

机械化采煤技术丛书

机械化采煤工艺

陕西省煤矿学校编

123

煤炭工业出版社

内 容 提 要

本书主要介绍了一般机械化和综合机械化采煤工艺的系统知识及有关经验。它可作为机采队和综采队工人的培训教材,也可供从事机械化采煤的干部和技术人员阅读参考。

机械化采煤技术丛书

机 械 化 采 煤 工 艺

陕西省煤矿学校编

*

煤炭工业出版社 出版

(北京安定门外和平北路16号)

煤炭工业出版社印刷厂 印刷

新华书店北京发行所 发行

*

开本 $787\times 1092^{1/16}$ 印张 $8^{1/2}$

字数 195 千字 印数 1-42,160

1979年7月第1版 1979年7月第1次印刷

书号15035·2214 定价0.90元

出 版 说 明

机械化采煤，是加速我国煤炭工业发展，大幅度提高劳动生产率，实现煤炭工业现代化的一项战略措施。我国广大煤矿职工在学大庆、赶开滦的群众运动中，大搞技术革新和技术革命，采煤机械化水平有了很大的提高。特别是近几年来，根据毛主席“自力更生”和“洋为中用”的方针，综合机械化采煤有了一定的发展，并在积极地逐步推广。综合机械化采煤不仅产量大，效率高，成本低，而且大大减轻笨重的体力劳动，改善作业环境，是煤炭工业技术的发展方向。

为了配合机械化采煤的迅速发展，满足煤炭战线广大职工管好用好现代化采煤设备的迫切要求，煤炭部生产司和我们一起组织了有关院校、厂、矿，编写了一套《机械化采煤技术丛书》。这套丛书包括：《煤矿机械液压传动基础》、《MLQ_I-80 型采煤机维修》、《双滚筒采煤机》、《液压支架》、《采区运输机械》、《采煤工作面电气设备》、《机械化采煤工艺》和《液压支架用乳化液》共八册。以后，将陆续出版。

本丛书力求做到深入浅出、通俗易懂，内容以综合机械化采煤为主，简要介绍了国内外机械化采煤设备的结构原理、特性及使用维修等经验。这套书可以作为技工培训教材和“七·二一”工人大学的参考书，也可供具有初中以上文化程度的煤矿职工自学用。

本丛书在编写过程中，曾得到有关厂、矿、大专院校和徐州煤校综采培训班等单位的大力支持，在此谨致谢意。书中难免有缺点和错误，恳请读者批评指正。

《机械化采煤工艺》分册由陕西省煤矿学校李国政和袁汉春同志负责编写。

目 录

第一章 矿山压力基本知识	1
第一节 回采工作面顶板的分类	1
第二节 回采工作面矿压显现的一般规律	2
第三节 回采工作面围岩变形与移动	5

一般机械化采煤

第二章 机采工作面的采煤与运输	7
第一节 单滚筒采煤机的工作方式	7
第二节 机采工作面的装煤方式	17
第三节 机采工作面运输	18
第三章 机采工作面顶板管理	23
第一节 机采工作面支护	23
第二节 采空区处理	36
第四章 机采工作面循环作业与劳动组织	45
第一节 工作面作业形式	46
第二节 工作面劳动组织	46
第三节 工序安排	47
第五章 一般机采的扩大应用及稳产措施	51
第一节 在破碎顶板或分层假顶工作面使用机采	51
第二节 水砂充填工作面使用机采	54
第三节 倾斜煤层单一长壁工作面使用机采	55
第四节 在有小型地质构造的工作面使用机采	58
第五节 机采工作面的稳产措施	61

综合机械化采煤

第六章 综合机械化采煤概述	63
第一节 综合机械化采煤的发展概况	63
第二节 综采工作面设备	64
第三节 综采采区巷道布置的特点	65
第七章 综采工作面的采煤与运输	68
第一节 综采工作面采煤	68
第二节 综采工作面运输	72
第八章 综采工作面支护	76
第一节 综采工作面矿压显现特点	76
第二节 液压支架的选择及其性能参数	78
第三节 液压支架的工作方式与移步	89

第四节	综采工作面支护及支架间距的调整	92
第五节	液压支架在特殊条件下的使用及其事故的预防和处理	96
第九章	综采设备的安装与搬家	111
第一节	准备工作	111
第二节	设备的安装	112
第三节	设备的搬家	115
第十章	综采工作面生产技术管理	119
第一节	循环作业与劳动组织	119
第二节	设备管理	122
第三节	质量管理	122
附录	表1	
	表2	

第一章 矿山压力基本知识

地下赋存的岩（煤）体在采动前是处于一种原始应力状态，当采动以后，原有状态受到破坏，引起了岩体内应力重新分布，通常把回采工作面或巷道周围岩体内的应力称为矿山压力。在矿山压力的作用下造成的围岩变形与破坏、煤壁片帮、支架受力变形以至折损等现象，统称为矿山压力的显现。

矿山压力的研究对于机械化采煤有着重要和普遍的意义。为了保证回采工作面安全生产和获得良好的技术经济效益，就必须了解和研究矿山压力及其显现规律，以便能合理确定各工序的工作方式和方法，正确组织和安排工作面生产，合理进行设备和材料的选择及使用等等。本章将简要介绍一些有关回采工作面矿山压力的基本知识。

第一节 回采工作面顶板的分类

一、工作面顶底板岩层的性质

根据围岩与煤层的相对位置及其特性，通常将煤层的顶底板岩层分为以下几种(图1-1)

1. 伪顶 是直接位于煤层之上极易垮落的较薄岩层，通常是由炭质页岩等软弱岩石组成，厚度常在0.3~0.5米以下，在大多数情况下，伪顶随采煤机割煤而同时垮落，很难保留在工作空间上方。

2. 直接顶 是直接位于伪顶或煤层（当无伪顶时）之上的一层或几层岩层，通常是由泥质页岩、页岩、砂质页岩等比较容易垮落的岩石组成，故一般常随工作面的回柱或移架而立即垮落。

3. 老顶 是位于直接顶或煤层（当无直接顶时）之上的厚而坚硬的岩层。它一般由砂岩、石灰岩、砂砾岩等坚硬岩石组成。老顶常能在采空区上方维持很大的悬露面积，而不随直接顶一起垮落。

4. 直接底 是直接位于煤层下面的岩层。直接底为较坚硬的岩石时可作为工作面支架的良好底座；为泥质页岩等松软岩层时，则常造成底鼓和支架陷入底板等现象；在急倾斜煤层中，直接底还可能出沿倾斜滑动的现象。

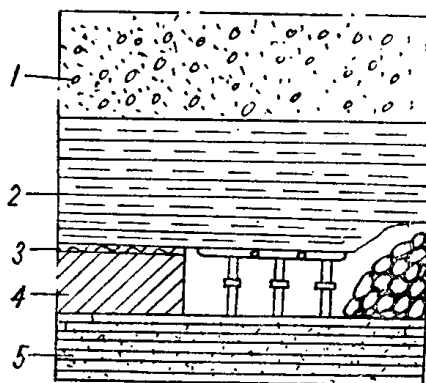


图 1-1 煤层顶底板

1—老顶；2—直接顶；3—伪顶；4—煤层；
5—直接底

二、工作面顶板的类型

各种不同岩层组成的顶板，因其厚度和物理力学性质不同，而呈现的矿山压力显现亦有很大的差别。从顶板管理的角度来看，根据采空区顶板岩石垮落的情况，可将顶板分为五种类型①：

1. 易垮落的松软顶板（图1-2a）其特点是直接顶基本上都为松软易垮落的岩层，回

① 对于液压支架选型的顶板分类，是以直接顶岩层的稳定性为基本依据，将顶板分为四类，参见附录表1（适用于液压支架选型的顶板分类试行方案）。

柱或移架后顶板随即垮落，垮落的岩块并能充满采空区，可较好地支撑住上覆岩层。因此老顶的折断、下沉对工作面的影响很小，工作面来压比较缓和。

2. 较易垮落的顶板（图1-2b）其特点是直接顶为松软岩层，厚度不大，能随回柱或移架而垮落，但因其垮落厚度较小，不能充满采空区。直接顶上方为比较坚硬的老顶。当工作面推进一段距离后，老顶岩层才会垮落，垮落时工作面呈现来压状态，并且随着工作面的推进呈周期性出现（即周期来压，参见本章第二节）。

3. 难垮落的坚硬顶板（图1-2c）其特点是老顶直接位于煤层之上，不随回柱（有时移架）而垮落。在采空区暴露到一定面积时才垮落，因而工作面周期来压明显，压力也较大。

4. 极难垮落的坚硬顶板（图1-2d）其特点是煤层上方为极坚硬的整体性厚岩层，在采空区内，顶板能暴露几千甚至上万平方米而不垮落，因此平时工作面压力很小。顶板一旦垮落时，往往形成暴风、巨响，或切割工作面的大冒顶。

5. 塑性弯曲的顶板（图1-2e）其特点是直接顶为具有一定厚度的塑性较强的岩层，回柱后并不垮落，而呈塑性弯曲下沉并逐渐与底板相接触。因此，工作面压力比较稳定。

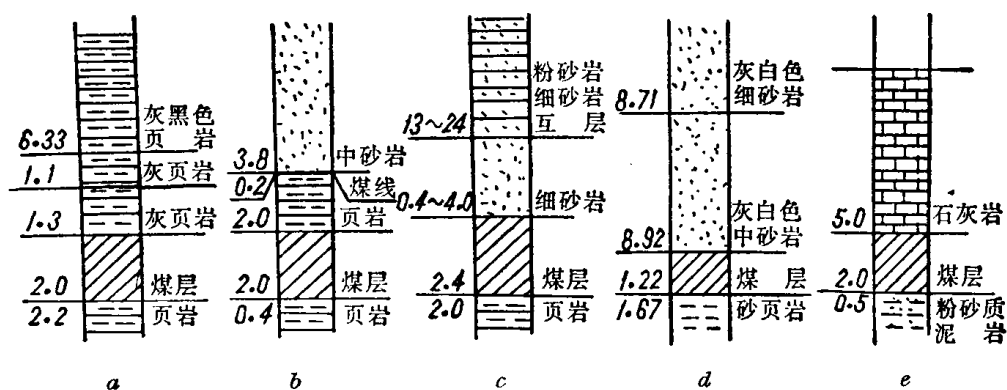


图 1-2 顶板典型柱状图

a—易垮落的松软顶板；b—较易垮落的顶板；c—难垮落的坚硬顶板；d—极难垮落的坚硬顶板；
e—塑性弯曲的顶板

第二节 回采工作面矿压显现的一般规律

一、工作面前后方的支承压力

工作面的回采破坏了原来上覆岩层的应力平衡状态，引起应力的重新分布，并最终又趋于新的平衡状态。

工作面上覆岩层应力重新分布的结果，形成了应力降低区及应力升高区，如图1-3所示。此时上覆岩层的重量，一端作用于工作面前方的煤壁，另一端作用在工作面后方的采空区被压实的岩块上，即出现所谓两个应力升高区（支承压力区）。而工作面空间及一部分采空区则处于应力降低区范围内。并且随着工作面向前推进，前后两个支承压力区也不断地前移。

采用后退式开采法时，工作面的上下顺槽随采随废，所以一般来说工作面后方的支承压力对生产的影响是不大的。工作面前方煤壁的支承压力，也就是常说的工作面超前压力，则可造成煤壁片帮、顶板预先下沉和工作面前方附近的上下顺槽压力增大而维护困难等。但也正是由于超前压力的作用，将煤壁附近的煤压酥，而有利于浅截深采煤机的

割煤。

支承压力区内应力集中的程度，常用支承压力区的最大应力和原始应力的比值即应力集中系数（ K ）来表示， K 值的变化范围为 1.25~5。

支承压力的最大值，在工作面前方煤壁内约 2~15 米处，在工作面后方采空区内，约距放顶线或充填线 15~20 米处。工作面前方支承压力区的范围，小至 0.5~3 米，大至 40~60 米。

支承压力的大小，受很多因素的影响，如开采深度、顶板岩层性质和煤的软硬等。显然，随着开采深度的增加，上覆岩层的重量增大，支承压力的分布范围就越广，应力集中程度就越高。顶板为坚硬的砂岩时，支承压力的分布范围要比页岩大，而应力集中程度

较低，支承压力的最大值距煤壁较远。煤层越坚硬支承压力越集中，压力分布的范围越小；煤层越松软，支承压力越分散，分布的范围越广（图 1-4）。

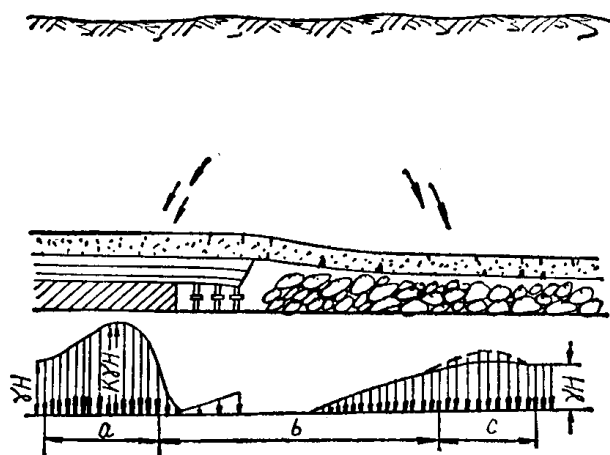


图 1-3 工作面周围压力分布状态
a—工作面前方支承压力区；b—应力降低区；
c—工作面后方支承压力区

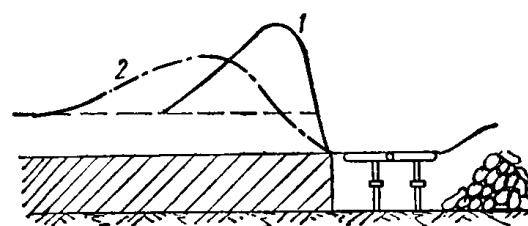


图 1-4 煤的软硬不同时支承压力的分布
1—硬煤；2—软煤

二、工作面初次来压

工作面从切眼推进至一定距离后，直接顶开始第一次垮落，若垮落岩石不能充满采空区时，则随着回采直接顶将继续垮落。此时老顶暴露的跨度也越来越大，当其增大到一定距离 L_1 时，岩梁的自重和上部岩层的重力作用超过了它本身的强度，就会发生折断而垮落。采空区老顶的这种第一次大面积垮落，使工作面压力突然增大，这就是工作面的初次来压，如图 1-5 所示。老顶的初次垮落又叫“落大顶”。

初次来压时，工作面与切眼的距离 L_1 叫做初次来压步距或初次垮落步距。其大小与老顶的岩石性质、厚度等因素有关。根据我国现场资料的统计，当老顶为较坚硬的砂页岩、砂岩和石灰岩时，其初次来压步距一般为 20~35 米；而当老顶为厚度七、八米至十几米以上的坚硬岩层时，则初次垮落步距可达 50~70 米或更大。老顶岩层中的层理、节理等裂隙和地质破坏，也会影响它的垮落性能，从而影响初次来压步距的大小。

工作面初次来压时，一般具有以下特点：

(1) 由于老顶的剧烈活动，迫使工作面顶板下沉量和下沉速度急剧增加。图 1-6 为

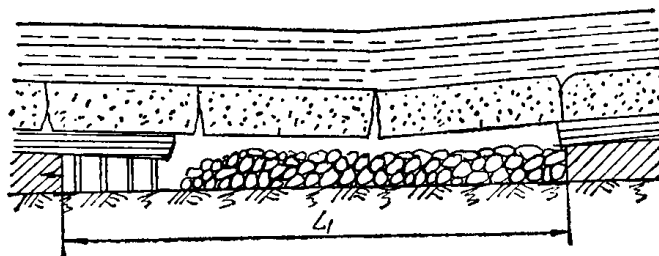


图 1-5 初次来压示意图
 L_1 —初次来压步距

西山白家庄矿3243工作面在初次来压前后顶板下沉速度的变化情况。又据阳泉矿区四尺煤的观测,工作面推进41米时初次来压,来压时间持续45个小时,其间顶板发生三次短时间强烈下沉,每次下沉80~90毫米,45小时内顶板共下沉421毫米。

(2) 老顶的活动和顶板下沉的急剧增大,使支架的受力猛增,液压支架的安全阀开启的次数增多,顶板破碎,并出现平行煤壁的裂缝,甚至出现工作面顶板台阶下沉(图1-7)。

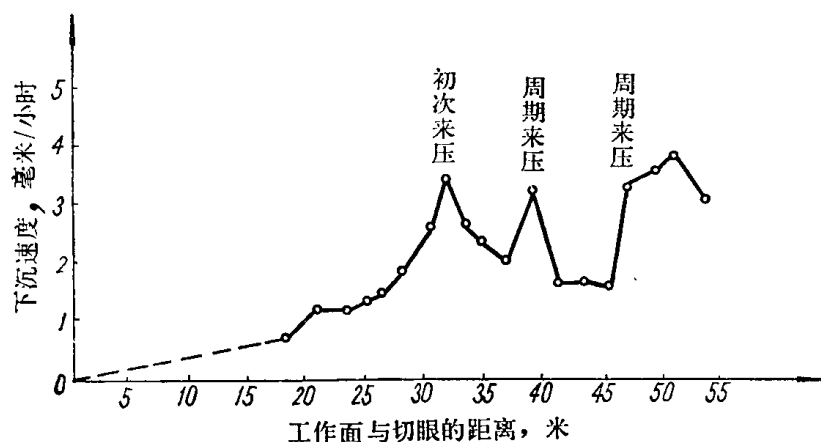


图 1-6 老顶初次来压时顶板下沉速度的变化

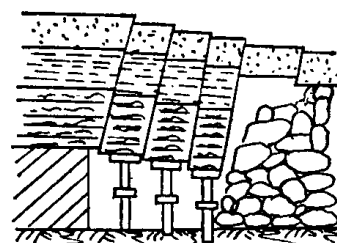


图 1-7 台阶式下沉

(3) 由于老顶暴露跨度的增大,煤壁内的压力过度集中,致使煤壁破坏范围扩大,加上老顶断裂时顶板的急剧下沉,又进一步将煤壁压碎而产生片帮(滚帮)。严重时片帮深度达0.6~0.8米以上。

(4) 老顶由折断而垮落时,在采空区远方先产生沉闷雷鸣声,进而发生剧烈的响动、采空区掉碎石块等。这些现象由开始到垮落稳定,往往要持续几个小时,甚至二、三天。垮落时有的还伴有暴风,并扬起大量煤尘。

工作面初次来压的剧烈程度,除与老顶的岩石性质、垮落面积有关外,还与工作面采高、直接顶的厚度及其破碎膨胀性、支架的支撑力等有关。若采高较小、直接顶岩层较厚和碎胀系数大时,初次来压就不明显;若采高较大,直接顶岩层又较薄,初次来压就较剧烈。相同条件下,使用液压支架的综采工作面比使用单体支架的一般机采工作面,初次来压的影响要为缓和。

三、工作面周期来压

老顶初次来压以后,工作面暂时摆脱了老顶剧烈下沉的影响,顶板状况大大好转,顶板下沉量和下沉速度减小,支柱的受力也较轻。但随着工作面的继续推进,老顶的暴露面积又不断扩大,而且形成了只有煤壁一个支点的悬臂梁状态。当老顶的悬臂达到一定跨度 L_2 时,在其自重和上部岩层重量作用下,再一次发生断裂而垮落,如图1-8所示。老顶的这种垮落并引起工作面压力增大的现象,将随着工作面的不断推进而呈周期性的出现,这就是所说的周期来压。老顶两次周期来压时工作面之间的走向距离叫做周期来压(垮落)步距(L_2)。

由于老顶岩石性质不同,周期来压步距也不相同,周期来压步距常变动在6~30米之间,一般为10~15米。若在一个特定的工作面,其周期来压步距大体上是一致的。有的工作面周期来压还呈现大小周期交替发生的特点。

周期来压前老顶呈悬臂状态，而初次来压前老顶呈双支（点）梁状态。因此，周期来压步距 L_2 要比初次来压步距 L_1 小得多，根据现场观测资料的统计，周期来压步距大致为初次来压步距的 $1/2 \sim 1/4$ 。故在老顶经过初次垮落以后，就有可能估计周期来压的大体步距和时间。表 1-1 所列数字为几个具体工作面初次来压步距和周期来压步距之间的关系。

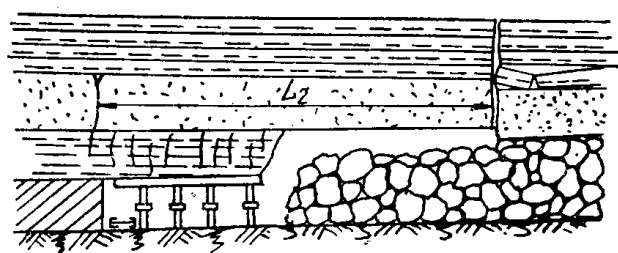


图 1-8 周期来压示意图
 L_2 —周期来压步距

表 1-1 初次来压步距和周期来压步距间关系

矿 别	工 作 面 号	L_1 (米)	L_2 (米)	L_2/L_1
开 滦 林 西	8281	24	6~8	$\frac{1}{4} \sim \frac{1}{3}$
开 滦 唐 山	2252	35	10	$\frac{1}{3.5}$
西 山 杜 儿 坪	15尺	70	26~30	$\frac{1}{2.7} \sim \frac{1}{2.3}$
西 山 白 家 庄	3232	32	10~12	$\frac{1}{3.2} \sim \frac{1}{2.7}$
西 山 白 家 庄	3243	31	7~12	$\frac{1}{4.4} \sim \frac{1}{2.6}$
阳 泉 四 矿	4212	41	17~20	$\frac{1}{2.4} \sim \frac{1}{2}$

周期来压时，工作面的顶板压力和顶板下沉量比平时要大 $30 \sim 40\%$ ，这同样给工作面生产带来不利影响。在综采工作面，由于液压支架能比较有效地限制顶板活动，工作面状况就良好的多。如阳泉四矿4212工作面，基本上使用单体摩擦支柱管理顶板，支架给予顶板的支撑力在周期来压时每平方米只有18.3吨，顶板下沉量平均达到416毫米。而在邻近的4223工作面使用BZZB型液压支架，支架给予顶板的支撑力在周期来压时平均每平方米达到33.2吨，提高了70%，顶板下沉量平均只有196毫米，顶板破碎的面积平均不大于顶板总面积的5%，未出现台阶下沉，更没有大冒顶的威胁。

第三节 回采工作面围岩变形与移动

回采工作空间一般虽处于压力降低区范围之内，但其上方的顶板在自重和上覆岩层的作用下，也会发生变形。这种变形主要表现为顶板的弯曲下沉。

顶板的下沉是矿山压力显现的主要表现之一，是反映既定的工作面顶板状况好坏的客观标志。一般用顶板下沉量（毫米）和下沉速度（毫米/小时）来表示。

对一般机采工作面和综采工作面，进行矿压观测的结果和分析表明，工作面空间变形与移动有以下基本规律：

1. 顶板下沉量随时间的延长而增大。

顶板下沉量随时间的延长而增大，这主要是因为随着顶板暴露时间的增长，煤壁内的支承压力不断前移而造成的。

我们知道采煤机割煤后，煤壁刚刚裸露时，最大支承压力点（ KrH ）在煤壁边缘处，向煤壁深处的支承压力逐渐减小（图1-9曲线1）。随着时间的延长，在上覆岩层的作用下煤壁的强度逐渐减弱，而当最大支承压力大于煤壁的强度时，煤壁发生变形与破坏，此时最大支承压力点将向煤壁内移动，压力曲线逐渐由1变到2。工作面后方采空区垮落的岩块，随着时间的延长，也逐渐被上覆岩层所压实，其支承压力带也要不断前移。上述情况在工作面的反映，就是顶板的不断下沉。

2. 割煤和放顶（或移架）时，顶板弯曲下沉急剧增长。

矿压实测资料表明，在一般机采工作面进行采煤机割煤和回柱放顶，以及综采工作面进行采煤机割煤和移架时，都会促使顶板下沉量和下沉速度急剧增加。图1-10为机采工作面顶板下沉曲线。工作面顶板的总下沉量是由割煤、放顶或移架有工序影响期的下沉量和相对稳定期（无工序影响期）的下沉量两部分组成。从图中可以看出无论一般机采或综采，割煤、放顶（或移架）工序所占时间虽短，但顶板下沉量在总下沉量中却占了很大比重，其下沉速度比相对稳定期要大几倍至十几倍。另外，割煤与放顶、割煤与移架两个工序在相近地点同时进行，对顶板的影响要比单个工序的影响大得多。

当工作面采煤机割煤后，由于增大了工作面的控顶距，破坏了煤壁前方原有的压力平衡状态，使原有的顶板支承点前移，从而加速了顶板的下沉；在进行回柱放顶或移架工作时，工作面也正处于最大控顶距的状态，当回柱或移架后，放顶区的直接顶板即因失去支撑而垮落（综采工作面的放顶区顶板因反复支撑已有破坏）。在此过程中，其顶板下沉量也会急剧增加。在放顶区的顶板垮落后，由于顶板悬臂变短，顶板下沉即随之减弱。

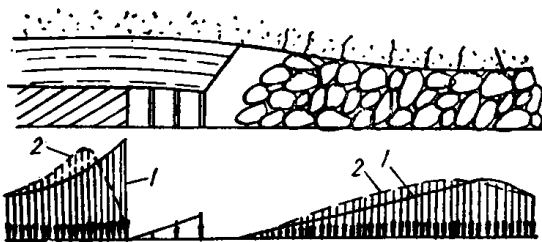


图 1-9 回采工作面支承压力移动情况

1—煤壁刚裸露时的压力分布情况；2—经过一段时间后的情况

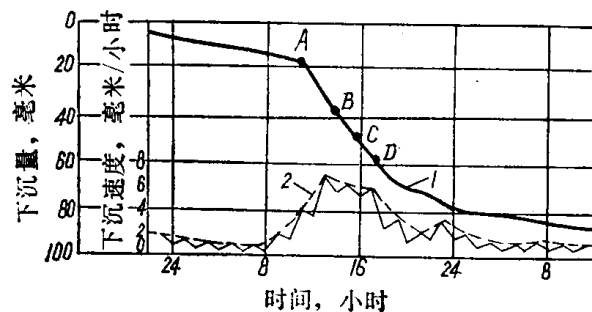


图 1-10 机采工作面顶板下沉曲线

1—顶板下沉曲线；2—顶板下沉速度
A—测点下方5米放顶；B—放顶过测点15米；C—附近放震动炮；D—采煤机距测点6米

3. 控顶距和采高愈大顶板下沉量也愈大。

工作面控顶距的大小也直接影响着顶板下沉量的多少。控顶距愈大，顶板悬臂愈长，因而顶板的下沉量也就愈大；反之，控顶距小，顶板下沉量就小些。

采高愈大，顶板下沉量也愈大，这主要是由于采空区冒实的岩块至老顶岩层的间隙愈大，老顶岩层也愈难以取得平衡，活动剧烈，对控顶区直接顶的作用就要大。同时大的采高，又容易片帮等于增大了控顶距。

综上所述，可以看出工作面的围岩变形与移动主要是由于前后压力支承点的挪移过程中所形成。在实际生产中，为了减少顶板的下沉，一般应采取及时回柱或移架；尽量减少顶板暴露的时间；缩小工作面的控顶距；在时间和空间上合理安排割煤、回柱或移架工序等措施。

一般机械化采煤

建国以来，我国的采煤技术有了较大的发展，大体上可概括为三个发展阶段：第一个阶段是在解放初期，以改革采煤方法为主，推广了走向长壁采煤法，工作面采用刮板输送机（非弯曲），使煤矿生产面貌发生了巨大变化；第二阶段重点是改革工作面的破、装、运、支等回采工序。一方面推行爆破装煤。另一方面采用了深截式采煤机采煤。但这类采煤机，由于存在着截深大、速度慢以及需要专门的机道，使割煤后的暴露面积大，顶板控制困难等缺点，仍未得到广泛使用。其后又发展为浅截式采煤机、可弯曲刮板运输机和单体金属支柱（配合铰接顶梁）等设备的机械化采煤时期。这种回采工艺方式，又由于支、回柱仍为繁重的人工劳动，也影响着生产的进一步发展，所以采煤工艺又向着全部机械化的方向发展；第三阶段即是以破、装、运、支、控综合机械化自动化为目标的回采工艺现代化的发展阶段。目前我国煤矿职工，正为彻底改变采煤技术的落后面貌，基本上实现采煤机械化、综机化而奋斗。这部分要介绍的是采用滚筒式采煤机进行采煤，可弯曲运输机运煤，单体金属支柱、铰接顶梁支护的回采工艺方式。使用这种工艺方式进行采煤的称为一般机械化采煤（简称机采或普机采），这种回采工作面简称机采工作面。

一般机械化采煤和炮采相比，单产和效率有了显著提高，劳动和安全条件有了很大改善。根据我国的实际情况，这是发展机械化采煤的第一步，因而大力使用、推广一般机械化采煤，对于煤炭工业的发展和过渡到全部实现综合机械化采煤有着重要作用。

第二章 机采工作面的采煤与运输

第一节 单滚筒采煤机的工作方式

目前，我国的机采工作面广泛使用的是 MLQ₁-80 型单滚筒可调高采煤机，其次是 MLQ-64 型单滚筒不可调高采煤机。其工作面的机械设备布置，如图 2-1 所示。单滚筒采煤机在工作面采煤时，普遍的做法是将截割部位于牵引部下方，这样机体较稳定，功率消耗较小。但也有的将截割部位于牵引部的上方，形成“上推下拉”的截割形式，仅在少数倾角较小的工作面使用。

一、割煤方式

采煤机的截割和其他各工序的配合关系称为采煤机的割煤方式。采煤机割煤方式选择的是否合适，将直接影响到工作面产量、效率的提高和作业安全。选择割煤方式时应根据顶板稳定情况、采高、煤的软硬程度、煤的粘顶性以及其它的生产技术条件进行选择。

单滚筒采煤机的割煤方式，基本有三种：单向割煤、双向割煤往返进一刀和双向割煤往返进两刀。

1. 单向割煤（图2-2）

采煤机上行割煤，下行装煤（或空放），往返进一刀。其工艺过程是：采煤机沿底板

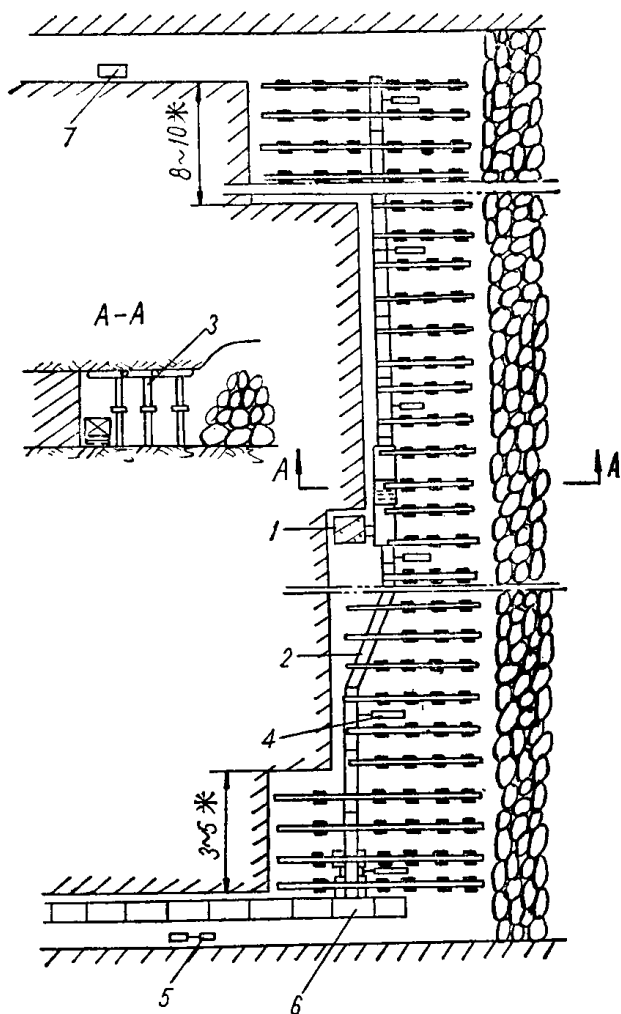


图 2-1 机采工作面设备布置

1—单滚筒采煤机；2—可弯曲刮板输送机；3—金属支柱；
4—液压千斤顶；5—泵站；6—顺槽运输机；7—回柱绞车

上行割煤，追机挑顶煤、挂梁、必要时打临时支柱。采煤机至上缺口后，翻转挡煤板，下行装煤，并在滞后采煤机15米左右开始顺序推移输送机，跟着打固定柱，直至下缺口。

这种割煤方式，机械装煤率较高，遗留的浮煤极少。但采煤机往返一次只进一刀，产量小、设备利用率不高。另外，顶板暴露面积较大，暴露时间较长。所以，一般适用于顶板较稳定，采高较大，滚筒不可调高的采煤机；煤的粘顶性较强，截割后顶煤不能及时垮落；顶煤较硬或煤层中含有较厚的夹石，需要专门放炮处理；顶煤下落后，人工装煤量大等条件。

2. 双向割煤往返进一刀 (图2-3)

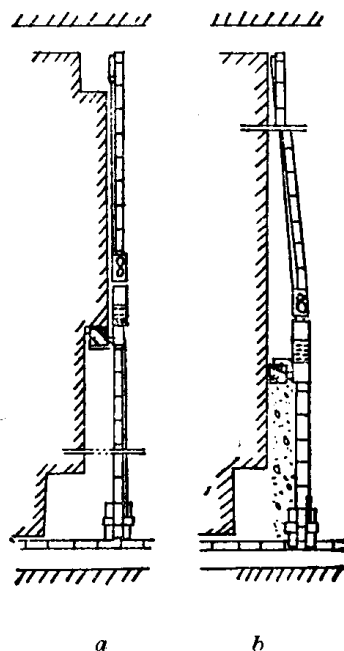


图 2-2 单向割煤方式

a—上行割煤；b—下行装煤

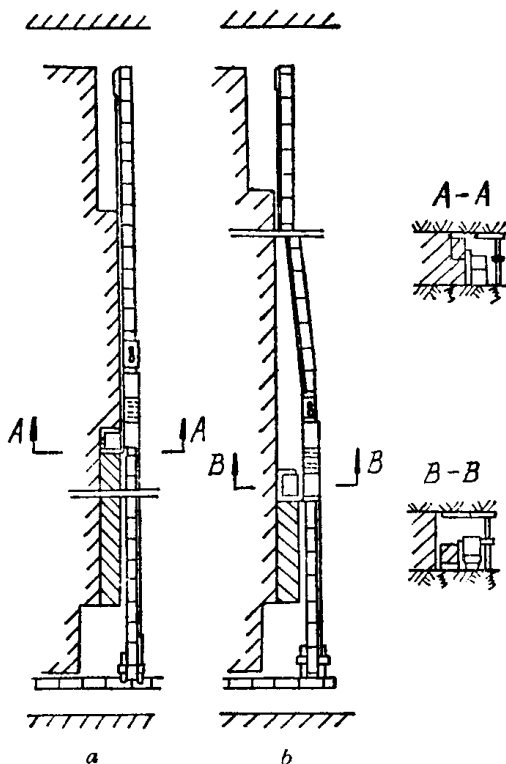


图 2-3 双向割煤往返进一刀

a—上行割顶煤；b—下行割底煤

采煤机上行时割顶煤,同时追机挂梁。至上缺口后,下降摇臂,翻转挡煤板,开始下行割底煤,并清理浮煤、顺序推移运输机、支柱,直至下缺口。采煤机往返一次进一刀。这种割煤方式只能在使用单摇臂滚筒采煤机时使用,采煤机可采全高,不另放震动炮。所以,一般适用于顶板条件较差、采高较大、煤的粘顶性较强的工作面。

另外,还有一种“∞”字形的双向割煤往返进一刀的割煤方式,其割煤过程如图 2-4 所示。采煤机由工作面中部进刀,上行割顶煤,挂梁。至上缺口下降摇臂,翻转挡煤板,下行割底煤,同时清理浮煤、移运输机和支柱。至工作面中部时再升高摇臂,下行割顶煤,挂梁。至下缺口时再下降摇臂,翻转挡煤板,上行割底煤,并清理浮煤。采煤机割完下部底煤后,再从中部向下顺序移运输机,支柱。因此,在工作面形成“∞”字形的割煤方式。这种割煤方式实质是将工作面分成上下两部进行顺序截割,所以具有悬顶时间短、工序较紧凑均匀、上下段工作量调整方便、作业方式较灵活、采煤机不在工作面两端进刀、对其它工作影响较少等优点。这种方式适用于采高较大、煤的粘顶性强或分层假顶的工作面。

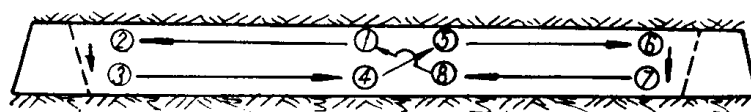


图 2-4 “∞” 字形割煤示意图

3. 双向割煤往返进两刀 (图2-5)

采煤机一般是沿底板上行割煤,同时进行追机挂梁、清理浮煤、移运输机、支柱,至上缺口后完成第一刀。然后翻转挡煤板,采煤机沿底板下行割煤,并重复上行割煤时的各工序直至下缺口,完成第二刀。采煤机往返一次进两刀,故又称穿梭式割煤。当采高与滚筒直径相适应或采高大于滚筒直径但煤不粘顶时,最适合采用这种割煤方式。如果采高较大且煤又粘顶时,可采取预先放震动炮松动顶煤,然后采煤机沿底板割煤,并在弧形挡煤板后面拖带轻便装煤犁进行二次装煤或人工跟机清理顶煤。

双向割煤往返进两刀的割煤方式,能充分发挥采煤机效能,提高工时利用,有利于实现多循环多刀作业;能及时支护顶板;工序紧凑,工作量均衡。

这种割煤方式,采煤速度快,各工序必须协调配合,要求有较高的生产管理水平。当顶煤较厚时则清理浮煤量大、且不安全,若采用装煤犁二次装煤,又增加了生产的环节。

采煤机在工作面的进刀方式也是影响采煤机效率和提高工作面单产的重要因素之一,一些高产机采队,往往就是由于进刀方式的改进而使单产获得提高,突破了原有的生产水平。

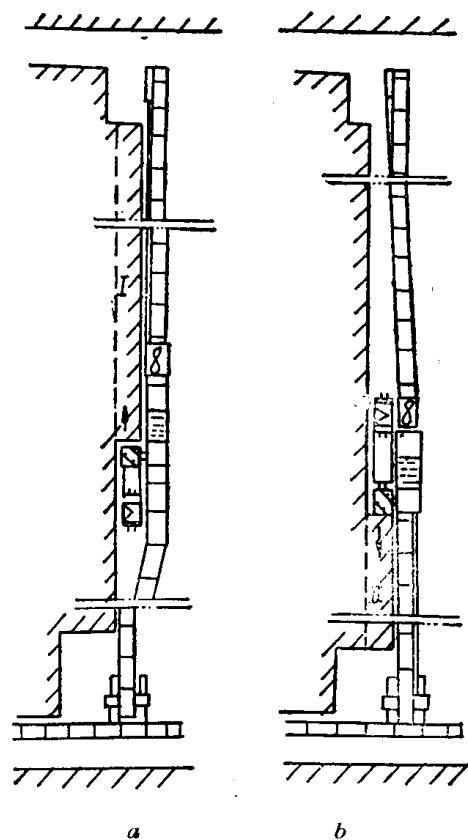


图 2-5 双向割煤往返进两刀
a—上行割煤; b—下行割煤

一个好的进刀方式应当适应工作面的顶板条件，进刀时间要短，人工开缺口的工作量要小。采煤机的进刀方式有以下几种：

1. 直接进机窝

如图2-6所示，在下缺口处多做2~3米长的机窝，利用3~4台千斤顶同时推移采煤机和运输机头，使滚筒进入机窝。

这种进刀方式简单方便，无论哪种割煤方式都可采用。但要求须有足够的千斤顶推力，而且也增加了做下缺口的工作量和缺口处的控顶面积。

2. 预开机窝的进刀方式

如图2-7所示，在距下缺口3~4米处，预先进行打眼放炮，人工做出一个1.5米长的机窝，用千斤顶推移采煤机与运输机（三台千斤顶分别与采煤机的截割部、电机部和牵引部相对应），使滚筒入窝，并将运输机机头移至缺口。此时采煤机下行，割掉3~4米长的煤壁，然后再上行正常割煤。这种进刀方式主要适用于破碎顶板条件。

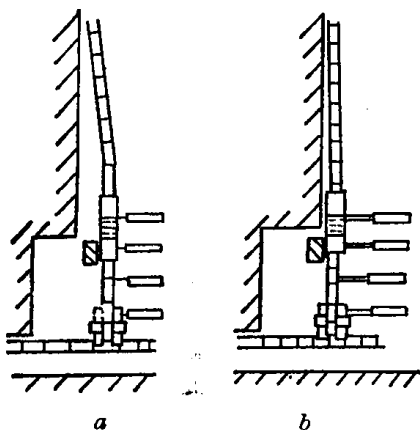


图 2-6 采煤机直接进机窝
a—进窝前；b—进窝后

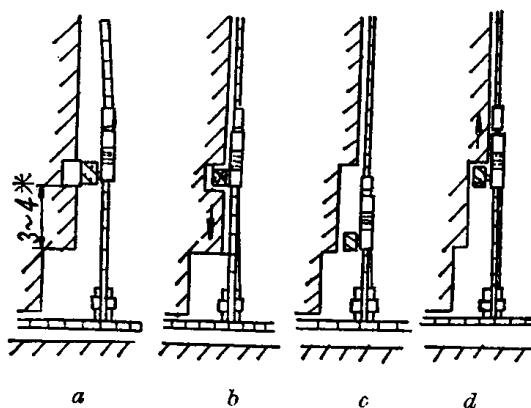


图 2-7 预开机窝进刀方式
a—采煤机滚筒入窝前；b—入窝后；c—向下割煤后；
d—上行割煤

3. 割三角煤的进刀方式

这种进刀方式又称斜切式进刀，如图2-8所示，采煤机下行割煤至下缺口后，即反向上行，沿着运输机的弯曲段逐渐进刀，直至滚筒全部切入煤壁。随后移运输机头，并把运输机移直，采煤机再下行把留的三角煤割掉，最后再上行正常割煤。三角煤的斜长约为23米左右（为采煤机全长和运输机弯曲段长度之和）。在单向割煤和双向割煤往返进一刀时，只在下缺口进刀。双向割煤往返进两刀时，则上下缺口处都需进刀。

割三角煤的进刀方式被广泛采用，其好处是：不需借助其它设备，即靠采煤机本身来完成进刀工作；不做机窝，减少了缺口工作量；单独移运输机头阻力小，比较轻便。但往返割三角煤，增加了工序和辅助时间。

4. 留三角煤的进刀方式

如图2-9所示，这种进刀方式与割三角煤的方式不同之处为：当采煤机切入煤壁以后就一直向上割煤，随后移运输机头和溜槽。工作面下部所留下的一段三角煤，待采煤机下行装煤时再割掉。

这种进刀方式也比较简单，但只能适用于单向割煤的条件。

5. 超前移机头的进刀方式

这种进刀方式的特点是：预先用人工做出大缺口（斜长15米左右），如图 2-10 所示。当采煤机尚未到达缺口前，预先推移好运输机头，在采煤机下行沿着运输机的弯曲段进入缺口

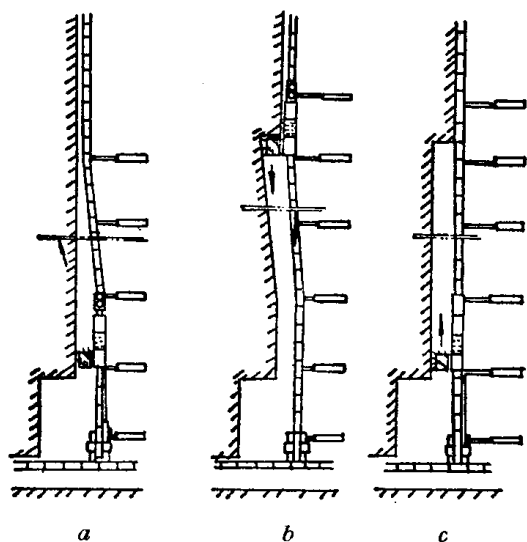


图 2-8 割三角煤进刀方式

a—向上割三角煤；b—向下割三角煤；c—上行正式割煤

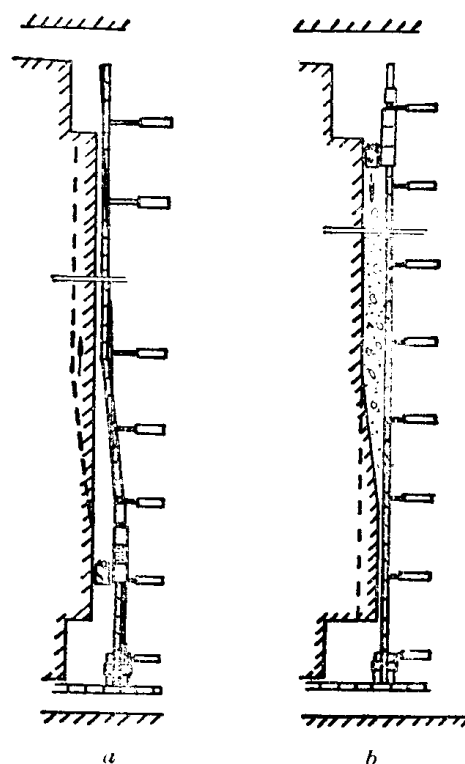


图 2-9 留三角煤进刀方式

a—采煤机进刀上行割煤，留下三角煤；b—采煤机下行装煤，移运输机，割三角煤

后，即完成进刀过程。随后推直运输机，采煤机再上行割煤。

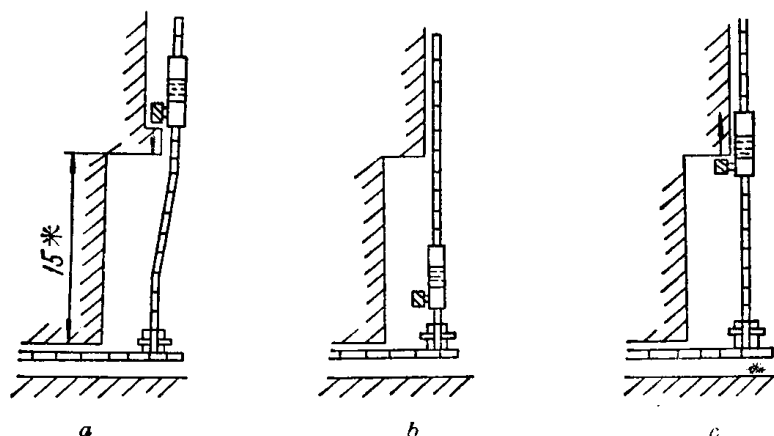


图 2-10 超前移机头进刀方式(大矩形缺口)

a—预先移机头，下行割煤；b—采煤机进入缺口，移直运输机；c—采煤机进刀上行割煤

缺口的形状也可预先做成三角形，如图 2-11 所示，倾斜长 10~12 米。其进刀过程和上述相同。

超前移机头的进刀方式，具有工序简单、单独移机头较轻便、进刀时间短、移机头时采煤机和运输机均可不停车等优点。但做缺口工作量较大(三角形缺口稍小些)，控顶面积大，三角形缺口的支护也较复杂。所以这种进刀方式适用于顶板稳定的长工作面，才能提高采煤机效率。

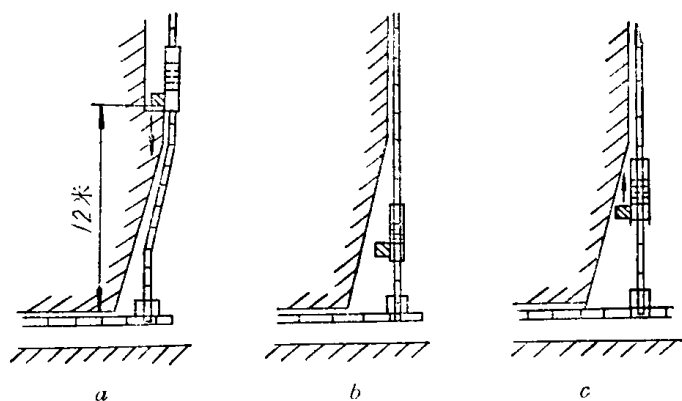


图 2-11 超前移机头进刀方式(大三角形缺口)
a—预先移机头,下行割煤; b—采煤机进入缺口,移直输送机; c—采煤机进刀上行割煤

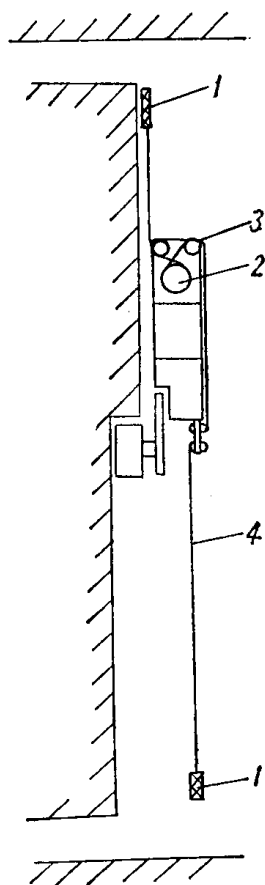


图 2-12 钢丝绳牵引
1—弹簧张紧器; 2—绳筒; 3—导绳轮;
4—钢丝绳

回采过程中, 必须经常将钢丝绳张紧。另外由于工作面长度的变化或更换钢丝绳等, 也要经常调整钢丝绳的松紧程度。紧绳有以下方法:

(1) 采煤机自紧钢丝绳 如图2-14所示, 把一端绳头挂在采煤机自身上, 摘掉固定绳卡; 采煤机向上运行拉紧钢丝绳, 待钢丝绳紧到合适程度后即停车; 上紧固定绳卡, 采煤机下行摘掉绳头。这种紧绳方法不用其它动力, 简便易行, 适宜在工作面两端进行。

二、牵引方式

单滚筒采煤机的牵引方式, 我国目前使用的有两种: 钢丝绳牵引和锚链牵引。

1. 钢丝绳牵引

MLQ-64型和 MLQ_I-80 型采煤机采用的都是钢丝绳摩擦牵引方式。它是由钢丝绳、绳筒、导绳轮和弹簧张紧器组成 (图 2-12)。钢丝绳在绳筒上缠绕三圈半, 其两端分别固定在运输机的机头和机尾上。当绳筒旋转时靠钢丝绳与绳筒之间产生的摩擦转矩进行牵引。

MLQ-64型和 MLQ_I-80 型采煤机牵引绳的弹簧张紧器, 原是安设在运输机机头的侧板上 (图 2-13 的 1 位置), 这样就需要做较长的缺口。若用连接环将张紧器改装在运输机的机头架上 (图2-13的 2 位置), 缺口的长度则可缩短1.5米左右。

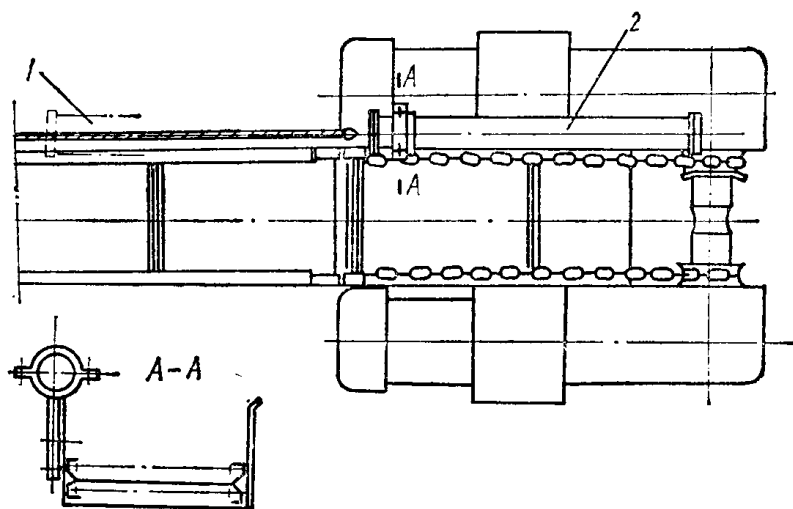


图 2-13 改变弹簧张紧器安装位置

1—改进前位置; 2—改进后位置