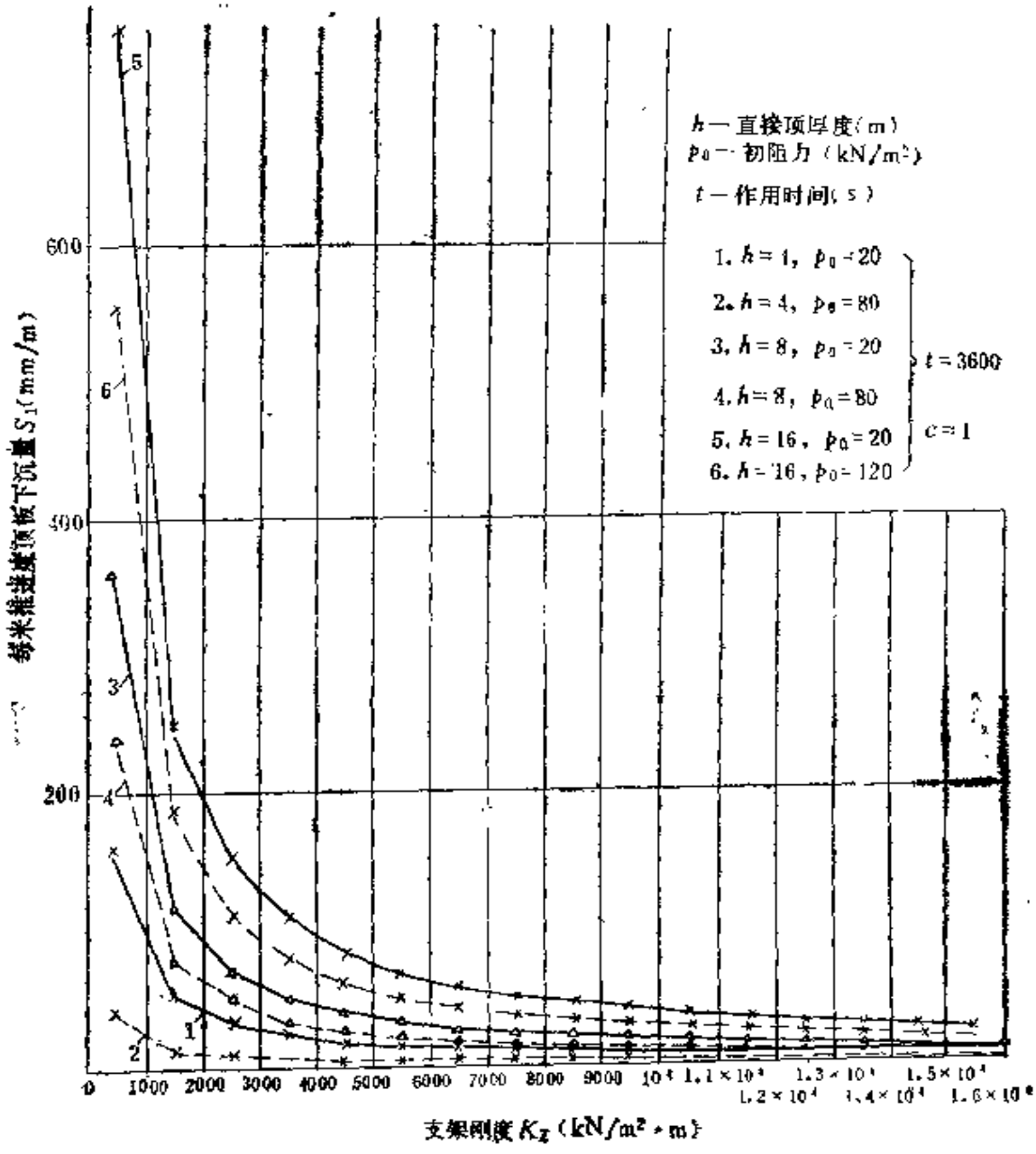


图 5-5　直接顶下沉与支护刚度及初阻力关系

抗压缩刚度（K_C）及初阻力。与前者呈双曲线关系。与后者呈负线性关系。而其斜率又与支撑系统刚度有关。

2）按回归公式反推法。对于顶板下沉-支架阻力特性曲线 $S=a+\frac{b}{P}$ 得到最大曲率点相对应的临界阻力：

$$P_{kk}=\sqrt{b}$$

因而

$$b=P_{kk}^2$$

考虑到支护密度，则临界支护强度：

$$q_{kk}=\frac{N}{l_S\cdot d}\cdot\sqrt{b}$$

因而

$$b=\left(\frac{l_S\cdot d}{N}\right)^2\cdot q_{kk}^2 \qquad (5\text{-}10)$$

从支架与直接顶相互作用的力学特点出发，如果支架阻力足以平衡直接顶重量，则直接顶的离层便不会发生。因而临界阻力即 $S-P$ 曲线的最大曲率点相应的支护强度应为：

$$q_{kk}=\gamma h$$

此处 h 为直接顶厚度

因而（5-10）式变为：

$$b=\left(\frac{l_S\cdot d}{N}\right)^2\cdot\gamma^2h^2$$

由表5-2可知，临界支护强度相当于2.36～6.28倍采高的直接顶岩重，平均为4.14倍采高的岩重。可见，上述分析是有根据的。

综上所述，在老顶给定位移的工作状态下，每米推进度顶板下沉-支护强度的关系式可表示为下式：

$$S_1=\left(\frac{M[1-A_1(K_C-1)]}{L}+\frac{\gamma^2h_1^2}{\eta_1^2\cdot K_0\cdot R}\right)\cdot 10^3,$$

$$\text{m}\cdot\text{m}/\text{m} \qquad (5\text{-}11)$$

式中 M——采高，m；

L——老顶来压步距，m；

A_1——充填系数$\left(\text{直接顶厚度}(h_1)\text{与采高}M\text{之比，}A_1=\frac{h_1}{M}\right)$；

K_c——垮落岩石松散系数；

γ——岩石密度，kN/m³；

$n_s=\frac{N}{l_c\cdot d}$——支护密度，柱/m²；

K_0——量纲换算系数，此处$k_0=10^4$kN/m，与支柱抗压缩刚度等效。

(5-11) 式也可改写为：

$$S_1=S_{11}+S_{12}$$

$$S_{11}=\frac{M[1-A_1(K_c-1)]}{L}\cdot 10^3 \qquad (5\text{-}12)$$

$$S_{12}=\frac{\gamma^2 h_1^2}{n_s^2\cdot K_0\cdot R}\cdot 10^3 \qquad (5\text{-}13)$$

式中 S_{11}——为老顶运动形成的顶板下沉量，mm/m；

S_{12}——为直接顶与支架相互作用形成的下沉量，mm/m。

很明显，如果直接顶厚度足够大，使其垮落岩在足以充满采空区

即 $$h_1=\frac{M}{K_c-1}$$

$$A_1=\frac{1}{K_c-1}$$

则 $$S_{11}=0$$

$$S_1=S_{12}=\frac{\gamma^2\left(\frac{M}{K_c-1}\right)^2\cdot 10^3}{n_s^2\cdot K_0\cdot R}\ \text{mm/m} \qquad (5\text{-}14)$$

则控顶区的顶板下沉主要由直接顶与支架之间力的相互作用结果（5-14）式决定。

由（5-11）式的计算结果举例，见表5-6。

表 5-6 顶板下沉量计算结果

M(m)	h_1(m)	L(m)	R (kN/m²)	S_{11} (mm/m)	S_{12} (mm/m)	S_t (mm/m)	S(mm)	备 注
1	3	30	1500	13	2.68	16.01	14.05	$K_0=10^4$ kN/m
1	3	30	5500	13	0.73	14.06	56026	$ls=4$m
1	4	10	1500	20	4.77	24.76	99.05	$K_a=1.2$
1	4	10	5500	20	1.30	21.30	85.19	$n_s=1.2/m^2$
1	4	15	1500	13	4.76	18.10	72.38	
1	4	15	5500	13	1.30	14.63	58.53	
1	4	20	1500	10	4.76	14.76	59.05	
1	4	20	5500	10	1.30	11.30	45.19	
1	4	25	1500	8	4.76	12.76	51.05	
1	4	25	5500	8	1.30	9.30	37.19	
1	4	30	1500	7	4.76	11.43	45.71	
1	4	30	5500	7	1.30	7.97	31.86	
2	4	10	1500	120	4.76	124.76	499.05	
2	4	10	5500	120	1.30	121.30	485.19	
2	4	15	1500	80	4.76	84.76	339.05	
2	4	15	5500	80	1.59	81.59	326.35	
2	4	20	1500	60	4.76	64.76	259.05	
2	4	20	5500	60	1.30	61.30	245.19	
2	4	25	1500	48	4.76	52.76	211.05	
2	4	25	5500	48	1.30	49.30	187.19	
2	4	30	1500	40	4.76	44.76	179.05	
2	4	30	5500	40	1.30	41.30	165.19	
2	4	10	1500	80	10.71	90.71	362.86	
2	6	10	5500	80	2.92	82.82	331.69	
2	6	15	1500	53	10.71	84.05	256.19	
2	6	15	5500	53	2.92	56.26	225.02	
2	6	20	1500	40	10.71	50.71	202.86	
2	6	20	5500	40	42.92	42.92	71.169	
2	6	25	1500	32	42.71	42.71	170.86	
2	6	25	5500	32	34.92	34.92	139.69	
2	6	30	1500	27	37.38	37.38	149.52	
2	6	30	5500	27	29.59	29.59	118.36	
2	6	10	1500	40	59.05	59.05	236.19	
2	6	10	5500	40	45.19	45.19	180.78	

续表

M(m)	h_1(m)	L(m)	R (kN/m²)	S_{11} (mm/m)	S_{12} (mm/m)	S_1 (mm/m)	S(mm)	备 注
3	8	15	1500	27	19.05	45.71	182.86	
3	8	15	5500	27	5.19	31.86	127.45	
3	8	20	1500	20	19.05	39.05	156.19	
3	8	20	5500	20	5.19	25.19	100.78	
3	8	25	1500	16	19.05	35.05	140.19	
3	8	25	5500	16	5.05	21.19	84.78	
3	8	30	1500	13	19.05	32.38	129.52	
3	8	30	5500	13	5.19	15.53	74.11	
3	6	10	1500	180	10.71	190.71	762.86	
3	6	10	5500	180	2.92	182.82	731.69	
3	6	15	1500	120	10.71	190.71	522.86	
3	6	15	5500	120	2.92	122.92	491.69	
3	6	20	1500	90	10.71	100.71	402.86	
3	6	20	5500	90	2.72	92.92	371.69	
3	6	25	1500	72	10.71	82.71	522.86	
3	6	25	5500	72	2.72	74.92	401.69	
3	6	30	1500	60	10.71	70.71	402.86	
3	6	30	5500	60	2.92	62.92	371.69	
3	9	10	1500	120	24.11	144.11	330.86	
3	9	10	5500	120	6.57	126.57	299.67	
3	9	15	1500	80	24.11	104.11	282.86	
3	9	15	5500	80	6.57	86.57	251.69	
3	9	20	1500	60	24.11	84.11	576.43	
3	9	20	5500	60	6.57	66.57	506.30	
3	9	25	1500	48	24.11	72.11	416.43	
3	9	25	5500	48	6.57	54.57	346.30	
3	9	30	1500	40	24.11	64.11	336.43	
3	9	30	5500	40	6.57	46.57	266.30	
3	12	10	1500	60	42.86	102.86	288.43	
3	12	10	5500	60	11.69	71.69	218.30	
3	12	15	1500	40	42.86	86.86	216.43	
3	12	15	5500	40	11.69	51.69	291.43	
3	12	20	1500	30	42.86	72.86	286.76	
3	12	20	5500	30	11.69	41.69	206.75	

续表

M(m)	h_1(m)	L(m)	R (kN/m²)	S_{11} (mm/m)	S_{12} (mm/m)	S_1 (mm/m)	S(mm)	备 注
3	12	25	1500	24	42.86	66.86	267.43	
3	12	25	5500	24	11.69	35.69	142.75	
3	12	30	1500	20	42.86	62.86	251.43	
3	12	30	5500	20	11.69	31.69	126.75	

（三）计算结果的分析

1．顶板下沉与支护阻力的关系

图5-6给出有老顶来压作用（给定位移）状态下，顶板下沉与支护阻力的关系。

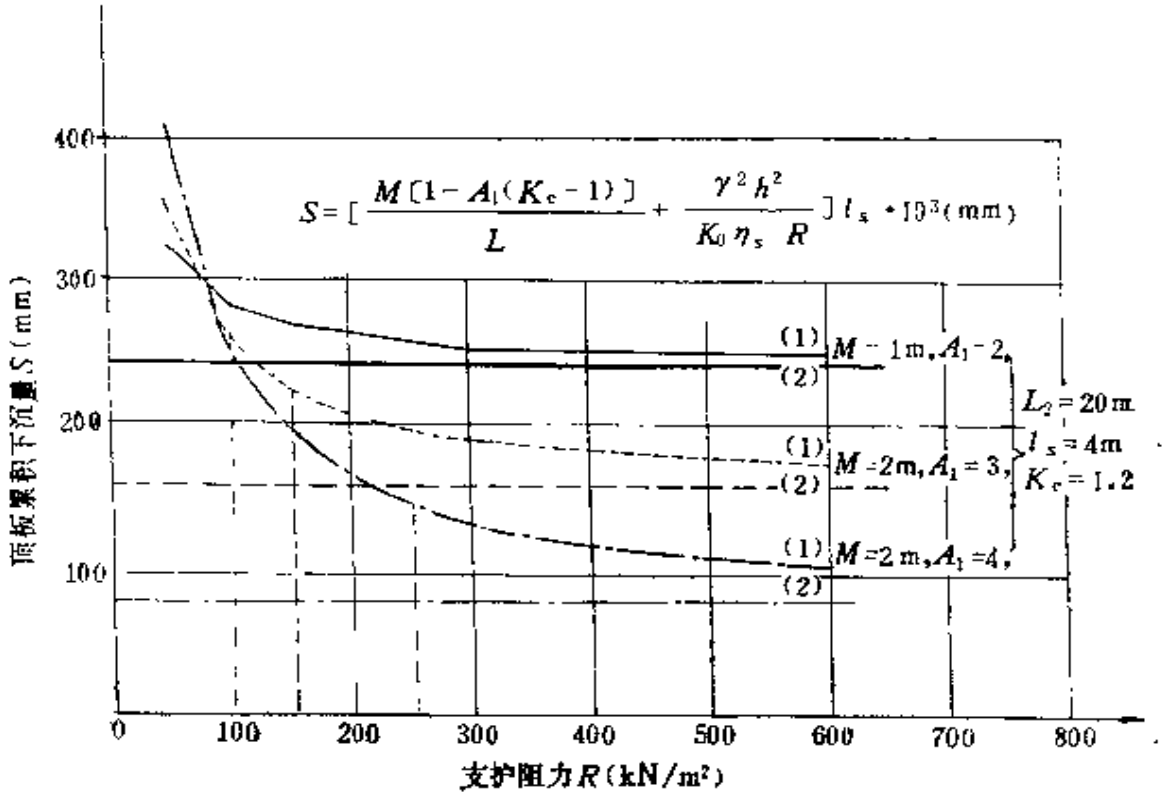


图 5-6 顶板累积下沉与支护阻力的关系

1—直接顶下沉值；2—老顶下沉终值

图5-6说明，顶板下沉与支护阻力呈双曲线关系，但非等轴双曲线，其渐近线是老顶来压时给定位移造成的下沉量。直接顶厚度（$h_1=A_1M$）愈大，顶板下沉随支架阻力变化愈显著，反之亦然。在垮落岩石松散系数$K_c=1.2$的情况下，当直接顶厚度为两倍采高（$A_1=2$）时，对于采高$M=2$m，老顶形成的下沉量达240mm（来压步距20m，控顶宽度4m），直接顶形成的下沉量在4～65mm之间（取决于支架阻力）；当直接顶厚度为采高的4倍时，相应条件下，老顶形成的下沉量为160mm，直接顶形成的下沉量变动在17～228mm之间。即随着直接顶厚度增加，老顶来压对顶板下沉的影响程度明显减小。

当直接顶厚度足以充填采空区时，老顶对顶板下沉的影响，将不再明显。图5-7给出了在此条件下的顶板下沉与支护阻力关

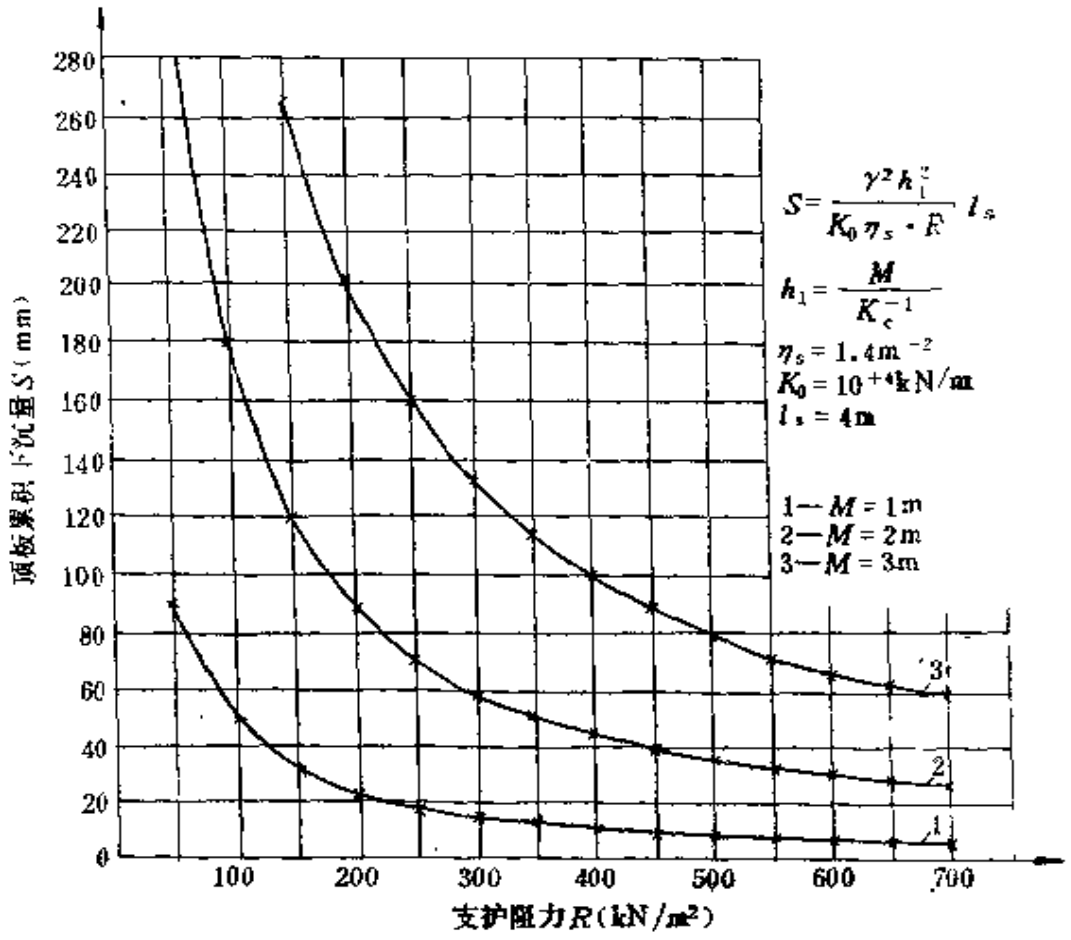


图 5-7　无老顶影响时，顶板下沉-支护阻力关系

系。可以看出，在此条件下，顶板下沉随支阻阻力，采高变化的双曲线关系。

2．顶板下沉与采高（M）、直接顶厚度（h_1）的关系

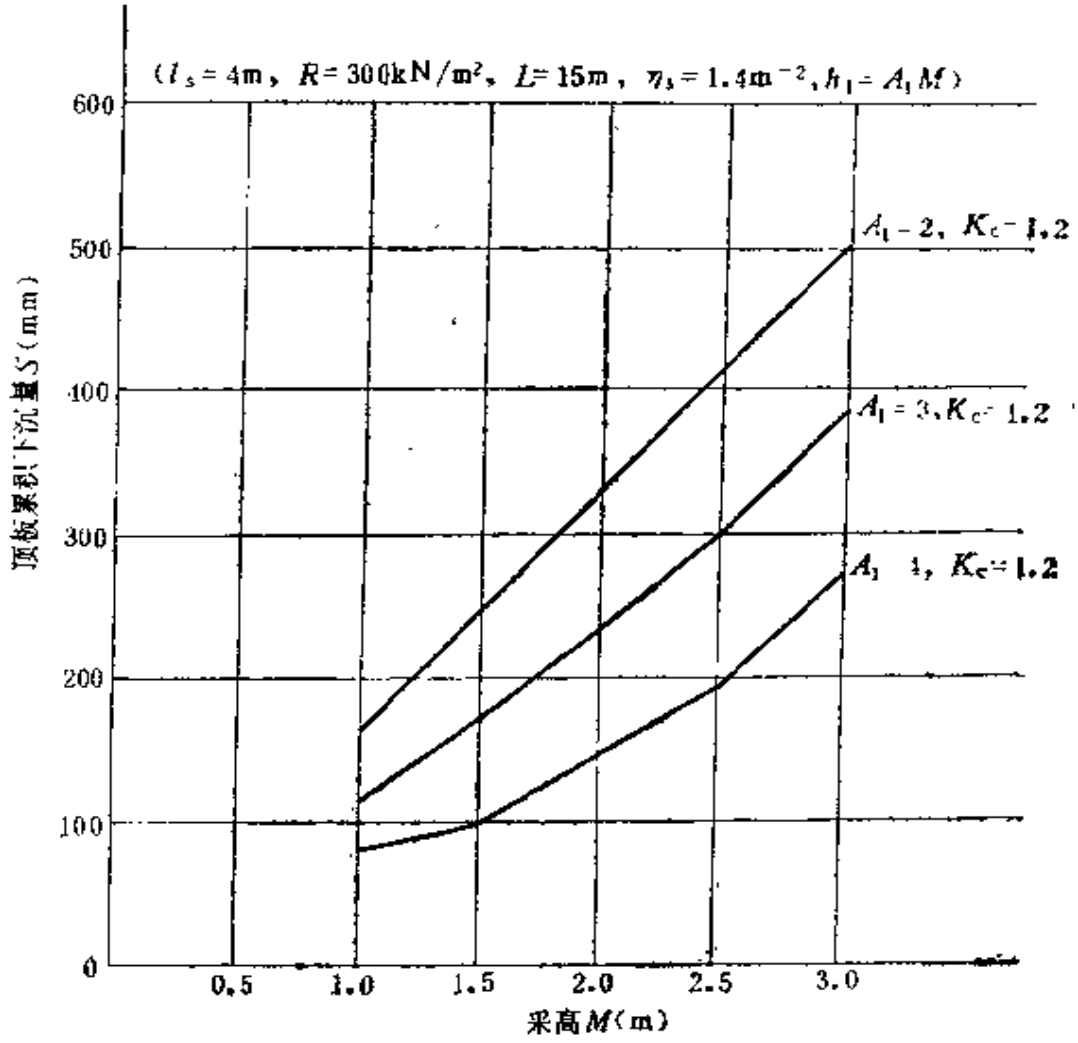


图 5-8　顶板下沉与采高(M)、直接顶厚度(h_1)关系

由图5-8随采高增大，在其他条件不变时，顶板累积下沉呈非线性增大。这是由于下沉量S的组成中$S_{12}=\frac{\gamma^2h^2}{\eta_s^2\cdot K_0R}$；充填采空区必需的直接顶厚度$h$随采高线性增加$h=A_1\cdot M$，而$S_{12}$随$(A_1M)^2$增加。且这种趋势随$A_1$的增大而增大。

另一方面，在采高不变的条件下，随直接顶厚度增加，顶板下沉呈线性减小，如图5-9。

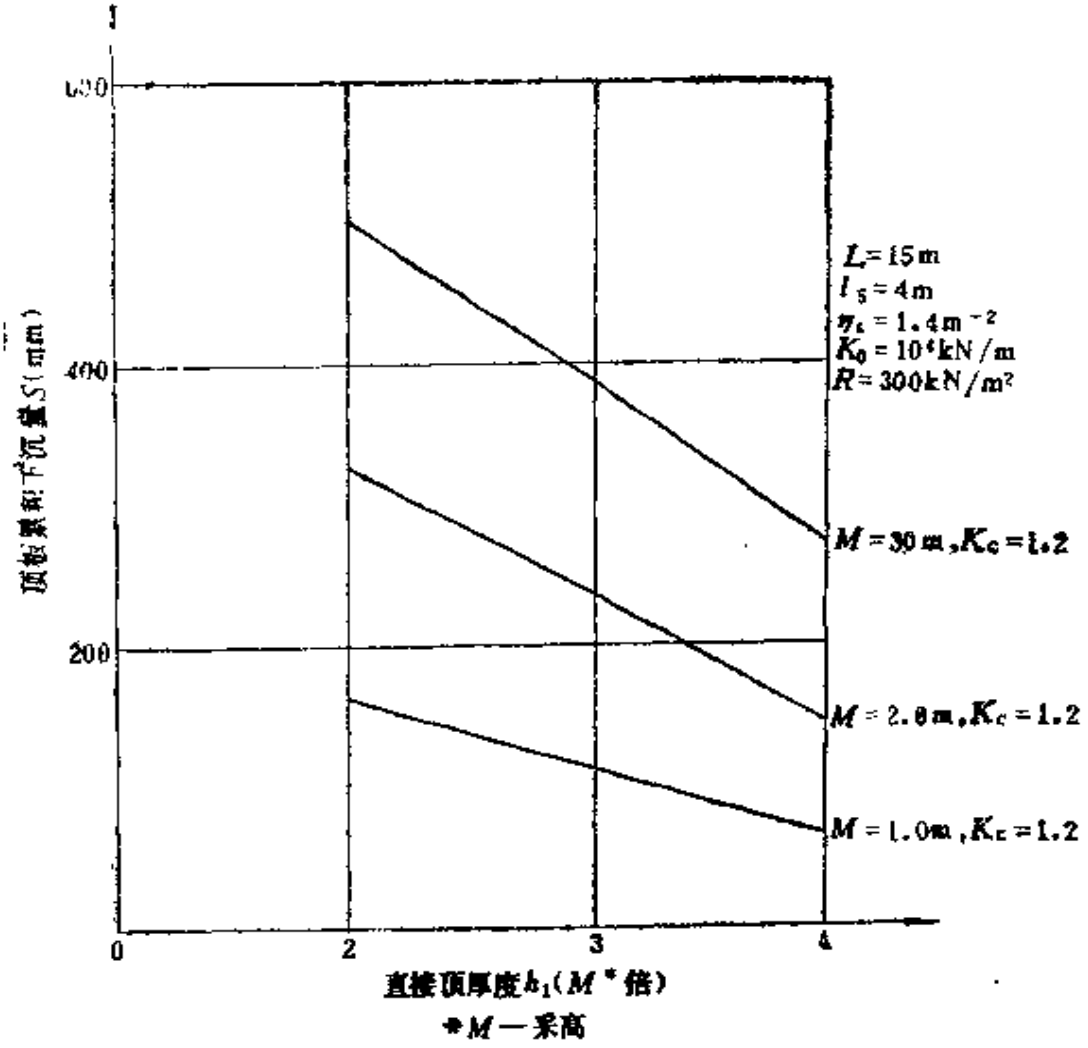


图 5-9　顶板下沉与直接顶厚度关系

3．老顶来压步距（给定位移条件下）对顶板下沉的影响

在给定位移状态下老顶来压对控顶区累积顶板下沉量的影响如图5-10。显然，在此条件下随老顶来压步距增加，顶板下沉按双曲线规律减小且这种变化趋势随采高增大而更为显著。

4．支柱工作特性的影响

在回归反推公式（5-11）中包含着由量纲分析得出的支柱刚度系数K_0，更准确地说，它是支撑系统刚度。

实验室试验表明，单体液压支柱（DZ型）增阻阶段的抗压缩刚度为K_z=1250kN/m，而金属支柱在微阻阶段（HZWA型）则应为K_z=50kN/m。如果将支撑系统刚度等效于支柱抗压缩刚

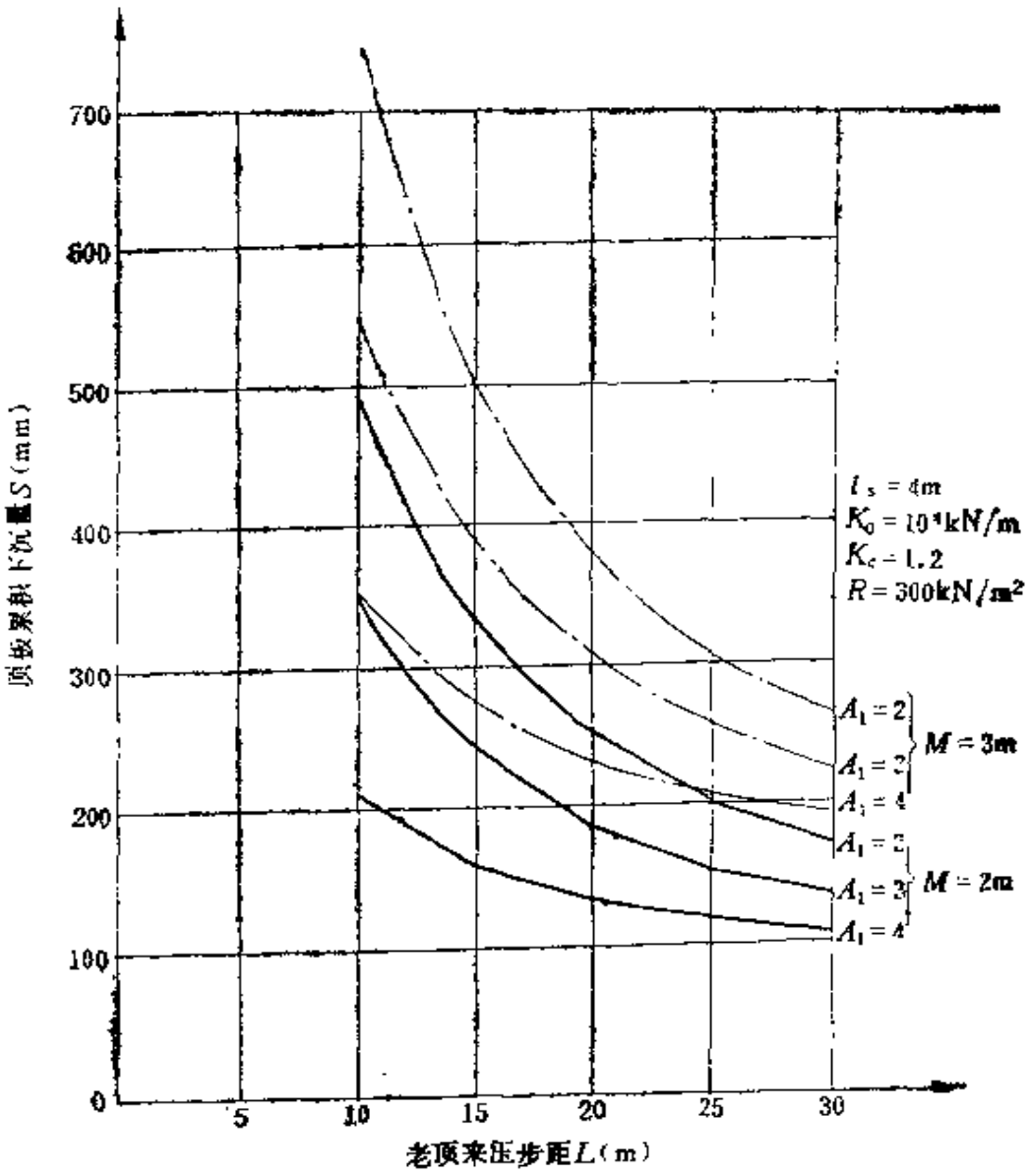


图 5-10　老顶来压步距对顶板下沉的影响

度（这是理想状态），则可分别计算以上两种情况下的顶板下沉-支阻力关系如图5-11～、5-16。

比较这些曲线可以看出，金属支柱微增阻阶段的低刚度，导致顶板下沉的绝对值明显高于液压支柱工作面，且随支架阻力减小，下沉量增长幅度增加很快。而液压支柱工作面由于较高的可压缩刚度，顶板下沉的绝对值及其随阻力变化的敏感度要明显小于金属支柱工作面。

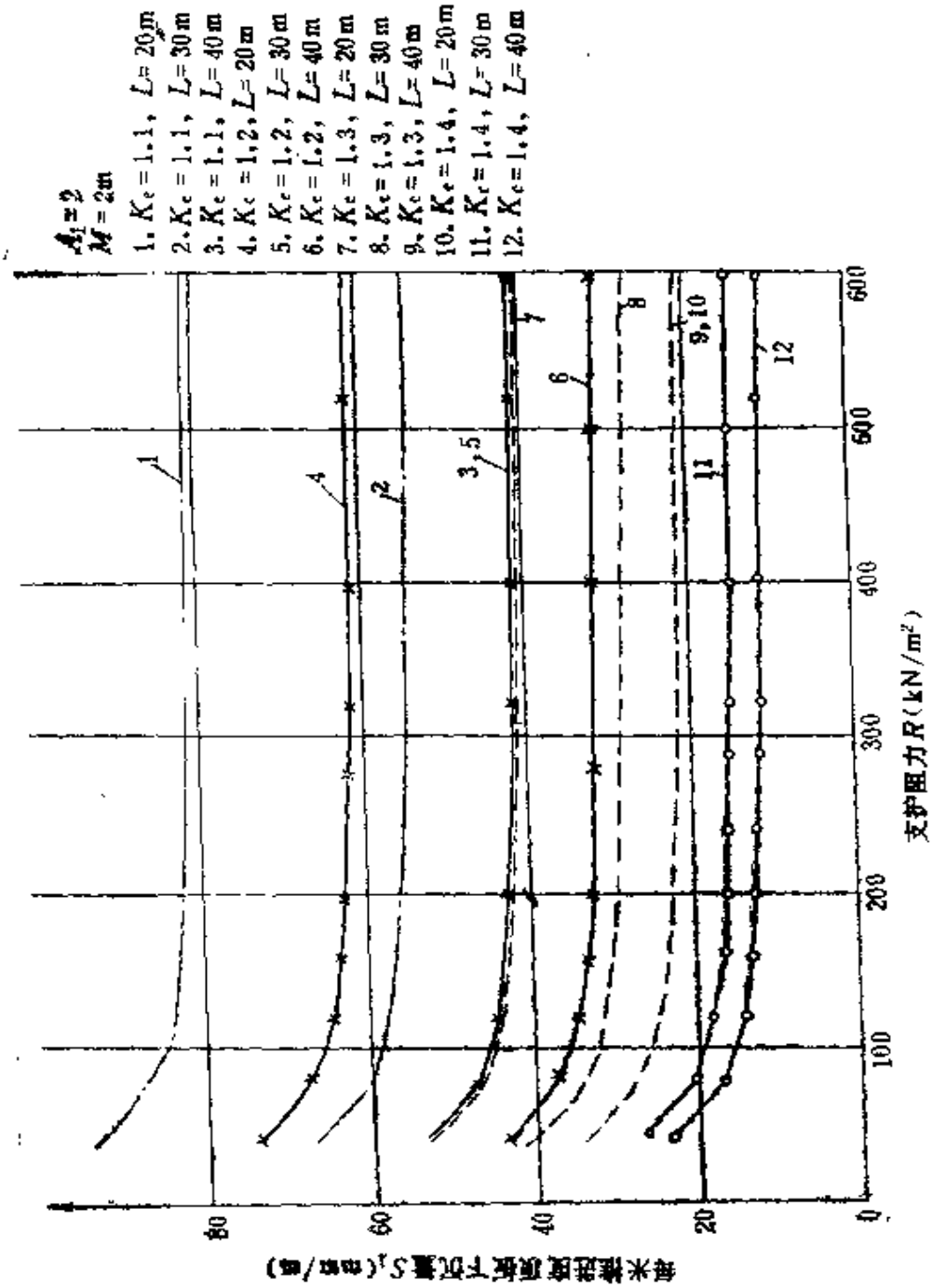


图 5-11 液压支柱工作面顶板R-S_1动态曲线之一

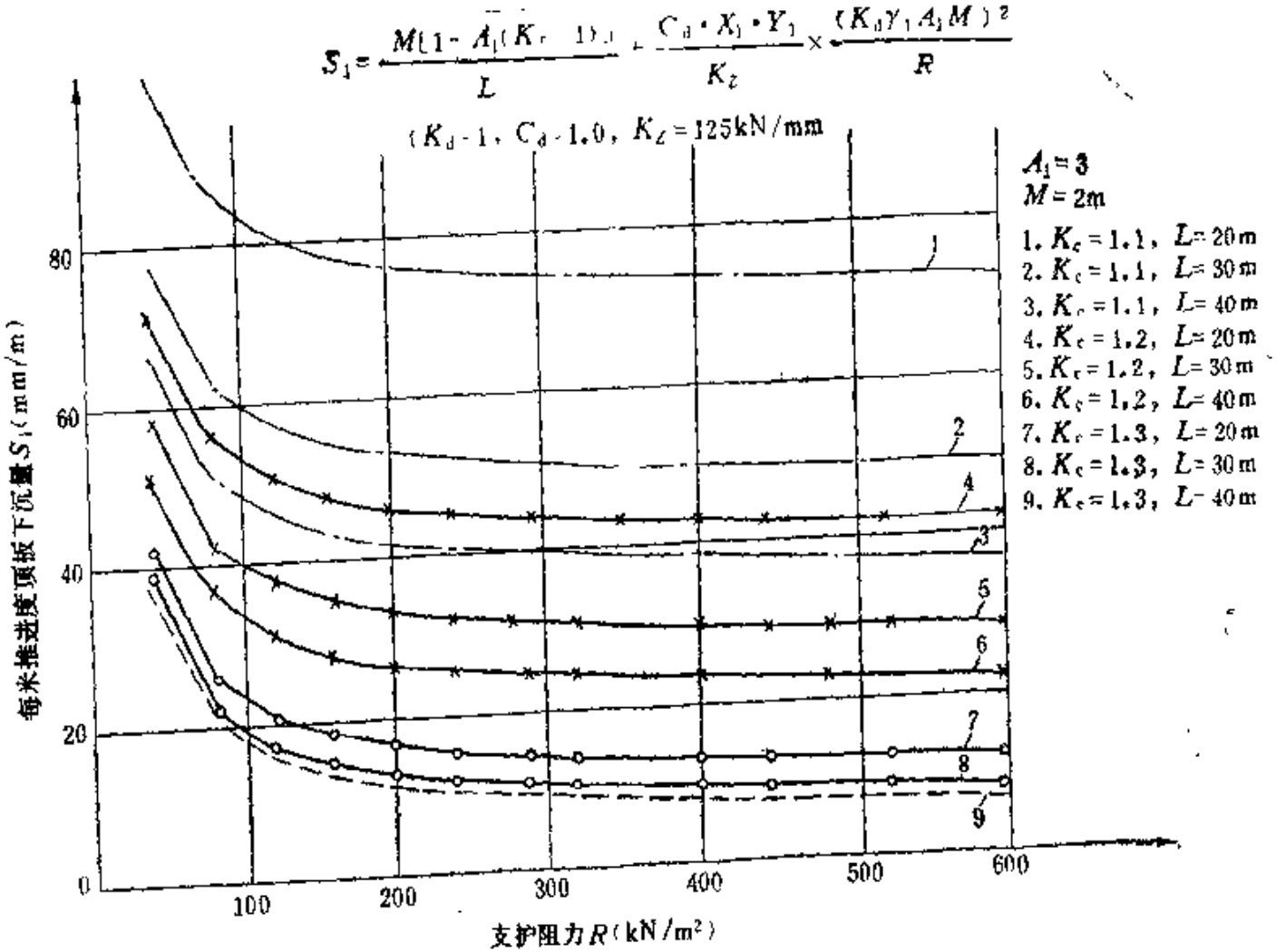


图 5-12　液压支柱工作面顶板R-S_1动态曲线之二

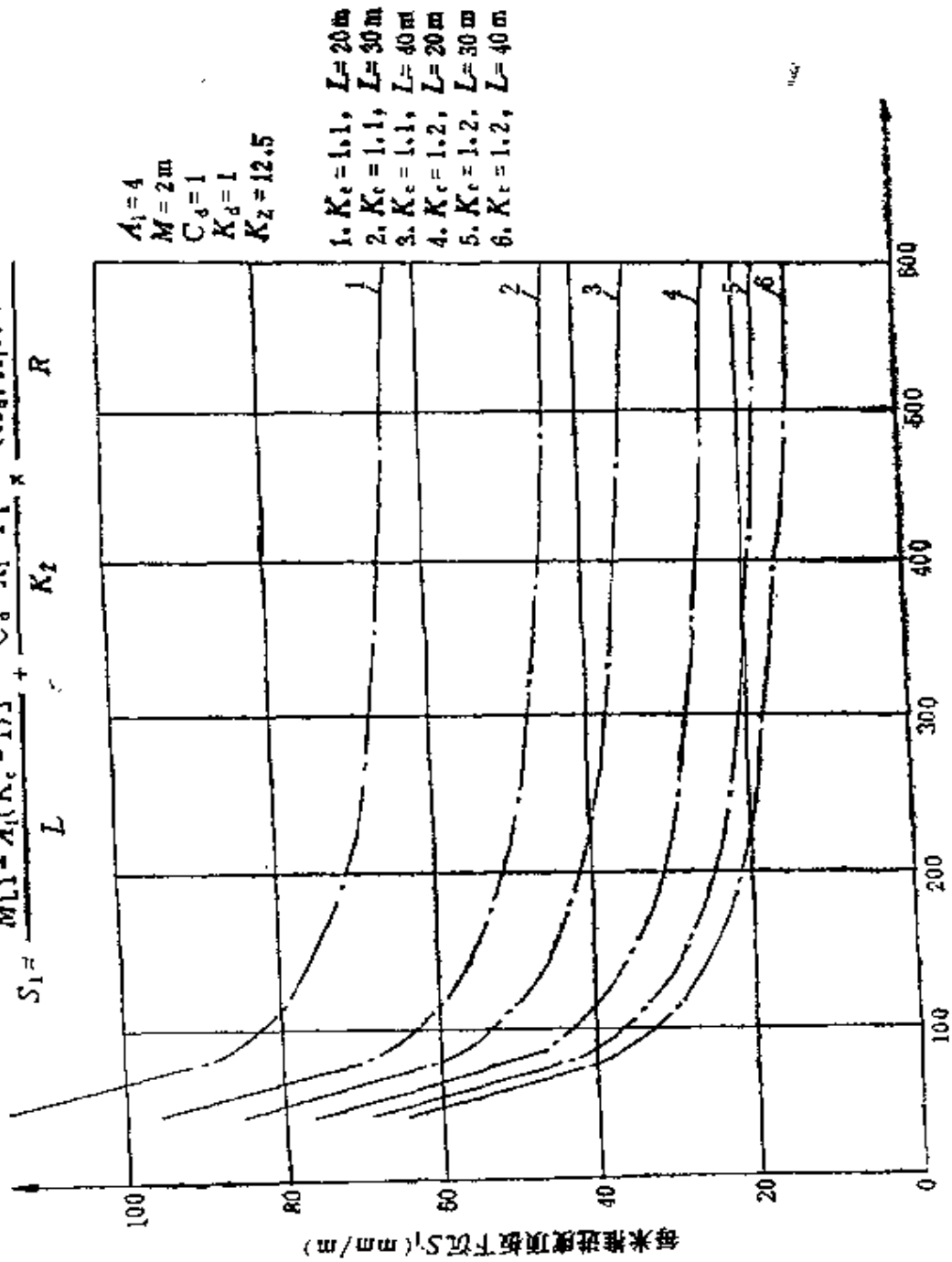


图 5-13 液压支柱工作面顶板R-S_1动态曲线之三

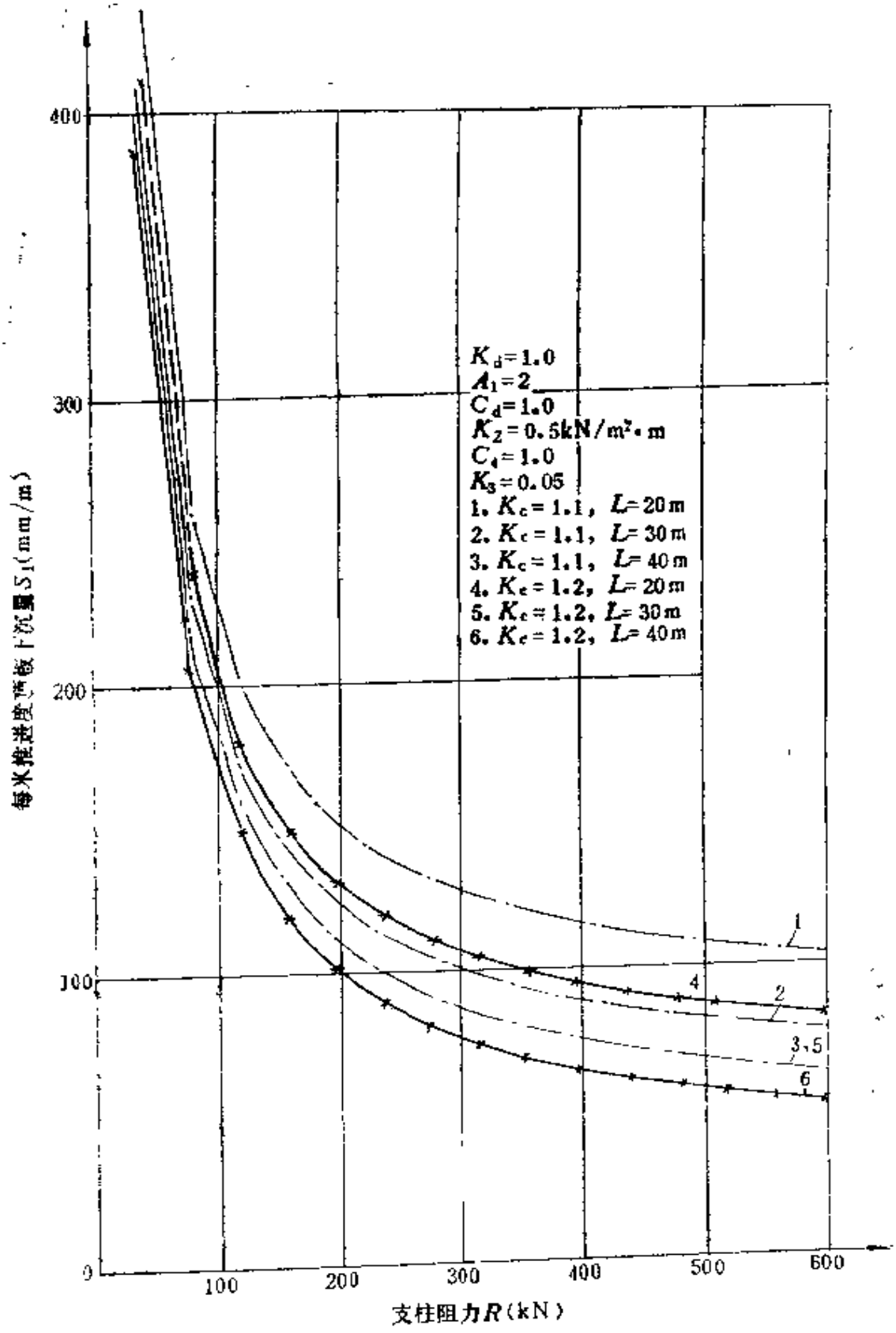


图 5-14　金属支柱工作面顶板R-S_1动态曲线之一

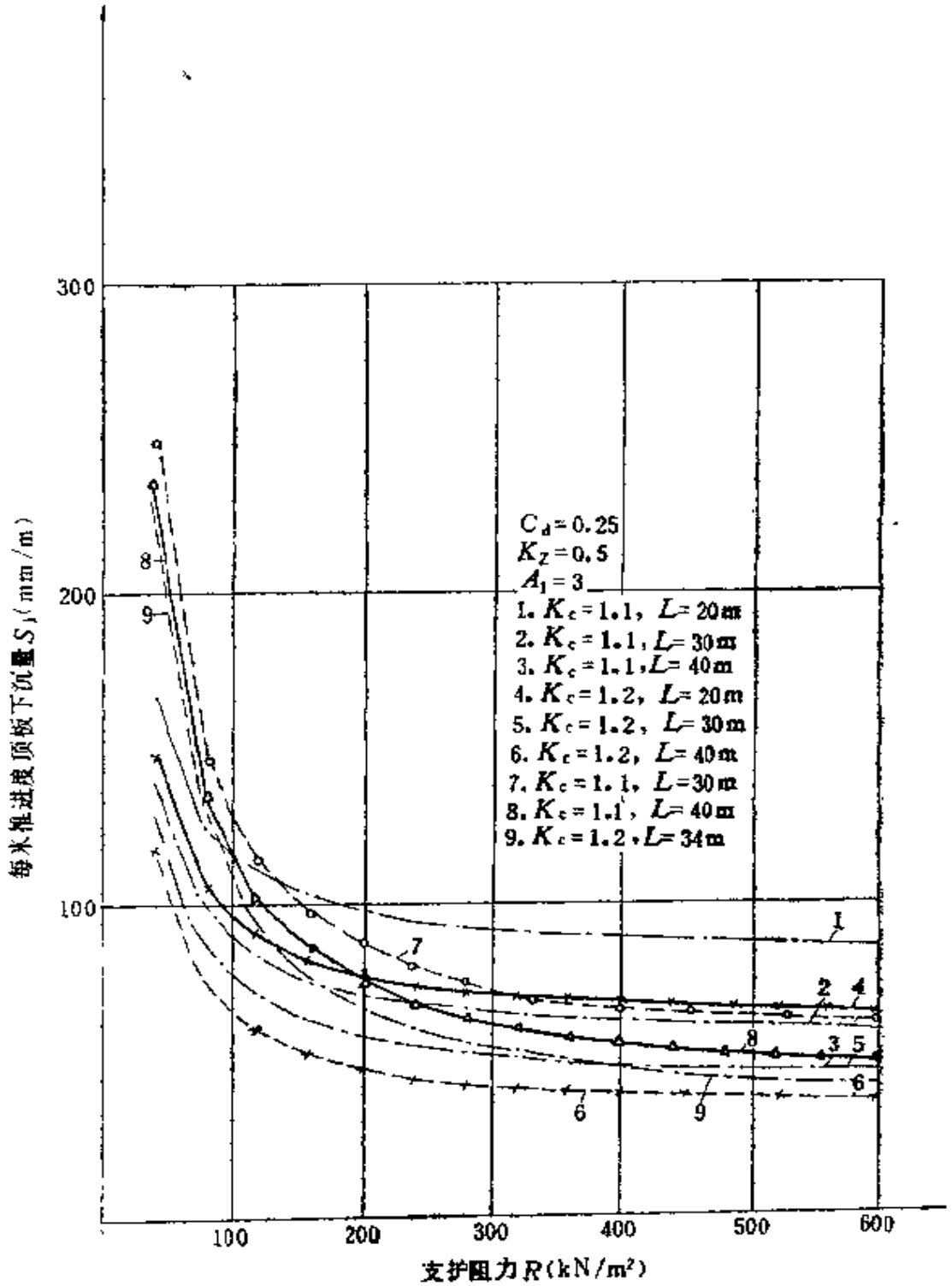


图 5-15　金属支柱工作面顶板R–S_1动态曲线之二

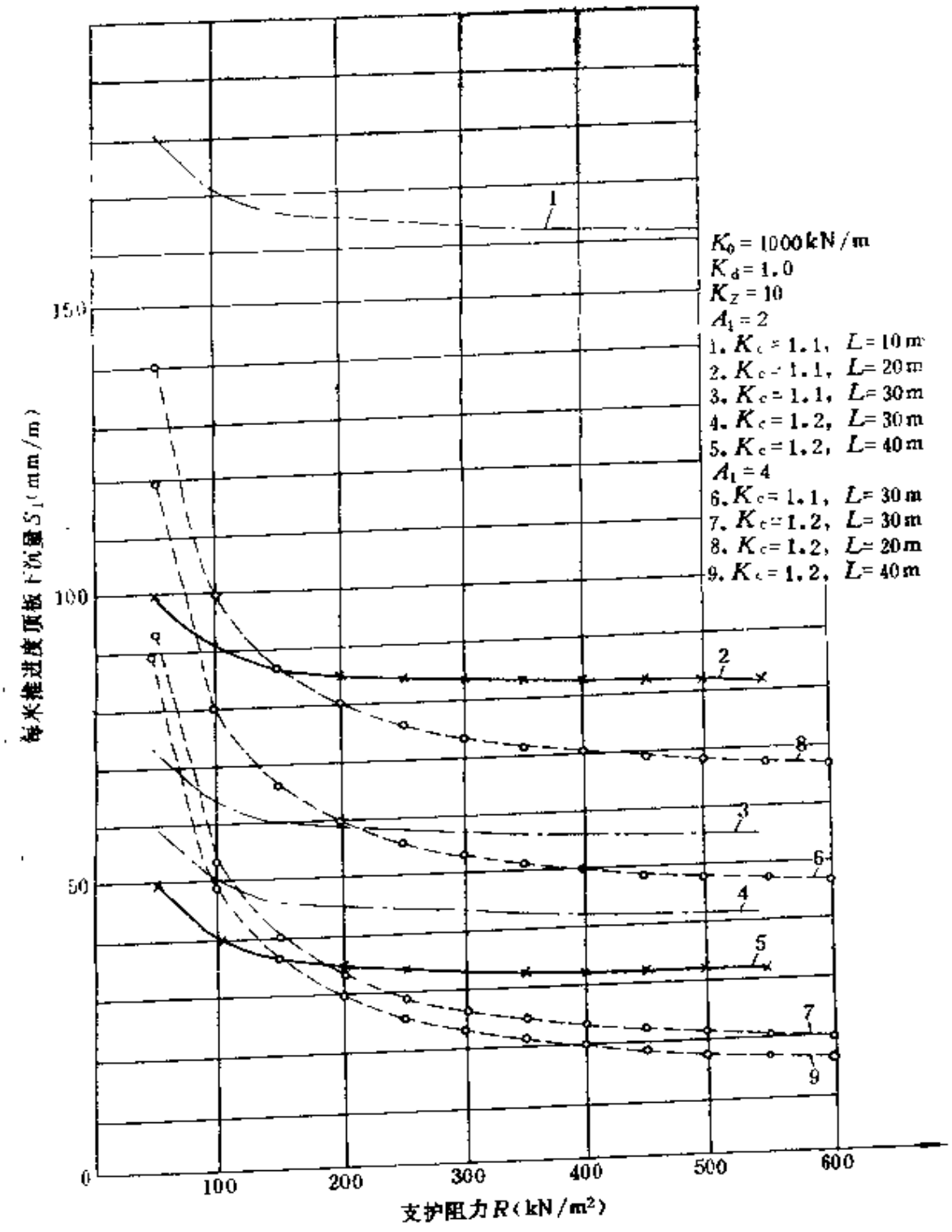


图 5-16　顶板下沉-支护阻力回归反推分析曲线

其他影响因素为：老顶来压步距及直接顶松散系数（它决定于充满采空区的直接顶厚度）的影响规律同前。

（四）“给定载荷”下工作面顶板下沉-支架阻力关系

老顶来压对工作面的影响类型，除“给定变形”外，另一种典型是“给定载荷”，即在一定的老顶来压步距下，老顶对直接顶形成的外载数值变化幅度不大。

这种“给定载荷”又可能由两种原因形成：

1）长梁型老顶断裂后，老顶以后铰点（老顶岩块与采空区已断裂老顶啮合处）为中心转动，导致沿煤壁出现台阶下沉，甚至压死支架；

2）老顶断裂为短梁，并相互挤压成拱，达到一定跨度后失稳，并形成对直接顶的附加载荷，引起工作面周期来压及下沉增大。

上述两种情况虽然机理不同，但对直接顶及支架的附加载荷均随来压步距增大而增大。工作面实测表明，多数回采工作面支架载荷随来压步距增大而增大。这表明此种类型的老顶来压不应忽视。

在给定载荷条件下老顶来压时，顶板下沉可用以下公式估算：

$$S=S_0+\frac{(p-p_0)}{K_Z\cdot n_s}\times 10^3 \qquad (5\text{-}15)$$

其中

$$p=\gamma h_2\cdot K_t\cdot\frac{L_2}{l_s}+\gamma h_1$$

$$K_t=\frac{(L_2+h_2\mathrm{ctg}\alpha_2)-\dfrac{X_Z-a\sin(\alpha_1-\delta_2)}{\cos(\alpha_1-\delta)}}{\dfrac{f_d[X_Z+a\cdot\sin(\alpha_1-\delta_2)]}{\sin(\alpha_1-\delta_2)}-\dfrac{X_Z-a}{\cos(\alpha_1-\delta_2)}+2X_Z}$$

$$Z=(h_2-a)\sin(\alpha_1-\delta_2)+(L_2+(h_2-a)\mathrm{ctg}\alpha_2)\cdot\cos(\alpha_1-\delta_2)$$

$$\alpha_1=\alpha_2-\mathrm{tg}^{-1}\left(\frac{M-h_1(K_c-1)}{L_2}\right)$$

式中 h_1——直接顶厚度，m；

K_t——老顶来压系数；

h_2——老顶厚度，m；

L_2——老顶来压步距，m；

a——岩块啮合合力作用点至其岩块上平面距离，m；

p_0——支柱初撑力，kN/m²；

M——采高，m；

l_s——控顶宽度，m；

K_c——直接顶松散系数

K_Z——支柱抗压缩刚度（当支柱无钻底时），或支撑系统刚度（当支柱有钻底时），kN/m；

n_s——支护密度，根/m²；

S_0——支柱支设前顶板下沉；

δ_2——岩块间摩擦角，$\delta_2=arctgf$，(°)；

f——岩块间摩擦系数；

X_Z——支柱合力作用点至煤壁距离，m。

老顶传力系数K_t随老顶厚度（h_2）的增大而增大，随来压步距L_2的增大而减小，其变化规律如表5-7及图5-17～5-19。

表 5-7 传力系数K_t随老顶厚度及来压步距变化

厚度h_2(m) \ 步距L_2(mm)	10	20	30	40	50
10	0.473	0.328	0.245	0.195	0.162
20	0.665	0.562	0.463	0.395	0.339
80	0.717	0.665	0.58	0.51	0.45

注：相应的其他参数$\alpha=70°$，$f_d=0.3$，$f=0.4$，$K_c=1.2$，$h_1=3$m，$M=3$m，$a=1.0$m。

设$K_Z=1000$kN/m，$n_s=1.4$根/m²，$p_0=100$kN/m²，$S_0=30$mm，$l_s=4$m按（5-15）式计算结果如下表5-8

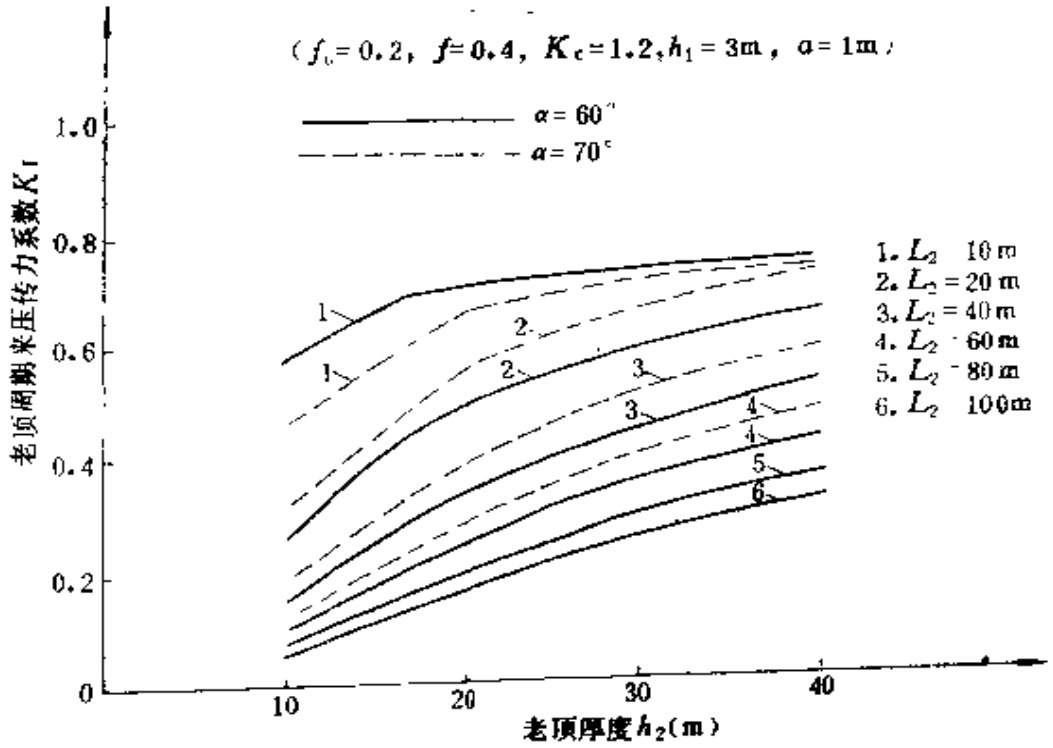


图 5-17　老顶周期来压传力系数与岩层厚度关系

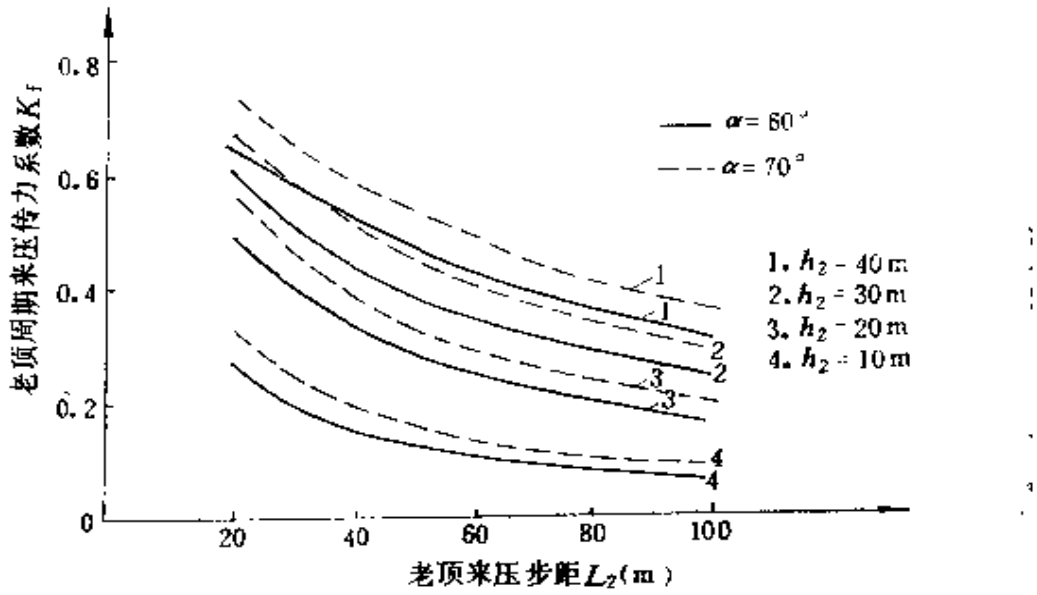


图 5-18　老顶传力系数与来压步距关系

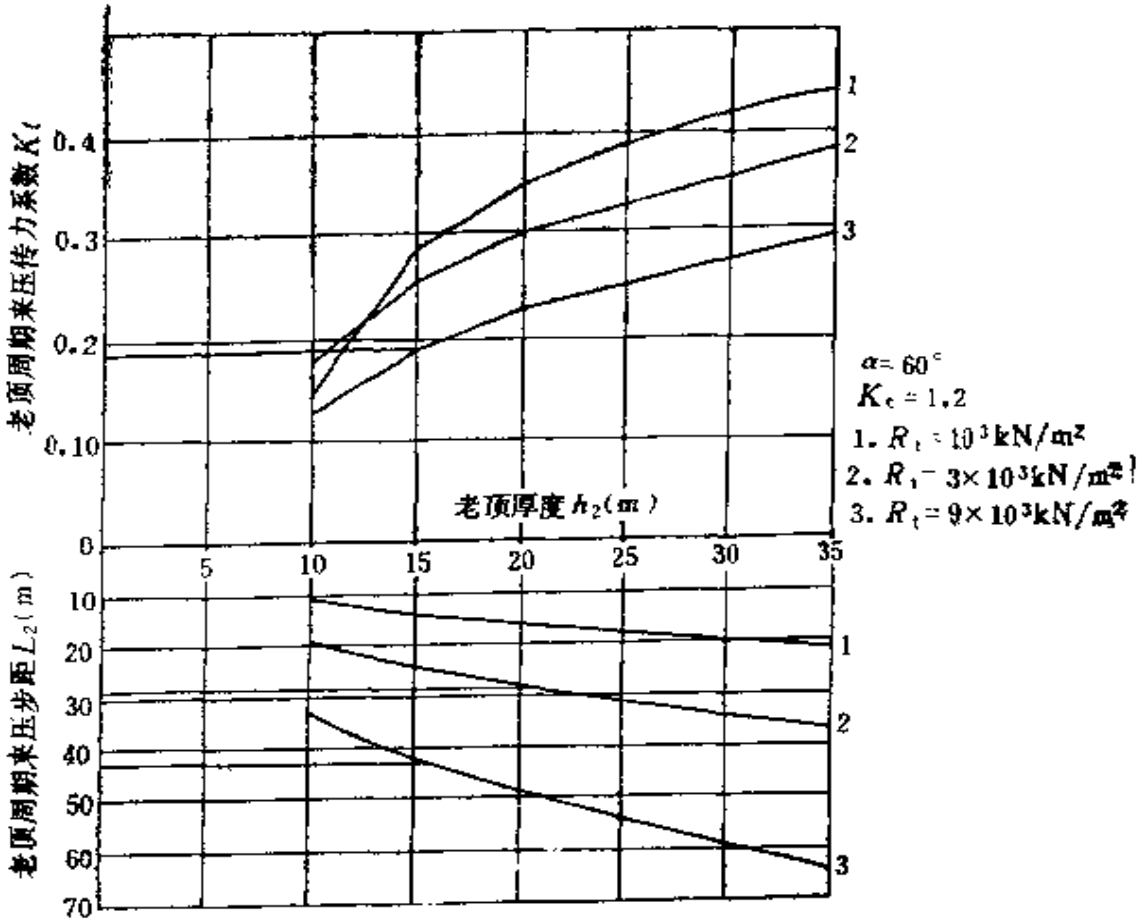


图 5-19　老顶长岩梁厚度-断裂步距-传力系数关系

表 5-8　老顶来压时的支架载荷和顶板下沉

h_2(m)	10					20				
L_2(m)	10	20	30	40	50	10	20	30	40	50
p(kN/m²)	370	483.8	534.5	562.5	584.3	906.3	1440	1811.3	2035	2193
S(mm)	214.3	295.6	331.6	351.8	367.4	597.3	1007	1242.3	1454	1516

由表5-7及图5-17～5-19可见，老顶来压时的传力系数取决于老顶岩层厚度及断裂步距或来压步距；对于长梁型断裂，如果已知岩体削弱系数可用梁或板理论计算实际来压步距。已知老顶

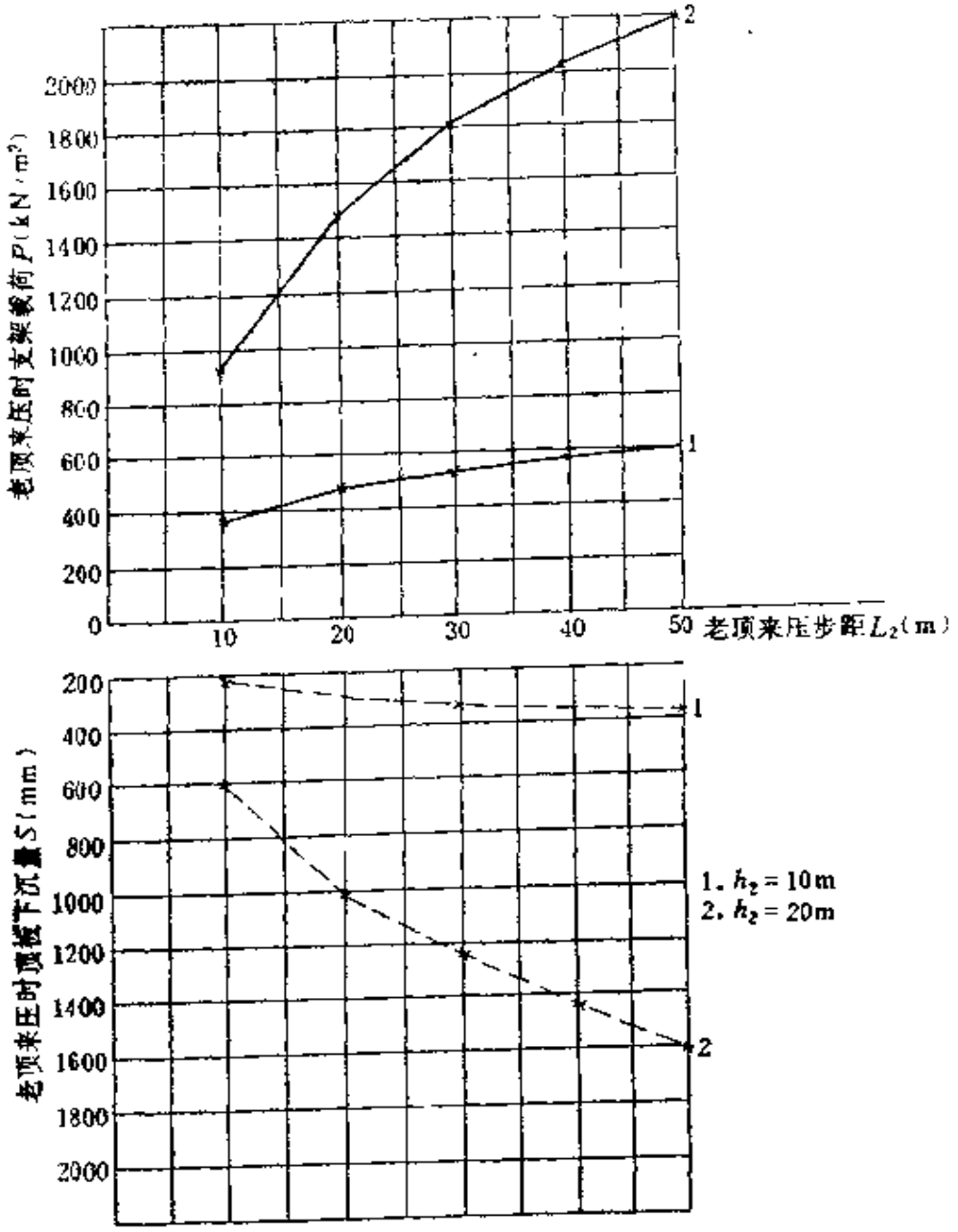


图 5-20　给定载荷条件下老顶来压时支架最大平均载荷和顶板下沉

厚度及断裂步距可根据（5-15）式计算来压时控顶区最大载荷及顶板下沉。由图5-20，及表5-8，发现老顶厚度对来压时的顶板下沉及支架载荷有决定性影响。如果老顶厚度超过20m，且来压步距超过30m，则用常规支架很难达到有效控制的目的。在此情

况下，应采取人工削弱顶板（高压预注水等）及强力支架并带有大流量安全阀的措施。

总之，研究工作面顶板下沉与支架阻力关系时，不能回避老顶来压时的重要影响，并应当区分给定变形与给定载荷两种来压类型对顶板下沉和支架载荷的不同影响特征：在给定变形条件下，随来压步距增大，顶板下沉及支架载荷减少；相反，在给定载荷条件下，随来压步距增大，载荷显著增大，顶板下沉急剧增加，而这后一种类型在井下占多数，应充分注意。

（五）支架与围岩合理工作点的确定

支架与围岩工作点，即工作面实际发生的平均顶板下沉量及支架阻力。它不仅取决于顶板的动态特性，还取决于由支架和顶板底板垫层组成的“串联”式支撑系统的力学特性，特别是其等效刚度。

对于顶板垫层（顶梁，浮煤及碎层）-支架-底板垫层（浮煤及直接底软层）组成的串联式“弹簧”具有以下力学关系：

$$p=KS=K_GS_G=K_TS_T=K_ZS_Z$$

$$S=S_G+S_T+S_Z$$

支撑系统的等效刚度K_G，由下式确定

$$K_G=\frac{K_Z}{1+K_Z\left(\frac{1}{K_G}+\frac{1}{K_T}\right)}$$

式中 K_G——底板垫层抗压缩刚度；

K_T——顶板垫层抗压缩刚度；

K_Z——支柱（架）抗压缩刚度取决于支架类型。

液压支柱有急增阻段（安全阀开放前）和恒阻段（达到安全阀开启压力后），金属支柱以HZWA为代表有急增阻段（自动锁紧完成以前）和微增阻段（正常双摩擦板滑动，活柱下缩阶段）。各段的抗压缩刚度不同，如图5-21。

实验室实测得的DZ 型液压支柱增阻阶段抗压缩刚度为：

$$K_{z1}=\frac{\text{安全阀开启压力}}{\text{开启前活柱下缩值}}=\frac{300(\text{kN})}{24(\text{mm})}$$

$$=12.5(\text{kN/mm})$$

考虑到支柱的底座面积

$$K_{z.}=12.5/\frac{\pi}{4}\cdot(0.12)^2=1.105\ (\text{MPa/mm})$$

恒阻阶段的液压支柱抗压缩刚度$K_z=0$

HZWA型金属支柱的工作特性相应的抗压缩刚度：

急增阻段：活柱下缩10～15mm，支柱增阻量150～200kN，

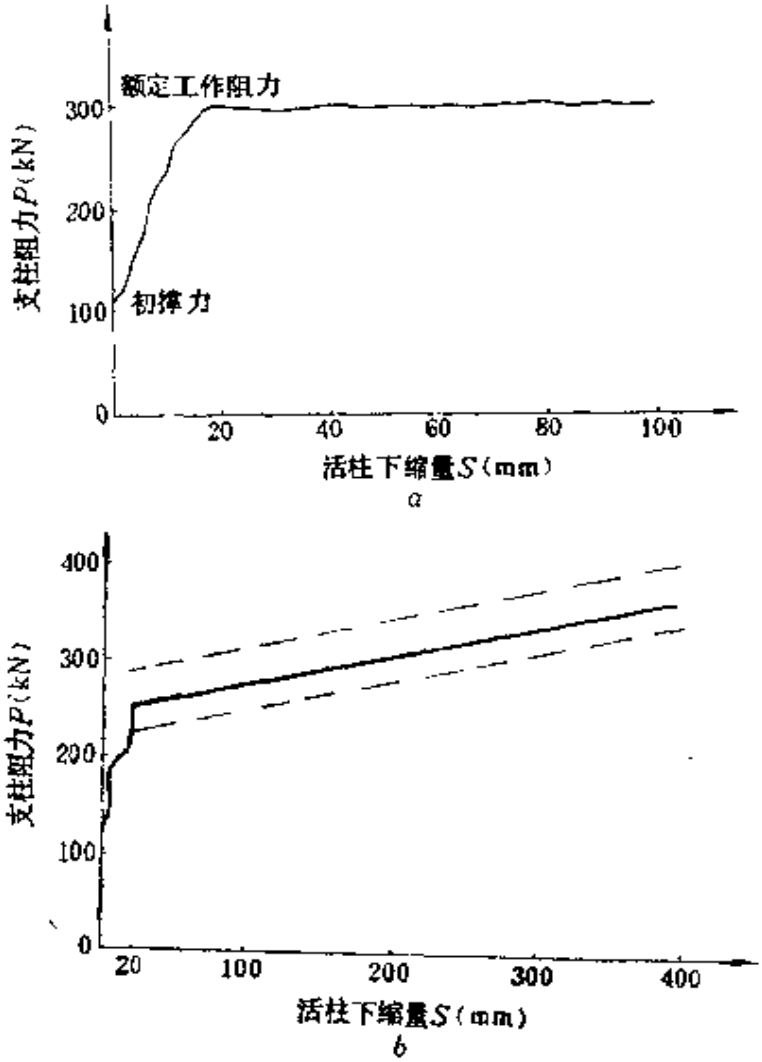


图 5-21　单体液压支柱和金属支柱实验工作特性

a——*DZ*型单体液压支柱；　*b*——*HZWA*型金属支柱

$$K_Z = \frac{150\times10^4}{15\times93.73} = 1.067\text{MPa/mm}\ (\text{底座面积}93.73\text{cm}^2)$$

微增阻阶段：活柱下缩400mm，平均增阻150～200kN，相应的抗压缩刚度为：

$$K_{Z2} = \frac{150}{400}\times\frac{10^4}{93.73} = 0.04\text{MPa/mm}$$

作为支撑系统的组成部分有顶板垫层与底板垫层，它们的力学特性是相似的。如第三章所述的底板抗压入特性，可分为第一极限比压和对应的第一刚度，与第二极限比压相应的有第二等效刚度。根据实测统计，第二等效刚度约为第一刚度的26.7±14.3%。岩石性质和类别对其抗压入刚度有显著的影响。见表5-9。

表 5-9 底板岩性与抗压入特性参数

岩性	煤	泥页岩	页岩	砂页岩	砂岩，粉砂岩
极限比压 (MPa)	6.28±7.0	5.85±2.29	13.49±11.87	38.43±3.06	32.69±7.86
刚度 (MPa/mm)	1.154±1.24	4.858±0.313	1.015±1.127	4.23±3.04	3.22±1.48
穿透度 (mm^{-1})	0.60±0.36	0.55±0.23	1.315±0.76	1.82±0.47	1.697±0.006
统计量	27	6	24	12	4

以上实测统计结果及顶底板岩石抗压入特性可作为支架-围岩工作点估计的基础。

支架-围岩工作点，从数学上可理解为顶板挠度-阻力特征曲线与支撑系统工作特性曲线在p-S_G曲线上的交点。可用解析法与作图法求得。

1．解析法

顶板挠度-阻力方程与支撑系统压力-压缩特性方程联立，求解：

由此联立方程

$$\begin{cases} S_1 = a + \dfrac{b}{p} & (5\text{-}16) \\ p = p_0 + K_G(S_Z + S_G + S_T) & (5\text{-}17) \\ S = S_G + S_T + S_Z & (5\text{-}18) \end{cases}$$

解之得：

$$\begin{cases} S_m = \dfrac{a}{2} - \dfrac{p_0}{2K_G} + \\ \quad \dfrac{1}{2}\sqrt{\left(\dfrac{P_0}{K_G} - a\right)^2 + 4 \cdot \dfrac{aP_0 + b}{K_G}} & (5\text{-}19) \\ p_m = p_0 + K_G\left(\dfrac{a}{2} - \dfrac{P_0}{2k_G} + \right. \\ \quad \left. \dfrac{1}{2}\sqrt{\left(\dfrac{P_0}{K_G} - a\right)^2 + 4 \cdot \dfrac{aP_0 + b}{K_G}}\right) & (5\text{-}20) \end{cases}$$

如果将5-16式的S_1乘以控顶宽度l_s，并将所得a,b值代入5-19式及5-20式则有：

$$\begin{cases} S_m = \dfrac{[1 - A_1(K_c - 1)]M \cdot l_s}{2L} - \dfrac{p_0}{2K_G} + \dfrac{1}{2} \\ \quad \sqrt{\left(\dfrac{p_0}{K_G} - \dfrac{[1 - A_1(K_c - 1)]Ml_s}{L}\right)^2} \cdots\rightarrow \\ \leftarrow\cdots + 4 \cdot \dfrac{p_0[1 - A_1(K_c - 1)]Ml_s \cdot n_s^2 \cdot K_0 + (C_f \cdot K_0 \cdot 8h)^2 l_s}{K_G \cdot K_c n_s^2} \end{cases}$$

(5-21)

$$p_m = p_0 + K_G \cdot S_m \qquad (5\text{-}22)$$

2．作图法

该法是将（5-15）式的双曲线与（5-16）式的直线在 p-s座标轴上绘出，并求出其交点及对应的p_m, s_m值，如图5-22。

需要注意的是，式中s_m的单位mm，p_m及p_0的单位kN/m²，K_G及K_Z的单位kN/m²·mm。

3．计算举例

计算时应考虑到：（1）同一类岩石，顶板抗压入刚度与底

板抗压入刚度视为相等。并取表5-7的平均值；（2）支柱通过顶梁面积（HDJA-1000A型顶梁其面积为 $10.2\times100=1020cm^2$）约为支柱底座面积的9倍，因而在支柱通过顶梁承载时，顶梁对顶板的比压约为对底板的1/9。（3）此外，对于破碎顶板，可视为相当于第二极限刚度。

顶板页岩：等效刚度 $K_0=1.0158\times9=9.135MPa/mm$

底板泥页岩　　平均第一刚度 $K_1=0.358MPa/mm$

单体液压支柱　初撑增阻段 $K_2=1.1058MPa/mm$

在下述情况下，支撑系统的等效刚度分别计算如下：

1）支柱未钻底，即比压值小于第一极限比压时：

$$K_{G1}=\frac{1.1058}{1+\frac{1}{1.1058}-\left(\frac{1}{9.135}+\frac{1}{0.358}\right)}$$

$$=0.305MPa/mm$$

2）当底板被压入，即处于第二刚度时：

$$K_{G2}=\frac{1.1058}{1+\frac{1}{1.1058}\times\left(\frac{1}{9.135}+\frac{}{0.358\times0.267}\right)}$$

$$=0.105MPa/mm$$

3）当顶板破碎且底板压入同时发生时：

$$K_{G3}=\frac{1.106}{1+1.106\left(\frac{1}{9.135\times0.267}+\frac{1}{0.358\times0.267}\right)}$$

$$=0.085MPa/mm$$

采用单体液压支柱，并进行单位换算，以上三段情况下，支撑系统的工作特性分别为：

$p_1=p_0+3.45s$, kN　　（s 以mm为单位）

$p_2=p_0+1.18s$, kN

$p_3=p_0+0.96s$, kN

我们研究 $p_0=100kN$和50kN及20kN三段情况下支架-围岩的工作

点。以山东新设局良庄矿2208工作面的顶板位态回归曲线：

$$S=57+\frac{11540}{p}$$

为例，代入（5-21）、（5-22）式所得结果见表5-10

表 5-10 支架-围岩工作点计算

情况	支撑系统	p_0	S_m	p_m	p_0	S_m	p_m	p_0	S_m	p_m
1	$p=p_0+3.45S$	100	86	397.9	50	89.2	358.3	20	91.4	335.5
2	$p=p_0+1.18S$	100	107.9	226.7	50	117.9	189.5	20	125.4	168.7
3	$p=p_0+0.96S$	100	121.2	179.7	50	124.9	169.9	20	134.43	149.1

表5-10所列结果同样可用作图法显示，如图5-22。可以看出，随着支撑系统刚度的降低，支架-围岩工作点明显左移，即顶板下沉量增大，支架载荷减小。同时随初撑力的减小，也显示同样结果，但初撑力的影响从数值上不及系统刚度那样强烈。这是从计算上考虑初撑力本身对刚度的影响。实际上，由于初撑力同时对顶板垫层的刚度也有明显影响。因而在控制支架-围岩合理工作点上有头等重要意义。

图5-23反映了支撑系统刚度及支架初撑力对支架-围岩平均工作点的影响趋势。在图上显示的下沉量是实际工作点的平均值。

控制支架-围岩作用点的基本措施：

1）控顶区的顶板和支架状况，即顶板下沉和支架载荷，取决于顶板动态特性和支架工作特性。二者均可通过矿区观测和实验室测定取得。因而是可以预测预计的。

在一定地质技术条件下，支架-围岩工作点取决于支撑系统刚度和初阻力。最恶劣的情况是顶底板松软垫层（浮煤浮矸）未被压缩（初撑力和初阻力过低）或者支柱钻入底板（支柱对底板比压超过第一极限比压）。支柱的初阻力除提供必要的支撑力外也是控制顶板垫层刚度的重要因素。

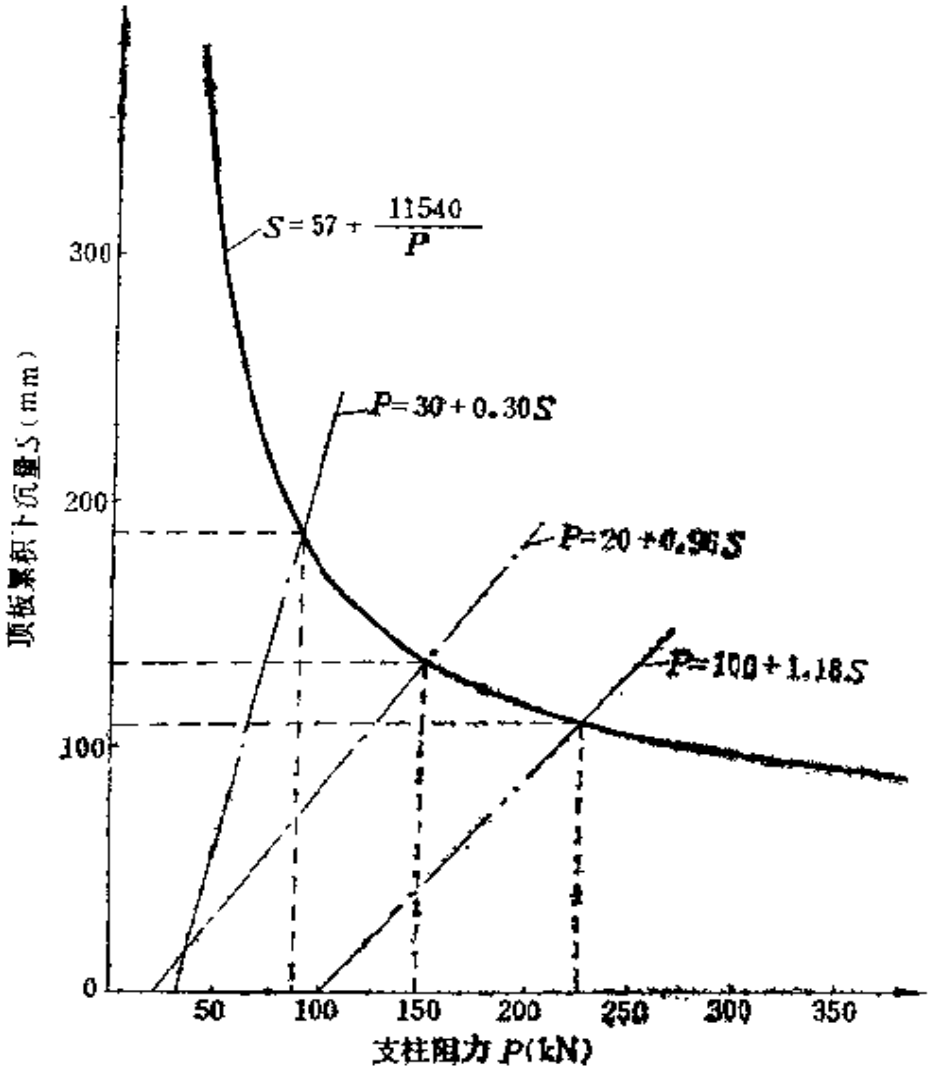


图 5-22　支架-围岩工作点与支撑系统工作特性关系

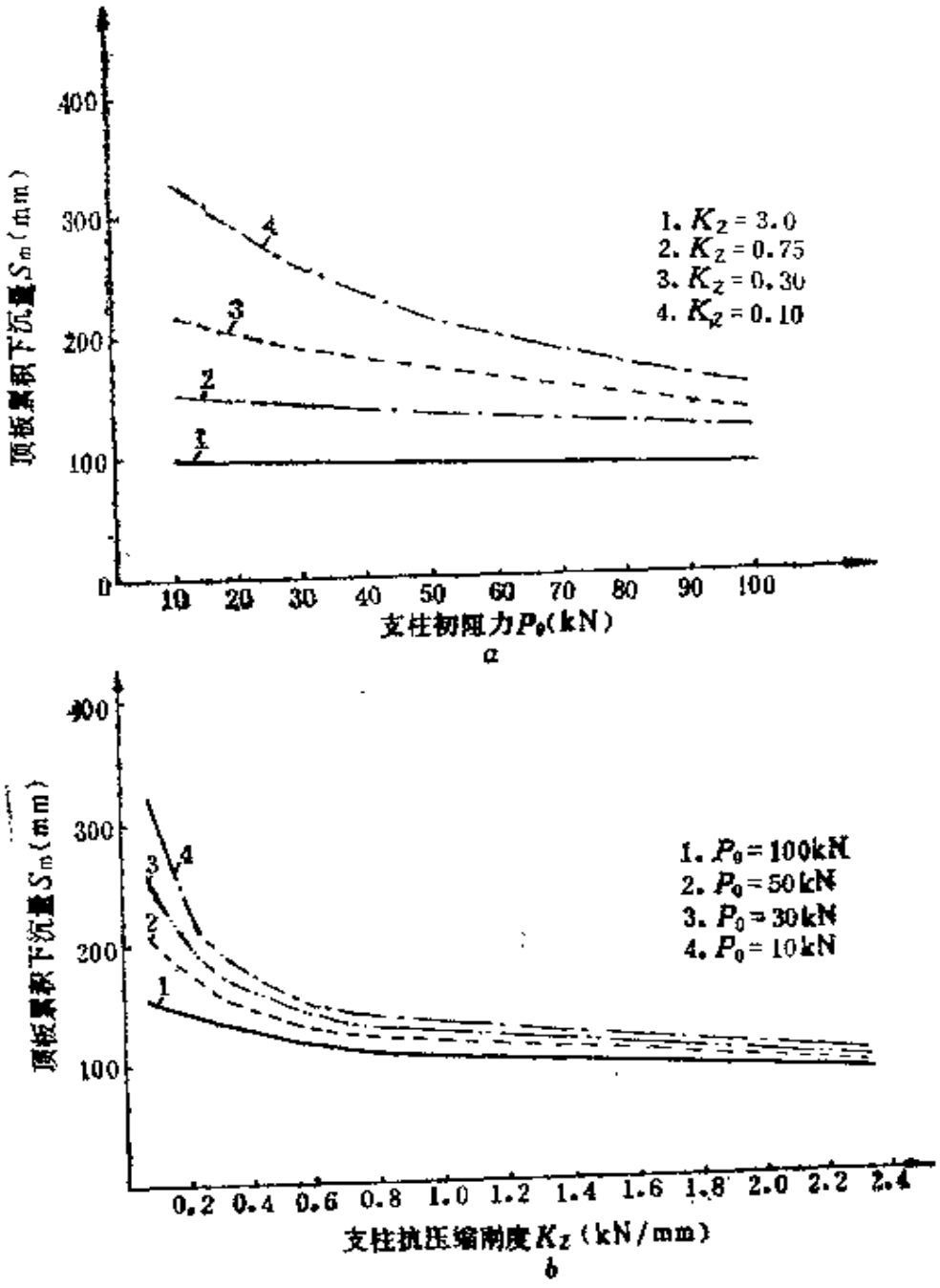


图 5-23　支架-围岩工作点与初撑力P_0及刚度K_G关系

2）支架（柱）初阻力不应小于50～100KN，相应的初撑支护强度可根据支架-围岩临界阻力确定。

对于统计回归计算所得的动态方程$S=a+\frac{b}{P}$的临界支护阻力值等于常数b的平方根，即$P_{KK}=\sqrt{b}$。如新汶局良庄矿测得$P_{KK}=\sqrt{11540}=107.4$kN。其相应的临界支护强度由（5-2）式确定。即$q_{KK}=C\cdot P_{KK}\cdot\frac{N}{l_s\cdot d}$，kN/m^2。

确定支柱（支架）的初撑力时，应使之接近或达到临界强度阻力，即$q_0=A\cdot q_{KK}$，kN/m^2。此式中的A值是根据顶板状况而定，通常取$A=0.7\sim0.9$。

根据山东新设9个矿的实测计算，支架-围岩临界阻力的平均值约为1倍采高的岩重。

即 $$q_{KK}=\gamma M$$

式中 γ——岩石密度，一般取25kN/m^3；

M——采高m。

因而支柱初撑支护强度应能达到：

$$q_0=Aq_{kk}=(2.8\sim3.6)\gamma M$$

这里包括支护密度的合理选择。

3）避免支柱压入底板是控制支撑系统刚度的最重要措施。由于底板的第二刚度仅为第一刚度的1/4左右，一旦支柱钻入底板，即在第二刚度下工作，支撑系统的刚度明显降低。支架-围岩的工作点将低于临界值。造成下沉量急增。

第二节 单体支柱工作面支护质量监测

以顶板下沉量与活柱下缩量的比值为支护质量监控指标，有一定的理论和实测依据。但由于我国煤矿地质技术条件差别很大，具体的预报指标不能从一个矿到另一个矿盲目推广。现对比值问题进行简要理论分析。

1）顶板下沉量与活柱下缩量的关系可表示为：

$$S=S_G+S_T+S_Z$$

式中 S_G——支柱压入底板量，mm；

S_T——顶板垫层（包括顶梁、背板，浮、碎矸干）的压缩量，mm；

S_Z——支柱的下缩量，mm。

由于支柱与顶底板垫层形成串联力学系统，可得：

$$p=K_GS_G=K_TS_T=K_ZS_Z$$

故顶板下沉量与活柱下缩量的比值K_S可按下式计算：

$$K_S=\frac{S}{S_Z}=1+\frac{K_Z}{K_T}+\frac{K_Z}{K_G}$$

此式是支护质量监控的基本理论依据，很明显，在K_Z一定的条件下，K_S随K_T与K_G的减小，呈双曲线关系增加。

2）为定量研究上述变化，需分别研究顶板垫层、底板垫层的刚度与支柱刚度的比值。

顶梁与顶板直接接触时，其等效刚度按支撑面积约增大9.02倍，有木背板时，刚度明显减小，见表5-11，平均底板垫层刚度见表5-12。

表5-11中木背板的刚度是淄博夏庄矿的实验结果。背板厚67mm，载荷350kN(支柱顶盖面积121cm²)时的压缩量为31mm，故。

$$K_{T木}=\frac{350}{31}\times\frac{10}{121}=0.933\text{MPa/mm}$$

金属支柱（HZWA）和单体液压支柱（DZ型）的抗压缩刚度见表5-11。

3）根据表5-11～5-13按上述计算原理我们可以粗略预计在不同的地质技术和支护条件下比值K_S的变化规律，以及具体条件下的K_S预测值。

4）图5-24 *a*、*b* 分别给出了在单体液压支柱和金属支柱支护，不同顶梁和背板的组合，不同顶板岩性的比值 $K_S=\frac{S}{S_Z}$随底板刚度K_G的变化趋势。可以看出，当 $K_G<1$ MPa/mm 时，比

表 5-11 平均顶板垫层等效刚度K_T (Mpa/mm)

作用条件 \ 顶板岩性		煤	泥页岩	页岩	砂页岩	砂岩、粉砂岩
① 钢顶梁与完整顶板		10.386	3.22	9.135	38.1	90.98
② 钢顶梁与较破碎顶板		2.773	0.86	2.44	10.16	7.74
③ 钢顶梁加木背板		0.933	0.933	0.933	0.933	0.933
比值	K_Z/K_T ①	0.097	0.315	0.111	0.027	0.034
	K_Z/K_T ②	0.366	1.182	0.416	0.10	0.131
	K_Z/K_T ③	1.089	1.089	1.089	1.089	1.089
注	$K_Z=1.016$ mpa/mm					

表 5-12 平均底板垫层刚度K_G(Mpa/mm)

作用条件 \ 底板岩性		煤	泥页岩	页岩	砂页岩	砂岩、粉砂岩
第一刚度 ①		1.145	0.358	1.105	4.23	3.22
第二刚度 ②		0.308	0.096	0.271	1.13	0.86
比值K_Z/K_G	①	0.88	2.84	1.0	0.24	0.315
	②	3.298	10.63	3.74	0.9	1.182
注	$k_2=1.16$ mpa/mm					

表 5-13 单体支柱抗压缩刚度K_Z(Mpa/mm)

工作阶段	初撑后急增阻段	恒阻（液压支柱）或微增阻（摩擦支柱）
DZ型 液压支柱	1.016	趋近于零
HZWA 摩擦支柱	1.067	0.04

值明显增大，当$K_G<0.5$MPa/mm时，比值急剧增大。仅当液压支柱安全阀开启或泄漏，摩擦支柱处于微增阻阶段时，比值K_s接近于1.0；当$K_G=2\sim4$时，比值K_s稳定在1～3之间。

图5-25及表5-14给出了不同顶底板岩性，顶梁及背板特征，及支柱有无钻底时的比值K_s的粗略预测结果。

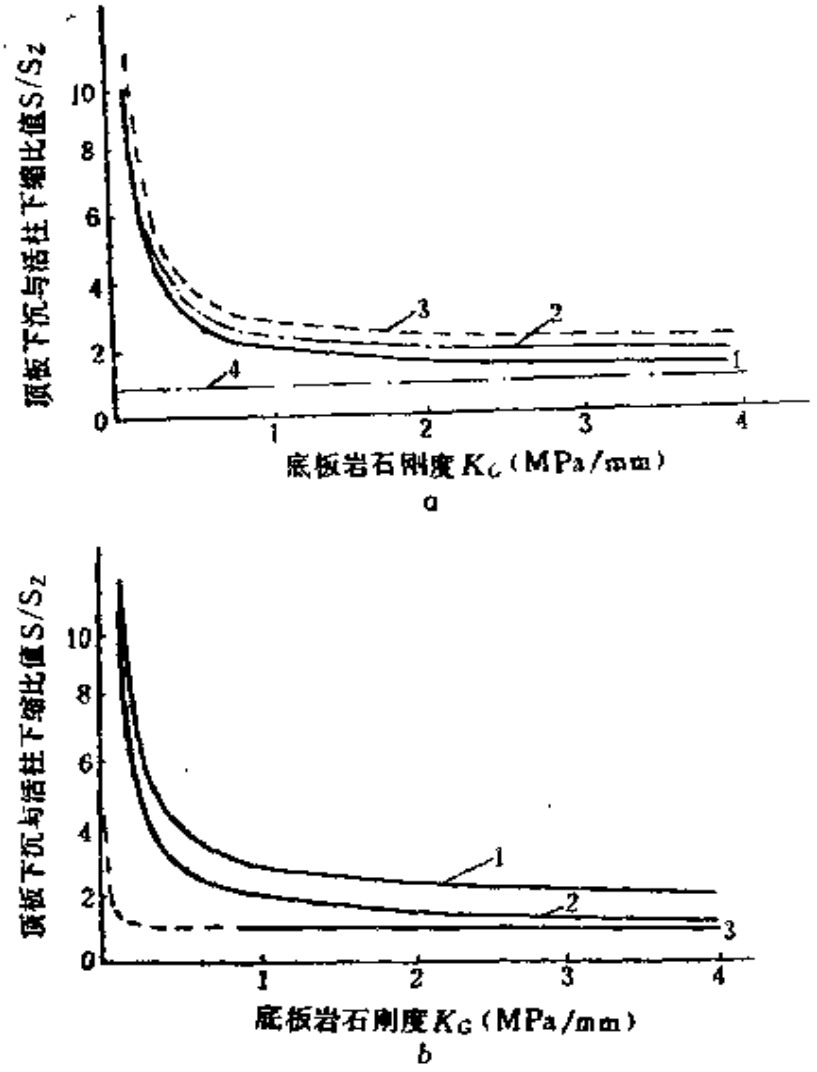


图 5-24　顶板下沉与活柱下缩比值随底板岩面刚度变化

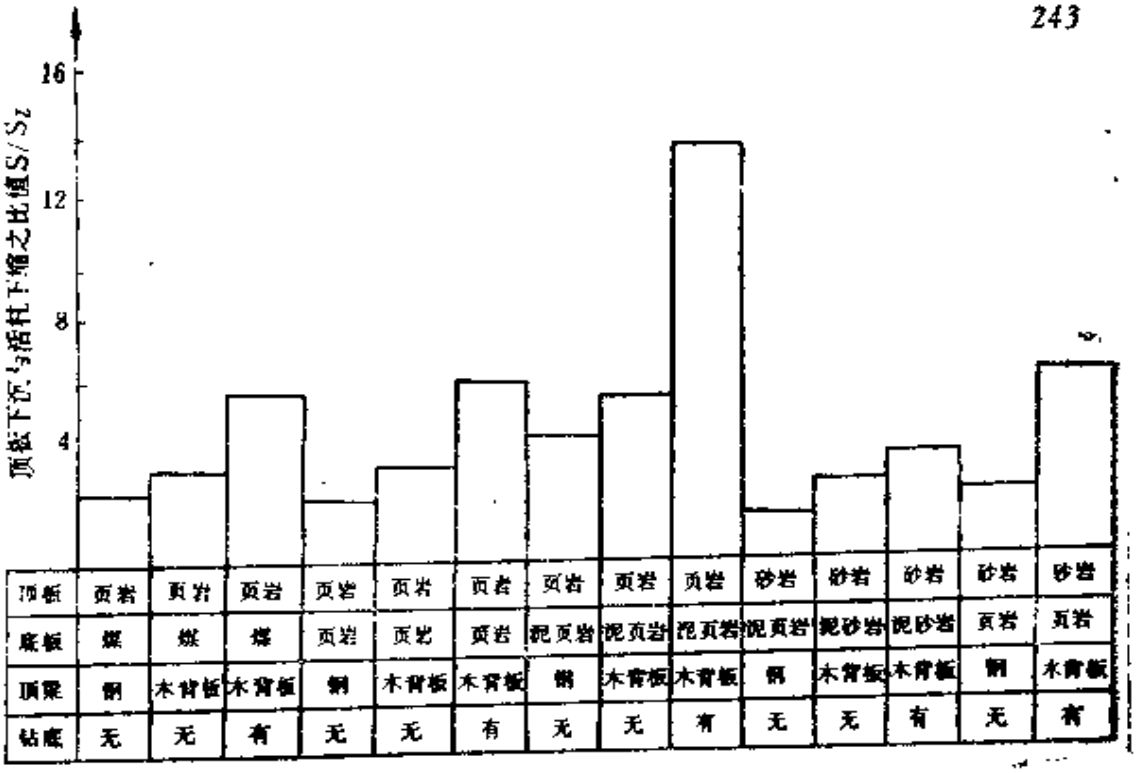
a—单体液压支柱（DZ）

1—顶板垫层$K_Z/K_T=0.1$（钢梁，硬岩）
2—顶板垫层$K_Z/K_T=0.4$（钢梁，软岩）
3—顶板垫层$K_Z/K_T=1.09$（木背板）
} $K_Z=1.016$mpa/mm/h（支柱增阻段）

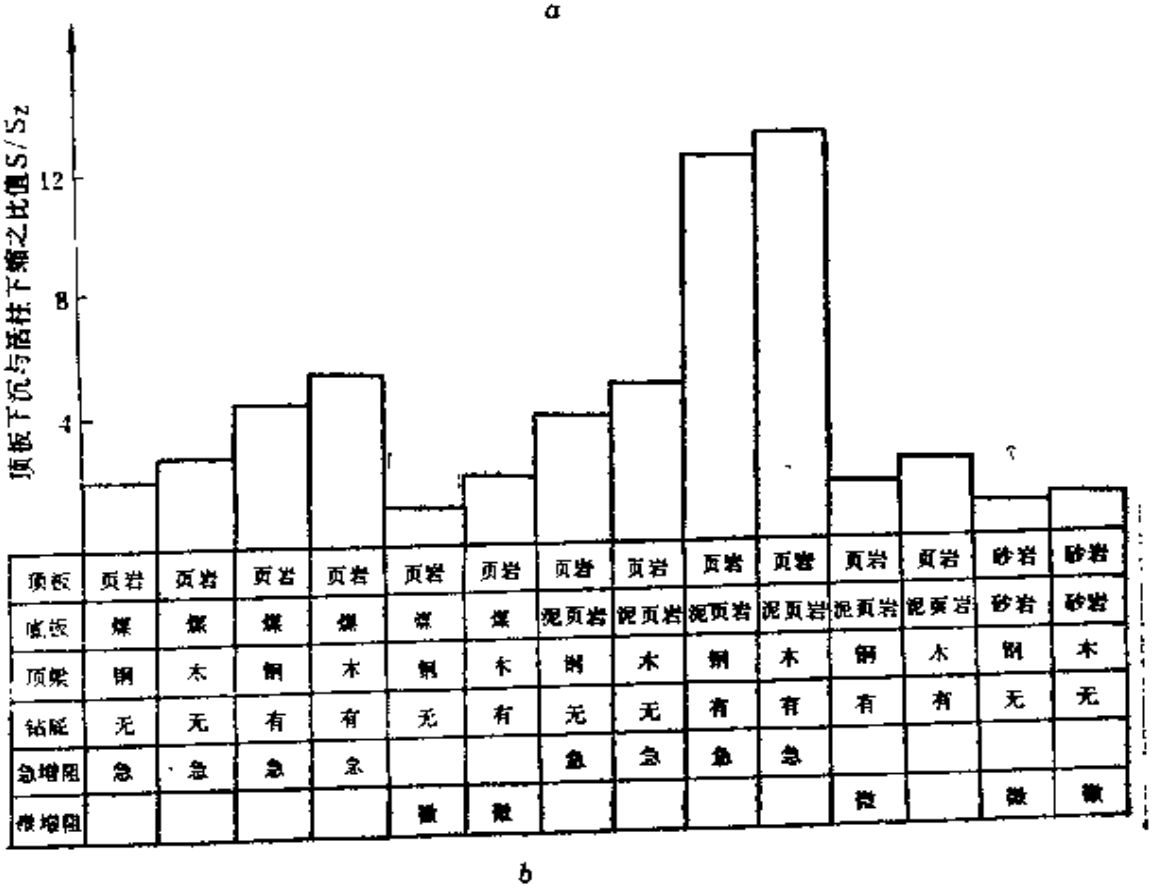
4—支柱安全阀开启或密封渗漏　$K_Z\to 0$（支柱恒阻段）

b—金属支柱（HZWA）

1—顶梁＋木背板，支柱急增阻段$K_Z=1.076$MPa/mm
2—顶梁无背板，支柱急增阻段
3—顶梁无背板，支柱微增阻段，$K_Z=0.04$MPa/mm



a



b

图 5-25 不同地质技术条件下顶板下沉与活柱下缩比值分布

a—单体液压支柱（DZ系列）：增阻段$K_z=1.067$MPa/mm，恒阻段$K_z\to 0$

b—金属支柱（HZWA）：急增阻段$K_z=1.067$MPa/mm，微增阻段$K_z=0.04$MPa/mm

表 5-14　顶板下沉与活柱下缩比值K_s预测值

顶板岩性		页岩	砂岩	煤	泥页岩	页岩	页岩	煤	砂岩	砂岩
底板岩性		煤	煤	煤	煤	页岩	泥页岩	泥页岩	页岩	砂岩
顶梁及背板支柱钻底情况		木背板钻底	钢梁钻底	木背板不钻底	木背板不钻底	木背板钻底	木背板钻底	木背板钻底	钢梁不钻底	钢梁不钻底
液压支柱	增阻段工作	5.67	4.68	3.05	3.05	5.83	13.66	13.66	2.05	1.35
	恒阻段工作	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
金属支柱	急增阻段工作	5.60	4.5	3.07	3.07	6.07	13.3	13.3	2.09	1.37
	微增阻段工作	1.17	1.13	1.08	1.08	1.19	1.455	1.455	1.045	1.011

结论：综上分析，可以归纳如下：

1）顶板下沉与活柱下缩的比值，取决于支架（柱）刚度与顶板垫层底板表层刚度之比。

即
$$K_s=\frac{S}{S_z}=1+\frac{K_z}{K_T}+\frac{K_z}{K_G}$$

K_s值随底板表层或顶板垫层刚度的减小，急剧增大，两者呈双曲线关系。同时随支柱抗压缩刚度的减少而减小。

2）比值K_s是可以预测的。只要掌握回采工作面顶板垫层，底板垫层或表层及支柱本身的抗压缩刚度，就可以进行预先估算，说明基本趋向。

3）计算表明，单体液压支柱及金属支柱在急增阻段工作时（前者为安全阀开启前，后者为自动锁紧完成之前），比值K_s在较大范围变动。它取决于支柱是否钻底(是否超过第一极限比压)及顶底板岩性和顶梁上方是否有木背板。最有利的情况是顶梁上无木背板且顶板未破坏、底板较硬或支柱未钻入底板。此时比值K_s一般不超过2～3。最恶劣的情况是支柱压入底板且顶梁上有木背板或松软垫层。此时比值K_s可达4.5～13.7。这意味着顶板下沉过大，活柱下缩在顶板下沉中的比率很小。避免这种情况发生的基本措施是适当选择底座面积和提高支架初撑力并及时支护。排除支设木背板的必要性。

4）当液压支柱安全阀开启或缓慢渗漏的恒阻状态，或金属支柱在微增阻阶段工作时，支柱本身的抗压缩刚度很小。计算表明，在支柱的这两种状态下，不论支架-围岩工作状态是否正常，比值K_s均接近或等于1.0。

由此可见，在液压支柱的恒阻阶段及金属支柱的微增阻阶段，用顶板下沉与活柱下缩的比值K_s来衡量支护质量是不可靠的。必须同时考察顶板的绝对累积下沉量。如果下沉量过大，则有可能是以下几种情况：

（1）液压支柱低压状态下工作(如密封系统渗漏等引起)；

（2）支柱压入底板；

（3）金属支柱自动锁紧失效，支柱阻力偏低。

为判断准确，需作进一步的检测，如支柱压入底板量；活柱缩量等。

而在液压支柱及金属支柱的急增阻阶段，如前所述，比值K_s可以作为支护质量的检验标准，但为此需要掌握工作面顶底板岩性及其抗压入刚度。并根据不同的地质技术条件，提高比值K_s的合理工作区间，作为判定支护质量的定量依据。

5）单体液压支柱工作面，支柱载荷便于测定，因而可以根据支柱载荷的大小及变化特征，作为工作面支护质量的检累测依据。在安全阀开启的情况下，尚需辅以支柱钻底量或顶板积下沉量。

一般要求：

（1）$P_0 \geqslant 0.7P_{OH}$（P_0——实测支柱初阻力，P_{OH}——设计初阻力)。

如果$P_0 \leqslant 0.5P_{OH}$，则表示支护质量差，或者支柱已压入底板，需增加柱鞋。

（2）$P > P_0$（P为任何时刻的支柱载荷)，由于$P = P_0 + K_7 \cdot S_Z$。

如果$P < P_0$，则有两种可能：

a．支柱钻入底板，底板极松软，造成降阻。或者顶板破碎

而降阻。

b．液压支柱密封系统渗漏。

在此情况下需补测活柱下缩量或支柱钻底量作为补充判断。

总之，支护质量较好的单体工作面应当：（1）支柱有足够的初阻力；（2）随远离煤壁，支柱阻力增量为正值。（3）除控制支柱钻底外，改善机道支护，避免顶板早期破碎，也是工作面控制的基本要求。为此要求：① 及时支护；② 缩小梁端—煤壁距离。

第六章　底板抗压入特性的现场测试方法

第一节　底板岩层抗压入特性测定仪器

一、底板力学特性测定仪器

目前在我国现场测定回采工作面底板抗压入力学特性以下简称底板比压测定的仪器主要有静压式底板比压仪和冲击式底板比压仪两种类型。

（一）静压式底板比压仪

静压式底板比压仪是进行底板比压测定的必备仪器。利用该仪器可以精确测定回采工作面或巷道底板的抗压入特性，为防止支柱（或支架底座尖端）钻底，防止顶板因过量下沉而导致破碎冒落，改善顶底板控制，提高回采工效和生产安全性提供科学数据。

静压式底板比压仪是参考单体液压支柱的工作原理设计制造的。按照不同的注油方式，该仪器又可分为内注式（如BPN型静压内注式底板比压仪）和外注式（如BPM型静压外注式底板比压仪）两种。应用静压外注式底板比压仪测定时，还必需备有一台手动高压油泵（如HRB型手动高压乳化液泵）与它配套。

为测定出不同硬度底板的抗压入特性理想曲线，该仪器备有多个不同规格压模。只要更换装设在仪器底部的不同规格的压模，则可改变仪器对底板施加的主动比压，即改变压模下单位面积底板承受的载荷力。（参见表6-1）。

1．BPN型静压内注式底板比压仪

BPN型底板比压仪是在内注式单体液压支柱基础上，经改进设计研制成的。它主要用于煤矿回采工作面或巷道进行底板比

表 6-1 仪器底座压模尺寸及其最大主动比压

压模直径(mm)		110	100	80	60	40	备注
压模面积(cm^2)		94.99	78.5	50.24	28.26	12.56	按仪器最大主动压力计算，BPN型为125kN，BPM型为200.9kN
最大主动比压 (MPa)	BPN型	13.15	15.92	24.88	44.23	99.5	
	BPM型	21.15	25.6	40.0	71.11	16.00	

压测定，还可用于其他井巷工程（如冶金矿山，隧道等）进行岩层承载能力的测定。

该仪器备有5个不同规格的压模（ϕ40、ϕ60、ϕ80、ϕ100、ϕ110或ϕ130），以适应不同岩性的底板。另外，仪器还配有调整高度装置，以便在不同采高场合下使用。

1）主要技术特征。

BPN型底板比压仪的主要技术特征见表6-2。

表 6-2 BPN型底板比压测定仪主要技术特征表

工作方式		手动操作内部油泵	
最大工作高度 (mm)	2450	油缸径直 (mm)	80
最小工作高度 (mm)	1420	顶盖直径 (mm)	180
工作行程 (mm)	250	压模直径 (mm)	40、60、80、100、110或130
额定支撑力 (KN)	125	装液量 (mL)	1100
额定油压 (MPa)	25	最大单件重量 (kg)	21

2）仪器的结构。

BPN型底板压仪主要由油缸、泵体、活塞、活柱、卸载阀、通气阀、接长柱、手把体、卸载把手、调高柱筒、卡环、顶盖、压力表座和底板压模等零部件组成。按部件的作用它们又可分为：支承力产生部；压力测量部；卸载部；调高部；接顶部和压模调整部。其结构简图如图6-1。

3）仪器的工作原理。

BPN型底板比压仪的工作过程可分为：充液置位，升压测试和卸载回零三个阶段。各阶段的工作原理与过程如下：（如图6-2）

（1）充液置位。

将手把套入曲柄方头后，上下摇动，通过曲柄滑块机构使泵活塞作上下往复运动，迫使液压油从贮油腔A进入低压腔B，又通过阀K_1、K_2进入工作腔C并使活柱伸长直至顶盖与顶板接触。

（2）升压测试。

仪器接顶后继续摇动手把，当柱塞（包括泵活塞、连接头等）向上运动时，贮油腔A内的油液继续注入低压腔B并通过进油阀K_1和活塞环形槽充满于泵套和连接头间的间隙；当柱塞向下运动时，由于工作腔C内油压较高，而低压腔B内的油虽然经泵活塞压缩，油压仍较低，打不开单向阀K_2，但却足以打开阀K_3，使油液返回贮油腔以减轻操作力。与此同时柱塞的连接头内的油液受压经活塞环形模返回，将阀K_1关闭。此时高压油打开阀K_2，并流入工作腔C内，使工作腔内油压不断升高。连续摇动手把就能使仪器油压不断升高，则可观测记录压力表读数和压模钻入量及底板的变化，直至完成测试。

实际上充液置位和升压测试过程是连续进行的。都是要经过操作手把来完成。

（3）卸载回零。

测试记录完毕后，拉动卸载环，打开卸载阀，工作腔内高压油便回至贮油腔，活柱回缩，则可撤仪器结束当前测点的测试工作。

4）仪器各部件的作用。

（1）油缸、泵体、活塞、活柱和手把卡口用于产生支撑力，以迫使压模压入底板，完成测定工作；

（2）顶盖，保证大而积接顶（顶盖面积为各种压模面积的2.68～20.25倍），即保证了仪器施加的压力对顶板产生的比压（单位面积上承受的力）小于对底板产生的比压，从而防止钻入

顶板；

（3）调高柱筒、卡环、接长柱筒，为适应不同高度需要，完成高度调节。（下井测试前应根据采高预先选择接长柱和调高柱筒）；

（4）压力表座，用于安装压力表，以显示缸内油压值；

（5）压模，比压仪的支撑力通过压模作用于与压模面积相等的底板上，从而得以测定压模钻底深度随着压模下产生的底板比压变化的规律；

（6）通气阀，其作用是保证仪器活柱下缩时贮油腔内空气排出；活柱伸出时使空气通过通气阀进入贮油腔；仪器平放时，通气阀能自行关闭，防止油液溢溢；

（7）卸载把手，用于测试后的卸载回零。

5）仪器的安装与使用。

（1）将压模通过4只螺栓与油缸主体连接起来；

（2）用3只弹簧涨销把接长柱与活柱体连接起来；

（3）把压力表和压力表座通过快速接头连接好；

（4）用弹簧涨销把调高柱筒与顶盖座连接好，并将顶盖用螺栓与顶盖座连接起来；

（5）把调高柱筒插入接长柱内，调节高度使顶盖接顶良好，用卡环卡好，并穿上螺栓拧紧。

（6）将手摇把插入手把卡口中，摇动手把即可进行测试。

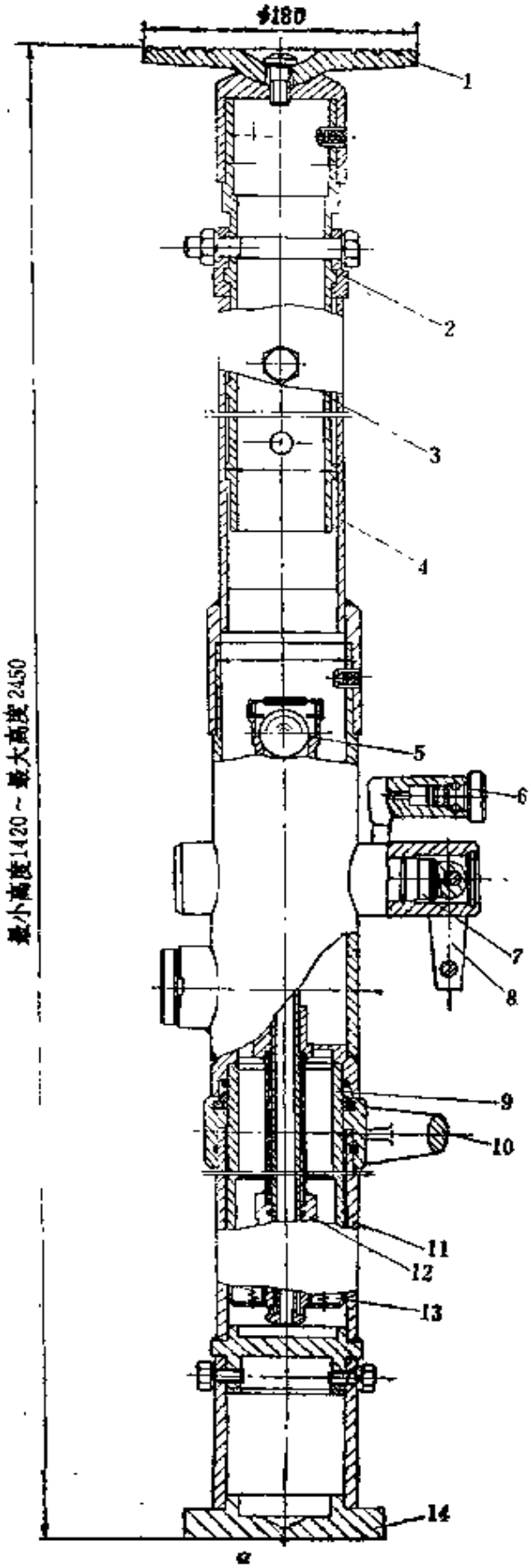
6）使用注意事项。

（1）在新仪器下井前，由加油器（卸载手把附近）加入5号液压油或透平油。进行升降操作试验，确认没有问题后才可下井。

（2）仪器使用时，应先升、降柱一次（最大行程）以排除缸体内空气。

（3）仪器支设应垂直顶底板，在倾角较大的情况下，应加以保护和防滑。

（4）在运输时，压力表应从表座上取下，以免损坏，并将



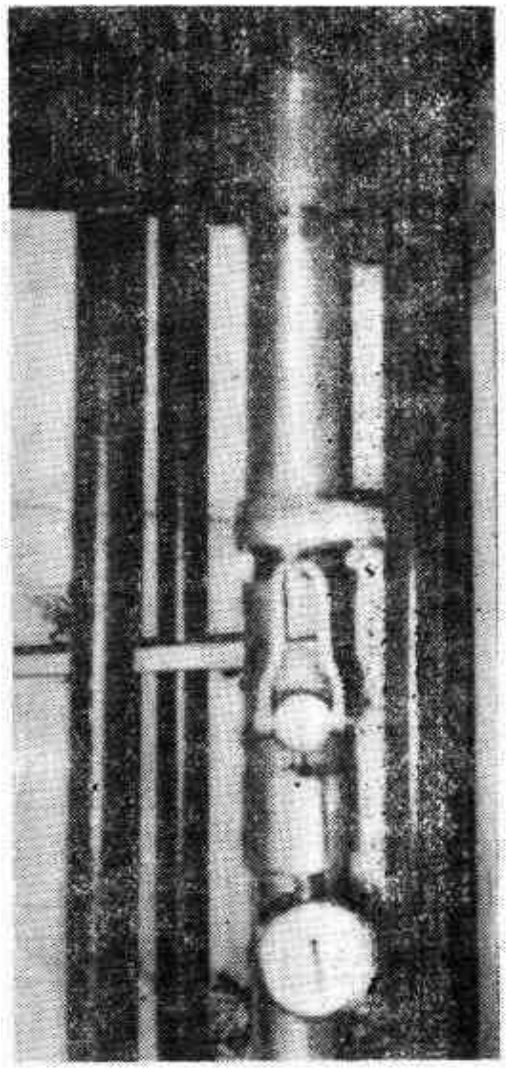


图 6-1 BPN型内注式比压仪
a—结构简图；*b*—试验台上压入试验照片。
1—顶盖；2—卡环；3—调高柱筒；4—接长柱；5—通气阀；6—压力表座；7—卸载阀；8—卸载手把；9—活柱；10—手把体；11—油缸；12—泵；13—活塞；14—压模

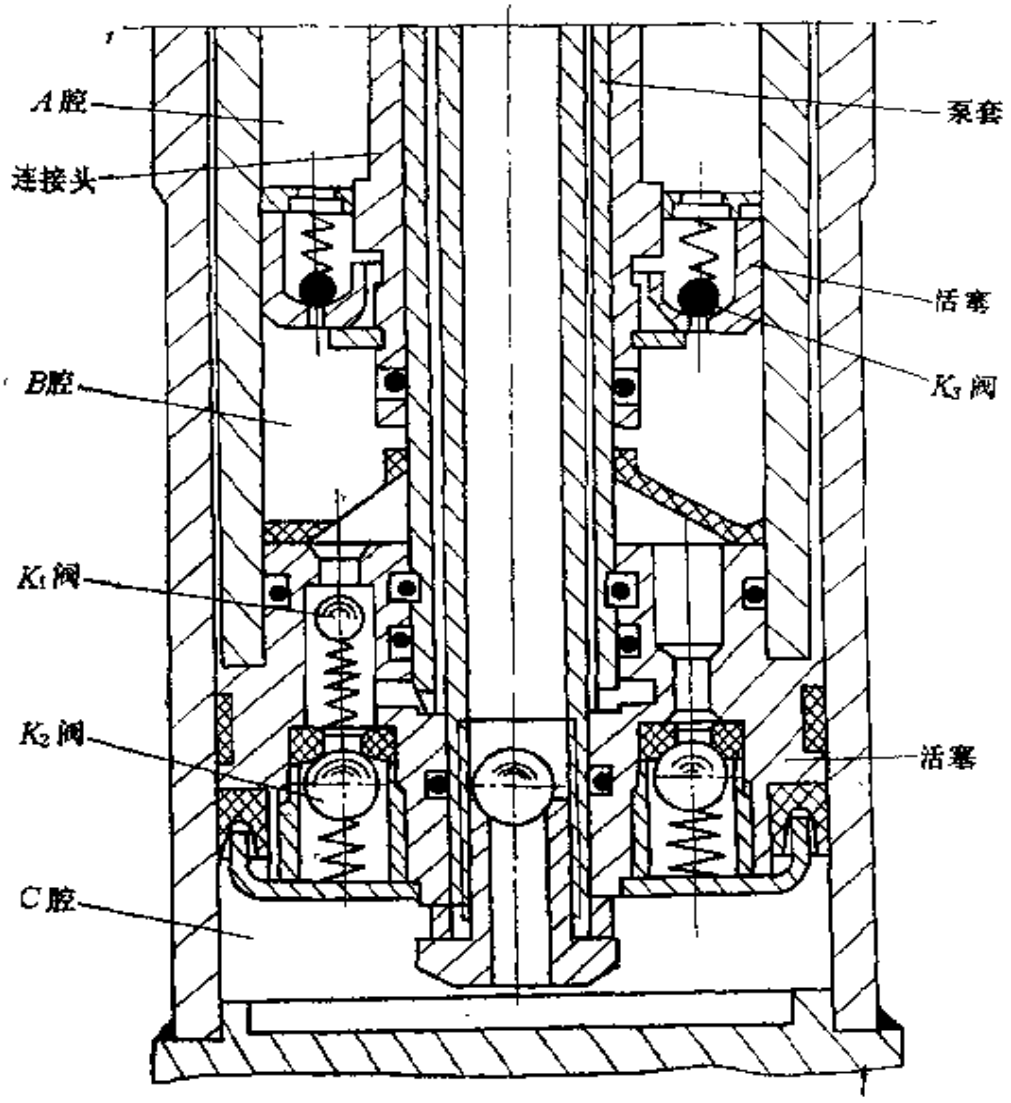


图 6-2　充液与升压工作原理图

接口堵好，以防煤粉等杂物侵入。

（5）不得用锤等硬物重敲仪器的任何部位。组装前应将各接合处用棉丝擦干净。

（6）测定过程中，油缸油压不得超过额定值25MPa。

（7）因为工作面煤尘很大，除压模、接长柱、调高柱筒、顶盖外，其他零部件不允许在工作面拆装。

2．BPM型静压外注式底板比压仪

BPM 型底板比压仪是根据外注式液压支柱的工作原理设计制造的。与 BPN 型底板比压仪一样，可利用它进行测定煤矿回采工作面或巷道底板比压的需要，该仪器亦备有φ40、φ60、φ80、φ100、φ110或φ130五种规格的压模和可适应1.45～2.69m采高的调整高度装置。由于该仪器采用外部供液方式，使得仪器最重的单个组件的重量比 BPN 型比压仪轻。该仪器亦具有使用灵活、适用范围广的特点。

1）主要技术特征。

BPM型底板比压仪的主要技术特征见表6-3。

表 6-3 BPM型比压仪技术特征表

操作方式	辅助手油泵供液
配用油泵	HRB型手动高压乳化液泵
油缸直径(mm)	80
工作行程(mm)	200
额定油缸压力(MPa)	40
工作高度(mm)	(1450) 1662～2692
压模直径(mm)	40、60、80、100、110或130
供液量(mL)	1100
工作液	乳化液或液压油
主体重量(kg)	19
额定支撑力(kN)	200

2）仪器的结构。

仪器是由顶盖、活柱、活塞、油缸、接长活柱、连接柱体、压力表座、手把体、压模等零部件所组成，其结构简图如图6-3。

3）工作原理及操作过程。

仪器工作油缸获得从外部油泵输入的高压液体，使仪器产生支撑力。由于仪器上端大面积顶盖接顶而下端压模面积较小，在此支撑力作用下，压模压入底板。这样根据压力表读数与压入量的关系，就可以测定出底板的抗压入强度等参数。仪器操作过程

如下：

（1）以高压油管将油泵与比压仪油缸下端连接；

（2）手动乳化液泵的高压液体通过高压油管进入比压仪油缸下腔使活柱伸出，接触顶底板，产生支撑力。

（3）摇动乳化液泵手把，使油缸压力不断增加，油缸向下伸出，对顶底板的支撑力也不断增加，直至压模将底板破坏、压力下降。测定并记录底板极限抗压入强度。

（4）测定完毕，打开卸载阀，将油缸中的液体回到手动乳化液泵油箱，活柱缩回，完成测定。

4）仪器各部作用。

快速接口与高压软管连接，通过乳化液泵，输入高压油。

油缸使与活塞连接的活柱在高压液体作用下对顶底板产生支撑力及对底板产生压入力。

压力表座接口，用于安装压力表，测量油缸内液体压力。

调高柱筒、卡环及接长活柱，用于调整接顶高度。

顶盖，用于扩大接顶面积防支柱钻顶，增加支柱稳定性。

压模，在支撑力作用下压入底板，以测定底板的抗压入强度。

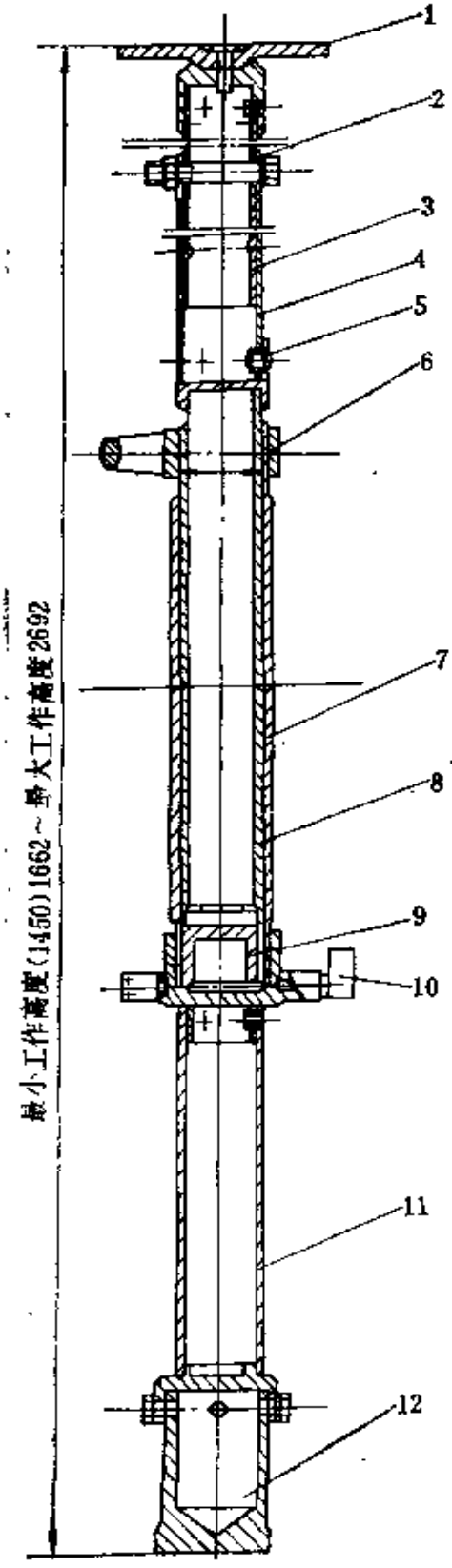
5）仪器的安装与使用。

根据测试点高度选择适当长度的接长柱，将它与仪器的连接柱体、调高柱筒、油泵和压模等部件，分件带往工作面，并按下列步骤组装（如图6-3所示）。

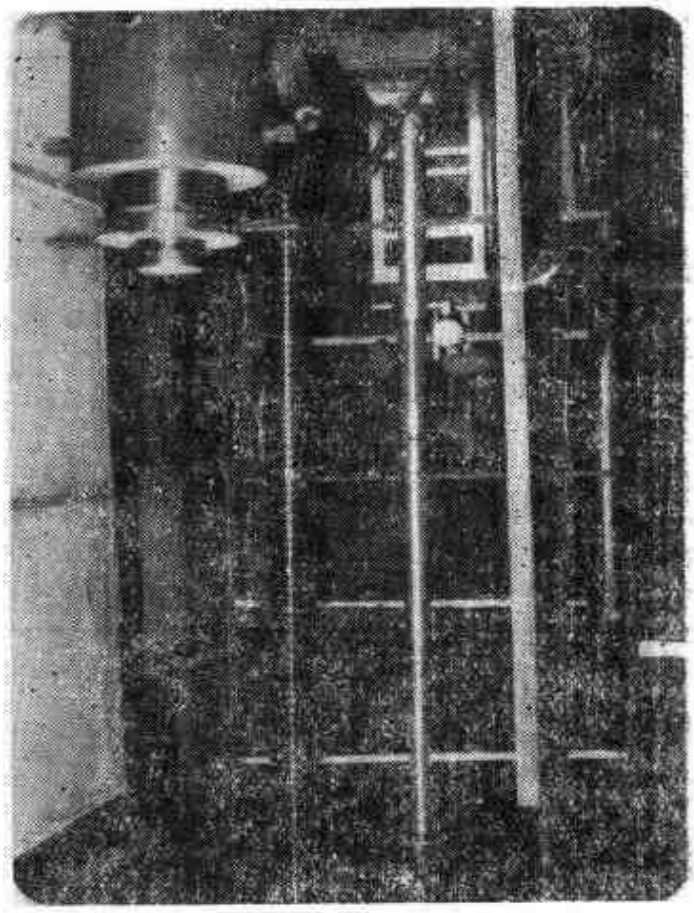
（1）选择适当尺寸的压模，用4只螺栓与连接柱体连接起来。

（2）用3只弹簧涨销把顶盖座与调高活柱连接，再用螺栓把顶盖与顶盖座及调高活柱连接起来。

（3）排尽油缸内气体，步骤如下：将油泵的高压软管与快速接口连接好，将油缸体倒立（活柱全部缩回）然后操作油泵供液，当液体从压力表座接口外溢时，将压力表安上、拧紧。再把比压仪正放。



a



b

图 6-3 BPM型外注式比压仪结构图

a—结构简图；*b*—试验台上压入试验照片；1—顶盖；2—卡环；3—调高柱筒；4—接长柱；5—快速接口；6—手把体；7—油缸；8—活柱；9—活塞；10—压力表座接口；11—连接柱体；12—压模

（4）用3只弹簧涨销把接长活柱与活柱体连接起来。

（5）用3只弹簧涨销把已经与压模连为一体的连接柱体与油缸主体连接起来。

（6）将调高柱筒插入接长柱中，调节好高度，使顶盖接近顶板，然后将卡环卡好穿上螺栓拧紧。

（7）操作油泵，使顶盖接顶良好，即可进行测试了。

6）仪器的维护与保养。

（1）常见故障及其处理方法见表6-4

表 6-4 BPM型比压仪故障及处理方法

故　障	原　因	处理方法
压力打不上	1. 液量不足 2. 卸载阀未关	1. 补充加液 2. 将卸载阀关闭
有效行程减少	液量不足	补充加液
活柱降不下但有弹性感	油缸内有空气	倒转油缸，将空气从进液管道液面排出
活柱降不下且无弹性感	缸体或活柱被碰撞造成损伤变形	应上井修理
接头处漏液	一般为密封件损破	更换

（2）维护注意事项：

① 仪器各部件保持清洁，连接可靠；

② 压力表在测定结束后，应卸下妥善保管，防止运输时损坏；

③ 打压时要均匀操作，不得快速冲击；

④ 工作液选用浓度为5%的乳化液或20号机油，严禁用甘油、麻油或普通发动机油等代替；

⑤ 长期不使用时，外部零件在必要处涂工业用凡士林一层，以防生锈；

⑥ 安装配合时严禁用锤子等猛烈敲击。

3．HRB型手动高压乳化液泵

HRB型手动高压乳化液泵是将人工手动的机械能转换为乳化液的压力能的一种小型液压泵站。它可用于煤矿井下和地面实验室需要输送少量高压液体的各种场合，如煤矿井下顶板高压注水封孔系统，外注高低压密封试验等。

HRB型手动高压乳化液泵主要特点是：动力为人工手动，可输出高压乳化液或水，体积小、重要轻、携带方便、操作简单、应用范围广。

1）主要技术特征。

产品型号	HRB型
最高工作压力	60MPa
流量	2.3mL/次
最低工作压力	1MPa
流量	11.4mL/次
最大手摇力（约）	450N
重量	950kg
外形尺寸	650×176×140mm
贮液量	3L（升）

2）仪器结构。

HRB型手动高压乳化液泵由以下几部分组成（如图6-4）。

（1）泵体：泵体部分是该泵的主要部分，上面分布有：高压工作腔、低压工作腔、两个单向阀、高压阀（安全阀）、低压阀、卸载阀、两个止回阀、进液口等。各处孔有机地形成一个整体。

两个单向阀是阻止压力工作液回流，其规格、作用完全相同。低压阀和高压阀的作用是控制压力，分别将压力控制在1MPa和60MPa。进液口处的两个钢球是止回阀，工作完毕后松动卸载阀，压力液流回储管，完成卸载工作。

（2）压杆：主要由压杆、手把组成。靠两个销子与泵体和柱塞连接。手压力作用在压杆上，带动活塞作往复运动，产生

乳化液的压力。在铰接头上面有M20×1.5螺孔，是供垂直安装压杆用的，可以根据操作方便选用垂直或水平位置操作。

（3）胶管：是连接乳化液泵和油缸，输送压力液的部件。本接头采用煤矿通用的快速接头，装拆方便。不使用时，胶管与油缸、乳化液泵脱开，两端头用橡胶塞堵上，乳化液泵端头用堵盖堵上，以防污物进入油管和泵体。

（4）在乳化液箱上面装有注液孔、出液孔和测液杆，松开测液标座螺钉就可以放气和进气。注入的乳化液应在测液标两刻线之间。

在后端安装一个挂钩，用挂钩锁住压杆以便手提携带乳化液泵。

3）仪器工作原理如图6-5所示。

乳化液泵在开始工作时，液体被柱塞压入高低压单向阀，通过高低压单向阀进入油缸。当压力至1MPa时，则低压阀打开，低压液溢回储液管。

在上述基础上，高压柱塞继续工作，压力逐渐升高，当压力超过额定压力60MPa时，则高压阀打开，高压乳化液从高压阀溢回贮液管，压力始终保持在60MPa，高压阀就是安全阀。

在工作过程中，由于用户工作油缸做功，能量会减少，所以要随时摇动手柄，保持所需的工作压力，直至工作结束。

乳化液泵工作完毕，需要将压力减至为零，打开卸载阀，乳化液流回贮液箱，完成卸载工作。

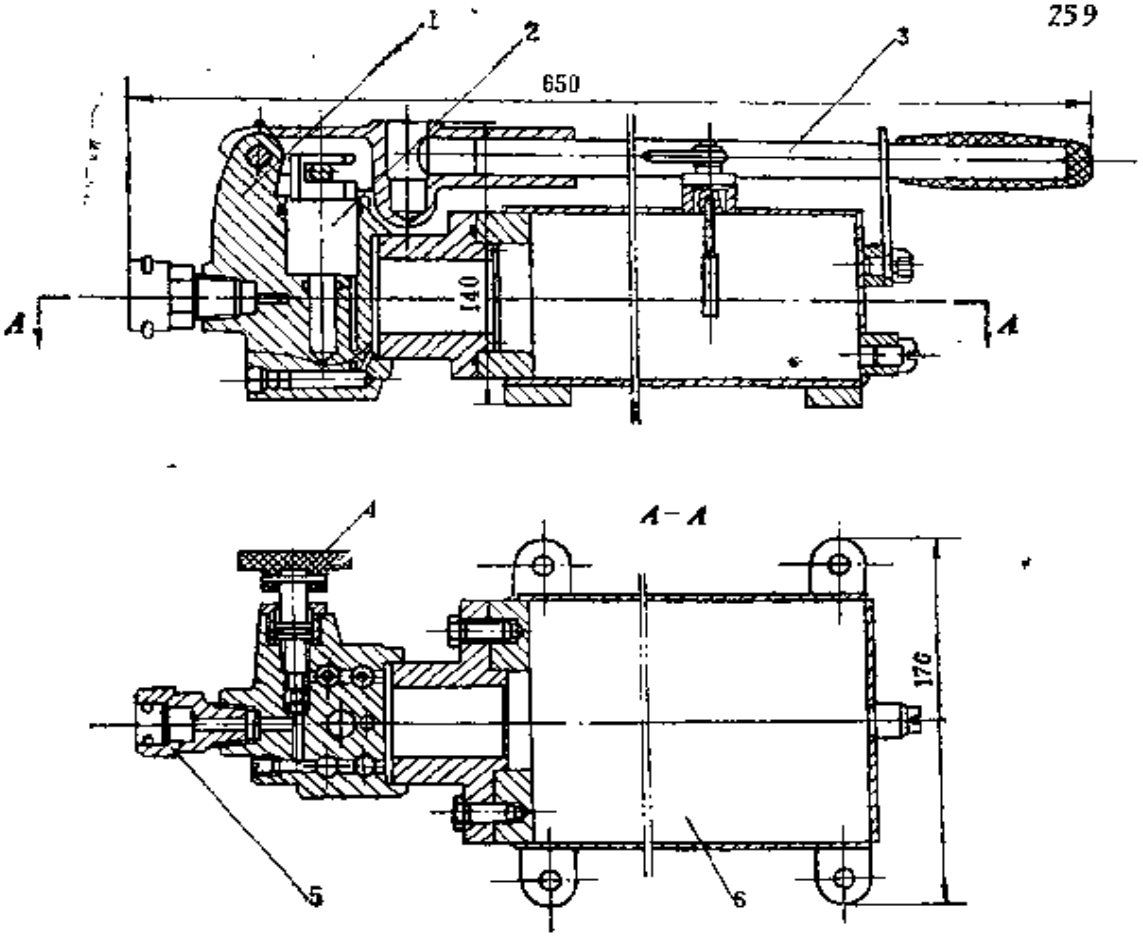
4）使用及注意事项。

（1）乳化液泵的正常使用：在额定压力60MPa工作时，乳化液泵的性能完全发挥出来。各处均不需调整。在实际压力低于60MPa时，各处也不需调整。

（2）注意事项：

① 工作压力不准超过60MPa。不得随意调动高低压阀；

② 工作时应稳稳地摇动手柄，不得使工作液有冲动现象，以保各阀门持久工作；



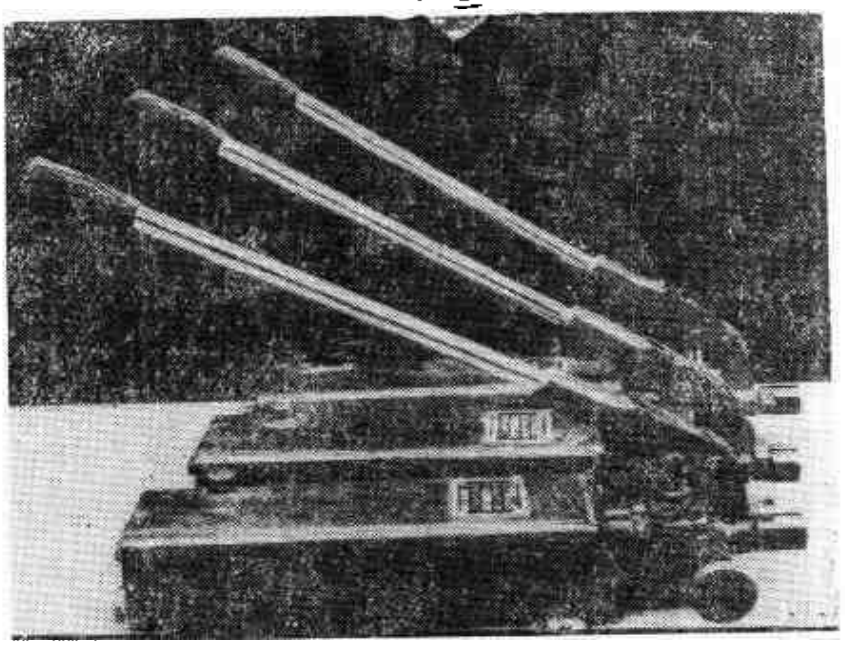


图 6-4 HRB型手动高压乳化液泵

a—结构简图； b—外形图

1—泵体； 2—柱塞； 3—手压杆； 4—卸载手把； 5—快速接头；
6—贮液箱

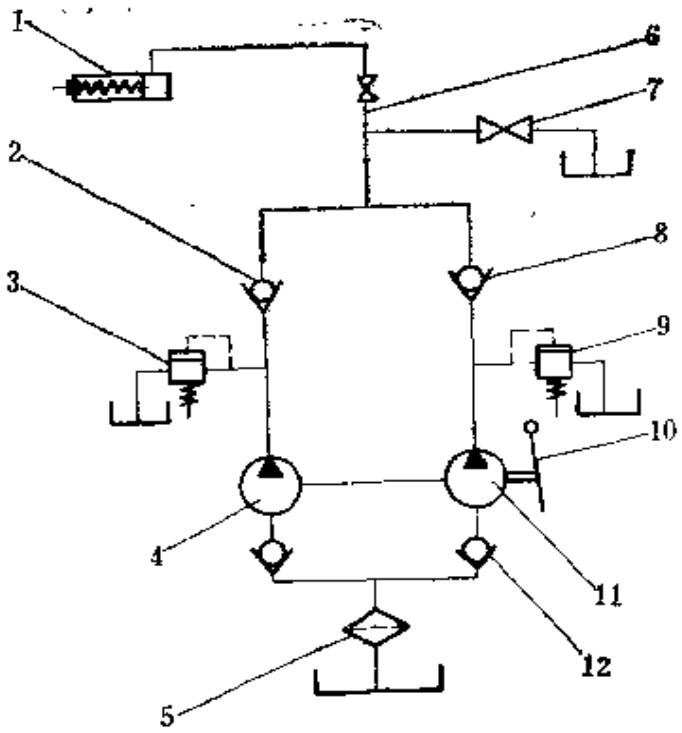


图 6-5 HRB型泵工作原理图

1—工作缸；2—高压单向阀；3—高压安全阀；4—高压泵；5—滤油器；6—高压胶管；7—卸载阀；8—低压单向阀；9—低压安全阀；10—压杆；11—低压泵；12—止回阀

③ 减压时应缓缓扭动手轮，不得使减压过速；

④ 乳化液量不够时，不得在有压力情况下注液，以免回液时贮液管内有压力存在；

⑤ 各处拧紧，涂上密封胶，方可工作；

⑥ 高压胶管每年作一次打压试验，防止胶管老化，发生意外，如果胶管试验压力低于90MPa，即发生凸起或渗漏时就不能使用。

5）维护与保养。

（1）乳化液泵各部经常保持清洁，各阀门处及柱塞周围不得有灰尘污物存在。

（2）严格遵守安全使用注意事项。

（3）工作液为含2%的M-10或MDT乳化液，如用水为工作液，则工作时间不得超过4 h，用完及时用汽油或煤油清洗每一

零部件。

（4）工作液必须用120目滤油网过滤清洁。

（5）使用时应轻拿轻放，避免碰撞现象，压杆要拧紧，以免损坏螺纹。

（6）不用时非喷漆表面涂工业凡士林油一层，以防生锈。

（7）不用时应装入木箱，在干燥、温度适宜的地方存放。

（8）特别注意，胶管因长期使用，易产生老化，使强度降低，应经常检查，定期更换。

6）乳化液泵故障及其排除方法，见表6-5。

（二）冲击式底板比压仪

1．JD-1型冲击式底板比压仪简介

JD-1型底板比压测定仪，是根据能量转换原理，参考波兰经验，研究制造的测定岩层抗压入强度的仪器。

利用该仪器可以方便地测定出底板岩层的抗压入能力，为煤矿解决支柱、支架钻底问题提供可靠的依据。对于提高煤炭生产效率和经济效益，改善劳动安全条件具有重要意义。

该仪器具有使用灵活，重量轻，携带方便，维护简易、价格低廉等特点。

2．主要技术特征（见表6-6）

3．仪器结构与工作原理

如图6-6所示，冲击式比压仪主要由拉绳手把、重锤、操纵杆、撞针、传力杆、内套筒、外套筒及支座组成。它是根据：一定规格的撞针承受重锤的冲击后，其钻入岩层的深度与冲击能量成正比的原理制成。其工作过程如下：重锤由拉绳及手把拉至内套筒顶端，用操纵杆上的卡头卡住，然后操作操纵杆，让重锤自由下落，冲击撞针，撞针受到冲击后，钻入底板一定深度，与此同时操纵杆在外套筒导向槽内随内套筒及撞针向下移动，从而保证了重锤到冲击面的高度是不变的，因此撞针每次得到的冲击能量也不变。如此反复操作，记下每次冲击深度。直至达到规定次数(30～40)后整理所得数据，算出穿透度。

表 6-5　乳化液泵故障、原因及清除方法

产生故障现象	主要原因	清除方法
1.压力不足或没有压力。当摇动压杆时，乳化液缸不工作或不能承受额定压力	1.高压阀压力调整过低	用压力表检查系统压力，如果压力低于60MPa，可以旋紧压力阀螺钉，使压力达到规定值
	2.高压阀弹簧损坏或失去弹力	更换高压阀弹簧
	3.高压阀垫阀口有轻度磨损	修整阀口，方法：用手锤轻击一级精度钢球1～2次，如磨损严重，可重新换垫
	4.卸载阀垫阀口有轻度磨损	同上
	5.乳化液泵柱塞孔磨损	更换活塞，修整柱塞孔
2.乳化液泵在使用过程中输液量和压力突然下降	1.高压阀弹簧产生永久变形或被折断	更换高压阀弹簧
	2.低压阀弹簧永久变形或折断	更换低压弹簧
	3.乳化液中含有杂质，破坏了上回阀、单向阀和低压阀处的密封性	拆除乳化液泵用汽油或轻柴油清洗，重新装配并注入清洁乳化液
3.乳化液泵输液量降低，低压时压力不足或没有压力	1.低压阀弹簧损坏或失去弹力	更换低压阀弹簧
	2.低压阀垫阀口有轻度磨损	修整阀口
4.乳化液泵供液间断发生微弱的噪声	1.液位过低，吸入空气	充液，提高液位
	2.吸入口堵塞	清除吸入口处杂质
	3.放气阀关闭，储液管内气压降低	打开放气阀
5.柱塞、压杆自动回弹	1.单向阀阀口有轻度磨损	修整阀口
	2.单向阀弹簧失去弹性或损坏	更换单向阀弹簧
	3.单向阀阀口有颗粒杂质	清洗单向阀处
6.静压作用时压力缓慢下降	各密封处失灵	检查各密封处。拧紧螺钉或更换胶圈

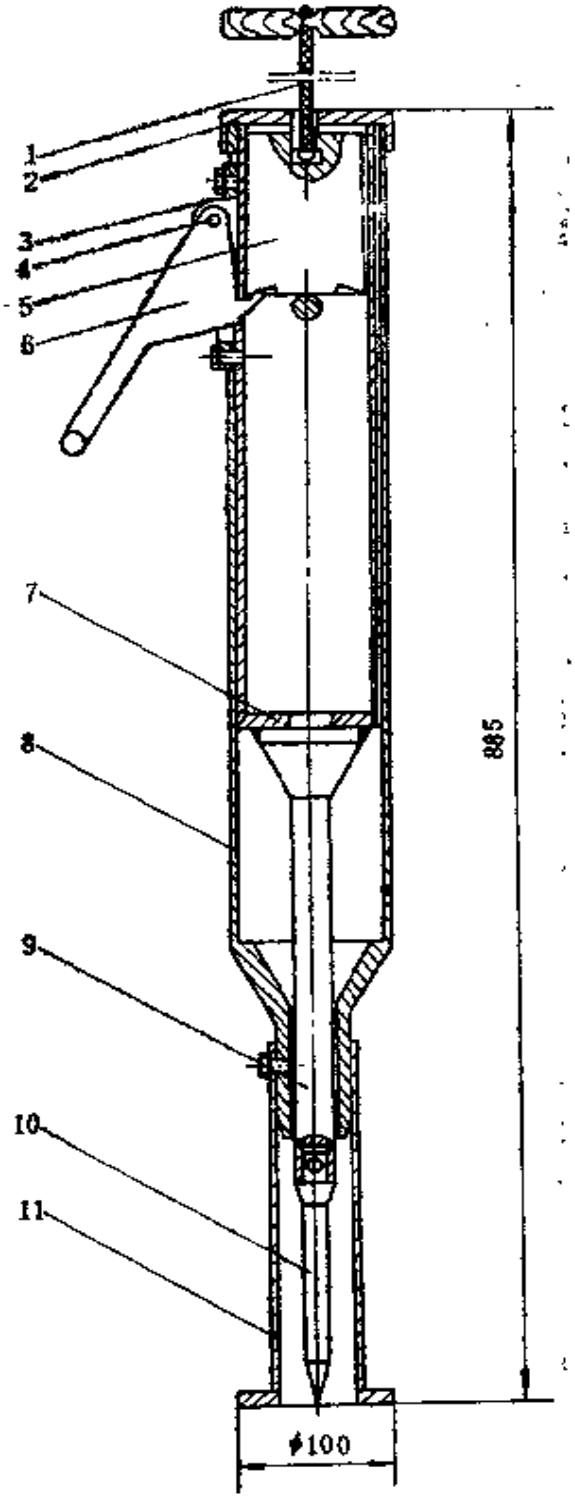


图 6-6 JD-1型冲击式底板比压仪结构简图

1—拉绳与手把；2—顶盖；3—连接支架；4—销轴；5—重锤；6—操纵杆；
7—内套筒；8—外套筒；9—传力杆；10—撞针；11—支座

表 6-6 JD-1型比压仪主要技术特征

最大外形尺寸(mm)	885×φ112	冲锤重要(kg)	4.14
累积最大冲击压入量(mm)	135	冲击能量(N·m/次)	11.8
冲击高度(mm)	290	总重量(kg)	21

4．使用与维护

1）运输时用螺栓通过锁定销孔，将内套筒，重锤与外套筒锁住，保证安全运输。

2）到达测试地点后，去掉锁定螺栓。在底板完整处，清除浮煤、浮矸，将支座放于底板上，然后通过拉绳将重锤拉起开始测定。

3）变更测点，移动仪器时要特别注意安全，防止撞针扎脚。

4）套筒内部不得混入煤渣、煤粉等。

5）撞针损坏或撞钝时应及时更换。

6）每次测试完毕，应把仪器擦试干净，妥善保管。

第二节 回采工作面底板岩层抗压入特性测定规范

一、底板比压测定仪器及其选择

如前所述，目前在我国底板比压测定仪主要有静压式比压仪和冲击式比压仪两种类型。概括如下：

1）静压式比压仪是进行底板比压测定的必备仪器。用它观测，可获得精确可靠的底板岩层的抗压入强度等基础参数。

2）静压式比压仪又可分为内注油方式（简称内注式）和外注油方式（简称外注式）两种。应用静压外注式比压仪观测时，必需有一台手动高压乳化液泵与它配用。

3）冲击式比压仪是一种携带轻便，使用方法简易的仪器。用它观测，是作为在大量的统计观测中替代较繁重的静压式比压仪测定。以它的测定数据整理而得的底板穿透度换算所得的底板

岩层抗压入强度等值，可达到一般地下工程精度的要求，数据是可靠的。

4）三种仪器的适用范围（见表6-7）。

表 6-7 静压式、冲击式底板比压仪适用范围

底板比压仪			最大工作能力		适用测定岩层		
类型		型号	油缸直径 (mm)	承载力 (kN)	油缸压力 (MPa)	硬度	采高 (m)	倾角 (°)
静压式	内注式	BPN	ϕ80	125	25	偏软	1.5～2.4	<45
	外注式	BPM	ϕ80	200.96	40	中硬以下	1.7～2.6	<45
冲击式JD-1						中硬以下	>1.5	<15

二、静压式比压仪的架设与测定要求

1．地面准备

1）按结构图组装仪器。

2）从注油孔（内注式仪在卸载把手附近；外注式仪在与之配用的HRB型手动泵上）往油缸注液（内注式用5号液压油或透平油；外注式用乳化油）。

3）进行简单操作，以最大行程升，降柱一次，以排除缸体内空气。

4）按测定工作面采高及其测定岩层（底板）的软硬程度选好相应规格尺寸的加长杆和压模。

5）准备好各组件、配用设备、压力表和拆装仪器用的扳手等工具，以便下井测试。

2．井下测定前选点

（1）在测站内按均布原则以及测点周围条件(特别是顶、底板）选点。

2）要求测点附近有足够的操作空间，安全，顶板较平整、破碎小，底板浮煤、浮矸较少。

3．仪器的架设

1）在测点附近将选好的加长杆与压模等在仪器上组装好，

对BPM型外注式比压仪还要配装好一台HRB型手动泵及其连接管路。

2）清理测点周围的顶板与底板，要求扒开支护该测点顶板的荆条、木梁等软物，使之露出真顶；清扫仪器柱窝附近的浮煤、浮矸，使之露出真底（测定的岩层）。

3）扶正仪器，将它置位于清整好的柱窝上。

4）另一人摇动手把加压，使仪器活柱伸出，顶盖接触真顶（或有较大承压面积的钢梁），并保持仪器垂直于底板。当加压到仪器具有能自立不倒的支承力时扶仪器者便可撤离。这就完成了架设仪器的工作。

4．测定工作

1）按照专用的原始记录表格内容填写好测定时间、记录人、工作面情况等项内容。

2）仪器架设好后，首先记录下压力表与压入深度的初始读数（压入深度是以在手把体附近用带有毫米刻度的钢尺量测活柱的伸出量来代替的），然后按一定增量油压（如0.5MPa）加压，每加压一次，依次在原始记录表内记录下该次加压后压力表与压入深度的读数值。

3）一般加压操作要进行到使压力表读数不超过仪器的最大工作油压，或者使压入深度不超过压模高度的3/4。

4）注意当压力表上的读数已临近仪器的最大工作油压，而仍未出现压力停滞不增或忽然变小的状态时，则要停止加压操作，打开卸压阀（内注式比压仪通过转动仪器本身的卸载手把来实现；外注式比压仪通过转动手动泵的卸压旋钮来实现），降下仪器活柱，以更小直径的压模，更换原来的压模，在附近另选一点重新测定。

5）如果在压力表较小读数下，油压由递增状态很快变为减小，或者压入深度已足够大，此时亦应停止加压操作，然后卸压降柱，以更大直径的压模置换原来的压模，在附近另选一点重新测定；

6）当测得底板150～200mm深的表层破坏的理想数据后（即要有油压值从递增忽然减小或停滞的状态出现），则可打开卸压阀，降柱，撤移仪器。这就完成了在该测点的测定工作。

三、冲击式比压仪的架设与测定要求

1）下井前，在地面检查仪器组件，并进行简单操作试验——仪器置于木块上，通过手把、拉绳与操纵杆卡头，操作数次将重锤落击撞针并使之压入木块，以检验仪器的工作性能。

2）井下测定时的顺序。

（1）清扫测点的浮煤、浮矸、平整出一个柱窝，并使之露出测定的岩层(真底)；

（2）一人手扶仪器。将它置位于柱窝上，并保持仪器垂直于底板；

（3）记录初始深度值H_0(测读仪器内套筒外表一标线对着外套筒外表刻度尺上的值)；

（4）另一人通过手把、拉绳与操纵杆、操作仪器，多次使重锤落击撞针压入底板。每进行两次落击撞针，测读并记录该次落击次数n_i与压入深度值H_i；

（5）一般落击撞针操作进行到30～40次时，压入深度值几乎不变，此时则完成了该测点的测定工作。

四、测定岩层与测定工作面的确定

1）底板比压的测定是一项统计观测，一般以矿务局或以矿为单位进行统计。

2）测定岩层一般为矿区内所有主采煤层底板。特别对软岩底板，凡条件许可者都应列为测定对象。

3）当遇到厚煤层分层开采、留底煤开采，或急倾斜放顶煤开采时，为获得煤层本身的抗压入强度等参数，也可将该煤层列为测定岩层。

4）对每一测定岩层在矿区内选择2～3个具有代表意义的生产工作面（简称测定面）进行测定。

五、测定工作面内的测站、测点布置与编号

1）测定工作面内若底板条件基本不变，则可沿工作面长度按每相距20～30m设一测站，每测站长度约10m，宽度为工作面全宽。一般100m左右的工作面可设三个测站，各测站由上往下，以罗马字Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ编号。若遇到特殊地段的底板，则应对此地段的测定另行统计。

2）测站内平行于煤壁设2条测定线(简称测线)。近煤壁者为第一测线（可设在人行道上），远离煤壁者为第二测线(可设在近采空区的材料道上)。

3）每测站内每条测线上，静压式比压仪测定时，沿倾向每相隔1.5～2m布一个测点，共布置2～3个测点；冲击式比压仪测

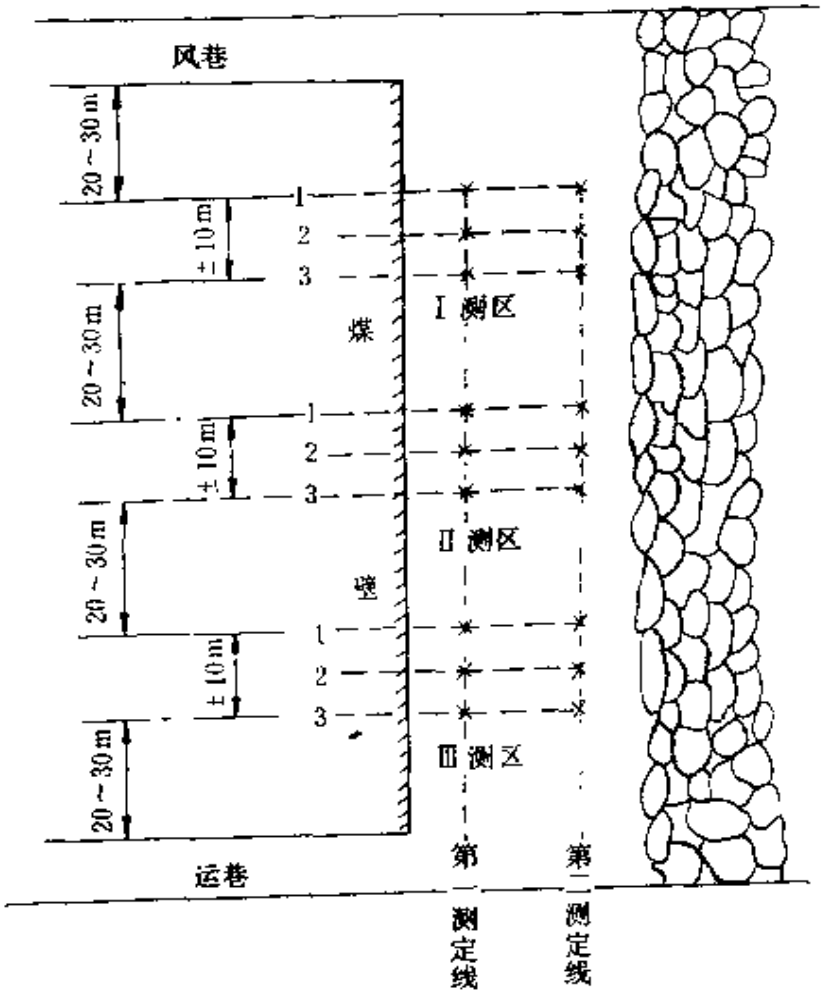


图 6-7　测站、测线与测点的布置示意图

定时，则以±1.5m的间隔共布置3～5个测点。测站内各测点以阿拉伯字1、2、3……由上往下编号。

图6-7为测定工作面内的测站、测线与测点布置示意图。

4）在一个生产班次时间内完成测定工作面内的一条测线上所有测点测定工作称为做完一次该测线的统计观测。倘若工作量过大，二条测线的统计观测可在不同班次内进行，但要注意不要因工作面的推进使得第二条测线与原来的第一条测线重合。倘若工作条件不允许，可免去第二条测线上的测定。

5）做静压式比压仪与冲击式比压仪的对比测定时，要求在同一生产班次完成，并在同一测站，同一测线上按上述间隔均布5～6个测点进行（静压式2～3个测点，冲击式3～4个测点）。此时可免去第二条测线上的测定。

6）一些特殊项的测定（如做更换压模规格对底板抗压入强度的影响试验），可安排在上述一次统计观测完成后进行。

六、井下测定内容及其专用记录表格

1）每次井下测定一律用统一的专用记录表格（见表6-8），并按表格要求将矿名、测定时间、记录人、测定工作面情况，煤层与顶板情况，测站内底板情况，测站的位置与序号，测线与测点的序号和与煤壁的距离，使用的仪器等项内容以及所观测到的读数值逐项填写记录好，不得遗漏。

2）有关井下测定原始记录表格的几项说明。

（1）工作面编号及煤层编号（名称）均按本矿所用编号填写；

（2）底板的硬度按其普氏硬度系数填写。如无此实测值也可凭经验或直观评价填写硬或中硬、软、极软等；

（3）当测定岩层是煤层时，“底板岩性”栏右空格填“煤”。也就是说压模下面是什么岩层就填写什么岩层；

（4）“与煤壁距离”栏下“(m)”栏内填写测点与煤壁间的距离；

（5）如进行静压式比压仪测定，则在“静压式”栏右“ϕ”

栏内填写仪器油缸内径尺寸，并划掉“冲击式”栏和在“q_i或n_i”栏内划掉n_i。其记录内容“q_i”栏下空格，以MPa为单位顺序记录初撑时和各次加压时油压表的读数值；“H_i”栏下空格以mm为单位顺序记录与各次q_i值相对应的底板压入量测读值（它是以钢尺测量仪器的活柱伸出量来进行的）。

（6）如进行冲击式比压仪测定，则划掉“静压式”栏和“q_i或n_i”栏内的q_i。其记录内容“n_i”栏下空格顺序填写0、2、4、6……以表示落击撞针的次数，“H_i”栏下空格顺序记录与各次n_i值相对应的撞针压入底板的测读值；

（7）用静压式比压仪测定时，若顶板过于松软、破碎则需采用拉线法（就是用栓在测点两旁支柱或其它竖桩上的水平线绳为基准线，量测仪器上一条随压模同步移动的标线的下沉值）来量测压入量的测读值。

七、地面整理数据内容、方法及其专用表格

1）对静压式比压仪的测定，按表6-9的内容与格式将各测点的原始测定数据作初步整理，然后按此初步整理结果绘制该测点的底板比压与压入深度的关系曲线，最后从关系曲线中表分层受破坏的临界点（拐点）求出该测点的极限抗压入强度q_m及与它相对应的临界点压入量h_m和刚度系数K_m。其具体要求和做法如下：

（1）按表6-9的要求填好表格上部空格栏的内容；

（2）表格下部“q_{mi}”栏下空格填写相应于原始数据“q_i”时的底座压模下的底板比压值。它是通过下式计算的：

$$q_{mi}=q_i\times\left(\frac{D_i}{d_m}\right)^2 \qquad (6\text{-}1)$$

式中 q_{mi}——第i次加压时压模下的底板比压值，MPa；

q_i——第i次加压时油压表的读数值，MPa；

D_i——仪器油缸内直径，mm（目前的仪器$D_i=80$）；

d_m——当前使用的底座直径，mm。

（3）表格下部“h_i(mm)”栏下空格填写相应于原始数据

"H_i" 时的压模压入底板的总量。它是通过下式计算的：

$$h_i = H_i - H_0 \tag{6-2}$$

式中 h_i——第 i 次加压时压模压入底板的总量，mm；

H_i——第 i 次加压时在仪器上压入强度的测读值，mm；

H_0——初撑操作时在仪器上的初始深度的测读值，mm。

（4）根据相对应的q_{mi}与h_i之值，在直角坐标纸上，以横坐标轴表示底板比压q_{mi}之值；以纵坐标（箭头往上）表示底板压入量h_i（mm）之值，绘制底板比压与压入量的关系曲线（如图3-1～3-3）；

（5）根据第（4）项的关系曲线，确定底板表分层临破坏时的拐点，并以此拐点横坐标上的值作为底板极限抗压入强度值填入表格6-9"结果"栏内"$q_m=$　　"栏内等号右端将拐点纵坐标上的值作为该临界点的压入量值填入表格6-9"结果"栏内"$h_m=$　　"栏内等号右端；

（6）根据(6-3)式计算测点的刚度系数，并将它填入表格6-9"结果"栏内"$K_m=$　　"栏内等号右端。

$$K_m = \frac{q_m}{h_m} \tag{6-3}$$

式中 K_m——测点底板刚度系数，MPa/mm；

q_m——测点底板极限抗压入强度，MPa；

h_m——测点底板表分层屈服点的压入量，mm。

测定底板刚度系数计算举例：图6-8为邢台显德汪矿1121工作面底板（煤）的底板比压与压入量关系曲线。由图6-8可知，曲线的第一个拐点（屈服点）的比压值（即为底板的第一极限抗压入强度）$q_{m1}=4.93$(MPa)，其相应的压入深度值$h_{m1}=48.5$(mm)。应用公式6-3，则该底板的第一刚度系数

$$K_{m1} = \frac{q_{m1}}{h_{m1}} = \frac{4.93}{48.5} = 0.1016\text{MPa/mm}$$

2）对冲击式比压仪的测定，按表6-10格式将有关内容、初步整理数据以及测站某测线上各测点数据的统计结果填写好，具体

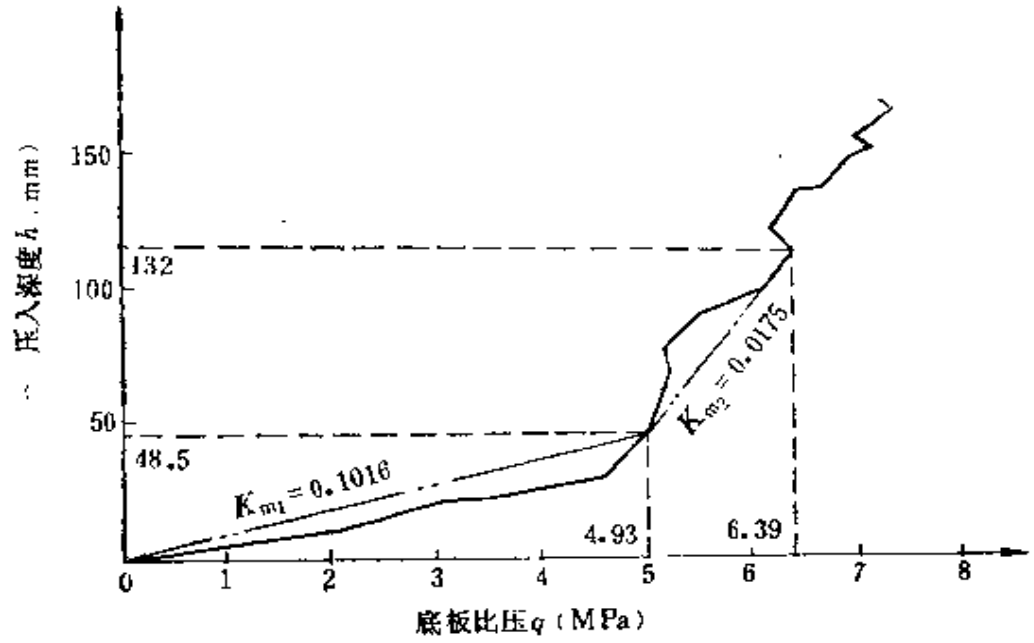


图 6-8 底板比压与压入深度关系曲线举例

要求和做法如下：

（1）按表6-10的要求填写好表格上部空格栏的内容；

（2）"第　　测站"栏内填写本测站编号；

（3）"距风巷（m）"栏右空格填写本测站离风巷的距离；

（4）"第　　测线"栏内填写本测线编号；

（5）"距煤壁（m）"栏右空格填写本测线与煤壁的距离，即各测点离煤壁的平均距离；

（6）"h_{1i}(mm)"栏下各个空格为填写在测点1的相应于落击次数2、4、6、…36的撞针压入量，其计算公式为：

$$h_i = H_i - H_o$$

式中 h_i——第 i 次落击时撞针的压入量，mm；

H_i——第 i 次落击时在仪器上压入深度的测读值，mm；

H_o——落击操作前在仪器上初始深度的测读值，mm；

（7）"h_{2i}(mm)"～"h_{5i}(mm)"栏下空格内容类同"h_{1i}(mm)"。它们分别代表测点2～5的相应于落击次数2、4、……

36的撞针压入量。

（8）根据落击次数n_i及其相对应的压入量h_{ji}（$j=1\sim5$）的值在直角坐标纸上绘出落击次数与压入深度关系曲线(如图1-6)其横坐标轴表示落击次数，其纵坐标轴表示平均压入量。

（9）从上述n-h关系曲线图中找出h_{ji}随着n_i近似呈线性增长的线段，并将此直线段的起点值（n_B与h_B）和末点值（n_E与h_E）用公式6-4求出本测点的底板穿透度β，并将它填入表6-10“整理结果”栏左相应空格栏中。

$$\beta=\frac{n_E-n_B}{h_E-h_B} \tag{6-4}$$

式中 β——底板穿透度，mm^{-1}；

n_B、h_B——落击次数与压入强度关系曲线中，h_{ji}随n_i近似呈线性增长的线段的起点的落击次数及与其相对应的压入深度值，mm；

n_E、h_E——上述线段末点的落击次数及与其相对应的压入深度值，mm。

图1-6中a曲线$n_B=4$，$h_B=7.8$，$n_E=30$，$h_E=21$，计算得$\beta=\frac{30-4}{21-7.8}=1.97(mm^{-1})$；$b$曲线$n_B=6$，$h_B=8.1$，$n_E=30$，$h_E=20$，计算得$\beta=\frac{30-6}{20-8.1}=2.02mm^{-1}$。

（10）按下式求出测站的底板穿透度值，并将它填入“整理结果”栏右相应空格栏内。

$$\beta=\frac{1}{5}(\beta_1+\beta_2+\beta_3+\beta_4+\beta_5)$$

式中 $\beta_1,\beta_2,\cdots\beta_5$——为1～5测点的底板穿透度，$mm^{-1}$

3）一次统计底板比压测定整理与汇总。

（1）按表6-11的要求填好表格上部空格栏的内容；

（2）将表6-9中各测站各测点同次测定的结果：q_m、h_m、h_m之值填入表6-11相应测点“q_m”、“h_m”、“h_m”栏右空格内；

（3）用数理统计法，以测点的上述数值为子样，求出测站的平均值与均方差，并将它填入相应测站“q_{im}”，“h_{im}”，“k_{im}”栏右空格内。

数理统计法求某变量x，容量为n的样本（x_1，x_2，x_3……x_n）的平均值与均方差的计算公式为：

$$\bar{x}=\frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n}x_i$$

$$S_x=\sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}(x_i-\bar{x})^2}$$

式中 $\bar{x}$——变量x的平均值；

S_x——变量x的均方差；

n——变量x的样本的容量；

x_i——容量为n的变量x样本的各个子样。

例如求某测站的q_m值，则以观测点的q_m值为子样进行统计计算

即：

$$\bar{q}_m=\frac{1}{3}(q_{m1}+q_{m2}+q_{m3})$$

$$S_{qm}=\sqrt{\frac{1}{3-1}[(q_{m1}-\bar{q}_m)^2+(q_{m2}-\bar{q}_m)^2+(q_{m3}-\bar{q}_{m3})^2}$$

式中 $\bar{q}_m$——测站底板的平均极限抗压强度，MPa；

q_{m1}，q_{m2}，q_{m3}——测点1～3底板的极限抗压强度，MPa；

S_{qm}——测站底板极限抗压强度统计数的均方差，MPa。

（4）将表6-10所得整理结果，即测站底板穿透度β的值分别填入相应空格中。如没有进行冲击式比压仪对静压式比压仪的对比测定，则没有此项β值；

（5）求出各测区的冲击式比压仪对静压式比压仪两种测定的对比值（压透比），并将它填入表6-11相应空格上。求此压透比的计算公式为：

$$a = \frac{q_m}{\beta}$$

式中 a ——压透比；

q_m——底板极限抗压强度，MPa；

β ——底板穿透度，mm^{-1}。

（6）“月 日第 测线 工作面统计测定结果”竖栏里的空格是填写测定日期，测线的编号和工作面的编号。此栏右则填写该日期某测线该工作面一次统计测定的整理结果。此各项结果均以测站的整理数据为子样进行统计计算而得（包含平均值与均方差）。

（7）以数个测定工作面表6-11所得的统计测定结果为子样进行统计，就可整理出该测定岩层在某测线上的最后整理结果。

八、底板比压测定报告的编写内容和格式

1）报告封面标题：“×××矿务局（矿）底板比压测定报告”在标题下方署名测定单位的名称与完成报告的年、月、日。最后盖上负责单位的公章；

2）报告的内容与格式：

（1）前言（包括简述问题的由来，工作面底板管理存在的问题，测定的目的和意义，测定组织及进行过程简述，测定时间及工作量等）。

（2）测定工作面的地质及生产技术条件。（包括采区地质情况及平面图，工作面水文地质情况及10～15m厚的顶、底板岩层地质柱状图，工作面支护型式、落煤方式、控顶距等生产技术条件和顶板冒落、来压、支柱钻底等矿压显现规律情况简述）。

（3）测定原理、方法及使用的仪器（根据采场底板比压测定规范简述）。

（4）测定整理结果（包括各种整理结果表格和绘制的曲线）。

（5）测定结果的汇总及其分析（以整理结果为依据，针对工作面现场存在的实际问题进行分析与归纳）。

表 6-8　矿底板比压测定原始记录

工作面编号　　测定时间　　年　月　日　　记录人

工作面情况								
	长度(m)		煤层	名　称		测站	编　号	
	采高(m)			厚度(m)			距风巷(m)	
	倾角(°)		顶板	岩　性		底板	岩　性	
	支护型式			厚度(m)			厚度(m)	
							硬度系数 f	
使用仪器		静压式压模直径(mm)				冲击式		
测点号		测线号		测点号		测线号		
测点距煤壁(m)				测点距煤壁(m)				
q_i或n_i	H_i(mm)	q_i或n_i	H_i(mm)	q_i或n_i	H_i(mm)	q_i或n_i	H_i(mm)	
备注	q_i——第 i 次加压时油压表的读数值 (MPa)							

（6）改善（顶）底板管理的途径。

（7）结论（包括总结经验与教训，存在问题，改进的方向和措施，工作的体会和建议等）。

表 6-9 矿静压式比压仪底板比压测定整理表

工作面编号　　测定时间　　年 月 日　　记录人

工作面情况						测站		
	长度(m)		煤层	名称			编号	
	采高(m)			厚度(m)			距风巷(m)	
	倾角(°)		顶板	岩性		底板	岩性	
							厚度(m)	
	支护型式			厚度(m)			硬度系数 f	

测点号		测线号		测点号		测线号	
测点距煤壁(m)				测点距煤壁(m)			
压模直径(mm)				压模直径(mm)			
q_{m_1} (MPa)	h_1(mm)	q_{m_1}(MPa)	h_1(mm)	q_{m_1} (MPa)	h_1(mm)	q_{m_1} (MPa)	h_1(mm)
整理结果	$q_m=$			$q_m=$			
	$h_m=$			$h_m=$			
	$k_m=$			$k_m=$			

表 6-10　矿冲击式底板比压测定整理表

工作面情况	编号		煤层	名称		测定时间	
	长度(m)			厚度(m)		整理人	
	采高(m)		顶板	岩性		底板 岩性	
	控顶距(m)			厚度(m)		厚度(m)	
						硬度系数	
						涌水情况	

第测站	距风巷(m)		第　测线	距煤壁(m)	
冲击次数	测点 1	测点 2	测点 3	测点 4	测点5
n_i	h_{1i}(mm)	h_{2i}(mm)	h_{3i}(mm)	h_{4i}(mm)	h_{5i}(mm)
2					
4					
6					
8					
10					
12					
14					
16					
18					
20					
22					
24					
26					
28					
30					
32					
34					
36					
整理结果 β_i (mm^{-1})					
整理结果 β (mm^{-1})					

表 6-11 矿静压式、冲击式底板比压测定整理汇总表

工作面情况	长度(m)		控顶距(m)		底板	岩性	
	采高(m)		支护型式			厚度(m)	
煤层	名称		顶板	岩性		硬度系数 f	
	厚度(m)			厚度(m)		淋水情况	

第1测点	q_m		第Ⅰ测点	q_{1m}		月日第测线工作面统计测定结果	q_m	
	h_m			h_{1m}			h_m	
	k_m			k_{1m}			k_m	
第2测点	q_m			β_1			β	
	h_m			α_1			α	
	k_m							
第3测点	q_m							
	h_m							
	k_m							
第1测点	q_m		第Ⅱ测点	$q\text{Ⅱ}_m$				
	h_m			$h\text{Ⅱ}_m$				
	k_m			$k\text{Ⅱ}_m$				
第2测点	q_m			$\beta\text{Ⅱ}$				
	h_m			$\alpha\text{Ⅱ}$				
	k_m							
第3测点	q_m							
	h_m							
	k_m							
测站第1	q_m		第Ⅲ测站	$q\text{Ⅲ}_m$				
	h_m			$\beta\text{Ⅲ}_m$				
	k_m			$k\text{Ⅲ}_m$				
测站第2	q_m			$\beta\text{Ⅲ}$				
	h_m			$\alpha\text{Ⅲ}$				
	k_m							
测站第3	q_m							
	h_m							
	k_m							

备注	
参数	单位
q_m	MPa
h_m	mm
k_m	MPa/mm
整理人	
日期	

参考文献

1．关于试用“缓倾斜煤层工作面底板分类方案”的通知能源部文件能源技〔1989〕819号

2．液压支架初撑力及工作阻力的确定，史元伟，《煤炭学报》1985，No3

3．压头静力侵入岩石，徐小荷等，岩石破碎学（第四章）煤炭出版社，1984

4．美国煤矿顶底板承载能力的现场试验研究报告，史元伟译，煤炭科研参考资料，1973，No3

5．液压支架的计算和可靠性问题，史元伟译，煤炭科研参考资料，1974，No29

6．Упгавление горным давлением и крепление очистных выработок, горное дело(энциклопедический справочник)том5, 1958