第七篇

特殊矿床开采工艺技术

第一章　盐类矿水溶开采技术

第一节　水溶开采概述

一、水溶开采的基本原理

水溶开采是研究盐类矿床中的盐类矿物(矿石)被溶剂(水)就地溶解,转变成流动状态的溶液(即卤水),并被输送到地表的一门实用科学,是介于地质、采矿、钻探、物理、化学和流体力学等学科之间的边缘科学,是在盐类矿床长期开采实践中形成和发展起来的。它的理论基础是相关学科的基本原理。研究盐类矿物(矿石)溶解机理,阐述盐类矿床及其工业特性,划分工业矿层(矿群)与非工业矿层(矿群),根据盐类矿床的开采技术条件选择水溶开采方法,布置开采工程,以及水溶开采矿山的建设与生产等,涉及地质学、水文地质学、地球物理、地球化学、钻探学、采矿学和流体力学等科学。因此,水溶开采虽属实用科学,但是与各相关学科的理论密切相关,且把这些理论作为本身发展的基础。

1. 盐类矿物溶解机理

在盐类矿床水溶开采过程中,溶解是指主要溶剂——水或添加其他辅助溶剂无选择性的或有选择性的溶解盐类矿物,溶解过程中不破坏有益矿物的组分。盐类矿床的水溶开采,大部分属无选择性的溶解。

众所周知,水是由 1 个带负电的氧离子和 2 个带正电的氢离子组成的。由于氢和氧分布不对称,在接近氧离子一端形成负极,氢离子一端形成正极,成为偶极分子(见图 7 –

1－1)。当水与盐类矿物(矿石)接触时,组成结晶格架的离子,被水分子带相反电荷的一端所吸引,当水分子对离子的引力足以克服结晶格架中离子间的引力时,盐类矿物结晶格架遭到破坏,离子进入水中,这就是水溶解盐类矿物的过程(见图 7－1－2)。

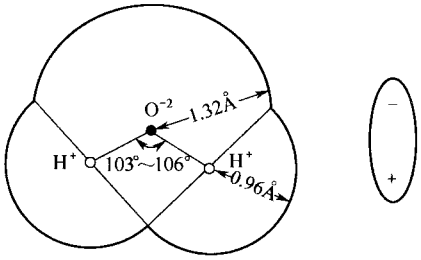


图 7－1－1　水分子结构示意(据柏乌林格)

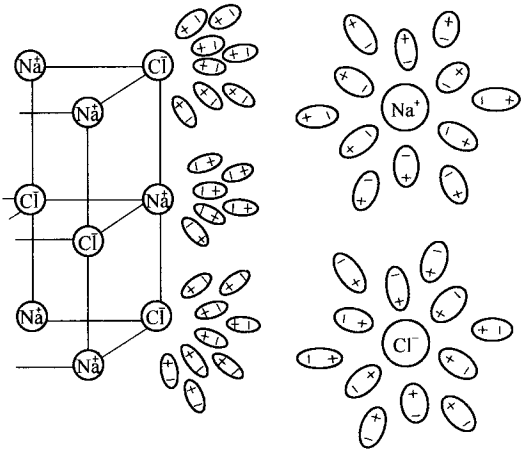


图 7－1－2　水溶解盐类过程示意(据阿廖金)
左侧表示水的极化分子吸引结晶格架中的离子,右侧
表示结晶格架破坏,离子溶入水中

从化学动力学的观点看,盐类矿物(矿石)在溶剂(水)中的溶解过程,可以看成是盐类矿物(矿石)与溶剂(水)界面(即固－液相界面)上发生的非均质反应。这种反应包括溶剂(水)进入被溶盐类矿物表面,溶剂(水)与被溶盐类矿物间的相互作用,以及溶解后的盐类物质从被溶盐类矿物表面扩散等基本过程。盐类矿物溶解的动力,是溶液的浓度差。

实际上,当溶剂(水)与盐类矿物接触时,同时发生两种相反的作用:溶解作用与结晶

作用。当溶剂(水)作用到盐类矿物表面时,其结晶格架中的离子由于本身的运动和溶剂(水)分子对它的吸引,离子逐渐离开盐类矿物(矿石)表面,再通过扩散作用分散到溶剂中去。与此同时,又进行着与溶解相反的过程——结晶,即已溶解到溶剂(水)中的盐类离子,在运动过程中遇到尚未溶解的盐类矿物,又可以被吸引住,重新由溶液中回到盐类矿物结晶格架上去。

显然,在盐类矿物开始溶解时,溶液中盐类物质的离子少,溶液浓度低,溶解速度大于结晶速度,因此表现出来的似乎只是盐类矿物的溶解。随着溶解过程的继续进行,转入溶液中的盐类离子逐渐增多,溶液浓度增大,水分子吸附盐类矿物结晶格架上的离子的能力减弱,溶解作用变慢,而溶液中盐类离子附着于盐类矿物晶体表面的机会增加,结晶作用加快。当单位时间内溶解与析出的盐类物质数量相等时,溶液达到饱和,建立了如下动态平衡:

$$\text{被溶解的盐类矿物} \underset{\text{结果}}{\overset{\text{溶解}}{\rightleftharpoons}} \text{溶液中的盐类物质}$$

这种溶解与结晶达到动态平衡的溶液,即饱和溶液。

溶解过程中,往往伴随着热动力现象,即有热量的放出和吸收。因此,物质溶解同时发生两个过程:一是破坏晶格,溶质粒子与晶体分离并向溶液中扩散要吸收热量,这是物理过程;二是溶质分子和水分子结合生成水化物要放出热量,这是化学过程。可见,盐类矿物的水溶开采工艺过程,是一个物理-化学过程,与各项物理化学条件有密切关系。

在盐类矿床水溶开采过程中,由于组成的矿石的矿物组分的复杂性,其溶解过程也是各种各样的。既有像石盐、芒硝等单盐矿物的简单溶解过程;又有复盐矿物或矿石中有多种盐类矿物共生等较复杂的溶解过程。复盐矿物在水溶过程中有以下情况。

①组成复盐矿物的单盐组分溶解度相差不大时,在水溶过程中不形成中间产物。如钾芒硝矿物 $K_3Na(SO_4)_2$ 在 10~20℃水溶时,其单盐 Na_2SO_4 和 K_2SO_4 的溶解度相差较小,就属这种情况。

②组成复盐矿物的单盐组分,各单盐的溶解度相差较大,而且均属于易溶盐时,其溶解度相对较小的单盐在水溶过程中形成暂时稳定的中间产物;但随着溶解时间的增长,这个中间产物也会被溶解。如光卤石矿物 $KMgCl_3 \cdot 6H_2O$ 由单盐 KCl 和 $MgCl_2 \cdot 6H_2O$ 组成,它们均属易溶盐,在 10~20℃时,它们的溶解度相差较大。所以当光卤石水解时,溶解度相对较小的 KCl 可形成暂时稳定的中间产物。但在溶解时间增长后,中间产物 KCl 亦被溶解。

③组成复盐矿物的单盐组分,各单盐的溶解度相差较大,其中一种单盐难溶于水时,则这种单盐在水溶过程中形成的中间产物不再溶解。如组成复盐矿物钙芒硝 $Na_2Ca(SO_4)_2$ 的单盐 Na_2SO_4 和 $CaSO_4$ 的溶解度相差较大,前者属易溶盐,后者难溶于水。所

以在水溶开采钙芒硝矿床时，形成大量的中间产物——石膏（$CaSO_4 \cdot 2H_2O$）则不再溶解。

在阐述盐类矿物溶解机理的过程中，涉及了两个基本概念：溶解速度和溶解度。控制盐类矿物溶解过程的主要因素之一，是矿物的溶解速度；在确定和计算矿物的溶解速度时，又涉及溶解度。当物理化学条件（如温度、压力、浓度等）发生变化时，又影响盐类矿物的溶解度和溶解速度。因此，下面将溶解度和溶解速度分别进行阐述。

2. 溶解度

盐类矿物主要是在适宜的地质和气候条件下，由海水和含盐物质的大陆水体，经自然蒸发浓缩结晶而成。因此，盐类矿物均溶于水。但是，在相同的物理化学条件下，有些盐类矿物易溶于水，有些盐类矿物难溶下水，说明各种盐类矿物溶于水的能力各不相同。一般把某种矿物溶于水的能力叫做“溶解性”，而矿物的溶解性通常用“溶解度”来表示。

固体盐类物质的溶解度是在一定温度（15℃）和压力（0.1MPa）下，单位体积溶剂（水）中所溶解的某种盐类矿物的饱和盐量，单位为 g/100g 不同的盐类矿物溶解度大小各不相同，从盐类化合物类型来看，其溶解度由大到小的顺序是：氯化物 > 硫酸盐 > 碳酸盐 > 硼酸盐（见表 7－1－1）。温度和压力的变化对溶解度的大小亦有不同程度的影响。

一般来说，盐类矿物的溶解度是随温度的升高而增大。但是，同一盐类矿物随温度的升高，其溶解度的增大幅度不同。不同的盐类矿物随着温度的升高，其溶解度增大的幅度也不相同。也有个别盐类矿物的溶解度在一定范围内随温度的升高而降低（见表 7－1－1、图 7－1－3）。

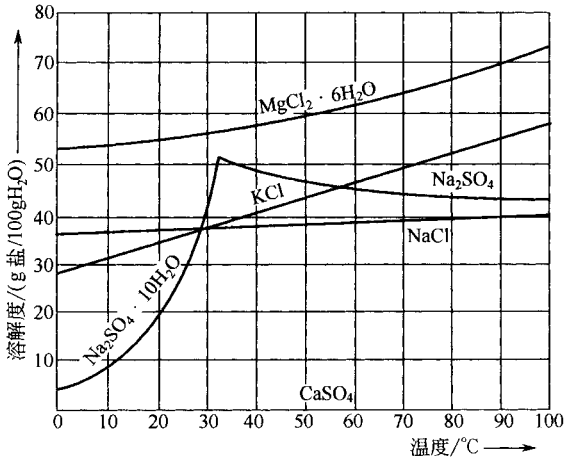


图 7－1－3　几种单盐矿物的溶解度曲线

表 7-1-1 常见单盐在不同温度下的溶解度

矿物类型	矿物名称	化学式	资料来源	单盐在不同温度下 100 克水中的溶解量/g										
				0℃	10℃	20℃	30℃	40℃	50℃	60℃	70℃	80℃	90℃	100℃
氧化物	南极石	$CaCl_2 \cdot 6H_2O$	a	37.3	39.4	42.7	50.1	—						
			b	59.5	65.0	74.5	102	—						
	水氯镁石	$MgCl_2 \cdot 6H_2O$	a	34.6	34.9	35.3	—	36.5	—	37.9	—	39.8	—	42.2
			b	52.8	53.5	54.5	56.0	57.5	59.3	61.0	63.5	66.0	69.5	73.0
	钾石盐	KCl	a	22.2	23.8	25.5	27.2	28.7	30.1	31.3	—	33.8	—	36.0
			b	27.6	31.0	34.0	37.0	40.0	42.6	45.5	48.1	51.1	54.0	56.7
	石盐	NaCl	a	26.3	26.3	26.4	26.5	26.7	26.9	27.1	—	27.6	—	28.2
			b	35.7	35.8	36.0	36.3	36.3	37.0	37.3	37.8	38.4	39.0	39.8
硫酸盐	硫钾石(钾矾)	K_2SO_4	a	6.87	8.47	10.0	11.5	13.0	14.2	15.4	—	17.6	—	19.4
	无水芒硝	Na_2SO_4	a				33.5	32.5	32	—	30.5	—	30.0	29.9
			b				50.4(32.38℃)	48.8	46.7	45.3	44.1	43.7	42.9	42.5
	芒硝	$Na_2SO_4 \cdot 10H_2O$	a	4.5	8.2	6.1	28.8	—	—	—	—	—	—	—
			b	5.0	9	19.4	40.8	—	—	—	—	—	—	—
	泻利盐	$MgSO_4 \cdot 7H_2O$	a	—	23.6	26.2	29.0	31.3	—	—	—	—	—	—
			b	—	30.9	35.5	40.8	45.6	—	—	—	—	—	—
	六水泻盐	$MgSO_4 \cdot 6H_2O$	a						33.5	35.5	—	—	—	—
	硫镁矾	$MgSO_4 \cdot H_2O$	a									38.6	—	40.6
			b									62.9	65.6	68.3
	石膏	$CaSO_4 \cdot 2H_2O$	a	0.176	0.193	0.202(18℃)	0.210	0.211	—	0.201(55℃)	—	—	—	—
			b	0.1759	0.1928	0.2036	0.2090	0.2097	—	0.2047	0.1974	0.1966	—	0.1619
碳酸盐	苏打(泡碱)	$Na_2CO_3 \cdot 10H_2O$	a	6.4	11.2	17.8								
	水碱	$Na_2CO_3 \cdot H_2O$	a					33.2	32.2	31.7	—	31.7(88.4℃)	—	31.1(104.8℃)
	重碳钠石(苏打石)	$NaHCO_3$	a	6.45	7.5	8.76	9.96	11.3	12.7	14.1	—	—	—	—
硼酸盐	天然硼酸	H_3BO_3	a	2.5	3.5	4.8	6.3	8.0	10.4	12.9	—	19.1	—	28.7
	硼砂	$Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$	a	1.38	1.58	2.52	3.75	—	9.52	16.7	—	—	—	—
	三方硼砂	$Na_2B_4O_7 \cdot 5H_2O$	a							16.7	—	23.9	—	34.3

注:1. 据曲懿华,钱自强,韩蔚田. 盐类矿物鉴定手册. 地质出版社,1979 年。

2. 马宗瑶,聂成勋,王瑞天. 井矿盐地质基础与开采工艺. 全国井矿盐科技情报站。

在压力变化时对盐类矿物的溶解度亦有影响。如石盐在压力为 0MPa 时，在水中的溶解度为 359.1 g/L；压力为 25MPa，在水中的溶解度为 362.2g/L（见表 7－1－2）。

表 7－1－2　石盐在不同压力下溶解度

压力/MPa	0	25	50	75	100	125	150
溶解度/(g 盐/100g 水)	35.91	36.22	36.50	36.70	36.90	37.18	37.37

资料来源：盐矿开采基本知识，中国轻工业出版社，1978 年。

对于复盐矿物或矿石中有两种以上盐类矿物共生时，其溶解度遵循以下规律。

①在溶液中出现与该盐类物质含有共同离子的另一种盐类物质时，该盐类物质的溶解度降低。例如 KCl 与 NaCl 的共同可溶性，在任何温度下都比它们单独溶解时的溶解度要小（见表 7－1－3）。

表 7－1－3　KCl 与 NaCl 在不同温度下共溶时的溶解度

温度/℃		0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
共溶时溶解度/(g/L)	KCl	106	127	147	171	195	220	246	273	300	329	359
	NaCl	321	297	292	287	282	277	272	268	264	261	259
单盐溶解度/(g/L)	KCl	283.7	312.3	343.2	373.6	402.5	430.2	456.7	483.2	509.4	537.3	562.5
	NaCl	356.5	357.2	358.5	360.7	363.7	367.2	371.2	375.5	380.8	385.2	391.8

资料来源：(苏) A.A. 伊凡诺夫 盐矿地质与普查勘探，邬儒义译，地质出版社，1959 年。

又如：Na_2SO_4 在不同温度、不同浓度的 NaCl 水溶液中，都比它单独溶解时的溶解度要小（见表 7－1－4）。我国广布的陆相盐矿大都属钙芒硝（或无水芒硝）－石盐矿床，了解 Na_2SO_4 在 NaCl 溶液中的溶解度有着实际生产意义。

②在溶液中出现与该盐类物质未含共同离子的另一种盐类物质时，该盐类物质的溶解度增大。例如 $CaSO_4$ 单独溶解时，其溶解度为 2.08g/L；$CaSO_4$ 的溶解度受温度变化的影响很小。在 NaCl 溶液中，$CaSO_4$ 的溶解度约为 5～6g/L（见表 7－1－5）。我国海相盐矿（如四川威西盐矿等）和少数陆相盐矿（如河南叶舞盐矿等）属硬石膏－石盐矿床，了解 $CaSO_4$ 在 NaCl 溶液中的溶解度亦有现实生产意义。

在水溶开采过程中，生产的卤水浓度和盐类物质含量可以用不同的方法表示：1L 卤水中盐类物质含量(g/L)；卤水中盐类物质的百分含量(%)；卤水的密度(kg/L)；卤水的波美度，°Bé。

对卤水中盐类物质的含量进行化学分析是必不可少的，但需要一定的时间。用一般比重计可以直接测定卤水浓度，但因卤水相对密度一般在 1～1.25 之间，其间隔太小，读数误差较大，且读的数字畸零，不易记忆。因此，在实际生产中，常用波美比重计（简称波

美表)来直接测定卤水浓度,简明快捷。故在水溶开采中,除另有说明者外,所谓'卤水浓度'皆指波美度(°Bé)而言。

表 7－1－4　Na_2SO_4 在不同温度、不同浓度的 NaCl 水溶液中的溶解度

10℃	溶液密度/(kg/L)		1.080	1.083	1.102	1.150	1.164	1.192	1.207	1.217	1.223				
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	4.28	9.60	15.65	21.82	28.13	30.11	32.27	33.76				
		Na_2SO_4 溶解度	9.14	6.42	4.76	3.99	3.97	4.15	4.34	4.59	4.75				
21.5℃	溶液密度/(kg/L)		1.164	1.169	1.199	1.214	1.243	1.244	1.244	1.244	1.243	.1.235	1.219	1.212	1.197
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	9.05	17.48	20.41	26.01	26.53	27.74	31.25	31.80	32.10	33.69	34.08	35.46
		Na_2SO_4 溶解度	21.33	15.48	13.47	13.62	15.05	14.44	13.39	10.64	10.28	8.43	4.73	2.77	0.00
27℃	溶液密度/(kg/L)		1.228	1.230	1.230	1.235	1.259	1.253	1.249	1.245	1.238				
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	2.66	5.29	7.90	16.13	18.91	19.64	20.77	32.33				
		Na_2SO_4 溶解度	31.10	28.73	27.17	26.02	24.83	21.39	20.11	19.29	9.53				
30℃	溶液密度/(kg/L)		1.281	1.282	1.284	1.290	1.276	1.270	1.258	1.249	1.244	1.236			
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	2.45	5.61	7.91	10.61	12.36	15.65	18.44	20.66	32.43			
		Na_2SO_4 溶解度	39.70	38.25	36.50	35.96	31.64	29.87	25.02	21.30	19.06	9.06			
33℃	溶液密度/(kg/L)		1.329	1.323	1.318	1.315	1.309	1.265	1.237	1.234	1.217	1.208			
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	1.22	1.99	2.64	3.47	12.14	21.87	32.84	33.99	34.77			
		Na_2SO_4 溶解度	48.48	46.46	45.16	44.09	42.61	29.32	16.83	8.76	4.62	2.75			
35℃	溶液密度/(kg/L)		1.324	1.314	1.256	1.238	1.231	1.193							
	g/100g H_2O	NaCl 溶液	0.0	2.14	13.57	18.78	31.91	35.63							
		Na_2SO_4 溶解度	47.90	43.75	26.26	19.74	8.28	0.00							

资料来源:苏家庆,俞南震,范天与等．真空制盐．中国轻工业出版社,1983 年。

表 7－1－5　NaCl 溶液(25℃)中 $CaSO_4$ 的溶解度

溶液中 NaCl 含量/(g/L)	0	4.9	14.9	50.0	119.8	152.1	180.7	231.5	283.5	317.2
NaCl 溶液中 $CaSO_4$ 溶解度/(g/L)	2.08	2.90	3.85	6.00	7.21	7.23	7.05	6.65	6.10	5.80

资料来源:(苏)A.A.伊凡诺夫．盐矿地质与普查勘探。

目前常用的波美表有两种:一种以浓硫酸的相对密度为标准;另一种以 NaCl 溶液的相对密度为标准,每度约等于卤水含盐量 1%。

纯水为°Bé,以相对密度 1.8429 的 H_2SO_4 为 66°Bé,在温度 15℃时,卤水密度与波美度的关系可用下列实验式表示:

$$d = \frac{144.3}{144.3 - °\text{Bé}} \tag{1-1}$$

式中　d——卤水密度,kg/L;

°Bé——波美度。

根据公式(1－1)推算的 15℃时卤水波美度(°Bé)与卤水密度对照如表 7－1－6 所示。

表 7－1－6　温度 15℃时卤水波美度与卤水密度对照

卤水波美度 /°Bé	卤水密度 /(kg/L)	卤水波美度 /°Bé	卤水密度 /(kg/L)	卤水波美度 /°Bé	卤水密度 /(kg/L)
0.5	1.0035	10.5	1.0785	20.5	1.1643
1.0	1.0070	11.0	1.0825	21.0	1.1703
1.5	1.0105	11.5	1.0866	21.5	1.1749
2.0	1.0141	12.0	1.0907	22.0	1.1799
2.5	1.0176	12.5	1.0948	22.5	1.1846
3.0	1.0212	13.0	1.0990	23.0	1.1896
3.5	1.0248	13.5	1.1033	23.5	1.1945
4.0	1.0285	14.0	1.1074	24.0	1.1995
4.5	1.0320	14.5	1.1118	24.5	1.2045
5.0	1.0359	15.0	1.1160	25.0	1.2096
5.5	1.0395	15.5	1.1202	25.5	1.2146
6.0	1.0434	16.0	1.1247	26.0	1.2198
6.5	1.0472	16.5	1.1290	26.5	1.2248
7.0	1.0510	17.0	1.1335	27.0	1.2302
7.5	1.0548	17.5	1.1380	27.5	1.2353
8.0	1.0587	18.0	1.1425	28.0	1.2408
8.5	1.0625	18.5	1.1470	28.5	1.2460
9.0	1.0665	19.0	1.1516	29.0	1.2515
9.5	1.0705	19.5	1.1562	29.5	1.2591
10.0	1.0745	20.0	1.1609	30.0	1.2625

资料来源 河北塘沽盐业专科学校．海盐生产工艺学．中国轻工业出版社，1960 年。

纯水为 0°Bé，以 10% 的 NaCl 溶液为 10.746°Bé，温度为 12.5℃和 1.5℃时，卤水密度与波美度的关系分别用实验式(1－2)和式(1－3)表示：

$$d = \frac{144.3}{144.5 - °\text{Bé}} \tag{1-2}$$

$$d = \frac{145}{145 - °\text{Bé}} \tag{1-3}$$

卤水密度与卤水中 NaCl 百分含量的关系，可用下列实验式表示：

$$A = 105.7d - 105.7 \tag{1-4}$$

式中　A——卤水中 NaCl 的百分含量，%；

d——20℃时卤水密度。

单位体积卤水的 NaCl 含量与 NaCl 百分含量的相互关系可用下式表示：

$$C = A \times 10 \times d \left(\text{或 } A = \frac{C}{10 \times d}\right) \tag{1-5}$$

式中　C——单位体积卤水的 NaCl 含量，g/L。

根据式(1－4)、式(1－5)，用卤水密度计算卤水中的 NaCl 含量如表 7－1－7 所示。

表 7－1－7　卤水密度与 NaCl 含量对照

卤水波美度/°Bé	卤水密度(15℃)/(kg/L)	齿水中 NaCl 百分含量/%	单位体积卤水 NaCl 含量/(g/L)	卤水波美度/°Bé	卤水密度(15℃)/(kg/L)	齿水中 NaCl 百分含量/%	单位体积卤水 NaCl 含量/(g/L)
1	1.0070	0.74	7.45	14	1.1074	11.35	125.69
2	1.0141	1.49	15.11	15	1.1160	12.26	136.82
3	1.0212	2.24	22.87	16	1.1247	13.18	148.24
4	1.0285	3.01	30.96	17	1.1335	14.11	159.94
5	1.0359	3.79	39.26	18	1.1425	15.06	172.06
6	1.0434	4.59	47.89	19	1.1516	16.02	184.49
7	1.0510	5.39	56.65	20	1.1609	17.01	197.47
8	1.0587	6.20	65.64	21	1.1703	18.00	210.65
9	1.0665	7.03	74.97	22	1.1799	19.02	224.42
10	1.0745	7.87	84.56	23	1.1896	20.04	238.40
11	1.0825	8.72	94.39	24	1.1995	21.09	252.97
12	1.0907	9.59	104.60	25	1.2069	21.87	263.94
13	1.0990	10.46	114.96	26	1.2198	23.23	283.36

由于物质热胀冷缩，致使同一卤水在不同温度下的密度有差异。例如，15℃时海水为 3°Bé 温度升至 30℃时，该海水为 2.5°Bé，含盐量相差 1/6。因此，必须校准为标准温度(15℃)下的卤水浓度，以便比较。在实际生产中，应在测定卤水浓度的同时，测定卤水温度，及时进行室内资料整理。

值得提出是，波美表中的刻度虽以卤水的含盐百分率为标准，但波美表的制造原理实以卤水的密度为依据，波美度数与含盐百分率虽相近似，但因卤水中所含盐类物质不同，对卤水密度的影响也不相同，因此，波美度数与含盐百分率仍有差异。例如同为 10% 的溶液，标准 NaCl 溶液波美度为 9.6°Bé，$MgCl_2$ 溶液为 11.6°Bé，$BaCl_2$ 溶液则为 12.2°Bé。反之，同一波美度的卤水，所含盐类物质不同，其含盐量亦不一致。卤水中含多种盐类组分，亦影响波美度。

3. 溶解速度与溶解速率

“溶解速度”是指单位时间内在盐类矿物(矿石)某个方向的溶解长度(距离)，单位为 cm/h 或 m/d。

在实际生产中，由于对某个方向的溶解长度(距离)难以测定，常常以“溶解速率”来表示。盐类矿物(矿石)在单位面积和单位时间内所溶解的盐量，称为溶解速率，单位为

$g/(cm^2 \cdot h)$或 $kg/(m^2 \cdot h)$。

影响盐类矿物(矿石)溶解速度、溶解速率的因素很多,既有矿石本身决定的内在因素,又有可以调控的外部因素。

影响盐类矿石溶解速度、溶解速率的内在因素主要有以下几个方面。

①盐类矿物的水溶性

不同的盐类矿物水溶性不同,其溶解速度、溶解速率亦不相同。一般来说,溶解度大的盐类矿物属易溶盐,其溶解速度快,溶解速率大。如石盐、钾石盐、芒硝等;溶解度小的盐类矿物,属难溶盐或较难溶解的盐类矿物,其溶解速度慢,溶解速率小。如钙芒硝等缓慢溶于水,石膏、硬石膏等难溶于水。

②盐类矿石品位

在通常情况下,矿石品位高,水与盐类矿物的溶解面大,溶解速度快,溶解速率大。反之亦然(见 7－1－8)。

表 7－1－8　石盐矿石品位与溶解速度关系

样号	取样地点	试验方法	NaCl 品位/%	侧溶速度/(cm/d)	溶液最终波美度/°Bé	测试单位
4	四川罗城盐矿	室内静溶法	99.50	35.2	10.1	四川五通桥盐厂
94－Y4－1	青海达改盐矿	室内静溶法	78.74	24.0	10	中科院盐湖所
	云南平浪盐矿	硐室水溶法(动溶)	29.44	6.72	22	云南平浪盐矿

③盐类矿石组分

盐类矿床往往是多种矿物组分共生的矿床。通常所讲的溶解速度,是指某种单盐而言。对于多种盐类矿物共生的矿床,其主要盐类矿物的溶解速度、溶解速率受其他组分影响。例如开采钙芒硝(或无水芒硝)－石盐矿床。开始水溶时,石盐的溶解速度快,钙芒硝的溶解速度慢,当溶液中 NaCl 含量较高时,石盐的溶解速度变慢;此时,因溶液中 Na_2SO_4 含量低,钙芒硝的溶解速度相对增大。生产实践证明,对钙芒硝(或无水芒硝)－石盐矿床进行水溶开采时,生产的卤水中 NaCl 含量与 Na_2SO_4 含量呈相互消长关系。因此,水溶开采钙芒硝(或无水芒硝)－石盐矿床时,将含 Na_2SO_4 的制盐尾液回输到矿山进行采卤,既可减少环境污染,又可降低 Na_2SO_4 的溶解速率,可以有选择地水溶开采石盐。

④盐类矿石结构构造

矿石结构紧密,水与盐类矿物的接触面小,溶解速度慢,溶解速率小;矿石结构疏松,或矿石中发育裂隙,水可以渗入矿石内部,水与盐类矿物的接触面增大,其溶解速度快,溶解速率大。现代盐湖沉积的盐类矿产,未经硬结成岩作用,矿石结构松散,孔隙度一般

为 20% ~ 30%，其溶解速度更快。

影响盐类矿石溶解速度、溶解速率可以调控的外部因素主要有以下几个方面。

①溶液的运动状态

将水注入井内对盐类矿石进行静溶，虽然能溶解盐类物质，但溶解速度较慢，溶解速率较小。我国古代盐矿水溶开采的最早实践，是 1892 年对自贡大坟堡盐矿钻井注水静溶，然后用提捞法采卤。

在相同条件下，如果注入井内的水不断循环，可以促使已溶盐类物质迅速离开矿物表面，加速扩散作用，提高溶解速度，增大溶解速率。四川五通桥盐厂 1、3、4 号样实验室静溶试验结果，其侧溶速度分别为 22.3、28.4 和 35.2cm/d。在其他条件相同时，其动溶比静溶的溶解速度显著提高（见表 7 - 1 - 9）。

表 7 - 1 - 9　石盐矿石在动溶条件上溶解速度

样号	取样地点	矿石品位/%	模拟试验方法	侧溶速度/(cm/d)	侧溶底角/度	溶液最终浓度/°Bé	溶洞高/mm	溶洞最大直径/mm	试验单位	备注
2	湖北应城盐矿	96 ~ 99	两管油垫法、先正循环，后反循环	41.76	6.7	1.54	45	> 112	四川五通桥盐厂	两口距，20mm
1	四川罗城盐矿	> 95		41.04	5	2.08	62	65		两口距，40mm
3				31.68	2	1.24	32	64		两口距，20mm
4				40.56	5	2.8	33	76		两口距，20mm
19	湖南湘澧盐矿	96.76	简易对流法，正循环	88.70	1	2.87	13	84	湖南湘澧盐矿	溶液温度 15℃
32 - B		93.99		40.8	1	5	19 ~ 29	71 ~ 91		
23 - 1		80.60								
7、8、28、29、44、52、68		> 80		2.07（平均）	14.5	2465	29.7	100		

超声波用于水溶采矿，系利用电能转化为机械能而产生波的振功，起到破坏盐层结构，提高溶液渗透率的作用，并由于“空化效应”，起到强力搅拌作用，从而创造动溶条件，提高盐类矿物的溶解速率。原苏联已利用超声波强化水溶开采石盐矿床。

②溶液的浓度

溶液浓度高低对盐类矿物（矿石）和溶解速度、溶解速率影响较大。溶液浓度低时，其溶解速度快，溶解速率大；溶液浓度高时，其溶解速度慢，溶解速率小。以石盐为例，溶液在 22°Bé 以下时，其溶解速率的变化与溶液波美度成反比关系，即当溶液波美度低时，石盐的溶解速率大；随着溶液波美度的提高，其溶解速率变小。当溶液上升到 23°Bé 以上，其溶解速度成倍减小，直至溶液达到饱和，溶解速率变为 0（见表 7 - 1 - 10、图 7 - 1 -

4)。因此,在对流井建槽期,常常采用淡水或淡卤建槽,以提高溶解速度,缩短建槽期,使对流井尽快投入生产运行。

表 7－1－10　石盐溶解速度与溶液波美度的关系

溶液波美度/°Bé	0.5	1	2	3	4	6	8	10	12	14
溶解速度/[kg(m²·h)]	39.34	29.6	29.2	28.8	28.4	27.6	26.8	26.2	25.5	24.8
溶液波美度/°Bé	16	18	20	22	23	23.5	24	24.1	24.2	24.3
溶解速度/[kg(m²·h)]	24.1	23.4	22.6	21.2	17.2	8.2	7.6	6.8	5.9	5.0

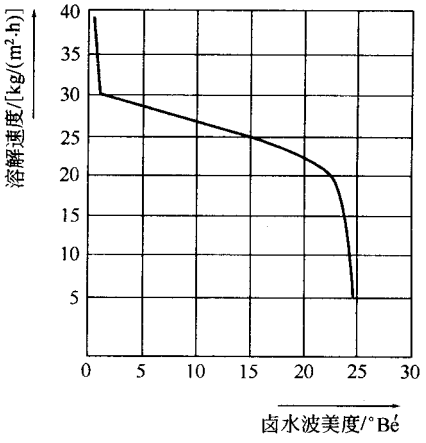


图 7－1－4　石盐溶解速度与卤水波美度相关曲线

③溶液的温度和压力

盐类矿物的溶解速度、溶解速率随溶液温度和压力的变化而不相同,只是有的盐类矿物受温度和压力变化的影响较小,有的盐类矿物受温度和压力变化的影响较大。一般来说,盐类矿物的溶解速度随温度的升高和压力的增大而提高。因为盐类矿物溶解、扩散要吸收热量,提高溶液温度,可加快分子扩散运动,增大溶解速度 增大压力,可增强溶剂对盐类矿物的渗透力,以增加溶解面,并使溶剂沿盐类矿物溶解表面的运动速度和固液相转化速度加快,从而提高溶解速度。例如将水加热到 100℃时溶解石盐与在 10～20℃的常温下溶解石盐比较,石盐在水中的溶解度增加 1.9%～1.8%,溶解速度增加 18%～19%(Ⅱ.M. 杜德科)。总的来说,石盐在不同温度下的溶解速度变化很小(见表 7－1－11)。因此,用提高水温来提高石盐溶解速度的方法,在经济上不合算,在生产实践中未予采用。

表 7－1－11　石盐在不同温度下的溶解速度

温度/℃	20	25	30	35	40	45	50
溶解速度/[kg(m²·h)]	11.1	12.5	13.8	15.0	16.2	17.8	19.0

资料来源：盐矿开采基本知识．中国轻工业出版社，1978 年。

因芒硝和无水芒硝在水中的溶解度和溶解速度，均受温度的影响较大，故在生产实践中已用热水作溶剂，对芒硝和无水芒硝矿进行水溶开采。如江苏洪泽无水芒硝矿埋深 2200 多米，用热水作溶剂，采用两管油垫对流法水溶开采，已取得良好的经济效益。加拿大麦地斯科盐湖芒硝矿床，也是采用热溶开采。

但是，用增加压力来提高盐类矿物溶解速度的方法，只有理论意义。因为在水溶开采中，压力过大会破坏地下溶解系统的密封状态，地面设备和配套设施也因压力增大而变得庞大，这在技术上、经济上都是不合理的。

④溶解面的空间位置

在水溶开采过程中，溶液在溶洞中呈现垂直分带性：下部溶液的浓度高，上部溶液的浓度低。因此，在溶洞不同方向的溶解速度不同。在一般情况下，上溶速度约为侧溶速度的 2 倍，底溶速度最低，因为溶洞底部浓度最高，而且盐类矿石表面覆盖了不溶物，阻碍矿石溶解所致（见表 7－1－12）。

表 7－1－12　石盐溶洞不同方向的溶解速度（15℃）

溶液浓度/°Bé	溶解速度/[kg/(m²)·h]		
	上溶速度	侧溶速率	底溶速率
0	41.4	21.2	6.0
10	26.0	14.0	2.0
20	4.1	2.5	0.5

资料来源：制盐工业手册．中国轻工业出版社，1994 年。

溶解面在空间所处的位置，可用溶解面与理想水平夹角的度来表示。П.А. 库列、В.Ф. 柯罗莱夫的试验资料表明，溶解面与理想水平面夹角的大小与溶解速度有关，最大的溶解速度是在溶解面与水平面夹角成 180°时（即上溶时）；溶解面的倾角从 35°开始或更小时，溶解速度明显降低；溶解面与水平面夹角为 0°时（即底溶时）溶解速度最小（图 7－1－5）。以石盐为例，在 15°时，溶解面与水平面夹角为 0°（即底溶），其溶解速度不超过 3kg/(m²·h)；夹角为 90°（即侧溶），其溶解速度为 10kg/(m²·h)；溶解面与水平面成 180°（即上溶），其溶解速度最大，达 24kg/(m²·h)以上。Ш.М. 杜德科根据试验资料认为，石盐溶洞中径向的溶解速度（即侧溶速度）不超过 0.1～0.25m/d；自下向上的溶解速度（即上溶速度）可达 0.2～0.25m/d；自上向下的溶解速度（即底溶速度）明显降低。因此，在钻井水溶开采中，主要利用侧溶和上溶。只有在盐湖固相矿床水溶开采时，才利用侧溶和

底溶。

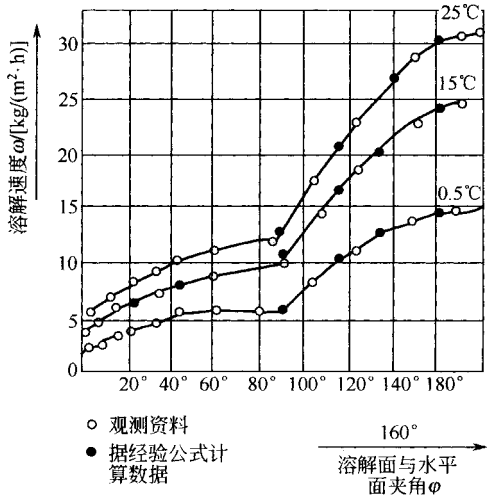


图 7－1－5　溶解面在空间位置与溶解速度关系

（据 П.А. 库列、В.Ф. 柯罗莱夫）

⑤溶剂的性质

水溶开采的主要溶剂是水。水是偶极分子，通常以水分子团——$(H_2O)\cdot 10^x$ 的形态存在，式中“X”为缔合度。水在交变磁场作用下，由于能量交换，水分子团产生谐振而“裂解”，缔合度大为下降，单分子水、双分子水的浓度增加，提高了水的活性；随着能量继续交换，单分子水产生分子级的谐振，并在磁场作用下被“磁离”，导致单分子水中氢—氧键断裂，离解成氢、氧离子，使水中的氢、氧离子浓度增大，水的物理性质发生变化（见图 7－1－6）。据电子工业部第七研究所分析资料，水经交变磁场磁化后，水的溶解度增大约 50%，电导率增大 45%，渗透压增大约 10%，酸碱度碱移约 12%，溶解氧增大约 11%，双氧水增大约 10%，臭氧增大约 11%。П.М. 杜德科指出，可以靠注入井内水的磁化，来加速溶液的溶解能力 在这种情况下，溶解速度可提高 25%～27%。

但是值得指出的是，水经磁化后氧离子浓度增大，导致井管和采集卤管道腐蚀加剧。因此，采用磁化水来提高盐类矿物溶解速度的方法，仅适于建槽期，作为强化开采、加速建槽的一项临时性辅助措施，而不宜长期采用。

此外，在水中添加辅助溶剂，也可以提高某些盐类矿物的溶解速度。例如在水中加入 3%～5%的烧碱（NaOH），可提高天然碱的溶解速度和溶液浓度。

4. 水溶开采的动力学原理

盐类矿床的水溶开采，除遵循物理化学原理外，还遵循水动力学原理及物质扩散和质量传递规律。

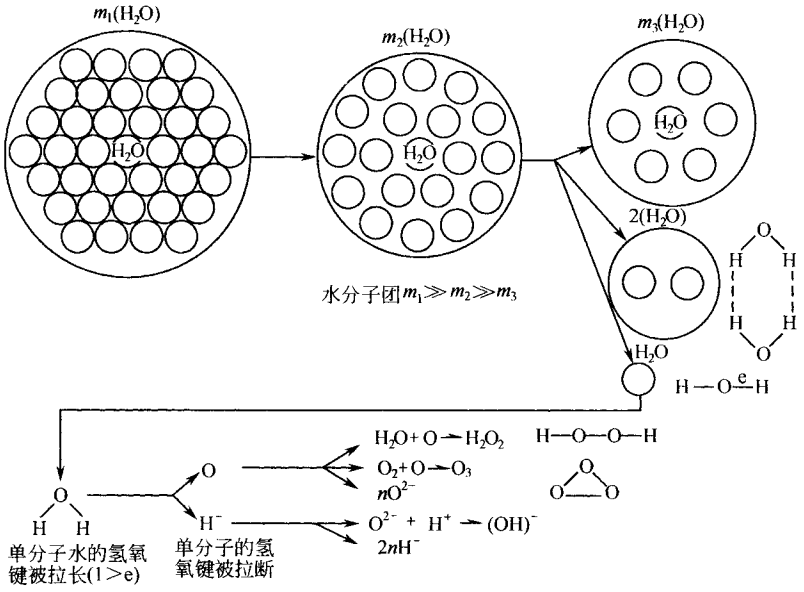


图 7－1－6　在交变磁场作用下水的磁化过程(据陈本)

当盐类矿物(矿石)被水溶解时,其溶解作用主要发生在盐类矿石表面,附着于盐类矿石表面的溶剂(水)首先溶盐。开始溶解速度快,随着时间的延续,溶液浓度逐渐增大,并达到饱和时,与盐类矿石表面接触的那层溶液就失去了溶解和接收盐类物质的能力。要继续溶解盐类矿物(矿石),就得通过扩散或对流扩散转移固－液相接触面那层不稳定的饱和溶液(卤水)中的盐类物质。

大多数盐类矿物的溶解是按扩散动力学规律,通过扩散作用在水溶液中进行质量传递的。如石盐($NaCl$)、钾石盐(KCl)、无水芒硝(Na_25O_4)、芒硝($Na_2SO_4 \cdot 10H_2O$)、六水泻盐($MgSO_4 \cdot 6H_2O$)、石膏($CaSO_4 \cdot 2H_2O$)、泡碱($Na_2CO_3 \cdot 10H_2O$)等盐类矿物。扩散溶解时,靠近盐类矿物(矿石)表面形成一层不稳定的几乎近于饱和的卤水层,此饱和卤水层与远离盐类矿物(矿石)表面的水溶液存在着浓度差,促使饱和卤水层中的盐类物质(以正、负离子形式存在)向浓度低的方向扩散,从而使盐类矿物(矿石)继续溶解,直至整个溶液达到饱和,盐类矿物(矿石)的溶解方能停止。已被溶解的盐类物质穿过盐类矿物(矿石)表面饱和卤水层扩散的速度,决定了整个溶解过程的速度。

扩散的质量传递速度,即单位时间内通过单位面积的盐类物质的量,是由扩散系数与浓度梯度所决定,与浓度梯度成正比。其关系式如下:

$$J_D = -D \cdot \mathrm{ginad}\, C \qquad (1-6)$$

式中　J_D——扩散的质量传递速度,$g/(cm^2 \cdot s)$;

"－"——表示扩散方向是从浓度高的地方向浓度低的地方进行;

D——扩散系数，cm/s；

giad C——溶液浓度梯度，g/cm^3。

浓度梯度表示固相表面饱和浓度层（膜层）的层面沿法线方向上单位长度的浓度变化：

$$\text{giad}\,C = \mathrm{d}C/\mathrm{d}l \tag{1-7}$$

上述情况属纯扩散溶解过程。

动力溶解过程是，溶解到水中的盐类物质，被水溶液带走，并随它一同转移。被流动的水溶液带走的盐类物质可近似地用下列方程表示：

$$J_V = CV \tag{1-8}$$

式中　J_V——溶解于水中的盐类物质的精确速度，g/(cm^2·s)；

C——溶液浓度，g/cm^3；

V——水溶液运动速度，cm/s。

扩散－动力溶解过程就是式(1－7)和式(1－8)所表示的扩散和对流两个过程的总和，也就是盐类物质在水溶液中的对流扩散。对流扩散时，在单位时间、在单位面积上全部盐类物质量 J，可用下式表示：

$$J = J_V + J_D = VC - D\,\text{giad}\,C \tag{1-9}$$

从式(1－9)可以看出，盐类矿物（矿石）表面的溶解过程和水溶解的饱和度，取决于盐类物质依靠扩散运动的迁移和依靠黏性液体（水溶液）运动的迁移，它同任何物理现象一样，是在一定空间和时间进行的。因此，研究盐类矿物（矿石）溶解开采时盐类物质的迁移，可以归结为研究这些迁移在时间和空间的变量关系。

即：　$C = f(xyzt)$　　(1－10)

式中　x、y、z——空间坐标；

t——时间。

在盐类矿床水溶开采中，不同的盐类矿物溶解动力学过程也不相同。对于单盐矿物，溶解表面扩散的质量传递速度与溶液浓度的不饱和程度有关。其关系式如下。

$$J = K(C_s - C_x) \tag{1-11}$$

式中　J——扩散的质量传递速度，g/(cm^2·s)；

Cs——溶液饱和浓度，g/cm^3；

C_X——溶液浓度，g/cm^3；

K——溶液速度系数，cm/s。

溶液速度系数与盐类矿物的溶解度、溶解热动力现象、矿石品位、溶剂性质等有关。可用下式表示：

$$K = D/\delta \tag{1-12}$$

式中　δ——靠近盐矿物(矿石)表面的饱和溶液层厚度,单位为 cm。δ 是变量,它取决于溶剂的运动速度。

综上所述,单盐矿物水溶开采时,在单位时间内、单位面积上扩散的盐类物质的量可表示为:

$$q = \frac{\mathrm{d}m}{F\mathrm{d}t} = \frac{D}{\delta}(C_S - C_X) \tag{1-13}$$

式中　q——单位时间、单位面积上所扩散的盐类物质的量,g/(cm²·s);

m——单盐矿物的质量,g;

F——溶解表面积,cm²。

式(1-13)除以饱和浓度 C_S,即得单位时间、单位面积上形成的饱和卤水量 Q:

$$Q = \frac{q}{C_S} = \frac{D}{C_S\delta}(C_S - C_X) \tag{1-14}$$

式中　Q——单位时间、单位面积上所形成的饱和卤水量,cm³/(cm²·s)。

在盐类矿床中,常常出现多种盐类矿物共生。因此,在盐类矿床水溶开采中,常常遇到多组分混合溶解问题。

对于简单的单盐矿物的混合溶解,其溶解动力学方程可用下式表示:

$$\mathrm{d}m_i/\mathrm{d}t = K_iF_i(C_{si} - C_i) \quad (\mathrm{g/s}) \tag{1-15}$$

式中　m_i——第 i 组分的质量,g;

K_i——第 i 组分的质量传递系数,cm/s;

F_i——第 i 组分的溶解表面积,cm²;

C_{si}——溶液中第 i 组分的饱和浓度,g/cm³;

C_i——溶液中第 i 组分在时间为 t 时的浓度,g/cm³。

此式与式(1-13)不同的是,式(1-15)质量传递系数 K_i 和饱和浓度 C_{si},依赖于溶液中其他组分的浓度;而且,质量传递系数的依赖性在不同溶液内是不尽相同的。例如,溶解钾石盐(KCl)的质量传递系数,当溶液内 NaCl 的浓度从零上升到 250g/L 时,就会减小 25%。在另一种情况下,有的已溶盐类物质的含量不影响其他盐类矿物溶解时的质量传递速度,例如在 KCl 溶液中溶解石盐(NaCl)时就是如此。

对于复盐进行水溶开采,问题要复杂得多。复盐溶解扩散时,溶解表面附近的浓度,根据几种组分单独确定。

设复盐组分为 A 和 B,则相应盐的组分是:mA·nB·pH₂O(m、n、p 均为系数),其中每一组的扩散迁移,可用如下方程表示:

$$\left.\begin{aligned} \mathrm{d}m_A/\mathrm{d}t &= K_A F(G_{SA} - C_A) \\ \mathrm{d}m_B/\mathrm{d}t &= K_B F(C_{SB} - C_B) \end{aligned}\right\} \tag{1-16}$$

式中　m_A、m_B——复盐组成中瞬时 t 的 A 和 B 组分的质量，g；

K_A、K_B——分别为组分 A 和 B 的质量传递系数，cm/s；

C_{SA}、C_{SB}——分别为组分 A 和 B 的平均浓度，g/cm^3；

C_A、C_B——分别为组分 A 和 B 在时间 t 时的浓度，g/cm^3。

设 m_D 是复盐在瞬时 t 时的总质量，并令 $m_A = X_{AD} m_D$，$m_B = X_{BD} m_D$，则式(1-16)可联合成一个方程：

$$\mathrm{d}m_D/\mathrm{d}t = K_D F[(C_{SA} + C_{SB}) - (C_A + C_B)] \tag{1-17}$$

式中　$K_D = \dfrac{1}{\dfrac{X_{AD}}{K_A} + \dfrac{X_{BD}}{K_B}}$

总的来说，当盐类矿物(矿石)溶解，盐类物质一转入溶液，进入固－液相边界层，便在分子扩散及对流(重力流)的共同作用下进行质量传递，从而改变盐类矿物(矿石)溶解表面的浓度梯度，进而影响其溶解速度。因此，在水溶开采中自然对流效应非常重要。

在盐类矿床水溶开采中，与盐类矿物(矿石)溶解表面接触处的水溶液浓度高，密度大。由于自然对流作用，这部分溶液沿盐类矿石溶解表面向下运动，溶洞中的溶液发生重力分异作用，在垂直方向出现浓度分带现象：溶洞上部溶液的浓度低，下部溶液的浓度高，从而出现上节所述现象：溶洞上部盐类矿石的溶解速率最大，侧溶速率次之，溶洞下部盐类矿石的溶解速率最小。这样，溶解形成的溶洞侧面往往是倾斜的。其倾斜的盐类矿石表面被水溶液淹没，就会通过固－液相边界层流而继续溶解，边界层流方向与重力作用方向斜交。因盐类物质在水中的扩散系数与重力无关，故其倾斜角度的大小对扩散过程没有影响。

必须指出的是，当盐类矿石溶解面与理想水平面的夹角为零时(即溶洞底部盐类矿石的溶解)由于不存在对流，溶解速度完全取决于扩散速度，加之溶洞底部未溶盐类矿石常常被不溶物覆盖，且溶洞底部溶液浓度最高，其溶解速度最小，有时

当盐类矿石溶解表面位于溶洞顶部，溶洞充满水后，其溶解需通过边界层流和网格流的共同作用进行。所谓‘网格流’是一种特殊的自然对流现象，溶洞顶部固－液相界面处的溶液浓度通过扩散作用而增大，其密度亦随之增大；当它的密度超过下面溶液的密度时，整个溶液处于一种不稳定状态，即上部密度较大的溶液穿过密度较小的溶液向下运动，而下部密度较小的溶液上升以取代前者；这种自然对流的流动场具有网状结构。溶洞顶部被溶解的盐类物质通过网格对流进行质量传递，溶洞上部的溶液浓度最低，其溶解速率最大。

5. 侧溶底角

如前所述，由于盐类矿床水采溶洞中的溶液呈现垂直分带性：上部浓度低，下部浓度高，导致溶洞上下部侧溶速度的差异性，上部侧溶速度快，下部侧溶速度慢。盐类矿石中的不溶残渣不断沉积于溶洞底部，覆盖底部未溶盐类矿石，最后在溶洞底部形成一个以钻井（或初始硐室）为中心，形似空心倒圆锥体的倾斜底面。溶洞的倾斜底面与理想水平面之夹角 α，称侧溶底角（图 7－1－7）。侧溶底角之大小，与盐类矿石品位有关（见表 7－1－13），并影响矿石采收率。矿石水不溶物含量低，品位高时，侧溶底角小，其溶洞底部未溶矿石损失少，矿石采收率高；矿石水不溶物含量高，品位低时，侧溶底角较大，溶洞底部未溶矿石损失量较多，矿石采收率较低。

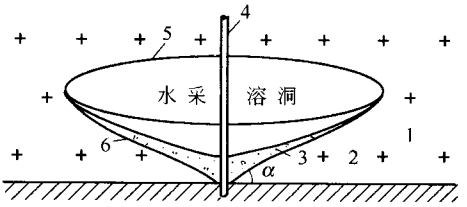


图 7－1－7　水采溶洞侧溶底角示意

1—石盐矿层；2—盐层底板；3—水不溶残渣；4—钻井；

5—溶洞顶板；6—溶洞底板；α—侧溶底角

表 7－1－13　石盐矿石侧溶底角与水不溶物含量的关系

盐矿名称	生产（或模拟试验）方法	矿石水不溶物及含量/%	侧溶底角/度	备注
云南一平浪盐矿	硐室水溶法	泥质 60～65	36～42	溶洞中实测
云南磨黑盐矿	硐室水溶法	砂、泥质 45～50	35～36	溶洞中实测
云南乔后盐矿	对流法	砂、泥质 30～54	24～34	坑道揭示测出
湖南湘澧盐矿	实验室对流法	石膏、泥质 18～20	3～5	
四川长山罗城盐矿	实验室静溶、对流法	石膏 2～5	2～4	

资料来源：制盐工业手册．中国轻工业出版社，1994 年。

二、水溶开采矿山建设的基本要求

水溶开采矿山建设的目的，是用水溶开采方法开采盐类矿床，为我国的社会主义现代化建设服务和人民生活服务。因此，它必须遵循国家经济建设（包括矿业）的有关方针、政策和法律、法规，满足下列几项基本要求。

（1）讲究经济效益

经济效益是评价一个企业经营管理好坏的主要综合性指标，也是社会主义市场经济条件下，企业能否生存和发展的基本条件。因此，水溶开采矿山企业与其他企业一样，必须以经济效益为中心，开展各项工作。

(2)采用先进适宜的水溶开采新技术

“科学技术是第一生产力”。为加强我国经济建设，实现四个现代化的宏伟目标，必须依靠技术进步。在盐类矿床开采设计和生产建设中，应根据具体矿床的实际情况，积极采用新技术。

根据我国水溶开采的现状和存在的问题，要努力实现的新技术主要有以下几个方面。

①径向水平井连通水溶开采新工艺。

②水溶开采溶洞测量。我国水溶开采溶洞测量技术与国外差距很大。应该重视溶洞测量，尽快应用先进的声纳测径技术，及时掌握溶洞的形状和大小。这样，既可充分开采盐类矿产资源，提高矿石采收率；又可适度地控制溶采直径，防止地面下沉和环境污染。

③水采矿山自动化。盐类矿床水溶开采，生产工序大大简化，操作在地面进行，采矿溶剂(淡水)和产品(卤水)均为液体，采卤和输卤全部‘管道化’有利于生产的自动控制。

④采卤和输卤设备与管道防腐。采卤和输卤设备一般为通用设备，其管道一般用钢管和铸铁管，尽管采取了涂料防腐措施，设备和管道腐蚀仍很严重。

经过对管道和设备进行多种防腐研究试验证明，管道和设备使用耐腐材质，是解决防腐问题的根本途径。例如，采卤和输卤水泵极易腐蚀的叶轮改用不锈钢、铜材或钛材，使用寿命大大延长。有些盐矿的输卤管道已采用各种工程塑料管：PVC 管(聚氯乙烯管)、UPVC 管(硬聚氯乙烯管)、FRPP 管(玻璃纤维增强聚丙烯管)、FRP 管(玻璃钢管)、FRP/PVC 复合管(玻璃钢/聚氯乙烯复合管)等。用工程塑料管输卤，投资较钢管少，管壁光滑，输送阻力减小，动力消耗降低 40% ~ 50%，在常温下使用，工程塑料管使用年限为钢管、铸铁管的 4 ~ 5 倍。

(3)重视安全生产和环境保护

国务院 1982 年《关于发布矿山安全条例和矿山安全监察条例的通知》中规定：“凡是新建、改扩建的矿山，其劳动和安全卫生设施都必须符合《矿山安全条例》的规定，否则不准投产”。《矿山安全条例》第十二条规定：“矿山设计必须符合本条例的规定，必须按国家规定的程序和权限进行审批，不符合安全要求的设计，不得批准。”这些规定体现了社会主义企业必须遵循‘安全生产’这一重要方针。

水溶开采矿山的生产操作在地面进行，劳动条件大为改善。随着地面钻井工程在采

区内逐步延伸,管线、电线随之延伸,用电安全要高度重视。

要对水采溶洞加强监测,防止地面下沉和冒卤。国内外不少水采矿山出现过地面下沉和冒卤。这既是一个矿山安全问题,又是一个环境保护问题。对新建、改建和扩建工程,必须提出对环境影响的报告书,经环境保护部门和其他有关部门审查批准后才能进行设计;其中防止污染和其他公害的设施,必须与主体工程同时设计,同时施工,同时投产;各项有害物质的排放必须遵守国家规定的标准。

盐类矿床水溶开采后,矿渣留在地下,对环境污染大大减轻。但水溶开采矿山仍存环保问题,必须在设计、基建和生产中考虑相应的环保设施。如:a. 钻井施工的岩屑、泥浆和卤水防流失设施;b. 采卤和输卤泵房、管道和储卤池的防卤水流失设施;c. 采卤和输卤泵房水泵噪音的防护设施;d. 水采区地面沉降的预防和监测。

(4)搞好盐类资源的综合开发利用与保护

联合国 1980 年制定了《世界自然资源保护大纲》,我国于 1986 年先后通过了《中华人民共和国矿产资源法》和《中国自然保护纲要》,都要求搞好矿产资源保护工作,合理开发利用矿产资源。

矿产资源作为自然资源的一部分,是人类赖以生存和发展的重要物质基础,经济建设和人民生活需要它。所以,对矿产资源的保护,主要体现在矿产资源进行合理的开发和充分利用上。就盐类矿床来说,最主要体现在两个方面。

①提高盐矿资源的总回收率

所谓总回收率就是矿石采收率和生产回收率的乘积。要合理开发和充分利用盐矿资源,不论是水溶开采矿山,还是与之相匹配的生产厂,都应尽量采用先进技术、先进工艺与设备,进行科学管理,最大限度地提高矿山开采的矿石采收率和生产回收率。

②综合利用盐矿资源

我国的盐类矿床大都是多种盐类矿物密切共生,水溶开采时,卤水中总是含多种有用和无用的物质成分。根据我国矿业"综合开发、综合利用"的方针,我们在开发利用盐类矿床主矿产的同时,也应将共生矿产和伴生组分综合回收利用。例如,水溶开采硬石膏 – 钙芒硝(无水芒硝) – 石盐矿床时,除生产 $NaCl$ 产品外,同时生产 $NaSO_4$ 产品。搞好盐矿资源的综合利用就可以使一矿变多矿,获得良好的经济效益。

(5)努力节约能源

国家计委 1984 年《关于在工程设计中认真节约能源、合理得用能源、并加速修订补充设计规格的通知》中要求,新建项目(包括重大技术改造项目)的设计任务书、可行性研究报告和初步设计中,均增加"节约能源"一章。因此,在水溶开采矿山设计、基建和生产中,要认真贯彻执行国家和有关部门关于节能的规定,在经济合理的前提下,尽量选用能

耗低的工艺与设备，努力降低水溶开采矿山的能源消耗；千方百计提高卤水浓度，努力降低生产厂的能源消耗。

(6)千方百计节约土地

节约土地资源是我国的一项基本国策。在矿山设计、基建和生产中，必须遵照《中华人民共和国土地管理法》的有关规定，珍惜和合理利用每一寸土地。“可以利用荒地的，不得占用耕地；可以利用劣地的，不得占用好地”。“一个建设项目需要使用的土地，应当根据总体设计一次申请批准，不得化整为零。分期的项目，应当分期征地，不得先征待用。铁路、公路和输油、输水等管线建设需要使用的土地，可以分段申请批准，办理征地手续”。“采矿、取土后能够复垦的土地，用地单位或个人应当负责复垦，恢复利用。”总之，矿山建设必须千方百计节约土地。

第二节　水溶开采的开拓方法

盐类矿床水溶开采的开拓，就是在采区施工某些工程，在矿床中建造初始溶解面，并建立起完整的注水(有时还注油或压缩空气)、采卤、贮卤和输卤系统，以便对盐类矿石进行水溶开采。

一、水溶开采的开拓方法分类

由于各盐类矿床形成的地质条件、开采技术条件和经济地理条件的不同，需选用不同的工程进行矿床开拓，而形成不同的开拓方法。现有的水溶开采开拓方法主要有五种：浅井开拓法、沟渠开拓法、井－渠开拓法、井－巷开拓法和钻井开拓法(见表 7－1－14)。

表 7－1－14　水溶开采矿山各种开拓方法的主要特点和适用条件

序号	开拓方法名称	主　要　特　点	适　用　条　件	应　用　实　例
1	浅井开拓法	①工程量较大，费用较高，基建时间较长 ②现在多用钻井取代浅井	适用于埋藏较浅的盐湖固相矿床水溶开采	山西运城盐湖矿床、新疆七角井盐湖石盐－芒硝矿床
2	沟渠开拓法	①基建施工简便，速度快，费用低 ②淡水蒸发损失量较大	适用裸露地表的盐湖固相矿床水溶开采	内蒙古额古淖尔盐湖石盐矿床

序号	开拓方法名称	主　要　特　点	适　用　条　件	应　用　实　例
3	井－渠开拓法	①用浅井注水溶解，用沟渠集卤或用沟渠注水，从浅井汲卤 ②浅井一般用钻井取代	适用于埋藏较浅的盐湖固相矿床水溶开采	青海察尔汗盐湖钾盐矿床
4	井－巷开拓法	①与地下开采的井巷开拓相同，需要矿山设备多，开采深度较浅 ②开拓工程量大，费用高，基建时间长 ③劳动生产率较低，卤水成本较高 ④开拓井巷时，运出地表的岩矿石，对环境污染较大	适用于水不溶残渣膨胀系数较大的盐类矿床（如低品位石盐矿床、钙芒硝矿床）水溶开采	云南－平浪盐矿、四川新津钙芒硝矿
5	钻井开拓法	①基建工程量较小，投资省，基建时间短，劳动强度低 ②生产卤水成本较低 ③开采深度大 ④矿石采收率一般较低 ⑤矿渣留在地下，对环境污染较小	适用于埋藏较深的易溶盐类矿床水溶开采	湖南湘澧盐矿、湖北应城盐矿、四川长山盐矿、江苏洪泽无水芒硝矿、河南吴城盐碱矿

1. 浅井开拓法

矿层埋藏较浅时，采用浅井开拓法。当矿层下部有承压水层时，开凿浅井需穿透覆盖层和矿层，进入下部承压水层。此时，浅井既是初始溶解面，又是承压水上升进入矿层的通道和抽汲卤水的通道。当矿层下部无承压水时，开凿浅井穿透覆盖层，进入矿层底部即可。此时，浅井既是初始溶解面，又是注入淡水和抽汲卤水的通道。

浅井开拓法最早用于山西运城盐湖石盐矿床水溶开采。清乾隆 22 年（公元 1757 年），人工挖掘滹沱（即大口井）至湖底承压水层，利用承压水上升至盐层，溶解石盐生成卤水，再取卤晒盐。因滹沱一般深 4～5 丈，其周边未加固，井壁易坍塌报废。故于清光绪六七年间（公元 1880～1881 年）开创凿井法，井周边用四方井盘或六方井盘加固。此法沿用至今。

由于浅井开拓工程量较大，费用较高，基建时间较长，现在大多用钻井取代浅井。

浅井开拓法适用于开采埋藏较浅的盐湖固相矿床。

2. 沟渠开拓法

矿层直接裸地表或覆盖层很薄时，在矿层中规则有序地开挖若干条沟渠，每条沟渠为一个开采单元，作为注水溶盐制卤的初始场所，在各开采单元的一端开挖引水渠，与各开采单元相连，用于注水。在各开采单元的另一端相隔一定距离处，开挖集卤渠，与储卤

库相通。

沟渠开拓法施工简便,基建速度快,费用低。但是淡水蒸发损失量大。此法适用于开采裸露地表或埋藏极浅的缺水盐湖和‘老化’盐湖固相矿床。内蒙古额吉淖尔盐湖石盐矿床用沟渠开拓法。

3. 井－渠开拓法

矿层埋藏较浅时,规则地开凿浅井,穿透覆盖层并进入开采矿层。浅井既是矿层的初始溶解面,又是淡水注入矿层的通道。同时,规则地开拓沟渠,用于集卤。也可用沟渠注水,从浅井抽汲卤水,如美国西尔斯湖。由于浅井费用较高,施工时间较长,一般已用钻井取代浅井。

井－渠开拓法适用于开采埋藏较浅,晶间卤水水位较高的盐湖固相矿床。青海察尔汗盐湖下部钾盐矿床开采时,用井－渠开拓法。

4. 井－巷开拓法

井－巷开拓法就是将井、巷开拓工程自地表掘进至矿层后,再在运输平巷以下开掘若干原始溶解硐室,在井、巷安装注水管道和采卤管道至各原始溶解室,并配备采卤设备,作注入淡水和抽汲卤水之用。地面配置注水管道、采卤管道和储卤池。如厂、矿距离较远,尚需安装输卤设备和管道。

井－巷开拓系统工程的布置与施工,其基本要求与地下开采开拓系统工程大体相同,其开拓工程量大,费用高,基建时间长;运至地表的岩矿石,对环境污染较严重;劳动生产率较低。

井－巷开拓法适用于开采埋藏深度较浅,水不溶残渣多,水膨胀系数较大的盐类矿床(低品位石盐矿床、钙量硝矿床等),云南一平浪盐矿、四川新津钙芒硝矿等用井－巷开拓法。

5. 钻井开拓法

钻井开拓法就是用钻井自地表钻进至矿层后,下套管至矿层顶部,并用油井水泥固井,封固矿层以上地层。钻井下部的裸眼井是原始溶解硐室,井筒则是注入淡水和返出卤水的通道。地面配置采卤设备、注水管系、集卤管系和储卤池;厂、矿距离较远时,尚需安装输卤设备和管道。

钻井开拓法具有工程量较小、投资省、基建时间短;开采深度大;矿渣留在地下,对环境污染较小等优点,广泛应用于开采埋藏深度较大的各种易溶盐类矿床。

二、水溶开采的开拓方法选择

开拓工程是矿山的基本建设工程,它实际上是水溶开采区开采工程的总体布置。开

拓工程的投资和基建施工期在矿山建设中占很大比重。因此，在选择水溶开采开拓方法时，应遵循下列原则：a. 工艺简单，技术先进；b. 工程量少，投资省；c. 基建时间短，投产快；d. 少占土地，环境效益好；e. 经营费用低；f. 管理集中、方便。

影响开拓方法选择的因素很多，在具体选择水溶开采开拓方法时，主要根据以下条件：

(1)矿床开采技术条件，即矿床地质、水文地质和工程地质条件；

(2)经济地理条件，即交通能源和气候条件等；

(3)经济因素，即矿山建设投资等。

三、水溶开采方法

水溶开采既有着悠久历史，而又是近百年来(我国是 20 世纪 60 年代以来)才逐渐被人们重视，获得了飞跃发展，且至今尚在发展中。故存在水溶开采方法的名称不尽相同，定义不够统一，分类尚不完善。这虽是事物发展的必经过程，但作为一门科学，在其发展到一定阶段时，其名称和分类应该规范和统一。因此在总结以往命名和分类的基础上，建议统一水溶开采方法的名称，并进行新的分类。

(一)水溶开采方法的名称

近 40 年来，我国在总结水溶开采实践经验的基础上，研究试验了各种水溶开采方法，其中尤以钻井水溶开采技术发展较快，已先后在实际生产中应用的钻井水溶开采法就达十余种之多。但是，有的名称不统一、不严谨、不规范。例如，“水力压裂连通水溶开采法”的名称有“水力压裂法采卤”、“水力压裂采盐”、“压裂连通法”等，名称很不统一，也不规范。又如，“自然连通法”这一名称不能反映开采方法的实质，其实质是靠“溶蚀”来连通的，只是这种溶蚀未对上溶加以控制，而区别于其他溶蚀连通方法，故此可定名为“自然溶蚀连通水溶开采法”。

各种水溶开采方法的命名应符合科学原理，能反映开采方法和工艺的实质，做到名称和内容相统一，且简单明了，便于记忆。根据这一命名原则，犹如地下开采各种采矿方法的名称(空场采矿法、崩落采矿法、充填采矿法，以及细分的各种采矿法)那样，各种水溶开采方法可分别命名为：矿层表面水溶开采法、井式水溶开采法、沟渠式水溶开采法、井－渠组合式水溶开采法、硐室水溶开采法、钻井水溶开采法，以及细分的各种水溶开采法。

对于各种水溶开采方法，人们在实际工作中习惯用简称。当简称符合命名原则，能反映开采方法和工艺的实质时，则该简称仍可沿用。各种水溶开采方法的简称，大体有三种情况：一是省略了“开采”二字，如井式水溶开采法简称“井式水溶法”等；二是省略“水溶开采”四字，如单井对流水溶开采法简称“单井对流法”等；三是省略了“水溶开采”四字(或“开采”二字)后，再将名称进一步简化，如水力压裂连通水溶开采法简称“压裂连

通法”等。

(二)水溶开采方法分类

恩格斯在《自然辩证法》一书中指出“科学分类就是……运动本身依据其内部所固有的次序的分类和排列”。我们要将众多的水溶开采方法进行科学分类,应根据各种水溶开采方法的实质,遵循其内在规律、次序分类排列,做到“方法”排列有序,内在联系密切 条理清晰,层次分明。根据这一分类原则,再回顾以往的分类,就感到有些不完善了。这主要表现在以下两个方面。

(1)原有分类表中未列入盐湖固相矿床水溶开采方法

我国是世界盐类矿床水溶开采最早的国家,其中又以盐湖石盐矿床水溶开采最早。现在,盐湖石盐矿床、钾盐矿床、芒硝矿床、天然碱矿床等亦用水溶开采。盐湖固相矿床水溶开采方法与古代盐类矿床水溶开采方法虽不相同,但溶解机理是相同的,而且有的水溶开采方法相互渗透,关系密切。例如,盐湖固相矿床用的井式水溶法,其开掘“浅井”可用古代盐类矿床水溶开采所常用的“钻井”取代 ;井式水溶法用抽汲式采卤,此亦为钻井水溶法中的一种开采方法,所不同的是,早期浅井用水车车卤水,现在亦用水泵抽汲卤水,只是水泵的扬程较低而已。因此,水溶开采方法应包括盐湖固相矿床水溶开采法。

(2)有些水溶开采法出现较早,且至今仍处在发展中的方法(如定向井连通法等)未列入分类表中

20 世纪 60 年代初,乌克兰新卡法根盐矿施工倾斜 50°的定向斜井,至盐层附近逐渐转变成水平井①,使水平井与另一口井用油垫对流法建槽所形成的溶洞实现了连通,最后用井组连通法开采。此为先进的定向井连通法的最早例证。

随着钻井技术的进步,定向井连通法已由定向斜井连通,发展成中小曲率半径水平①连通(如湘衡盐矿 2308 – 2309 两口中曲率半径水平井,其交会点坐标误差很小,经 27 小时对流建槽,即溶蚀连通)。目前正在研究试验更先进的径向水平井(超短曲率半径水平井)连通工艺。这些尚处于发展中的先进方法,应列入水溶开采分类表中。

在总结以往分类经验的基础上,根据前述分类原则,水溶开采方法系统分类如表 7 –

① 水平井分类

水平井分类 / 指标	长半径水平井	中半径水平井	短半径水平井	超短半径水平井(径向水平井)
造斜率 i	< 10°/30m	10° ~ 20°/30m		
曲率半径 r	> 270m	270 ~ 135m	30 ~ 40ft (9.14 ~ 12.19m)	1 ~ 2ft (0.30 ~ 0.61m)

1－15 所示。

表 7－1－15　水溶开采方法分类

大　类	亚类	小类	方　法	备注
矿层表面水溶开采法（矿层表面水溶法）				表中括号内名称为简称
井式水溶开采法（井式水溶法）				
沟渠式水溶开采法（沟渠式水溶法）				
井－渠组合式水溶开采法（井－渠式水溶法）				
硐室水溶开采法（硐室水溶法）				
钻井水溶开采法（钻井水溶法）	注水溶盐－提捞和提捞采卤法（提捞和抽汲采卤法）		注水溶盐－抽汲采卤法（提捞采卤法）	
			注水溶盐－抽汲采卤法（抽汲采采卤法）	
	单井对流水溶开采法（单井对流法）		简易对流水溶开采法（简易对流法）	
			油垫对流水溶开采法（油垫对流法）	
			气垫对流水溶开采法（气垫对流法）	
	井组连通水溶开采法（井组连通法）	对流井溶蚀连通水溶开采法（对流井溶蚀连通法）	自然溶蚀连通水溶开采法（自然溶蚀连通法）	
			油垫建槽连通水溶开采法（油垫建槽连通法）	
			气垫建槽连通水溶开采法（气垫建槽连通法）	
		水力压裂连通水溶开采法（压裂连通法）	水力压裂连通水溶开采法（压裂连通法）	个别矿山用“吞吐法”
		定向井连通水溶开采法（定向井连通法）	定向斜井连通水溶开采法（定向斜井连通法）	
			中小曲率半径水平井连通水溶开采法（中小半径水平井连通法）	
			径向水平井连通水溶开采法（径向水平井连通法）	尚在研究试验

由表 7 – 1 – 15 可知，水溶开采方法根据开拓方法的不同，可分为六大类。前四种方法用于盐湖固相矿床水溶开采；后两种方法用于古代盐类矿床水溶开采，其中硐室水溶法仅适合用于矿石品位低、水不溶残渣膨胀系数较大的盐类矿床（如低品位石盐矿床、钙芒硝矿床等）。

其中，钻井水溶法根据开采单元的不同，可分为单井水溶法和井组连通法。这两种方法用于开采处于相对密闭状态的盐类矿床，其注水溶盐和采集卤水由同一系统构成，即从一口井内注入淡水，溶解盐层生成卤水后，再利用注水余压使卤水从该井（或该井组其他井）返回地面。由于注水与采卤属同一系统，注水亦系采卤；一般注水数分钟后即返出卤水，停止注水数小时后亦停止出卤。用钻井水溶法开采非密闭状态的盐类矿床则不同，其注水溶盐和采集卤水由密切关联的两个系统构成：即先由注水系统从一口井内注入淡水，溶解盐层生成卤水后，再由另一套采卤系统从该井（或该井组其他井）采集卤水，其注水和采卤一般不在同一时间进行，为注水溶盐 – 提捞和抽汲采卤法（简称提捞和抽汲采卤法）。这种方法既可用于单井，又可用于已连通的井组，是钻井水溶法中一个独立的分枝。

综上所述，钻井水溶法可根据开采单元和注水 – 采卤系统的差异，划分三个亚类：单井对流法、井组连通法、提捞和抽汲采卤法。

①提捞和抽汲采卤法根据采卤方式的不同，可细分为两种方法：提捞采卤法和抽汲采卤法。其中提捞采卤法因能耗高，生产能力小，生产成本高而于 20 世纪 60 年代停用，但在我国地下卤水和盐矿水溶开采中长期使用，发挥了重要作用，故仍列入分类表中；抽汲采卤法主要用深井潜卤泵进行采卤，适用于非密闭性盐类矿床进行水溶开采，目前主要用于水溶开采矿山进行后期开采。

②单井对流法根据是否控制上溶和控制上溶的方法不同，可细分为三种方法：简易对流法、油垫对流法和气垫对流法。

③井组连通法根据连通方法的不同，可划分为四小类：对流井溶蚀连通法、压裂连通法、定向井连通法和组合连通法。

a. 对流井溶蚀连通法根据是否控制上溶和控制上溶的方法不同，可细分为三种方法：自然溶蚀连通法、油垫建槽连通法和气垫建槽连通法。

b. 在应用压裂连通法时，值得提出的是，有个别矿山未实现压裂连通而改用“吞吐法”开采。即往井下注入一定数量的高压淡水，溶解盐层生成卤水后，再停止注水，并打开井口阀门，利用井底余压从该井返出卤水。由于在密闭条件下周而复始地往下注高压淡水，使压裂裂隙不断延伸，有的用“吞吐法”还实现了两井连通（如淮阴盐矿）。但此法易造成矿层顶、底板的破坏和地层充水，影响其他水溶开采方法的应用。因此，“吞吐法”

不宜推广应用，故未列入分类表中。

c. 定向井连通法根据定向井的类型可分为三种方法：定向斜井连通法、中小半径水平井连通法和径向水平井连通法。其中径向水平井连通法虽然尚在研究试验中，但此法最先进，最具发展前景，故列入分类表中。

d. 组合连通法因其两种组合的方法不同，可构成若干种方法。但已在生产中应用的，主要有三种方法：对流建槽（含简易对流建槽和油垫对流建槽）－压裂连通法、定向井－对流建槽（含简易对流建槽和油垫对流建槽）连通法、定向井－压裂连通法等。

（三）水溶开采方法选择

水溶开采方法对水溶开采矿山生产的技术经济指标（如矿石采收率、卤水质量和产量、生产成本、劳动生产率等）都有重要影响。因此，水溶开采方法选择是否正确、合理，直接关系到水溶开采矿山的经济效益和社会效益，是矿山建设中一个十分重要的问题。

影响水溶开采方法选择的主要因素是矿床开采技术条件，其中主要有矿层厚度、矿石品位、埋藏深度、矿石和围岩的稳固性及构造裂隙等。

1. 矿层厚度

根据盐类矿床开采的特点，矿层厚度一般分为五类：极薄矿层 <0.5m，薄矿层 0.5～2m，中厚矿层 2～5m，厚矿层 5～20m，巨厚矿层 >20m。

矿层厚度大小影响水溶开采方法的选择（见表 7－1－16）。例如，对于巨厚矿层，特别是巨厚的盐丘矿床，较适合用油垫对流法开采。由于石盐具可塑性，在石盐矿体中建造的溶洞形状、大小可控，且无顶板垮塌之忧。故工业发达国家利用水采溶洞储存石油、天然气和化工废料、核工业废料等。

表 7－1－16　矿层厚度对水溶开采方法选择的影响

矿层厚度	较适宜的水溶采矿方法	备　注
巨厚矿层	油垫对流法	贫矿不适用
厚～中厚矿层	单井对流法或井组连通法	综合分析各项条件后，再具体选择方法
薄矿层	井组连通法	薄矿层开采尚需结合考虑矿层埋深和经济效益

2. 矿石品位

矿石品位高低是影响水溶开采方法选择的重要因素。以石盐矿床为例，根据矿石 NaCl 平均品位高低划分三个等级：富矿（一级品）$>80\%$，中矿（二级品）50%～80%，贫矿（三级品）30%～50%。富矿、中矿可选用单井对流法和井组连通法，经综合分析其他条件后，再选择具体的水溶开采方法。NaCl 40%～50% 的贫矿，矿体埋深较浅时，可选用气垫对流法或气垫建槽连通法；NaCl 30%～40% 的贫矿，水不溶残渣多，膨胀系数大时，可选用硐室水溶法。

3. 矿体埋深

矿体埋深对水溶开采方法的影响见表 7－1－17 所示。

表 7－1－17　矿体埋深对水溶开采方法选择的影响

矿体埋深	较适宜的水溶采矿方法	备　注
矿体出露地表	沟渠式水溶法	适用于盐湖固相矿床开采
＜30m	井式、井－渠式水溶法	适用于盐湖固相矿床开采
＜150m	气垫对流法、气垫建槽连通法	适用于开采矿石品位＞40％的贫矿
＜500m	硐室水溶法	适用于开采水不溶残渣多，膨胀系数大的贫矿
数十～3000m	钻井水溶法	综合分析各项条件后，再具体选择方法

4. 矿石和围岩的稳固性

矿石和围岩不稳固，水溶开采溶洞直径很小就出现顶板垮塌，发生埋管和堵塞初始溶洞而无法继续开采，如内蒙古达拉特旗第四纪芒硝矿属之。矿石和围岩较稳固与极稳固，当矿石品位特低（＜40％）时，适宜用硐室水溶法；当矿石品位较高时，可选用钻井水溶法。经综合分析各项条件后，再具体选择开采方法。

5. 成矿后构造对水溶开采方法的选择亦有影响

例如，矿区构造裂隙发育，特别是断裂发育时，不宜用压裂连通法。压裂连通法虽是一项工艺成熟的先进水溶开采方法，但是压裂裂隙发育的主导方向和压裂连通部位难以掌握，而控制压裂连通方向微构造裂隙难以在勘查时查明，每个矿床都需经过生产性试验，并获得成功后，才能谨慎地选用。

值得提出的是，先进的水溶开采工艺与设备的引进，以及水溶开采技术的发展，都将在水溶开采矿山设计、基建和生产实践中，导致水溶开采方法发生变化的情况。因此，对影响水溶开采方法选择的各种因素，我们都要进行充分地研究。而在具体进行水溶开采方法选择时，尚需遵循下列原则。

(1)水溶开采方法先进，工艺成熟可靠，设备高效、节能、耐用。

(2)具有合理的开采强度，生产的卤水浓度高、产量大。这对降低卤水成本，提高经济效益，以及对确保水溶开采溶洞在生产期的安全生产有积极作用。

(3)有助于提高矿石采收率，充分、合理地开发利用盐类矿产资源。

(4)确保生产安全和环境效益。对水溶开采矿山来说，重点预防采区地面沉陷和冒卤，保护地面建(构)筑物免遭破坏，保护生态环境免受污染。

(5)主要技术经济指标应留有一定的应变余地。

根据矿床开采技术条件和选择开采方法时应遵循的原则，筛选出 2～3 种水溶开采方法，进行技术经济比较。比较的主要内容为：卤水质量、产量和成本，劳动生产率，矿石

采收率与服务年限，开拓工程量大小、基建和达产时间，钢材和水泥消耗，矿山投资和经济效益等。经过技术经济比较，进行优化后，最后选定 1 种或 2 种水溶开采方法。

第三节　注水溶盐——提捞和抽汲开采法

一、提捞采卤法

提捞采卤法是以一口井或一组井（2 口井以上）为开采单元，从一口井（或数口井）注入淡水，就地溶解盐类矿层，生成卤水后，再从该井（或该井组其他井）用动力带动卷扬机牵引汲卤筒在井内上下活动，将卤水提升至地面的开采方法。

提捞采卤法工艺简单，且不论卤水水位高低、产卤量大小和卤水是否含砂等，均可适用。故在我国地下卤水开采中和盐矿水溶开采中长期采用。

提捞采卤法的主要缺点是：使用设备和人员多，耗用材料多，能耗高，卤水成本较高，劳动负荷大，易发生断丝、落筒事故。故此法于 20 世纪 60 年代停止采用。

提捞采卤法作为盐类矿床早期水溶开采的主要方法，一度发挥了重要作用。自贡大坟堡盐矿自 1892 年开始用提捞采卤法，至停止开采，其矿石采收率达 92.53%，创造了盐类矿床水溶开采矿石采收率的最高纪录。故本节仍简述提捞采卤法。

1. 提捞井井身结构的特殊要求

(1)井径和套管直径

由于增大汲卤筒直径可以提高每次操捞卤水量，因此，提捞井的井径和套管直径较大。图 7－1－8 为××井井身结构，钻井直径 ϕ400mm，表层套管 ϕ324mm（$12\frac{3}{4}$in），内套管 ϕ222mm（$8\frac{3}{4}$in）。

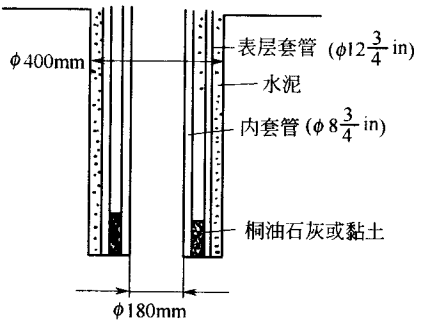


图 7－1－8　××提捞采卤井井身结构示意

(2)井斜

提捞采卤作业是用钢丝绳悬挂汲卤筒,在井内作上、下快速运动,因此要求井筒尽量垂直,以免加剧钢丝绳和汲卤筒的磨拐而发生断丝、断筒事故。一般规定,提捞井每1000m井斜不得超过3°。

(3)套管

由于提捞绳(竹绳、麻绳或钢丝绳)悬挂汲卤筒频繁地上下运动,经常摩擦和撞击管壁,加之卤水和其中的H_2S气体对套管的腐蚀,套管容易损坏。为便于检修,提捞井中下入套管不宜过长,一般以封隔上部淡水及垮塌层为限。后期采用灌注水泥套管或下表层套管(钢管)注水泥固井的方法。这样可以延长盐井的服务年限。不然会造成套管断落、割丝、落筒,使盐井报废。

为保护表层套管不受腐蚀,有的井内再下一层内套管,其下入深度与表层套管一致;两层套管之间的环形空间不浇注水泥浆固井,而采用桐油和石灰或黏土止水的方法,以便内套管修换。

2. 提捞设备

(1)井架

提捞井的井架一般为木质结构,通称天车。根据井的深浅不同,承载负荷的大小不同,井架支柱的数量不等。井架的高度决定于盐井的卤水水位和产卤能力。卤水水位较高,产卤能力大,可以升高井架,以增加汲卤筒长度,多产卤水。井架高度从数十米至100m左右,最高达113m。井架顶端装滑轮,通称天辊,为提升卤水的传动装置(见图7-1-9)。

(2)汲卤筒

除产卤量低的井可以将竹筒、塑料筒用作汲卤筒之外,一般汲卤筒均使用白铁筒,即由5~7层马口铁皮分层用锡焊接而成。汲卤筒底部装有只能向上开启的胶质底阀;汲卤筒顶端用钢板卷成筒帽,上面焊有接头,用以连接钢丝绳。筒内从顶至底用一根钢丝绳加固,以防筒体断裂。汲卤筒的直径与长度,决定于盐井的井径和产卤能力、井架高度、卷扬机的功率以及提升速度等。一般来说,汲卤筒的最大直径为井径的80%;汲卤筒长数十米,其最大长度应比天辊低5~10m。

(3)钢丝绳

钢丝绳(早期使用竹绳或麻绳)系连接井口的卷扬机和下井的汲卤筒之用,钢丝绳大小视负载轻重而定。选用钢丝绳的安全系数一般取3~5。产卤量高的井一般选用规格为$7\times7\times\phi19mm$的镀锌钢丝绳。当负载较轻时,可以折用单股,也可以并作三股($3\times1\times\phi8mm$),供中、小型井使用。

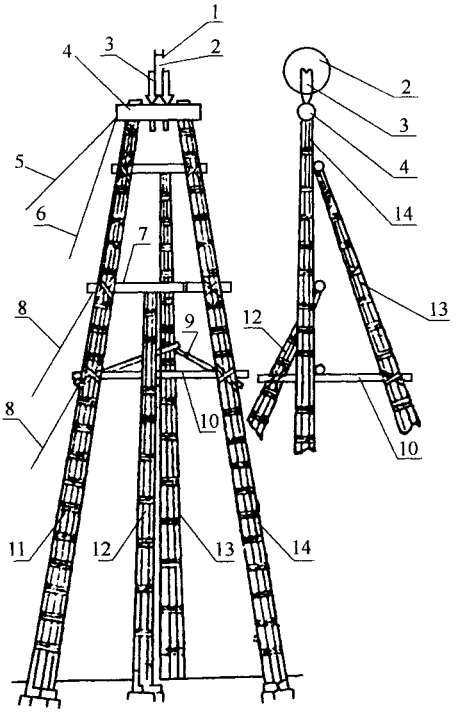


图 7－1－9　提捞井井架(天车)构造(据《中国井盐科技史》)

1—羊耳；2—天滚；3—天夹板；4—天箍头；5—丁头；6—飞蛾；7—线盘；8—腰风；9—剪；10—十字杠；11—左正身；12—支竿；13—倒挂；14—右正身

(4)卷扬机

卷扬机因配用动力不同,有电动卷扬机和蒸汽卷扬机。卷扬机配用动力的大小和提升速度,视盐井产卤能力而定。一般产卤能力的井,卷扬机配用动力为 10～75kW(或 14～100hp),其提升速度为 1.5～3m/s;高产井的卷扬机配用动力在 100kW(或 135hp)以上,有的达数百千瓦(或 360～480hp),其提升速度达 6～8m/s。

3. 提捞采卤工艺流程

提捞采卤的工艺流程是:首先往井内注入淡水(或利用地下淡水渗入井内),溶解盐层,生成卤水。然后利用卷扬机牵引钢丝绳悬挂的汲卤筒放入井内液面以下,卤水的浮力使得汲卤筒的底阀开启,卤水进入筒内;汲卤筒上提时,其底阀在筒内卤水的重力作用下关闭。卷场机将汲卤筒提升到地面时,其底部置于简单的针状装置上,即开启底阀,使筒内卤水泄放到井口旁的卤水池中(见图 7－1－10)。

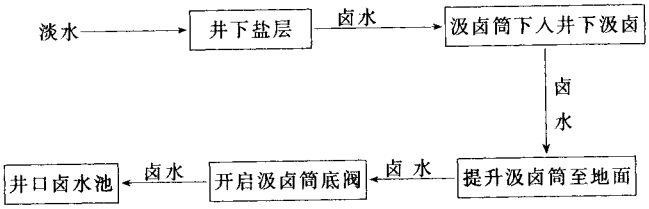


图 7－1－10　提捞采卤工艺流程示意

4. 提捞采卤法的适用条件

提捞采卤法适用于开采系统处于非密闭状态的盐类矿床，如盐井的技术套管不密封，盐类矿床发育断层、裂隙等。以开采单元来说，提捞采卤法既可用于单井进行水溶开采，又可用于已连通的井组进行水溶开采。就卤水产量而言，不论卤水产量大小，液位高低，提捞采卤法均可适用。

5. 提捞采卤法的增产措施

生产实践证明，根据盐井的实际产卤能力，采取相应的措施，就可以提高设备的利用效率，降低采卤成本，实现稳产、高产。

(1)高产能盐井的增产措施

这类盐井主要为已溶蚀连通的井组。其溶解面大，卤水浓度上升快，卤水量充沛，动液面高，可采取下列措施，提高卤水产量。

①升高井架，加长汲卤筒，以增加单筒容量。

②加大提捞设备功率，适当加快汲卤筒下放和提升速度。例如开采埋深 1000m 的盐层，在已溶蚀连通的井组中不断注水溶盐，生成卤水后，采用 360～480h_p 卷扬机提捞采卤，日产卤量可达 500～1000m^3。

③增加提捞设备台数，改单炉(锅炉，下同)、单机(卷扬机，下同)提捞为双炉双机，甚至三炉三机轮换提捞，以充分利用汲卤筒出井泄卤时间，增产卤水。例如自贡大 6 井采用三炉三机提捞采卤，日产卤量达 1000m^3 左右。

④增加备用提捞设备，以便在地面设备检修时仍可持续采卤。

(2)低产能盐井的增产措施

低产能盐井主要为水溶开采溶洞直径尚小的单井，或虽为溶蚀连通的井组，但经长期开采，已“硐老山空”，卤水量已不充沛，井内液面离井底只有 10～20m 左右，产卤能力小。对此，只有保持卤水有一稳定的动液面，才能获得一定的产量；只能实施间歇提捞。为了充分发挥提捞设备的利用效率，节约人力物力，降低采卤成本，可采取下列措施。

①必须掌握每一口井的产卤能力，妥善安排其采卤间歇时间，合理调配采卤，以期获得较稳定的采卤量。

②对中、低产井实行“挂推”,即将原 1 台卷扬机提捞 1 ~ 2 口井,改为提捞 3 口井以上,做到井歇而人、机不歇,充分发挥人和设备的作用,提高劳动生产率。

二、抽汲采卤法(潜卤泵采卤法)

抽汲采卤法是以一口井或一组井(2 口井以上)为开采单元,从一口井内注入淡水,溶解盐类矿层,生成卤水后,再从该井(或该井组其他井)用专用水泵抽汲卤水的开采方法。由于抽汲采卤使用的设备不同,这种采卤方法可分为抽油机采卤法和潜卤泵采卤法。

四川邓关盐厂于 1971 年 7 月首先用抽油机在邓 34 井开采地下卤水;1979 年 10 月,又试用国产 6QL – 200 型潜卤泵在邓 43 井开采地下卤水;1981 年 8 月,引进美国毕节公司 D225B – 1000 型潜卤泵在邓 46 井开采地下卤水,均获成功。

抽油机采卤工艺简单成熟,具有设备简单,基建投资少,维修管理方便等优点。但是产卤量小,生产成本高,目前仅应用于中低产井的地下卤水开采。

潜卤泵采卤的产卤量较大,卤水成本较低。1986 年 8 月以来,先后在自贡郭家坳盐矿和湖南湘澧盐矿一采区等已停产的采区,用潜卤泵进行后期开采,取得了良好的经济效益。广东龙归硝盐矿 1 号盐层顶板为承压卤水层;有的井组在开采一段时间后,由于顶板垮塌而与承压卤水层沟通,已无法继续用油垫建槽连通法生产,而改用潜卤泵采卤。美国犹他州 Cane Creek 钾矿取罗拉河淡水注入井下,溶解钾盐,生成卤水后,再将潜卤泵下至井内 183m 处抽汲卤水。潜卤泵采卤法已成为盐类矿床一种重要的水溶开采方法,而逐步推广应用。

1. 潜卤泵及配套设备

潜卤泵需整体潜入液面以下工作,故又称沉没泵。潜卤泵主要机组由多级离心泵、保护器和潜没电机组成;其中多级离心泵在上部,保护器在中间,潜没电机在下部,三者的外壳用法兰连接,传动轴用花键连接。整个机组连接在泵挂的下端;泵挂下部装有止回阀,在停泵时,可以阻止泵挂内卤水回流入井,防止水泵反转;泵挂上端悬挂在井口装置上。此外,还配备有井口装置、井下电缆、地面控制屏和自耦变压器。

潜卤泵的安装如图 7 – 1 – 11 所示。

(1)多级离心泵

与普通离心泵一样,主要由传动轴、叶轮和塑料垫圈、固定导轮与泵壳等组成。泵的上端装有打捞短节,泵的下端入口装有滤网。

由于潜卤泵是在井径小的深井中工作,这就促使潜卤泵向细而长的方向发展,要求叶轮小、级数多、扬程高、且有一定的排量。故潜卤泵系多级叶轮,逐级加压。叶轮级数多少视单级叶轮的扬程和潜卤泵下入井深的总扬程而定。叶轮级数最高已达 700 级以

上，总扬程达 2000 余米。

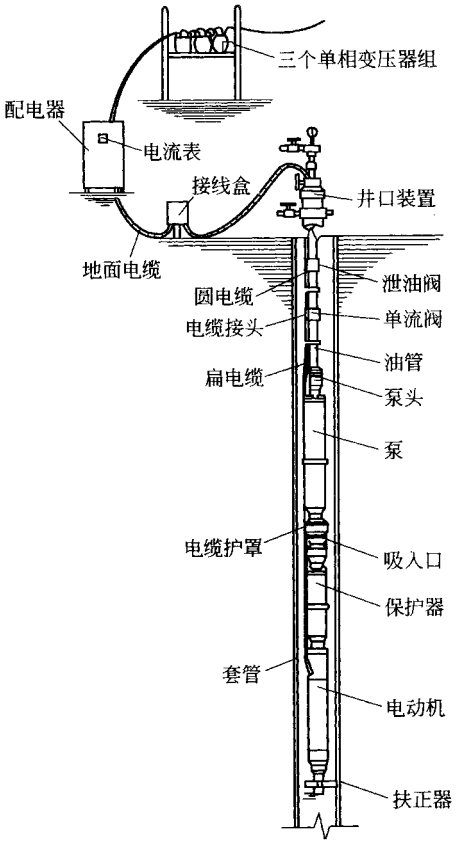


图 7－1－11　潜卤泵的标准安装示意(据《制盐工业手册》)

潜卤泵的叶轮级数很多，组装在一起可达数十米长。为了便于搬运、安装和拆卸，潜卤泵常分成数节组装，一般每节长度不超过 10m。

潜卤泵的排量为 50～1060m^3/d，适于在技术套管为 ϕ114mm(4½in)、ϕ140mm(5½in)和 ϕ178mm(7in)的盐井中使用。

当卤水中含有气体时，多级离心泵下端增装气水分离器，其作用是含气卤水沿泵的吸入口进入气水分离器后，分离器叶轮旋转，使卤水产生涡流，叶轮旋转产生的离心作用使卤水中的气体分离出去，而卤水被吸入泵内。这样可以防止泵内产生气塞，提高含气井的泵效率。

我国天津电机厂、沈阳水泵厂已生产潜卤泵，其规格与技术参数见表 7－1－18。

表 7－1－18　国产潜卤泵系列

生产厂	泵型及规格	流量/(m^3/d)	扬程/m	外径/mm	泵轴最大制动功率/kW	配用电机	适用套管规格/in
天津电机厂	A20	160～260	300～2000	95	13～90		5½
	A25	180～320	300～2000	95	16～108		
	A32	320～380	300～2000	95	20～135		
	A42	280～480	300～2000	95	20～135		
	A55	410～610	300～1400	104	30～135		
沈阳水泵厂	6QL－200		1200			YQL132－75	5½
	7QL－320		1200			YQLl34－95	

(2)保护器

保护器安装在多级离心泵和潜没电机之间,是保护电机不可或缺的设备。保护器的种类有连通式、串连式、皮囊式、双皮囊式等。它的基本作用有以下几方面。

①罩住多级离心泵的止推轴承,抵挡泵向下的轴向压力。

②保护器的充油部分与容许压力下的井内卤水连通时,保证电机驱动轴密封,防止卤水浸入电机。

③当电机运行时,电机内油温升高而膨胀溢出时,流入保护器内储存;当油温室下降而收缩时,保护器内的油又返回电机内。

我国天津电机厂生产的保护器规格见表 7－1－19。

表 7－1－19　天津电机厂生产的保护器规格

型　号	外　径/mm	长　度/mm	适用工作环境
BHQ－L	95	1932	常温井
BHQ－LS	95	3740	高温井
BAG	95		根据用户要求提供

(3)潜没电机

潜没电机是连接在保护器下的三相鼠笼式异步电动机。由于潜没电机是潜卤泵的动力,亦在井径小的深井中工作,要求它的直径小、功率大。因此,电机是由多节转子串联组装而成。电机总长度根据水泵所需功率与串联的转子数量而定,为便于搬运、安装和拆卸,其每段长度一般不超过 10m。

为了防止井下卤水浸入电机,在电机内充满绝缘性能很高的变压器油做润滑剂,并可起散热作用。为此,在电机内设计有空心轴和甩油环作循环系统,当电机转动时,带动

轴上的甩油环旋转，而把润滑油甩出，油料经过定子和转子的间隙、定子和外壳的油道，流入滤网，吸入空心轴，进行循环。由于保护器的作用，润滑剂始终处于略高于井筒压力的状态下工作。

定子绕组的输出端与电缆输入端的特殊密封接头连接。

潜没电机的运行电压为 230 ~ 5000V，电流为 12 ~ 110A，电机功率为 6.25 ~ 600hp (4.6 ~ 441.3kW)。

不同的潜卤泵，配用的潜没电机系列不同，例如美国毕节公司配有四个系列的电机：在 $\phi 4\frac{1}{2}$in 套管内使用 375 系列电机，其外径为 3.75in；$\phi 5\frac{1}{2}$in 套管内使用 456 系列电机，其外径为 4.56in；ϕ7in 套管内使用 540 系列电机，其外径为 5.43in；$\phi 8\frac{5}{8}$in 以上的套管内使用 738 系列电机，其外径为 7.38in。

我国天津电机厂生产的潜没电机规格如表 7 - 1 - 20 所示。

表 7 - 1 - 20　天津电机厂潜没电机规格

功率/hp	电压/V	电流/A	功率/hp	电压/V	电流/A
15	380	38	60	1560	37
20	535	36	70	1820	37
25	665	36	80	1715	45
30	800	36	90	1930	45
35	930	36	100	2140	45
40	1065	36	110	2355	45
45	1200	36	120	2570	45
50	1300	36	130	2785	45
55	1430	37	135	2890	45

不同规格套管与其配套的潜没电机功率见表 7 - 1 - 21。

表 7 - 1 - 21　不同规格套管与配套电机的功率

套管规格		电机功率(50Hz)/hp	电机功率(60Hz)/hp
in	mm		
$4\frac{1}{2}$	114.30	106.30	127.50
$5\frac{1}{2}$	139.70	200.00	240.00
7	177.80	500.00	600.00
$8\frac{5}{8}$	219.10	850.00	1020.00

(4)井下电缆

潜卤泵配用的井下电缆由扁电缆和圆电缆组成。扁电缆直接连接潜没电机；圆电缆与扁电缆连接后，平行油管下井。

井下电缆的种类有铠甲电缆和无铠甲电缆。铠甲电缆有镀锌钢带电缆、蒙乃尔钢带电缆；无铠甲电缆有聚氯乙烯护套电缆、聚丙烯护套电缆等。井下电缆多用铜芯，因芯数及其截面大小不同又分为若干型号。

井下电缆是在深井的卤水介质中工作，故要求能耐高压、抗腐蚀、绝缘性能好、线路电压降小、有足够的机械强度和使用寿命。

天津电缆厂、天津电机厂和沈阳电缆厂生产的井下电缆规格如表 7－1－22 所示。

表 7－1－22　国产井下电缆规格

生产厂	型号	截面积 mm^2	结构形式	额定耐压 /kV	外形尺寸 /mm	成品电缆缘电阻 /(MΩ/km)
天津电缆厂	QYPDY10	10	圆形	3	26.5	2000
		16			29.6	
	QYEEY10	10			27.9	500
		26			31.0	
	QYPDF10	16	扁形	3	40.6×16.3	2000
		20			42.6×16.9	
	QYPDB10	16			40.6×16.3	
		20			42.6×16.9	
	QYPDB10	16			46.6×22.9	
		20			48.6×22.9	
	QYEDF10	16			39.2×15.8	500
		20			41.2×16.5	
	QYEQ10	16			38.0×15.4	
		20			40.0×16.1	
沈阳电缆厂	WQBB20	16	扁形	3	15.0×38.0	500
		22			16.0×40.0	
	WQTEB20	10			12.0×29.0	
天津电机厂	$WBSB_2$(L)	16	扁形	3	17×42	
		20			18×45	

(5)控制屏

控制屏是潜卤泵配套在地面的井口控制保护和监测装置。它的作用有以下三点。

①启动或停止潜卤泵工作：既可通过电钮控制，亦可自动控制。

②保护潜没电机：当电机与电缆系统短路，或电机过载时，能自动切断电源。

③监测井下电缆和电机的工作状态：控制屏上的电气仪表，可以测量、记录潜没电机的工作电压、电流和井下压力、温度，以及电机、电缆的绝缘情况，便于实施科学管理。

美国雷达公司生产的控制屏技术规格如表 7－1－23 所示。

表 7－1－23　美国雷达公司生产的控制屏技术规格

型　　号	功率/kW	最高电压/V	满载电流/A
DFH－2	18.6 37.3 74.6 149.1	600 600 600 600	25 50 100 200
45MFH	52.2	1000	45
120MFH	119.3	1000	120
100MDFH	111.9	1500	100
150MDFH	186.4	1500	150
RPR·2M	522.0	2750	140
RPR·2S	522.0	2750	165
1512	522.0	2400	140

(6)自耦变压器

自耦变压器是潜卤泵在地面的配套设备。其作用是升高电压，即将电网 380V 电压升高到潜没电机所需的工作电压和电流，并补偿细而长的井下电缆所产生的电压降，确保潜没电机正常、平稳地运行。

潜卤泵用变压器选用潜油泵变压器。常用国产潜油泵变压器技术规格见表 7－1－24。

表 7－1－24　常用国产潜油泵变压器技术规格

型　　号	容量/kVA	高压电压/V	中压电压/V	低压电压/V	连接方式	阻抗压降/%	外形尺寸（长×宽×高）/mm	质量/kg
SS－200/6	200	6000	1870,1920,1970,2020 2070,2120,2170	380	D,Y11, Yn11	5	1600×920× 1300	1160
SS_2－125/6	125	6000	1585,1535,1485,1435 1385,1335,1285	380	D,Y11, Yn11	5	1540×1030× 1160	930
SS_2－200/6	200	6000	1770,1820,1870,1920 1970.2020,2070	380	D,Y11, Yn11	5	1620×1050× 1180	1210
SS_3－125/6	125	6000	1005,1055,1110,1170 1220,1275,1325	380	D,Y11, Yn11	5	1330×900× 1240	885
SS_3－125/6.3	125	6300	1005,1055,1110,1170 1220,1275,1325	380	D,Y11, Yn11	5		

型　　号	容量 /kVA	高压电压 /V	中压电压/V	低压电压 /V	连接方式	阻抗压降 /%	外形尺寸（长×宽×高） /mm	质量 /kg
SS_3 – 169/6	160	6000	1870,1920,1970,2020 2070,2120,2170	380	D,Y11, Yn11	5	1480×800×1255	960
SS_3 – 160/6.3	160	6300	1870,1920,1970,2020 2070,2120,2170	380	D,Y11, Yn11	5		
SS – 100/6	100	6000	990,1045,1100,1155 1210,1270,1320	380	D,Y11, Yn11	4	1230×870×1160	750
SS – 100/6.3	100	6300	950,1000,1050,1100 1155,1200,1250	380	D,Y11, Yn11	4		

2. 潜卤泵的工作原理及采卤工艺流程

潜卤泵整个机组沉没在盐井液面以下。地面自耦变压器将电压调到潜没电机所需的电压，经过井下电缆供给电源。潜没电机转动后，通过一根很长的轴再经过保护器而带动水泵叶轮旋转。含气卤水进入水泵吸入口后，经气水分离器将气体排出管外，卤水进入水泵，经多级叶轮逐级加压，卤水经泵挂（油管）输送到地面卤水池。

潜卤泵采卤工艺流程如图 7 – 1 – 12 所示。

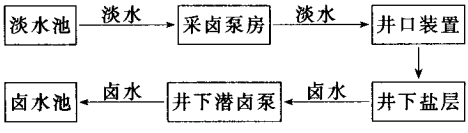


图 7 – 1 – 12　潜卤泵采卤工艺流程示意

3. 潜卤泵的选择

为了使潜卤泵能经济合理地进行采卤，就必须使盐井的合理产卤量和抽汲卤水的深度与泵的特性参数（主要为排量、扬程、效率等）相适应。因此，选择潜卤泵型号的主要原则是：潜卤泵的最佳理论排量 $Q_{泵}$ 应等于盐井的合理产卤量 $Q_{泵}$；潜卤泵的合理扬程 H 泵应等于井下卤水举升至地面并输送至卤水池的总扬程 $H_{总}$。即：

$$Q_{泵} = Q_{卤}\ ;H_{泵} = H_{总}$$

潜卤泵的选择步骤如下：

（1）根据盐井技术套管规格确定潜卤泵外径。

（2）根据盐井的产卤能力确定潜卤泵的排量。

（3）潜卤泵采卤所需总扬程 $H_{总}$ 计算：

$$H_{总} = h_1 + h_2 + h_{损} \tag{1-18}$$

式中　h_1——井口至潜卤泵工作时的动液面深度，m；

h_2——井口至卤水池的高差，m；

$h_{损}$——卤水从井下输送至卤水池的管路沿程摩阻损失，m。

计算的总扬程 $H_{总}$ 即为选用的潜卤泵扬程。

根据潜卤泵的排量、扬程和外径，就可选择其型号。

(4)潜卤泵减少级数的计算。

潜卤泵用于采卤的时间不长，其产品型号有限，在实际生产中，只能找到近似的泵型。此时，可通过减少潜卤泵级数的方法，来达到获得合理产卤量所需总扬程。其计算公式：

$$\Delta z = \left(1 - \frac{H_{总}}{H_{泵}}\right) z \tag{1-19}$$

式中　Δz——需要减少的叶轮级数；

z——潜卤泵额定的叶轮级数；

$H_{总}$——潜卤泵采卤所需总扬程，m；

$H_{泵}$——潜卤泵的实际扬程，m。

(5)潜卤泵配用电机功率的计算。

在潜卤泵型号和叶轮级数确定之后，可用下列方法计算其配用电机功率。

方法一 利用单级泵功率计算其配用电机功率

$$N = nz\gamma \tag{1-20}$$

式中　N——潜卤泵配用电机功率，kW；

n——单级泵的功率(可从泵的特性曲线查出)，kW；

z——潜卤泵叶轮级数；

γ——卤水密度，kg/cm^3。

方法二 根据潜卤泵特性参数计算其配用电机功率

$$N = \frac{QH\gamma}{0.102\eta} \times 10^{-3} \tag{1-21}$$

式中　N——潜卤泵配用电机功率，kW；

Q——泵的排量(或产卤量)，m^3/d；

H——泵的扬程(或采卤总扬程)，m；

η——泵的效率，%；

γ——卤水密度，kg/m^3。

(6)电缆的选择。

对井下电缆的要求是：电缆芯的截面较大，而外形尺寸小；以减小电缆的电压降，便

于下井。

电缆内的电压降用下式计算：

$$\Delta U = \sqrt{3}(\rho_{\circ}\cos\phi + \rho_1\sin\phi) IL \tag{1-22}$$

$$\rho_{\circ} = \rho_t \frac{I}{S} \times 10^{-3} \tag{1-23}$$

$$\rho_1 = \rho[1 + \alpha(t - t_{20}] = 0.0175[1 + \alpha(t - 20)] \tag{1-24}$$

式中　ΔU——电缆内电压降，V；

$\rho_{\circ}$——电缆的有效电阻率，Ω/km；

ρ_1——电缆的感应电阻率，Ω/km；

$\cos\phi$——设备的功率因素；

$\sin\phi$——无效功率因素；

I——定子的工作电流，A；

L——电缆长度，km；

S——电缆芯的截面积，mm^2；

ρ_t——在温度 t 时电缆的电阻率，$\Omega\cdot mm^2/m$；

ρ——在温度 20℃时电缆的电阻率，$\Omega\cdot mm^2/m$，赤铜 $\rho = 0.0175$；

α——温度系数，赤铜 $\alpha = 0.004$；

t——电缆温度，℃。

(7)自耦变压器选择。

当矿区电网电压为标准电压(380V)时，自耦变压器副线圈电压 U 按下式计算：

$$U = U_{电机} + \Delta U \tag{1-25}$$

式中　U——自耦变压器副线圈电压，V；

$U_{电机}$——潜没电机额定负荷下的电压(如潜没电机负荷小于额定负荷，则必须降低其电压)，V；

ΔU——井下电缆内电压降，V。

当矿区电网电压为非标准电压(不是 380V)时，自耦变压器的电压标度按下式计算：

$$U_{实} = \frac{U'}{380} U_{标} \tag{1-26}$$

式中　$U_{实}$——在 U' 时，自耦变压器副线圈上的实际电压，V；

U'——矿区电网实测电压，V；

$U_{标}$——自耦变压器副线圈电压标度一定时分接头电压，V。

4. 潜卤泵采卤法的优缺点及适用条件

(1)潜卤泵采卤法的优缺点

潜卤泵采卤法具有采卤工艺简单、成熟、卤水产量较大而稳定、在非密闭性盐类矿床开采中，其卤水生产成本较低等优点。其缺点是基建投资较大，设备维修技术要求较高。

(2)潜卤泵采卤法的适用条件

潜卤泵采卤法较适用于开采系统处于非密闭状态的盐类矿床进行水溶开采，如盐井的技术套管不密封，或盐类矿床中发育断层、裂隙，或盐类矿床开采后期，其顶板垮塌，导致地面下沉、冒卤等。就开采单元来说，既可用于单井进行水溶开采，更适用于已连通的井组进行水溶开采。开采的卤水液面从数十米到 3000m 或更深，卤水产量从每天数十到 1000m^3，均可用潜卤泵开采，而且卤水液位越浅，单位时间产卤量越大，卤水成本越低。由于潜卤泵设备和仪表先进，便于对盐井开采情况进行监测和科学管理，美、俄等国早已应用潜卤泵采卤。我国用潜卤泵开采非密封闭系统的盐矿，特别是对盐矿进行后期开采，已经取得显著的经济效益和社会效益。潜卤泵采卤法，呈现广阔的应用前景。

5. 潜卤泵采卤法应用实例——自贡郭家坳盐矿

自贡盐业集团公司与自流井盐厂首次在郭家坳石盐矿床用潜卤泵采卤法进行后期开采。

郭家坳石盐矿床呈透镜体产出于三迭系下统嘉陵江组四段(T_{1j^4})。该段下部地层为白云岩、泥质白云岩夹硬石膏；上部地层为硬石膏夹白云岩、膏质白云岩、泥质白云岩，石盐产出于本层下部。石盐矿层一般厚度 2 ~ 4m，矿石 NaCl 品位 > 90%，分布面积 0.29km^2，石盐矿石储量约 200 万吨。1956 ~ 1981 年用提捞采卤法进行开采，1981 年因提捞采卤对环境污染严重，采卤成本过高(1980 年卤水成本 7.91 元/标方)等原因而停采。

为进一步提高矿石采收率，在总结潜卤泵开采地下卤水经验的基础上，于 1986 年 8 月 ~ 1988 年 3 月用潜卤泵采卤法在郭家坳盐矿进行开采试验。

试验选择在地层倾向下方的红 8 井作汲卤井，从位于上方的郭 4 井注淡水。红 8 井揭露 2 层石盐：第一层石盐井深 1077 ~ 1087.5m，厚 10.5m；第二层石盐井深 1043.25 ~ 1045.25m，厚 2m。表层套管 ϕ254mm(10″)下至井深 373.75m 处，以下为裸眼，完井井径 ϕ247.65(9 3/4″)。该井停采前累计采卤折盐 5.38 万吨。试验前红 8 井实际井深 1085.75m，井内卤水静液面 935.37m。

试验选用 QLDB - 320/1000 型潜卤泵，外径 148mm，排量 320m^3/d，扬程 1000m；潜没电机、保护器、电缆、控制屏、自耦变压器与之相匹配。

为防止井壁垮塌埋泵事故发生，下 ϕ177.8mm(7″)套管封隔裸眼井段，下入深度 1080.72m(第一层石盐中部)。泵挂下入深度 1077.22m，泵吸入口深度约 1062m。为防止沙粒对水泵叶轮磨损，在泵吸入口加防沙罩。

经过一年多的采卤试验，基本保持注采平衡，保持井内卤水液位平稳，潜卤泵各项参数运行正常。潜卤泵实际运行 364d，共产卤水 112900m^3（326468 标方），卤水平均含 NaCl289.11g/L，平均日产卤水 310.16m^3/d（896.89 标方/d），卤水成本为 1.44 元/标方，仅此一项可节省 40.48 万元。潜卤泵采卤运行两年，可收回全部投资，经济效益显著。

第四节　简易对流水溶开采法

简易对流法是在井内两层同心管的密闭系统中，从其中一层管内往井下注入淡水溶解盐类矿层，生成卤水后，再利用注水余压使卤水从另一层管内返出地面，而对井下盐层的溶解作用不加控制的开采方法。因其井身结构简单，开采工艺简单，故名。

由于简易对流法简便易行，基建投资较少，适用于开采各种易溶盐类矿床，故自 19 世纪末至 20 世纪初以来，此法被各国普遍采用。我国于 1960 年 9 月在大坟堡盐矿大 3 井进行简易对流法试采成功后，首先应用于该矿，进而被全国众多的盐类矿山采用。

一、盐井布置

盐井布置的原则是：力争用较少的工程，控制并开采较多的矿量；既要充分开采矿产资源获取最大的经济效益，又要合理开发，确保矿山安全，防止水采溶洞顶板上覆岩层移动波及地表，破坏地表建（构）筑物，污染生态环境；在开采高品位、单一巨厚矿层时，还应考虑溶洞的利用问题。

简易对流法开采井实际上是一口井为一个开采单元。井距应根据最大的溶采直径来确定；而溶采直径的确定，又需考虑矿石品位、矿层厚度及采卤工艺改进后可能发挥的生产能力。溶采直径取大了，开采达不到预定边界，就会降低单井的矿石采收率；取值过小，单井的服务年限太短。生产实践证明，溶采直径控制在 100m 左右较为适宜，盐井呈梅花形（亦即正三角形）布置，井距取溶采直径的 1.5 倍。井间未溶矿层留作保安矿柱。保安矿柱面积与溶采面积的比值约为 1.48。

单井溶蚀连通后，改用井组连通法开采，可去掉中心管，简化井身结构，易于操作、管理，井下事故少，而且产卤量高，可进一步提高矿石采收率。如能早期溶蚀连通，连通部位在矿层下部，尚可用井组连通法继续进行上溶开采。但是，同一开采单元的连通井不能太多。因为这不但给生产技术管理和修井工作带来困难，而更重要的是，我国碳酸盐岩系中的盐类矿床很少，大多属碎屑岩系中的盐类矿床，其顶板和上覆地层为砂、泥岩，

属不稳固地层。矿层大面积溶蚀连通后，易造成顶板垮塌加剧；当矿层埋深较浅（<500m）时，甚至波及地表，发生地面沉陷和冒卤，污染环境，影响工农业生产和人民生活。因此，一个开采单元一般以2～3口井组成较为适宜。开采单元之间需留保安矿柱。

二、中心管柱

简易对流井的技术套管下入开采的盐类矿层顶部，经固井、钻开矿层并洗井后，还需下中心管柱，悬挂于井口装置上。简易对流井的井身结构如图7－1－13所示。

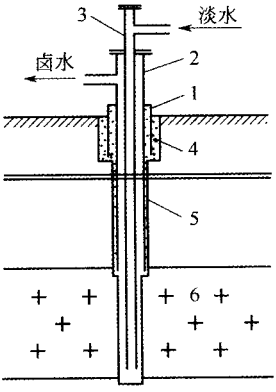


图7－1－13　简易对流井井身结构示意

1—表层套管；2—技术套管；3—中心管；

4—固井水泥；5—井径；6—盐类矿层

中心管管材一般选用国产油管（YB293－63）或API（美国石油协会）油管（API－67）。中心管柱悬挂在井口装置上。在进行中心管柱设计时，应遵循既安全又经济的原则，合理确定中心管与技术套管管径配合、中心管的下入位置，进行中心管抗拉强度和可下深度计算。中心管柱下入井内也是一个重要环节。

1．中心管与技术套管管径配合

中心管直径的大小，决定于技术套管的直径大小和对流井的生产能力。其次，中心管与技术套管的管径必须配置合理，尽可能减小管内阻力损失，使对流井在正、反循环生产时，都能达到良好的效果。再次，当生产的卤水浓度高时，常发生盐类结晶堵管，中心管亦常常发生变形、脱落事故，只有中心管与技术套管环隙较大时，方便于井下事故处理。

在实际工作中，需计算中心管内横截面积（或单位容积）和中心管与技术套管环隙横截面积（或单位容积）的比，该比通常为1∶2左右。据此，并根据生产能力确定中心管直径大小。一般来说，生产能力较大的井选用的中心管直径较大；反之亦然。

中心管直径与技术套管直径的合理配置如表7－1－25所示。

表 7－1－25　简易对流法开采井常用中心管与技术套管配置

管径配管				中心管规格				技术套管规格			单位容积		横截面积		
中心管		技术套管		壁厚 /mm	外径 /mm	内径 /mm	接箍外径 /mm	壁厚 /mm	外径 /mm	内径 /mm	中心管 /(L/m)	环隙 /(L/m)	中心管 /mm^2	环隙 /mm^2	横截面面积比
mm	in	mm	in												
89	3½	178	7	6.5	101.6	88.6	121.0	8	177.8	161.8	6.16	12.54	6165	12544	1:2.03
76	3	140	5½	6.5	88.9	75.6	107.0	7	139.7	125.7	4.52	6.20	4525	6203	1:1.37
62	2½	140	5½	5.5	73.0	62.0	89.5	7	139.7	125.7	3.02	8.22	3019	8224	1:2.27
62	2½	127	5	5.5	73.0	62.0	89.5	7	127.0	113.0	3.02	5.84	3019	5843	1:1.94
50	2	114	4½	5	60.3	50.3	73.0	7	114.3	100.3	1.99	5.05	1987	5045	1:2.54
50	2	102	4	5	60.3	50.3	73.0	6.5	101.6	88.6	1.99	3.30	1987	3309	1:1.67
40	1½	102	4	4	48.3	40.3	55.0	6.5	101.6	88.6	1.28	4.33	1276	4333	1:3.40

2. 中心管柱下入位置

中心管下入位置，系根据矿床地质条件确定。

一般情况下，中心管下至开采盐类矿层（矿群）的下部。若开采矿层（矿群）厚度较大（≥10m），中心管管鞋距矿层底板 0.5～1m；当开采矿层厚度很小（1～2m）时，中心管管鞋距盐层底板 0.2～0.3m。若矿石品位高，中心管管鞋可尽量接近矿层底板；矿石品位较低时，中心管管鞋与矿层底板的距离应适当放大，以防水不溶残渣埋管、堵管。如果井底沉砂较多，当中心管下至开采矿层（矿群）下部探测到碎屑物堆积位置后，再提高 0.3～0.5m 即可。

3. 中心管柱抗拉强度与可下深度

进行中心管柱设计时，考虑到中心管柱位于套管柱内，且中心管一般均选用抗挤强度和抗内压强度较大的油管，故只进行抗拉强度计算。

抗拉强度计算以屈服极限为主要依据。中心管柱的危险断面位置因选用的油管型号不同而异：平式油管的危险断面在丝扣处，加厚油管的危险断面在油管本体。因此，其抗拉强度的计算公式不同。

中心管柱选用平式油管时，其抗拉强度计算公式为：

$$P_i = \sigma_s \times \frac{\pi}{4}[(D - 2h)^2 - d^2] \tag{1-27}$$

中心管柱选用加厚油管时，其抗拉强度计算公式为：

$$P_t = \sigma_s \frac{\pi}{4}(D^2 - d^2] \tag{1-28}$$

式中　P_i、P_t——中心管抗拉强度，N；

σ_s——钢材屈服极限，N/cm^2；

D——中心管外径，cm；

d——中心管内径，cm；

h——选用的油管丝扣高度，cm，10 扣/in 时，$h = 0.141$cm；8 扣/in 时，$h = 0.181$cm。

中心管柱在液体中的重量与在空气中的重量是不同的，在进行下入深度计算时，应考虑浮力减轻系数。

$$Q_{空} = Hq + nq' \tag{1-29}$$

$$Q_{液} = KQ_{空} = K(Hq + nq') \tag{1-30}$$

式中　$Q_{液}$——中心管在液体中的总质量，kg；

$Q_{空}$——中心管在空气中的总质量，kg；

H——油管的总长度，m；

q——油管单位长度的质量，kg/m；

n——油管接箍个数；

q'——每个接箍的质量，kg；

K——浮力减轻系数。

中心管在液体中的浮力，随液体相对密度的增大而增加；浮力减轻系数随液体相对密度增大而减小（见表 7-1-26）。

表 7-1-26　浮力减轻系数

液体相对密度	1.00	1.10	1.15	1.20	1.25	1.30	1.35	1.40	1.45	1.50
浮力减轻系数	0.872	0.860	0.854	0.847	0.841	0.834	0.828	0.822	0.815	0.809
液体相对密度	1.55	1.60	1.65	1.70	1.75	1.80	1.85	1.90	1.95	2.00
浮力减轻系数	0.803	0.796	0.790	0.783	0.777	0.771	0.764	0.758	0.751	0.745

根据抗拉强度，进行等直径中心管柱可下深度的计算，其计算公式为：

$$H = \frac{P_j}{mq} \tag{1-31}$$

式中　H——等直径中心管最大可下深度，m；

P_j——中心管最小抗拉强度，N；

q——中心管柱（包括油管和接箍）单位长度的重力，N/m；

m——安全系数，一般取 $m = 1.30 \sim 1.50$。

若需两种不同直径的中心管下入井内，其可下深度需分别计算。下段小直径中心管的可下深度（H_1）：

$$H_1 = \frac{P_{j1}}{mq_1} \tag{1-32}$$

上段较大直径中心管的可下深度(H_2)：

$$H_2 = \frac{P_{j2} - P_{j1}}{mq_2} \tag{1-33}$$

式中　P_{j1}——下段小直径中心管的最小抗拉强度，N；

P_{j2}——上段较大直径中心管的最小抗拉强度，N；

q_1——下段小直径中心管柱(包括油管和接箍)单位长度的重力，N/m；

q_2——上段较大直径中心管柱(包括油管和接箍)单位长度的重力，N/m。

两种直径中心管柱设计的最大可下深度($H_{设}$)：

$$H_{设} = H_1 + H_2 \tag{1-34}$$

在设计完中心管柱的最大可下深度 $H_{设}$ 后，还应考虑中心管柱在自重作用下的伸长。其计算可参照套管柱设计式进行，或用设计的中心管柱下入深度($H_{设}$)减去中心管柱自重伸长值 Δl，即为中心管柱实际下入深度 $H_{实}$：

$$H_{实} = H_{设} - \Delta l \tag{1-35}$$

4. 下中心管

根据设计的中心管柱选用的油管在地面分段检查其钢级、直径和壁厚；用标准公母丝扣规逐根检查油管丝扣是否吃扣良好，丝扣有无损伤；油管本体是否光滑平直，管内有无异物；油管尚需进行探伤检查，油管在地面进行清水试压 25MPa；经全面检查合格的油管，方可用作中心管，逐根丈量编号，配好管柱，次序下井，并作好记录。

生产实践证明，位于开采矿层中的中心管易发生弯曲、变形和折断事故。为了预防和减轻这些事故，需对底部的中心管采取加强措施。

(1)为了使中心管下在井筒的中心位置，以避免中心管与套管鞋的碰撞，在中心管下端 100～300m 处安置扶正器。

(2)下入矿层的中心管，需选用优质油管或加厚油管。

(3)对裸眼较长的井，在起拔中心管时，因井斜或中心管发生弯曲而导致中心管接箍在套管鞋处被卡，甚至发生中心管拉断事故。为此，宜将位于裸眼井段的中心管接箍上端加工成圆锥体，以减少卡管，便于起拔。

在钻开水泥塞和开采矿层，清除井底沉砂，提升钻具后，立即下中心管至设计深度，要求中心管柱下井深度误差一般小于 0.5‰；开采薄矿层时，下井深度误差小于 0.3‰。中心管柱下入井内，经试生产运行正常后交付生产。

三、简易对流法开采工艺与主要设备

1. 采卤方式与工艺流程

简易对流法的采卤方式有两种：一是正循环，即从中心管注入淡水，溶解盐类矿层，生成卤水后，利用注水余压使卤水从中心管与技术套管的环隙返出地面；二是反循环，即从中心管与技术套管环隙注入淡水，溶解盐类矿层，生成卤水后，再利用注水余压使卤水从中心管返出地面。

建槽期以正循环为主，辅以反循环；生产期则以反循环为主，辅以正循环，两种采卤方式交替进行。

简易对流法开采的工艺流程：采卤泵房将淡水经淡水管道、井口装置从中心管（或从中心管与技术套管环隙）注入井下，溶解盐类矿层，生成卤水后，利用注水余压使卤水从中心管与技术套管环隙（或从中心管）返出地面，经井口装置、卤水管道汇集到卤水池。在建槽期，因初始溶解面小，采出的卤水浓度低；则改经淡卤管道汇集到淡卤池，进行循环作业，直到卤水浓度达到质量要求时，方汇集到卤水池（见图 7－1－14）。

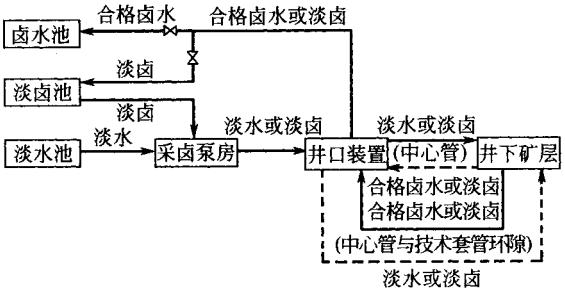


图 7－1－14　简易对流法开采工艺流程示意

2. 简易对流法开采主要工艺参数

(1)采注比

采注比是指同一时间内采出卤水量与注入淡水量之比值。

$$\delta = q_{卤} / q_{淡} \tag{1-36}$$

式中　δ——采注比；

$q_{卤}$——同一时间内采出淡水量，m^3/d 或 m^3/a；

$q_{淡}$——同一时间内注入淡水量，m^3/d 或 m^3/a。

在正常情况下，因采出的卤水中携带出大量盐类物质而形成溶洞，需要相同体积的淡水充填其中，故同一时间内采出卤水量小于注入淡水量。以石盐为例，纯石盐矿体重 $2.17t/m^3$，NaCl 品位按 98%计，在 30℃井内水温条件下，卤水饱和溶解度为 360g/L，采出 $1m^3$ 饱和卤水时，可采出 0.36t NaCl，溶解石盐矿石的体积约为 $1.17m^3$，采注比为 0.85（未考虑溶洞在地压作用下的压缩性）。

由于井下地层吸水，地层裂隙充水、漏水，而导致采卤时注入淡水量增大，采注比下

降。在实际生产中,水溶开采矿山的采注比一般为 0.8 左右。如果地层漏失较严重,采注比小于 0.8。

采注比是一个重要的工艺参数,是检验井下地层漏失情况的重要指标,也是计算水溶开采矿山淡水用量的依据。

$$Q_{淡} = Q_{卤}/\delta \tag{1-37}$$

式中　$Q_{淡}$——水采矿山生产用淡水总量,m^3;

$Q_{卤}$——水采矿山卤水总产量,m^3;

δ——采注比。

(2)盐井日生产能力

盐类的矿床属沉积矿床,矿石品位一般变化不大,矿石结构基本均一,其平均溶解速度或溶解速率基本一致。矿体埋深一定,井下温度也基本稳定。此时,盐井生产能力的大小,决定于水溶开采溶洞的有效溶解面积。在溶采直径范围内,溶洞的有效溶解面积愈大,盐井日生产能力愈大。

$$A_o = 24WF \tag{1-38}$$

式中　A_o——盐井日生产能力,kg/d;

F——溶洞有效溶解面积,m^2;

W——溶解速率,kg/(m^2.h)。W 可以通过试验确定,亦可用 П.А. 库列经验公式计算:

$$W = 5.87\left(1 + \frac{T}{22.4}\right) \tag{1-39}$$

式中　T——溶解时的井下温度,℃。

(3)盐井年产盐能力

$$A_a = Q_oCn \tag{1-40}$$

式中　A_a——盐井年产盐能力,t/a;

Q_o——平均日产卤量,m^3/d;

C——卤水平均含盐量,t/m^3;

n——年工作日数,有的水溶开采矿山为 330d,有的水溶开采矿山为 300d。

(4)盐井控制的可采矿量

盐井控制的矿层开采面积按圆面积计算,再结合有关参数计算可采矿量。

$$F = 0.785d^2 \tag{1-41}$$

式中　F——盐井控制的矿层开采面积,m^2;

d——盐井溶采直径,m。

$$N_d = FHdc \tag{1-42}$$

式中　N_d——单井控制的可采矿量，t；

F——单井控制的矿层开采面积，m^2；

H——矿层厚度，m；

d——矿石体重，t/m^3；

c——矿石品位，%。

(5)盐井矿石采收率

$$K = \frac{A}{N_d} \times 100\% \tag{1-43}$$

式中　K——单井矿石采收率，%；

A——单井总产盐量，t；

N_d——单井控制的可采矿量，t。

(6)盐井服务年限

$$T_o = \frac{N_d}{A_a} K \tag{1-44}$$

式中　T_o——单井服务年限，a；

N_d——单井控制的可采矿量，t；

A_a——单井平均年产盐能力，t/a；

K——矿石采收率，%。

3. 水溶开采主要设备

水溶开采的主要设备是离心泵。离心泵具有许多优点：体积小、重量轻、转速快、效率高、流量大，操作简单、运行可靠、维修方便。常用采卤离心泵主要为 D 型、DG 型单吸多级节段式离心泵。

泵型选择决定于卤水产量、井深和井下管柱配合直径、地面管线直径和长度等。主要是根据水泵的总注水量和水泵的总扬程两个条件。通常依据有关设计参数，经过计算后再进行泵型选择，进而根据泵型选择其他配套设备。

当水泵的总注水量确定之后，输水管道流速的大小是一个重要的经济问题。同样的流量，管径大，流速就小，管道摩阻损失亦小，虽然注水所需电费降低，但基建管材费用增加。反之，管径小，流速增大，管道摩阻损失亦增大，虽然基建管材费用降低，但注水所需电费增加。再者，卤水是一种腐蚀性介质，如果管径小，流速大，会加剧钢管的腐蚀。反之，如果不适当地增大井下管径，又会大大增加昂贵的建井费用。

在这些相互影响、相互制约的因素中，必须选择一个合适的流速，以达到节能降耗，经济合理。在水采矿山设计中，一般选定管内液体流速的大体规律是：井下中心管流速

和水泵进、出水管流速高一点 地面采、集卤管汇流速低一点(见表 7－1－27)。

表 7－1－27　水采矿山管道一般选用流速范围

管道安装位置	常用管道内径/mm	流速/(m/s)
水泵吸水管	$DN<200$	1～1.2
水泵出水管	$DN<200$	1.5～2
地面管汇	$DN<300$	0.5～1
井下中心管	$DN<100$	1.5～2

管道流速计算公式如下：

$$V = Q/F \tag{1-45}$$

式中　V——管道内液体流速，m/s；

Q——液体流量，m^3/s；

F——管内面积，m^2。

中心管内的液体流速按式(1－45)计算。中心管与技术套管环隙的液体流速计算公式为：

$$V_{环} = Q_{环}/F_{环} = Q_{环}/[0.7854(d_{套}^2 - d_{中}^2)]$$

式中　$V_{环}$——中心管与技术套管环隙的液体流速，m/s；

$Q_{环}$——环隙的液体流量，m^3/s；

$F_{环}$——中心管与技术套管环隙的截面积，m^2；

$d_{套}$——技术套管内径，m；

$d_{中}$——中心管外径，m。

管内流量和流速确定之后，就可以根据计算的水泵总扬程来选择泵型。具体计算时，一般将水泵的总扬程用压力值表示。水泵总压力等于盐井生产循环时各种压力损失之和：

$$P = P_{线} + P_{中} + P_{环} + P_{局} + P_{密} + P_{地} + P_{水头} \tag{1-47}$$

式中　P——水泵总压力，MPa；

$P_{线}$——地面管线压力损失，MPa；

$P_{中}$——中心管压力损失，MPa；

$P_{环}$——中心管与技术套管环隙压力损失，MPa；

$P_{局}$——局部(接头、弯头、三通、阀门)压力损失，MPa；

$P_{密}$——中心管内外流体相对密度差压力损失，MPa；

$P_{地}$——地形扬程压力损失，MPa；

$P_{水头}$——水头压力损失，MPa，一般取 $P_{水头}=0.03\sim0.05$MPa。

(1)地面管线与中心管压力损失($P_{线}$、$P_{中}$)按下式计算：

$$P_{线}(P_{中})=\lambda\times\frac{L}{d}\times\frac{V^2}{2g}\times\rho \tag{1-48}$$

或

$$P_{线}(P_{中})=\frac{8.12\times10^{-7}\lambda\rho Q^2L}{d^5} \tag{1-49}$$

(2)中心管与技术套管环隙压力损失($P_{环}$)计算式：

$$P_{环}=\lambda\times\frac{L}{D-d_{外}}\times\frac{V^2}{2g}\times\rho \tag{1-50}$$

或

$$P_{环}=\frac{8.12\times10^{-7}\lambda\rho Q^2L}{(D-d_{外})^3(D+d_{外})^2} \tag{1-51}$$

(3)局部压力损失($P_{局}$)计算式：

$$P_{局}=\xi\times\frac{V^2}{2g}\times\rho \tag{1-52}$$

式(1-48)~式(1-52))中　L——管线长度，m；

d——管道内径，m；

V——液体在管内的流速，m/s；

g——重力加速度，$g=9.81$m/s^2；

ρ——液体密度，kg/m^3；

Q——液体流量，m^3/s；

D——技术套管内径，m；

$d_{外}$——中心管外径，m；

λ——沿程阻力系数；

ξ——局部阻力系数。

局部阻力系数 ξ 可用试验方法确定，接头 $\xi=1.2$，弯头 $\xi=1.25$，三通 $\xi=2.6$，闸门 $\xi=6$。

因中心管均选用油管，其接头外径比油管本体外径大，中心管与技术套管间之环隙在中心管接头处最小，故液体在环隙中流过中心管接头处的局部阻力损失最大。其接头阻力损失可用下式计算：

$$P_{接}=8.12\times10^{-7}\xi\rho\times\frac{Q^2}{d_B^4}\times n \tag{1-53}$$

$$\xi=\alpha\left[\left(\frac{d_B}{d_o}\right)^2-1\right]^2 \tag{1-54}$$

式(1-53)、式(1-54)中　$P_{接}$——接头阻力损失，MPa；

d_B——环隙外径(即技术套管内径 D)与环隙内径(即中心管外径 $d_{外}$)之差，$d_b = D - d_{外}$；

n——中心管接头数；

α——考虑通孔形状特点的经验系数，对接头连接 $\alpha = 1.5$，对接箍连接 $\alpha = 2$；

d_o——连接件中最小通孔直径，m。

局部压力损失计算比较复杂，为简化计算，常将弯头、三通、闸门、喇叭口等阻力损失折算为直管当量长度(见表 7－1－28)，然后仍按式(1－48)进行计算。

表 7－1－28　输水管道局部阻力当量长度

管道直径/mm	钢管局部阻力当量长度/m						
	90°弯头	三通(中间进，两头出)	三通(两头进，中间出)	全开阀门	逆止阀	吸水阀	喇叭口
DN100	0.64	4.64	9.35	0.31	7.15	25.00	0.31
DN125	0.82	5.90	11.82	0.34	9.10	31.50	0.34
DN150	1.00	7.20	14.43	0.48	11.10	39.20	0.48
DN200	1.14	8.30	16.70	0.56	12.70	44.60	0.56
DN250	2.42	12.30	24.65	0.82	19.00	65.60	0.82
DN300	4.50	16.30	32.60	1.09	25.00	81.30	1.09
DN350	5.93	20.10	40.10	1.38	31.00	107.00	1.38
DN400	6.86	23.50	47.05	1.57	36.10		1.57
DN450	8.15	27.70	55.40	1.85	41.70		1.83
DNS00	9.40	32.10	64.20	2.13	49.00		2.13

(4)液体相对密度差压力损失($P_{密}$)按下式计算：

$$P_{密} = g(\rho_{卤} - \rho_{淡}) \times H \times 10^{-6} \tag{1-55}$$

式中　$p_{卤}$——卤水相对密度，kg/m^3；

$p_{淡}$——淡水(或淡卤)相对密度，kg/m^3；

H——中心管下井深度，m；

g——重力动加速度，$g = 9.81 m/s^2$。

(5)阻力系数 λ 需根据雷诺数大小来确定。

$$Re = \frac{\gamma v d}{g\eta} \tag{1-56}$$

式中　Re——雷诺系数，$Re < 2320$ 为层流，$Re < 2320$ 为紊流；

v——管内液体流速，cm/s；

d——管道内径，cm；

γ——液体相对密度；

g——重力加速度，$g = 981\text{cm/s}^2$；

η——液体的动力黏度，MPa·s(表 7－1－30)。

表 7－1－29　淡水、盐水动力黏度值/mPa·s

温度/℃ / 液体名称	0	8	15	20.2	25	28
淡水	1.7921	1.3860	1.1104	1.0000	0.8937	0.8379
盐水			262404	1.9947	1.7680	1.6660

层流时，$Re < 2320$，λ 值由下式计算：

$$\lambda = 64/Re \tag{1-57}$$

紊流时，$Re < 2320$，水力分为三个区：水力光滑区，混合摩擦区和阻力平方区。在不同区内，Re 不同，λ 值亦不同。

水力光滑区：$4000 < Re \leqslant 1 \times 10^5$，$\lambda = 0.3164/Re^{0.25}$　(1－58)

$$1 \times 10^5 < Re < 3 \times 10^6,\ \lambda = 0.0032 + 0.221/Re^{0.237} \tag{1-59}$$

混合摩擦区：$\dfrac{59.7}{\varepsilon^{8/7}} < Re < \dfrac{665 - 765\lg\varepsilon}{\varepsilon} \times \dfrac{1}{\sqrt{\lambda}} = 1.8\lg\left[\dfrac{6.8}{Re} + \left(\dfrac{\varepsilon}{7.4}\right)^{1.11}\right]$　(1－60)

阻力平方区：$Re > \dfrac{665 - 765\lg\varepsilon}{\varepsilon}$，$\lambda = \dfrac{1}{\left(2\lg\dfrac{7.4}{\varepsilon}\right)^2}$　(1－61)

$$\varepsilon = \frac{2\Delta}{D} \tag{1-62}$$

式中　ε——相对粗糙度；

Δ——管壁粗糙度；

D——管道直径。

紊流时，λ 亦可按 A.A. 阿里特舒尔公式进行近似计算：

$$\lambda = 0.1\left(1.46\frac{\Delta}{d} + \frac{100}{Re}\right)^{0.25} \tag{1-63}$$

式中　Δ——管壁等值粗糙度，cm。新钢管 $\Delta = (2 \sim 7) \times 10^{-3}$ cm，已使用的钢管 $\Delta = (2 \sim 5) \times 10^{-2}$ cm，强腐蚀管道一般 $\Delta \approx 1 \times 10^{-1}$ cm。

根据水力计算结果选择泵型时，因通用水泵主要用于输送淡水，电机功率也是根据输送淡水介质来配用的，故水泵用于采卤时，尚需根据其特性参数对配用的电机功率进行核算，以充分发挥水泵的效率，达到较好的生产能力。其计算可参照式(1－21)进行。

四、简易对流井的生产阶段

用简易对流法开采盐类矿床，盐井生产大体分为三个阶段：建槽期、生产期和衰老期。

1. 建槽期

建槽期是指用简易对流法开采的盐井，从注水溶解矿层开始，将初始管状硐室（即裸眼井）内矿层暴露的溶解面逐步扩大，到建成一定直径的溶洞，经连续注淡水采卤，采出的卤水浓度和产量达到设计生产能力所需的时间。因此，建槽期实际上是盐井正式投产的准备阶段，当开采的盐类矿层厚度大时，其所需时间约为盐井服务年限的2%～5%。

在建槽期，因钻井开拓的初始管状硐室很小，一般均采用正循环注水作业。其主要作用是：清除井底碎屑堆积物，充分暴露井底矿层；淡水沿管状壁向上冲刷，溶解速度快（石盐为10～15cm/d），形成梨状溶洞；溶洞进一步扩大后，使注入淡水在溶解盐类矿层的同时，搅拌、混合溶洞内卤水，减弱其垂直分带性，有利于溶洞内下部矿层的溶解，减小侧溶底角，有助于提高矿石采收率。

建槽期的长短与开采的盐类矿层厚度和品位有关，开采的矿层厚度较大、品位较高时，溶洞中暴露的溶解面较大，建槽期较短；反之亦然。生产实践证明，简易对流井的建槽期一般为1～6个月左右。

为了提高溶解速度，缩短建槽期，在老的水溶开采矿山，常采用连续向井下注淡水的方法建槽，建槽时返回地面的淡卤，直接注入生产井采卤。对于新建的水溶开采矿山，因淡卤既不能用于生产井采卤，又不能随意排放，故只能循环建槽。

盐类矿物的溶解速度与浓度密切相关。就石盐来说，当循环的卤水浓度达18°Bé以后，其溶解速度显著降低。此时，宜将卤水存入卤水池，用于粗加工；另换淡水循环建槽，以加快溶解速度。

此外，在中心管下端安装水力喷射枪，进行高、中压水力喷射建槽，可有效提高建槽速度。用超声波或磁化水建槽，也是提高溶解速度的有效措施。

2. 生产期

盐井建槽后，水溶开采溶洞直径扩大，矿层溶解面亦增大，连续注淡水能生产合乎工业要求的卤水，此时盐井已进入生产期。这个阶段的特点是：盐井的生产时间最长，一般占盐井服务年限的70%～80%左右，为主要采矿阶段；而且生产的卤水浓度较高，产卤量较大，生产持续稳定。

一般来说，生产的卤水浓度愈高愈好，以利在生产食盐或其他化工产品寸节约能源。但是卤水浓度不宜达到饱和，否则易发生盐类结晶堵管。因此，石盐矿床水溶开采的卤

水浓度一般为 23 ~ 24°Bé，卤水总含盐量 280g/L 以上。

盐井生产能力的大小，决定于开采矿层厚度：开采矿层厚度大，水溶开采溶洞暴露的溶解面大，盐井生产能力就大；反之亦然。就石盐矿床来说，开采盐层厚 2 ~ 3m 时，盐井生产能力约 5m^3/h 左右；开采盐层厚 10 ~ 15m 时，盐井生产能力约 15 ~ 20m^3/h 左右。

生产期的作业方式是以反循环为主，正、反循环交替进行。正反循环交替，可以溶去管壁上的石膏和其他盐类结晶，防止结晶堵管。

由于溶洞中的溶液呈现垂直分带，溶洞下部的浓度高，上部的浓度低。当进行反循环作业时，从中心管与技术套管环隙注淡水后，淡水直接进入溶洞顶部，使溶洞顶部溶液浓度更低，溶解速度最大（达 10 ~ 12cm/d），可提高卤水产量；卤水从溶洞下部经中心管返出，其浓度亦较高。因溶洞下部溶液浓度较高，下部盐层溶解速度慢，影响矿石采收率。

在进行正循环作业时，淡水由中心管注入溶洞下部，使下部溶液浓度降低，溶洞下部盐层溶解速度提高，有助于提高矿石采收率。但卤水是从溶洞上部的技术套管与中心管环隙返出，采出的卤水浓度相对较低，生产能力较小。只有在矿石品位高，矿层厚度大，且注入淡水量小，流动速度缓慢时，才能获得高浓度的卤水。

3. 衰老期

盐井经长期开采，水溶开采溶洞已接近最大可采直径，顶板充分暴露、垮塌，溶洞底部堆积了大量碎屑物，溶解面缩小，溶解速度递减，卤水浓度和产量已达不到设计的生产能力，不能维持正常生产。此时，盐井已进入衰老期。随着卤水浓度和产量的进一步下降，连续开采已无经济价值，盐井生产也就停止。衰老期的生产时间较短，约占盐井服务年限的 15% ~ 20%。

五、简易对流法的优缺点及适用条件

简易对流法具有开采工艺简单，操作容易，适用性强，基建投资省，生产成本低等优点，川、滇、湘、鄂、赣、皖、苏、粤、鲁、豫等省许多盐矿仍普遍采用，甚至是一些水溶开采矿山的主要开采方法。

它的主要缺点如下。

(1)服务年限短。一般为 2 ~ 3 年，长的 4 ~ 5 年，短的不到 1 年。

(2)简易对流法水溶开采溶洞形状呈倒锥体，加之顶板过早暴露并垮塌，影响矿石溶解，矿石采收率低。简易对流法需配合自然溶蚀连通法或其他连通法才能提高矿石采收率。

(3)井下事故多。中心管下部常发生弯曲、变形和断裂事故，矿层顶板稳定性差时，

还发生顶板垮塌，导致技术套管变形、断裂事故。

根据其优缺点，简易对流法一般适用于矿层顶板较稳固，密封条件好，未受成矿后断层破坏，矿石品位较高的易溶性盐类矿床，矿层厚度 2m 至数十米，开采深度数百米至 3000m。此法较适于中小型矿山，在大型矿山中，此法适于作辅助开采方法。

六、简易对流法应用实例——自贡大山铺盐矿

自贡大山铺盐矿是我国最早应用简易对流法开采的盐矿。该石盐矿体呈薄层状产出于下三迭系嘉陵江组四段四层（$T_{1j_4^4}$）。据 11 口盐井资料，共有两层石盐：A_1 层为主矿层，除大 20 井外，各盐井均有；A_2 层仅 6 口盐井见及。石盐矿石有两种类型：石盐（NaCl >90%）和含团块状，星点状石盐硬石膏（俗称“花花盐”）。石盐矿体埋深：A_1 层为 1289.55～1427.77m；A_2 层为 1285.5～1381.16m。石盐总厚度：A_1 层一般厚 1.38～8m，最厚 17.87m，A_2 层一般厚 1～5m，最薄 0.5m，最厚 11.89m；其中纯石盐厚度：A_1 层一般厚 1.05～6m，薄者 0.2～0.61m，A_2 层厚 0.3～1m，仅有 5 口井见及。两层盐间距为 25～39.2m。石盐矿体分布面积：A_1 层为 0.86km^2，A_2 层为 0.48km^2。石盐矿石 NaCl 储量约 440 万吨。

盐井井身结构以早期投产的流 25 井、流 33 井为例，如表 7－1－30 所示。

表 7－1－30　流 25 井、流 33 井井身结构简表

项　目		流 25 井	流 33 井	
终井深度/m		1435	1444	
A_1 层石盐厚度/m		1327.69～1330.69（厚 3）	1408.68～1411.77（厚 3.09m）	
表层套管	规格/in 下入深度/m	8 313.08	12¾ 27.63	8 454.39
技术套管	规格/in	5	4½	
	下入深度/m	1299.94（距盐层顶板 27.75m）	1401.38（距盐层顶板 7.30mm）	
	固井情况	水泥浆未返出地面。固井后，管内试压 8MPa，30min 下降 0.6MPa	水泥浆未返出地面。固井后，管内试压 13.5MPa，30min 下降 1.5MPa	
中心管	规格/in	2½	3（上部）+2½（下部）	
	下入深度/m	a. 每次修井后，中心管下入深度不同 b. 中心管鞋距石盐矿层底板 0.2～0.4m 时，生产效果最佳		

采卤设备。该矿 1967 年开始用简易对流法水溶开采时，仅有流 25 井，用 SSM－100－10 型离心泵采卤，注水压力 2.4MPa。1972 年流 33 井投产，管线增长，改用 ΠM_3－100－10 型离心泵采卤，注水压力 6MPa。随后又改用 ΠM_3－100－13 型离心泵采卤，注

水压力提高到 7.2～7.8MPa。在盐井增多，所需注水量增大后，1981 年增置 Dg180－59 型离心泵，与 ΠM$_3$－100－13 型泵并联运行，注水压力 6.2～6.8MPa。1987 年增置 D280－100×6 型离心泵后，改用 D280－100×6 型泵与 Dg180－59 型泵并联采卤，注水压力 5～6MPa。

建槽期。建槽期约 4～6 个月，主要用正循环作业。流 25 井循环建槽时，日产 15～16°Bé 卤水 100m^3/d 左右。静溶也有一定效果。当静溶时间较长而进行间歇性采卤时，卤水浓度可上升到 21～23.5°Bé，但卤水产量仅为 200m^3/月左右。流 33 井循环建槽时，日产 15°Bé 卤水 427～460m^3/d 左右。

生产期。生产期主要用反循环作业。用正循环清除井底泥砂。进入生产期后，随着溶洞直径的扩大，单井卤水产量和浓度显著提高。流 25 井刚进入生产期时，日产 15～1°Bé 卤水 170m^3/d 左右；后来日产 18.5～19.2°Bé 卤水 700m^3/d 左右。流 33 井日产 19～20.3°Bé 卤水 600～630m^3/d。

经过长期开采，1978 年 5 月开始发现邻井盐层逐步溶蚀连通。至 1989 年初，在 11 口盐井中，除大 20 井仍用简易对流法开采外，其他各井盐层均先后溶蚀连通，改用井组连通法开采，即流 25 井、大 13 井、大 15 井、大 16 井、大 19 井为注入井，流 33 井、井、大 18 井、大 17 井、大 14 井为出卤井（见图 7－1－15）。用井组连通法生产的卤水浓度高、产量大，可提高矿石采收率。该矿 1988 年 11 口井卤水产量达 315.6 万标方，平均含 NaCl295.1g/L。1989 年最高日产达 11000 标方。卤水成本 1.791 元/标方，比外购卤水价降低了 33%。

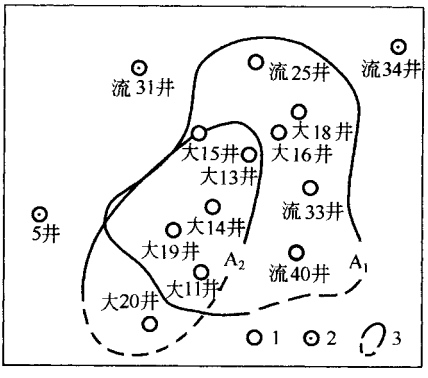


图 7－1－15　大山铺盐砂钻井开采工程布置示意

1—开采井；2—未见盐钻井；3—矿体分布范围

该矿自 1967 年正式投产，至 1988 年 9 月底止，累计采卤折盐 359 万多吨，矿石采收率已达 82%，且至今仍在进行后期开采。这在水溶开采史上是罕见的。据分析，该矿矿

石采收率高的原因主要有四个：一是矿层顶板稳固，其直接顶板为硬石膏与白云岩不等厚互层，厚 80～100m；二是邻井盐层溶蚀连通后，适时地改用井组连通法开采；三是及时进行盐井生产动态分析，根据卤水产量和浓度变化，适时调整采卤方式（如调整注采井别等）和工艺参数；四是严格执行生产管理制度，对盐井定期进行维护和检修，试验采用带压修井新技术，延长盐井使用寿命，从而有效地提高了矿石采收率。

第五节　硐室水溶开采法

硐室水溶开采法是在地下房柱开采法的基础上发展起来的一种水溶开采方法。其实质就是先在井下矿体中建造一定容积的原始硐室，作为初始溶解面，然后将淡水注入硐室内溶解矿体，水不溶矿渣残留井下，生成的合格卤水用水泵抽送到地面的开采方法。

这种方法与常规的地下房柱法开采一样，包括矿床开拓、采矿准备和硐采回采；所不同的是，硐室回采用水溶法。

一、矿床开拓

采用硐室水溶法开采的新建矿山，首先根据矿床开采技术条件，进行矿床开拓工程建设，包括开凿竖井（或平硐、斜井）通达矿床，划分井下采区，开掘运输、通风巷道，建立和设置井下运输、通风、排水、采卤、输卤、动力和照明系统等。

对于原采用房柱法开采，后期改用硐室水溶法开采的老矿山，除开拓新区外，充分利用原有的井巷、设施。

二、采矿准备

在井下采区内，根据矿层垂向厚度，划分若干中段，中段高度一般为 25～30m。在中段内，沿矿体走向布置一对盲斜井，其间距为 300～500m。盲斜井作运输、通风和敷设管道用。垂直矿体走向布置 4～5 个溶区（即溶解硐室组）和相应的保安矿柱。溶区宽 30～38m，保安矿柱宽 40～52m，长数十至 100 余米（或矿层水平厚度）。溶区内开掘 2～3 个初始硐室，硐室高 2.5～3m。硐室间留 1～2 个宽 5～9m 的临时性小矿柱，借以防止初始硐室建造期间顶板下沉；初始硐室上溶回采时，小矿柱被逐渐溶采完（见图 7－1－16）。

开掘初始硐室的目的是为矿体开拓初始溶解面，并为矿石溶解后的水不溶残渣提供堆积的场所。初始硐室完工后，撤出掘进设备，安装好注水、抽卤、输卤管道和配套设备，

采矿准备工作即告无成。

三、水溶回采

用硐室水溶法回采，其开采顺序是：由远及近（后退式），由深而浅（上行式）。

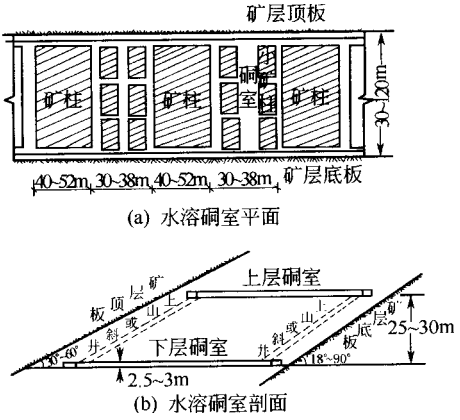


图 7－1－16　水溶硐室布置示意

水溶回采时，将地面淡水用管道输入初始硐室，并充满整个硐室，不留空隙，使硐内溶液始终与顶板矿石接触，以溶解硐室顶部和侧壁矿石。硐室的溶解作用以上溶为主，侧溶次之。

硐室第一次注水溶解，到卤水接近饱和时所需时间，决定于矿石品位高低；含 NaCl30% 的矿石溶解，溶液饱和约需 15d 时间；矿石品位高时，需时较短。在溶解过程中，随着硐室顶板暴露面积不断增大，从注入淡水到生成近于饱和卤水所需时间逐渐减少。

当硐室内卤水近于饱和时，用水泵抽汲卤水，经管道输送到地面卤水池。根据生产需要，硐室抽卤作业要连续进行。即在硐内连续抽汲合格卤水的同时，连续向硐室内注入淡水，使硐室水位保持动态平衡，并使水位随着硐室升高，使硐室顶板矿石始终与溶液保持接触，以保持溶解作用持续进行，保证卤水生产持续进行。

一组硐室的抽卤点和注水点，通常设置在硐室两端，相隔较大的距离。当连续抽卤和连续注水时，整个硐室的水体处于缓慢的流动状态，有一定的动溶作用。为了提高矿石的溶解速度，一般将注水管口置于硐室顶部，使淡水直接与硐室顶板矿石接触，有利于加速上溶。同时，根据硐室内卤水的重力分异作用，采用浮筒将抽卤管口悬浮于硐室下部，与底部水不溶残渣堆积物保持一定距离（约 0.5～1m 左右），进行“深部汲卤”，以抽汲

高浓度卤水(卤水可达 23 ~ 24°Bé)。

由于硐室内卤水存在上淡下浓的密度差异,导致硐室侧壁矿石的溶解速度出现上快下慢,进而形成平整的侧溶面和侧溶底角。侧溶底角的大小,与矿石品位有关 矿石品位高时,侧溶底角小 ;反之亦然。一平浪盐矿侧溶底角为 38° ~ 42°,一般为 41°,见图 7 – 1 – 17。

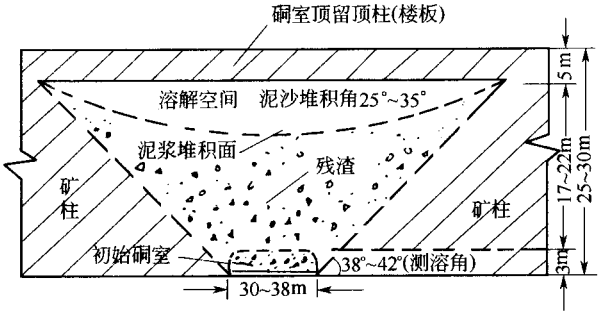


图 7 – 1 – 17　水溶硐室剖面示意

在硐室水溶开采过程中,泥沙、砾石等残渣堆积于硐室底部,整个硐室呈倒锥体状向上扩展,直到溶采高度达到设计要求,即上一中段的‘ 楼板 ’厚度仅留下 5 ~ 6m 时为止,本中段的上溶回采宣告结束,中段矿石采收率可达 40%。此时,转入对上一中段的初始硐室进行回采。

综上所述,硐室水溶法开采工艺流程如图 7 – 1 – 18 所示。

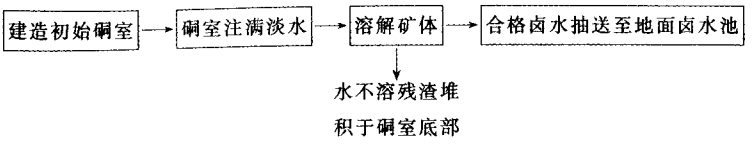


图 7 – 1 – 18　硐室水溶法开采工艺流程示意

四、硐室水溶开采主要工艺参数

1. 上溶速度

硐室的溶解作用主要是上溶。因此在水溶开采过程中,要始终保持溶液与硐室顶板矿石的接触,这是获得高浓度卤水的关键。矿石含 NaCl30% 左右,实测的上溶速度为 2.9 ~ 3.0cm/d,月平均上溶速度为 0.8 ~ 1.0m/月。矿石 NaCl 品位 50% 左右,月平均上溶速度为 1.5m/月。

2. 硐室顶溶面积与产卤量

硐室水溶法生产的高浓度卤水,其盐类物质主要来源于硐室顶板矿石的溶解。因

此,硐室顶溶面积、矿石品位与卤水产量有着密切的关系。矿石 NaCl 品位 30%左右,硐室顶溶面积每 $10m^2$ 每天可生产 20°Bé 卤水 1t/d。如矿石 NaCl 品位为 50%左右,顶溶面积 5 ~ $7m^2$,可日产 20°Bé 卤水 1t/d。

因此,根据硐室上溶速度、侧溶底角和硐室长度等参数,可以推算任一阶段的硐室容积和顶溶面积,进而预测硐室的生产能力。

3. 侧溶底角与水不溶残渣堆积安息角

矿石侧溶底角大小与矿石品位、水溶状态(动溶或静溶)有关。一平浪盐砂矿石含 NaCl29.44%,根据试验和硐室溶洞实测,其矿石侧溶底角为 38° ~ 42°,一般为 41°左右。水不溶残渣堆积安息角为 25° ~ 35°,一般为 28°左右。

根据硐室上溶速度、侧溶底角和硐室长度等参数,可以推算任一阶段的硐室容积和顶溶面积,进而预测硐室的生产能力。

4. 水不溶残渣膨胀率

矿石品位较低时,在水溶开采过程中,水不溶残渣经水浸泡,其体积发生膨胀。水不溶残渣体积与原矿体积之比值,称为水不溶残渣膨胀率。实测结果,一平浪盐矿水不溶残渣膨胀率为 1.06 左右,见表 7 - 1 - 31。硐室水不溶残渣膨胀率是确定初始硐室高度、硐室溶采高度和中段高度的主要依据。

表 7 - 1 - 31　一平浪盐矿水不溶残渣膨胀率

区　样　地　点	水不溶残渣膨胀率	备　　注
试验区Ⅰ 北硐 2# 盲井	1.06135	多个试样平均值
试验区Ⅱ 北硐八道巷迎头	1.056	多个试样平均值
生产区 新井 1# 盲井 4# 硐室	1.01836	在注水点附近取样,数值偏低

5. 矿石采收率与溶矿回收率

硐室水溶法开采的矿石采收率较高。特别是一平浪盐矿,由于每个中段的水溶硐室布局合理,上溶速度控制适当,其中段矿石 NaCl 采收率达 40%。

溶矿过程中盐类物质的损失,主要残存于水不溶物残渣中。据取样分析结果,在硐室取水点附近的水不溶物残渣含 NaCl 仅 0.34%,其他地点的残渣含 NaCl1.9% ~ 9.2%,平均含 NaCl3.72%;残渣含 $Na_2SO_4$0.88% ~ 4.92%,平均 2.28%。用房柱法开采(与水溶开采相对应,简称"旱采")采出矿石溶盐制卤后的残渣含 NaCl5.31% ~ 12.24%,$Na_2SO_4$11.71% ~ 15.69%。分析结果说明,硐室水溶开采的水不溶物残渣含盐量很低,其溶矿回收率很高,且高于"旱采"的溶矿回收率。

6. 水、旱采比例与卤水成本

硐室水溶法开采的开拓和采准工程均属"旱采",采出的矿石需运至地面进行溶盐制卤,其卤水成本较水溶开采卤水为高。为了保持硐室水溶均衡生产,开拓和采准工程又是必不可少的。生产实践证明,水溶开采卤水量与旱采矿石制卤量之比,以 4∶1 较为适宜,其混合卤水成本较低。例如一平浪盐矿 1990～1993 年卤水成本为 2.83～3.01 元/m^3。

五、硐室水溶法的优缺点及应用条件

试验表明,特低品位(矿石品位 < 40%)盐矿不能用钻井水溶法开采。硐室水溶法开采特低品位盐矿获得成功后,随即替代了原来的房柱法开采,相应地减少了人力、物力消耗,降低了生产成本;矿渣大部分留在地下,减轻了地面环境污染;水不溶残渣充填采空区,可提高矿柱的承载能力,有利于防止地面沉陷;溶矿开始后,工作人员不需进入采矿场,改善了生产安全条件;矿石采收率较高,中段矿石采收率可达 40%。其主要缺点是:开拓和采准工程量大,所需时间长,增加了生产成本;开采深度仅数百米。

综上所述,硐室水溶法用于开采特低品位盐矿或开采溶解速度较慢的盐类矿床(如钙芒硝矿床等),不失为一项先进而实用的水溶开采方法。

六、硐室水溶法开采应用实例——一平浪盐矿元永井矿区

云南一平浪盐矿元永井矿区石盐矿体分布于元永井背斜西翼,呈北北东至南南西向狭长带状分布,南北长 4500m,东西宽 260m,最宽 440m,平均为 85m,分布面积 1.52km^2。采矿许可证划定的元永井矿区范围为 1.4356km^2。石盐为单倾斜矿体,矿体向北西向倾斜,倾角一般为 30°～60°。矿体水平厚(假厚度)30～300m。矿石品位特低,平均含 NaCl29.44%,$Na_2SO_4$7.82%,水不溶物 60% 以上。该矿属小型泥砾质－钙芒硝－石盐矿床。

元永井矿区在明朝万历年间(1572 年)始进行开采,迄今已有 400 多年历史。从 1938 年规模化生产以来,也有 60 多年历史了。该矿原用房柱法开采,1964 年以来改用硐室水溶法开采。经长期开采,该矿北区已经采空,现在南区开采。

该矿年开采矿石 88 万吨,为 180kt/a 精盐生产提供原料卤水。

元永井矿区距一平浪盐厂 20km,利用地形高差,矿区卤水用铸铁管自流输送到盐厂。

1. 矿床开拓

该矿南区采用主斜井、副立井和盲斜井联合开拓。

开采深度自 1905m～1750m(标高)。

在 1905 水平设有主运输大巷(七道巷),长 2800m,铺设铁轨,用 ZK7－6/250 架线式

电机车牵引 PRC－12 型载人客车运送上、下班人员 ;牵引 3t 矿车运矿和物料。

在七道巷北端为副立井(北硐),井深 165m,矩形断面(面积 5.82m²),上段 40m 用混凝土支护,以下用盘木支护。井口配 2JTK1600/920 型卷扬机(功率 80kW)。双罐单层提升,主要用于提升上、下人员和轻型物料。

距七道巷北端 800m 为主斜井(跃进井),坡度 35°30′,斜长 300m。井口配 2JTK1600/800 型卷扬机(功率 55kW)。双箕斗运行,主要用于提升采准矿石和运送大中型物料。

开采区域为三、四采区。自 1905 水平至 1750 水平各采区自下而上分别设置第一至第五中段。各中段垂高,除一中段为 35m 外,其余各中段为 30m。从 1905 水平至各中段用盲斜井连通,各采区设置主、副盲斜井 1 对。盲斜井坡度 35°。各盲斜井配置 2JTK1200/800 型卷扬机(功率 40kW),双箕斗运行。

该区通风采用对角抽出式通风 ;中段通风采用平面梳式通风网络。主回风斜井(南硐)井口配 4－72－11、12C 型风机(功率 30kW)。

同时,配备注水、输卤、动力和照明系统。

2. 采准工作

一个采区沿走向长度约 450m,采区宽度即为矿体水平厚度。采区间保安矿柱为 90m。在采区内,各中段垂直矿体走向布置 5 个硐室组,各硐室组用顶、底板巷道连通,硐室组间保安矿柱宽 52m。每一硐室组由 7m—6m—7m 宽的三个硐室和两个 9m 宽的小矿柱组成,控制宽度为 38m ;硐室组长度视矿体厚度而定 ;硐室高 2.5～3m。各中段采用 H－600 型装岩机、ZK3－6/250 架线式电机车牵引 1t 矿车运输出矿。中段间配置相应的通风、注水和抽卤上山。

初始硐室开掘后,撤出坑道掘进设备,敷设注水和输卤管道,安装好水泵和配套设施,为水溶回采做准备。

3. 水溶回采

水溶回采阶段,将地面淡水经管道注满硐室,始终保持与硐室顶板接触,以溶解硐室顶板和侧壁矿石。初始硐室溶解面小,开始注淡水溶矿,约需 15d 左右才能使卤水近于饱和。随着硐室顶板暴露面积逐渐增大,从注入淡水到生成近于饱和卤水的时间逐渐缩短。当顶板暴露面积达 5000m² 以上时,可生产 23～24°Bé 卤水 20m³/h 左右。然后采用连续注水和抽卤作业,直至上溶到上一中段的‘楼板’厚度约 5～6m 时为止。

由于该矿石盐矿石的水不溶物含量达 60%以上,溶解后的水不溶残渣膨胀率 > 1,故采用‘自然充填法’充填采空区,使井下矿柱受力变为三向应力状态,提高了矿柱的承载能力。故下中段的硐室水溶开采,未对上一中段的人员和设备安全构成危险。从地压管

理角度来讲，用硐室水溶法开采特低品位盐矿具有优势。

第六节　对流井溶蚀连通水溶开采法

对流井溶蚀连通法是以两井或多井为一个开采单元，在单井对流法水溶开采过程中，随着水采溶洞直径的扩大，当两井（或邻井）的溶洞相互溶蚀连通后，改从其中一口井注入淡水，溶解矿层，生成卤水后，再利用注水余压使卤水从另一口井返出地面的开采方法。

对流井溶蚀连通法根据单井对流水溶开采时是否控制上溶和控制上溶的方法不同，可细分为三种方法：自然溶蚀连通法、油垫建槽连通法和气垫建槽连通法。

一、自然溶蚀连通水溶开采法

自然溶蚀连通法是以两井或多井为一个开采单元，各井早期用简易对流法开采，对井下矿层的溶解作用不加控制，随着水溶开采溶洞直径的扩大，当两井（或多井）的溶洞相互溶蚀连通后，改从其中一口井（或分井）注入淡水，溶解矿层，生成卤水，再利用注水余压使卤水从另一口井（或其他井）返出地面的开采方法。

自然溶蚀连通法开采以我国自贡大坟堡盐矿发源井与天全井最早（1895 年）。只是限于当时的钻井技术水平，盐井不密封，注水和采卤由两个系统构成：只能从一口井注入淡水，溶解盐层，生成卤水；由另一口井进行提捞采卤。

随着钻井技术水平的提高，盐井质量好。现在用简易对流法开采的矿山，当邻井之间在矿层中相互溶蚀连通后，均改用自然溶蚀连通法开采。由于盐井密封，注水和采卤为同一系统，从其中一口井注水溶矿制卤，可利用注水余压使卤水由另一口井返出地面。

（1）自然溶蚀连通法的优点：a. 可以起出中心管，简化井身结构，减少了井下事故；b. 卤水浓度提高、产量增大，开采薄矿层时尤为显著；c. 有助于提高矿石采收率。因此，这种方法已成为用简易对流法开采的矿山进行后期开采的重要方法。

（2）自然溶蚀连通法的主要缺点：简易对流法开采井，到生产后期才能在水采溶洞的上部进行连通，见图 7－1－19；水溶开采溶洞侧溶底角以下的矿层难以继续溶解，影响矿石采收率。

（3）自然溶蚀连通法的适用条件：此法用于开采矿石品位较高的盐类矿床。当矿石品位较低时，简易对流法开采井有一定间距，因水溶开采溶洞的侧溶底角较大，难以实现溶蚀连通。

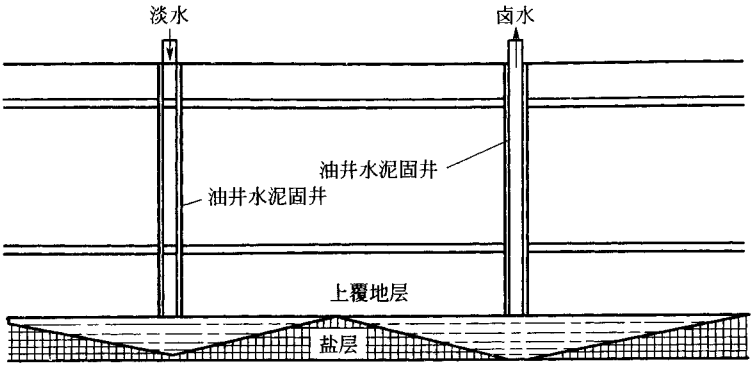


图 7－1－19　自然溶蚀连通法开采示意

(4)自然溶蚀连通法应用实例——湘澧盐矿二采区

1981 年,湘澧盐矿二采区设计选用的开采方法为:早期用简易对流法开采,后期用自然连通法开采。

①一、二井组地质简况

湘澧盐矿地质概况参见压裂连通法应用实例。进行自然溶蚀连通法试验有两个井组:第一井组先开采第 1 层石盐(即第三工业盐层),第二井组先开采第 2 层石盐(即第二工业盐层),其矿层顶、底板均为泥质钙芒硝岩。各井组首采地质参数姐表 7－1－32 所示。

表 7－1－32　湘澧盐矿二采区一、二井组首采层地质参数

井组编号	1				2		
盐层地质编号	1				2		
工业盐层编号	3				2		
井号	102	101	103	104	201	202	203
盐层埋深/m	462.44	465.85	462.84	447.65	428.57	435.13	431.55
石盐厚度/m	1.7	1.8	1.5	1.6	2.7	2.56	2.82
石盐 NaCl 品位/%	79.5	71.53	83.66	75.47	80.95	78.33	87.56
盐层倾角/度	6	5	6	6	5	5	5

②自然溶蚀连通井组布置

a. 井组布置方向与型式

根据湘澧盐矿丘陵地形和矿层底板等高线变化,以 2～4 井为一井组(即开采单元),沿矿层走向成直线布置。对于矿层倾角 5°～6°,矿层厚度仅 2m 左右的薄矿层来说,要实现自然溶蚀连通,沿走向布置就显得尤为重要。例如一、二井组沿走向布置,各井技术套管下入位置基本相同,矿层全部裸露;各井同时进行简易对流法建槽和生产。因此,各井的水溶开采溶洞基本上位于同一水平,已先后溶蚀连通。而三、四井组(204、205、206、

207；208、209）近于矿层倾向布置，结果未能溶蚀连通，见图 7－1－20。

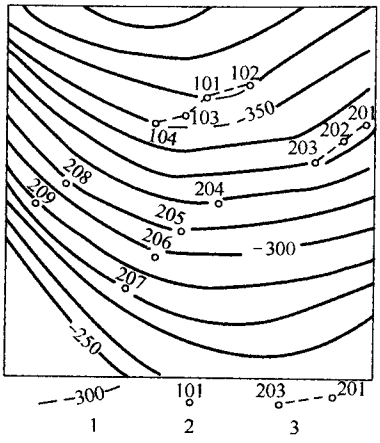


图 7－1－20　湘澧盐矿二采区首期钻井工程布置

1—矿层埋藏等深线；2—开采井及编号；3—连通井组及编号

b. 井距与组距

湘澧盐矿二采区井距 60～80m，见表 7－1－33 组距 240m。矿层未溶部分留作保安矿柱。

表 7－1－33　湘澧盐矿二采区一、二井组井距

井组号		1			2	
井号		102－101	101－103	103－104	202－202	202－203
井距/m	地面	78	75	58	60	59
	井底	75	83	59	66	54

③井身结构

根据“一井开采多层，由下而上分层开采”的原则，盐井井身结构如表 7－1－34 所示。

表 7－1－34　湘澧盐矿二采区一、二井组井身结构

项　目	第一次固井	第二次固井	备　注
井径/mm	φ298	上部：φ197 井径进入第二工业盐层 0.5m	1. 完钻井径 φ95mm 2. 如开采两个工业盐层，减少一次钻进，技术套管不需变径 3. φ140mm 与 φ114mm 套管用异径接头连接
深度/m	20	下部：φ162 井径进入第三工业盐层底板 2m	
套管直径/mm	φ219	上部：φ140 套管至第二工业盐层顶板 0.5m	
深度/m	20	下部：φ114 套管至第三工业盐层顶板 0.5m	

④开采顺序

采用上行式开采顺序，即首先开采下部第三工业盐层。该盐层采完后，用水泥塞封隔第三工业盐层，钻除下部 ϕ114 技术套管和水泥环，将第二工业盐层裸露后进行开采。第二工业盐层采完后，用水泥塞将其封隔，用割管器或炮弹射孔的方法，切割 ϕ140 技术套管和水泥环，使上部第一工业盐层裸露后进行开采。一采区 203、214、230 等井，用此法先后开采第二、第一工业盐层已获成功。

⑤中心管下入位置

第三工业盐层厚仅 1.5 ~ 2.82m。中心管下至距盐层底板 0.3m 左右，盐层全部裸露，进行一次性水溶开采。

⑥开采工艺与设备

a. 开采工艺

早期用简易对流法建槽、生产；待邻井相互溶蚀连通后，改用井组连通法生产。其开采工艺流程如图 7 - 1 - 21 所示。

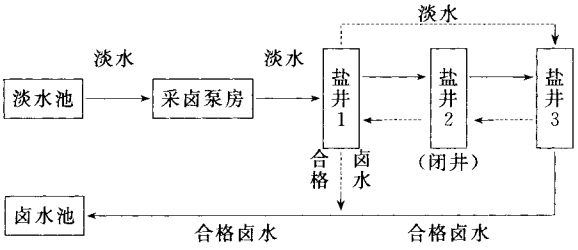


图 7 - 1 - 21　自然溶蚀连通法开采工艺流程示意

b. 采卤设备

采卤设备仍用一采区的 150TSW × 9 型离心泵（配 JS117 - 4 型 180kW 电机），Q = 162m^3/h，H = 234m。

⑦试验基本情况

a. 室内模拟试验

室内数十件样品简易对流法模拟试验证明，溶洞的侧溶底角一般超过 10°；用淡水建槽，溶洞侧溶底角 < 4°。

b. 简易对流法建槽

用简易对流法建槽时，一般采用正循环连续作业。只有出现堵管时，临时改用反循环作业。

注入溶剂为淡水。注水量由小到大，开始建槽 5 ~ 7d，注水量为 10m^3/h，然后逐渐增至 16m^3/h，一个月以后增至 25m^3/h 以上。

由于盐层薄,注水量大,生产的卤水浓度低。开始建槽 3～5d 的卤水 < 0.5°Bé ;第一个月 < 3.5°Bé ;第二个月 < 7°Bé ;第三个月 < 10°Bé ;第四个月 < 13.5°Bé。

这样做的原因 :根据室内模拟试验结果,用淡水建槽,生产低浓度卤水,溶洞侧溶底角 < 4°,才有可能使邻井的溶洞相互溶蚀连通 ;盐层顶板钙芒硝岩溶解速度很慢,可以用作控制上溶的‘天然隔离层”;注水量大,生产的卤水浓度低,有助于加速溶解,缩短溶蚀连通时间。

一井组经过 115～211 天建槽,共生产淡卤 173206.22m^3,折合采出 NaCl17791.05t、$Na_2SO_4$2084.17t,该井组转入生产期;二井组经过 149～184d 建槽,共生产淡卤 193303.97m^3,折合采出 NaCl20010.15t、$Na_2SO_4$1434.55t,该井组转入生产期。

c. 简易对流法生产

一、二井组于 1982 年 6 月末 7 月初先后转入生产期。一井组 101 井、102 井分别生产 65d 和 66d,分别采出卤水 14901m^3 和 12875.75m^3 ;分别采卤折 NaCl3290.89t 和 2793.31t ;$Na_2SO_4$683.52t 和 508.51t,于 1982 年 11 月 19 日相互溶蚀连通,即改从 101 井注水,102 井出卤 ;1983 年 8 月 25 日,103 井开始采卤,发现已与 101 井连通 ;1984 年 1 月,104 井开始生产,1984 年 2 月又发现 104 井与 103 井已溶蚀连通,于是先后改用井组连通法开采。二井组共采卤 143135.06m^3,折合 NaCl34074.92t、$Na_2SO_4$3096.98t,于 1982 年 12 月 26 日三井相互溶蚀连通。

d. 井组连通法生产

一、二井组各井溶蚀连通后,改用井组连通法生产,卤水产量大(为各单井生产量之和的 1～2 倍)、浓度高(总含盐量 310g/L。根据卤水生产情况,间隔一定时间,注入井与出卤井交换作业,有利于提高井组的矿石采收率。

一井组自连通之日起,至 1984 年 2 月 11 日止,因 101 井和 102 井卤水中 Na_2SO_4 含量达 46.64g/L 和 70.65g/L,影响制盐生产而停采 ;103 井、104 井于 1986 年 7 月暂时停采 至此,一井组共采出卤水 305153.62m^3,折合 NaCl73245.45t,占该井组总采盐量的 75.41%。二井组连通后至 1985 年底止,共采出卤水 596694.81m^3,折合 NaCl166033.63t,占该井组总采盐量的 75.43%。

二、油垫建槽连通水溶开采法

油垫建槽连通法是以 2～3 口井为一组(即开采单元),各井先在矿层下部用油垫对流法建槽(即溶解洞室),控制上溶,拓展侧溶,促使邻井在矿层下部溶蚀连通,再自下而上地进行水溶开采 ;从其中一口注入淡水,溶解矿层,生产卤水,利用注水余压使水从另一口井返出地面的开采方法。

1978 年 12 月～1980 年 4 月，自贡长山盐矿在 128～129 井组（井底距 75m）首次进行油垫建槽连通法水溶采盐试验获得成功。嗣后，自贡盐业地质钻井大队在长山盐矿同一井场分别用涡轮钻具和利用自然井斜规律钻成两口定向斜井（213～214 井组），其井底距离为 68.5m，进行油垫建槽连通法水溶采盐试验亦获成功。

生产实践证明，油垫建槽连通法虽然存在连通时间较长，耗油等缺点，但是具有连通部位可控，在开采矿层下部溶蚀连通后，自下而上地溶采，卤水产量大（40～50m^3/h），浓度高（NaCl＞300g/L），矿石采收率较高（20%～30%），盐井服务年限较长等突出优点。因此，这项水溶开采技术虽然已长期、广泛应用，但至今仍不失其先进性。

油垫建槽连通法适用于开采矿层厚度较大、矿石品位较高的盐类矿床。目前四川、广东、云南等省一些品位较高、厚度较大的盐类矿床用此法开采，或先用油垫对流法开采，当邻井间矿层溶蚀连通后，改用井组连通法开采。

油垫建槽连通法应用实例——广东龙归硝盐矿。

（1）龙归硝盐矿地质概况

龙归硝盐矿位于龙归断陷盆地东部之永泰庄拗陷，钻孔揭露有 5 层石盐和 3 层无水芒硝，属小型无水芒硝－石盐矿床。石盐矿体呈层状、似层状产出于下第三系上沟心组三段（E_{1-2b}^{3}）碎屑岩系地层中。矿体埋深 481.27～638.75m，矿层倾角平缓，一般小于 5°。石盐矿层由上而下划分 5 个工业盐层，其中 1、3 号盐层为主矿层，其储量分别占总储量的 23%和 58%，石盐厚度分别为 10～20m 和 17～24m，石盐矿石主要矿物为石盐，伴生无水芒硝，矿石 NaCl 品位一般为 50%～70%，含 Na_2SO_4 10%～17%，盐层直接顶、底板为泥岩、粉砂岩、泥质粉砂岩、粉砂质泥岩、钙质泥岩等，其抗压强度为 20.4～95.3MPa，厚度大，裂隙少，为良好的隔水层。但是，亦存在不利条件：1 号盐层顶板有一层厚 2.50～59.82m（一般厚 20～40m）的泥砾岩（盐溶角砾岩）、破碎泥岩组成的承压卤水层，局部与盐层直接接触。承压卤水层单位出水量为 0.08～0.91L/（s·m），卤水含 NaCl158～259g/L，Na_2SO_4 18～52g/L。泥砾破碎带既给开采钻井施工增加困难，亦易造成水采溶洞顶板垮塌，使卤水窜槽，影响生产。

（2）开采工程布置

①开采工程总体布置与开采顺序：该矿首期开采井布置在首采区西南隅，后续更新井，采用前进式开采顺序进行布置。在垂直方向上，首采 3 号盐层，采用上行式开采顺序，自下而上地进行水溶开采。

②井组布置方向：2～3 口井为一井组（即开采单元），根据矿层顶底板等高线图，井组沿矿层走向成直线布置，见图 7－1－22，井组内各井所建盐槽位于同一水平，易于溶蚀连通。

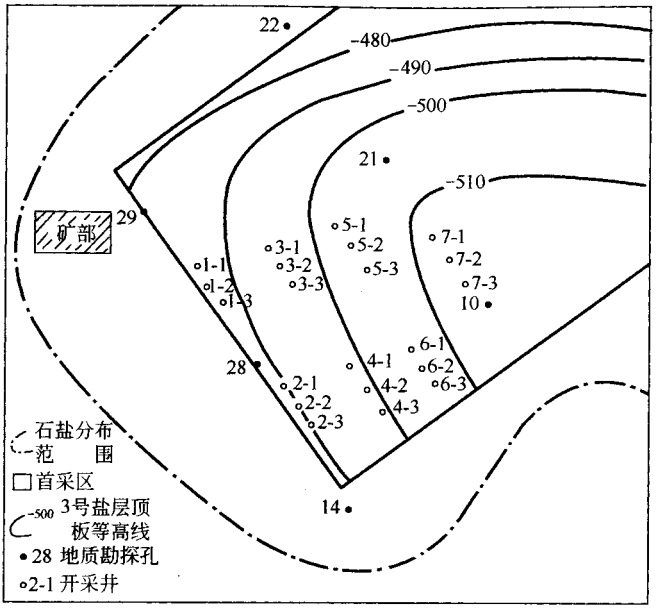


图 7－1－22　**龙归硝盐矿首采区一期开采井布置**

③**井距与组距**　**井距** 60m　**组距沿走向** 200m，**沿倾向** 150m。

(3)**井身结构**

表层套管 ϕ245mm×7mm，**技术套管** ϕ178mm×9mm，**内套管** ϕ127mm×7mm，**中心管** ϕ62mm×5.5mm。

(4)**中心管下入位置与‘两口距’**

中心管下至开采盐层底板以上 0.5m **处。中心管与内套管‘两口距’为** 2m **左右。**

(5)**开采工艺与设备**

①**开采工艺**

早期用油垫对流法建槽和生产。邻井相互溶蚀连通后，关闭中间一口井，改用井组连通法生产，即从 1 **号井注水，**3 **号井出卤，或** 3 **号井注水，**1 **号井出卤。盐层厚度** 20m **左右，一般分** 3 **个梯段进行上溶生产，开采梯段高度约** 6m。**这样有利于保护盐层顶板，可防止顶板过早地垮塌。其开采工艺流程如图** 7－1－23 **所示。**

②**采卤设备**

采卤泵　选用 100D－45×6 **型多级离心泵，**Q = 54～97m^3/h，H = 240～300m，**配用** 110kWy315S－2 **型电机。**

建槽泵　选用 D46－50×9 **型多级离心泵，**Q = 46m^3/h，H = 450m，**配** 110kWy315S－2 **型电机。**

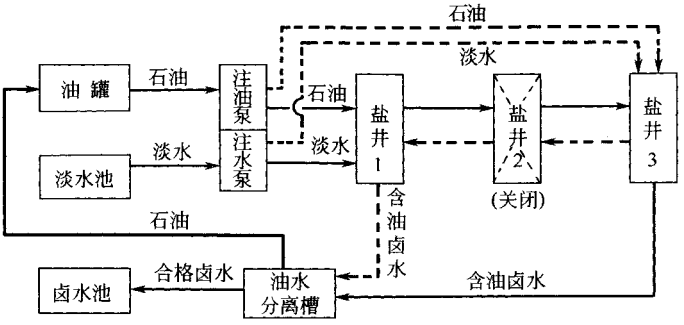


图 7－1－23　龙归硝盐矿油垫建槽法开采工艺流程示意

注油泵 选用 $40YD_4 \times 10$ **型输油泵，**$Q = 10m^3/h$，$H = 400m$，**配** $30kW$ $YB200L_1 - 2$ **型电机。**

(6)生产简况

该矿于 1993 **年** 7 **月开始进行油垫对流法水溶采盐，注水压力** 2MPa **左右，单井出卤量为** 7～$10m^3/h$，**卤水** NaCl **含量逐渐增至** 220g/L。**卤水产量和质量逐步提高，当时基本上能满足纯碱厂试生产的需求。**

由于卤水需经 2 **次循环才能生产合格卤水，电耗油耗均较大。为了尽快实现邻井建槽连通，并考虑该矿顶板存在破碎带的实际情况，用建槽泵注水，将注水压力提高并控制在** 4.5MPa **左右。生产实践证明，这是加速邻井建槽连通的有效措施。** 1993 **年** 7 **月开始油垫对流建槽，至** 1997 **年** 1 **月，各井组先后实现了连通，见表** 7－1－35。**其中** 3－1 **井与** 3－2 **井仅历时** 7 **个月就溶蚀连通了；**7－1 **井、**7－2 **井、**7－3 **井历时** 17 **个月，三井已相互溶蚀连通。改用井组连通法开采后，卤水产量增至** $40m^3/h$，**卤水** NaCl **含量升至** 250g/L。

表 7－1－35　龙归硝盐矿首期开采井组油垫建槽连通情况

项目 \ 井组号		K_1	K_2	K_3	K_4	K_5	K_6	K_7
建井开始建槽时间	井号开始建槽时间	1－1 1993.7.2	2－1 1993.8.5	3－1 1993.7.2	4－3 1993.10.29	5－2 1993.7.2	6－2 1993.7.27	7－1 1993.7.7
溶蚀连通井号及连通时间	连通井号 连通日期 经历时间(月)	1－2 1994.11.30 17	2－2 1995.1.14 18	3－2 1994.1.26 7	未连通	5－3 1994.11.18 17	6－3 1996.6.10 36	7－2、7－3 1994.11.8 17

项目 \ 井组号		K_1	K_2	K_3	K_4	K_5	K_6	K_7
与第三井溶蚀连通时间	连通井号	1－3	2－3	3－3	未连通	5－1		
	连通日期	1996.5.7	1995.12.3	1997.1.27		1995.5.5		
	经历时间（月）	35	29	43		23		

注：1.4－1、4－2 井已坏，未连通。

2.6－1 井至 1997 年尚未连通。

3. 溶蚀连通经历时间，指月份数，包括停泵时间。

经过 4 年多生产，K_1、K_2 和 K_3 井组的水采溶洞顶板先后垮塌，与盐层顶板承压齿水层窜通，使注水和采卤系统处于非密封状态，无法继续用油垫建槽连通法生产。此时，改用潜卤泵生产，既保证制碱厂所需卤水供应，又有效提高矿石采收率。

三、气垫建槽连通水溶开采法

气垫建槽连通法是以两井（或多井）为一组（即开采单元），各井先在开采矿层下部用气垫对流法建槽和生产。通过间歇性上溶生产和连续上溶生产，扩大溶采直径，使两井（或多井）在矿层下部溶蚀连通，再分梯段连续进行上溶生产；从一口井注入压缩空气和淡水，溶解矿层，生成卤水，利用压缩空气膨胀和注水余压使卤水从另一口井返出地面的开采方法。

气垫建槽连通法的优点与油垫建槽连通法相同，即：连通部位可控制在开采矿层下部；分梯段自下而上地溶采，卤水产量大，浓度高；矿石采收率较高；盐井服务年限较长等。

其缺点主要有：为使气垫层较稳定，需连续输气，动力消耗多；卤水中溶解的空气多，使井下管柱和采卤设备腐蚀严重，使用寿命缩短；由于空压机的工作压力有限，其开采深度受到制约。

气垫建槽连通法的应用条件：此法适用于开采矿石品位较低（40% ~ 60%）、矿层厚度大（50 ~ 100m 左右）、埋藏深度较浅（100m 左右）的易溶性盐类矿床。

第二章　铀矿原地浸出开采技术

第一节　井　　型

一、概述

原地浸出采铀是通过钻孔工程，借助化学试剂，从天然埋藏条件下把矿石中的铀溶解出来，而不使矿石产生位移的集采、选、冶于一体的铀矿开采方法，简称地浸采铀。在地浸采铀工艺中，井型与井距是地浸开采时钻孔的布置方式，就其作用，相当于常规采矿的开拓方式。因此，我们可以把井型和井距看作是地浸法开采矿床时的开拓方式。本章主要讨论地浸采铀井型。地浸采铀抽出井与注入井在平面上的排列形式称为井型，它反映出抽出井与注入井在平面上的相对位置及分布形态，其内容包括两个方面：一是井场抽出井与注入井在平面上的相对位置关系；二是抽出井与注入井在数量上的对应关系。

井型的研究不仅关系到地浸采铀钻孔布置的几何形态，还关系到由井型所控制的地下液流运动机制和地浸过程中抽液量与注液量的平衡，后者尤为重要。抽出井与注入井的相互位置随井型的变化而变化，抽出井数量与注入井数量随井型的改变而改变，这些因素直接影响地下液流的运动动力学状态和地浸采铀工艺参数。因此，井型的研究实际上是研究砂岩型铀矿床地浸开采时井场抽液量与注液量的平衡和地下液流运移的控制等问题，对地浸铀矿床优化开采有着重要的意义。

由钻孔组成的开采单元是井场最基本，也是最主要的工艺单元，一个抽出井所开采的范围称为开采单元，由一个抽出井与周围若干个注入井组成。一个开采单元的平面形

状有正方形、矩形、三角形和六角形等多种，每一种形式都各具独特的水动力学特征和操作模式。归纳起来，按开采单元的几何形态和开采单元的抽出井数量，可以把地浸矿山中所采用的井型主要分为网格式井型和行列式井型两类。

在网格式井型中，抽出井位于开采单元的中心，注入井按一定间距围绕抽出井分布，构成正方形(5 点型)、三角形(4 点型)或六角型(7 点型)。行列式井型中的抽出井与注入井各自成行排列，沿矿体走向或倾向彼此平行分布。总之，网格式与行列式井型布置可有多种形状，因而构成了井的不同类型的排列形式。自商业性地浸采铀矿山生产以来，人们利用钻孔开采疏松砂岩型铀矿床已有 30 多年的历史，网格式井型和行列式井型得到了充分的利用，均取得了良好的经济效果。但是，在应用的过程中，也出现了浸出剂分配不均匀，浸出率较低等问题，一些条件复杂的矿床选择合理井型时缺乏科学的依据。因此，为了保证铀矿床能够优化开采，有必要深入研究确定合理井型的方法和各种井型的使用条件。

二、影响井型的因素

1. 矿石渗透性

地浸采铀不能开采非渗透的矿床。矿石渗透性对单孔抽液与注液能力、溶液的运移、矿石浸出时间等有影响，它们直接影响地浸采铀井型。因此，矿石的渗透性是影响地浸采铀井型的重要因素。

矿石渗透性表示多孔介质输送液体的能力，它的好坏是用渗透系数的大小来衡量的，数值上，它表征水力梯度等于 1 时的渗透速度，常用单位为 m/d，某些国家也使用达西作为渗透系数单位(1 达西 = 0.827m/d)。

对于矿石渗透性好的矿床，在合理的井距内采用网格式井型和行列式井型均可获得较高的浸出率；而对于矿石渗透性差的矿床，浸出速度慢，在同样的时间内，浸出剂所流经的范围相对较小，对于这类矿床，为了保证矿石有较高的浸出率，应选择注入井较多的井型。

根据矿石渗透性在空间上的变化，可将含矿含水层分为均质含矿含水层和非均质含矿含水层。绝大多数的地浸矿山为非均质含矿含水层。如果矿石渗透性在平面上变化较大，常称含矿含水层各向异性。一般情况下，可地浸的砂岩型铀矿床为层间氧化带成因铀矿床，这类矿床走向上与倾向上的渗透性常常不相等，浸出时选择行列式井型可有效地避免渗透速度不均的问题。当含矿含水层的渗透性在垂向上发生变化时，比较有利的情况是矿层的渗透性比围岩的渗透性好或相等，这种情况选择井型时，采用网格式井型或行列式井型均能保证矿石有效浸出；如果围岩的渗透性较矿层的渗透性好，需要采

用特殊的井型(如层状井型布置),才能保证有较高的浸出率。

2. 钻孔抽液量与注液量比值

钻孔抽液量与注液量比值是地浸矿山正常运行条件下,抽出井平均抽液量与注入井平均注液量的比值。钻孔抽液量与注液量比值是地浸工艺中重要的参数之一,也是确定合理井型的重要因素。

地浸采铀的经验表明,同一钻孔的抽液量与注液量常常存在较大的差异,这与抽液与注液体系中水动力条件的差异有关。由渗透试验研究证明,钻孔抽液产生的降落漏斗比注液时产生的降落漏斗大 2 ~ 6 倍,这种差异常使得同一钻孔的抽液量比注液量大。

地浸过程中,保证整个采区的抽液量与注液量平衡是地浸采铀的基本准则。由于钻孔抽液与注液能力的不同,要求抽出井与注入井的数量也相应变化。因此,钻孔抽液量与注液量比值是选取井型的重要参数。当钻孔抽液量与注液量比值为 1∶1 时,常选择 5 点型或行列式Ⅰ井型;当钻孔抽液量与注液量比值为 2∶1 时,常选择 7 点型或行列式Ⅱ井型。

3. 矿体形态

矿体形态指矿体在平面上投影的几何形状。选择合理的钻孔布置,应首先最大限度地划清矿体的几何形态,查清地下水的渗流方向,然后,从地下水动力学的角度,论证矿体外围地下水对浸出液的稀释和浸出剂的漏失问题,以保证最大限度地从地下提取有用金属和对地浸过程进行控制。毋庸置疑,矿体的平面形态对钻孔布置的影响至关重要。

当矿体宽度较大,形态较规则,各部位矿石的渗透性较均匀时,采用网格式或行列式井型均能满足地浸的要求。由于矿体的宽度较大,井型布置基本不受矿体平面几何形态的限制,按一定井型布置的抽出井与注入井比例也基本固定。所以,这类矿体的井型布置较容易,根据钻孔的抽液量与注液量比值和矿石渗透性便可进行。

矿体宽度较小,形态不规则,各部位矿石渗透性差异较大时,常采用行列式井型。行列式井型布置灵活,可以根据矿体形态的变化进行调整,管路布置也方便,是这类矿体的首选井型。

三、常用的井型及其主要特征

1. 网格式井型

网格式井型在美国地浸矿山得到了广泛应用,近年来,哈萨克斯坦国的地浸矿山也相继采用。网格式井型主要有以下特点:

(1)可保证浸出剂运移时流线均匀,浸出剂覆盖率较大。特别是近年来,由于钻孔结构的改进和浸出液提升设备的完善,使同等条件下抽出井的抽液能力有了较大的提高,

而注入井的注液能力仍维持在原来的水平上。为了均衡井场抽液量与注液量，有必要增加注入井数量或增加注液压力。这种情况下，如采用行列式井型，因注液压力的增加，使得地浸过程中流体的运动特征更加复杂，注入井间将出现‘顶撞’现象，增大了注入井间和抽出井间的溶浸死角，如图 7－2－1 所示。而采用网络式井型，可有效地解决溶浸死角增大的问题；

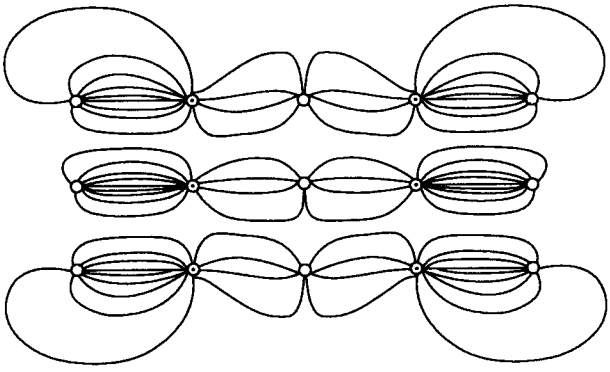


图 7－2－1　行列式井型的溶液流线图

⊙—注入井；◯—抽出井

(2)采用网格式井型时，从抽出井抽出的浸出液是从四周补给的，注入井也被四周的抽出井包围，这可以充分避免浸出液被大量稀释和浸出剂漏失。特别是当矿石粒度、化学成分、渗透性等特征参数在平面上或剖面上的变化不大时，采用网格式井型尤为重要；

(3)网格式井型可以成功地应用于矿石的渗透系数相对均匀和形态宽大的矿体。此时，由于矿体宽大，可以保证按网格式井型布置的抽出井与注入井数的比例合适，与各种井型理论值相近。矿石的渗透系数相对均匀时，可以保证从各个方向汇集到抽出井的渗透速度基本相等。

(4)采用网格式井型的不足之处是井场地表管路的布置较复杂，当开采狭窄的矿体时，难以保证抽出井与注入井数量的比例和抽液量与注液量的比例一致。

由于在井场边缘的井不具有上述对应关系，而且，为了不稀释浸出液，井场周边通常都是被注入井包围着。因而，在实际的地浸采铀井场中，抽出井与注入井数的比例一般要小于各种井型理论上的比例。以 5 点型为例，理论上该井型抽出井与注入井数的比例为 1∶1，其抽出井与注入井数的比例随抽出井数的变化关系如图 7－2－2 所示。从图中可以看出，只有当抽出井数足够大时，抽出井与注入井数的比例才接近 1∶1。

根据网格式井型的几何形态和抽出井与注入井的比例，可以把网格式井型分为以下几种类型：

(1)4 点型。几何形态为正三角形,在该井型中,1 个抽出井对应着周围 3 个注入井,而 1 个注入井对应周围 6 个抽出井,抽出井与注入井数的比例近 2∶1。这种井型主要适用于井注液量大于抽液量的矿床条件,常作为地浸采铀条件试验的井型,如图 7－2－3a 所示。

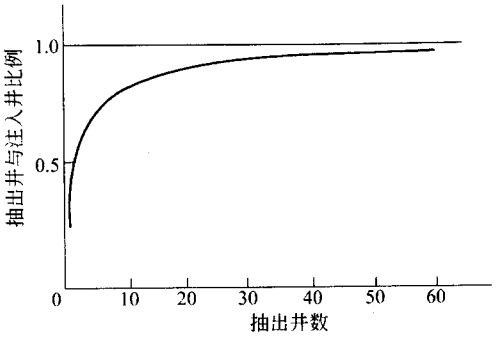


图 7－2－2　5 点型抽出井与注入井数比例随抽出井数的变化

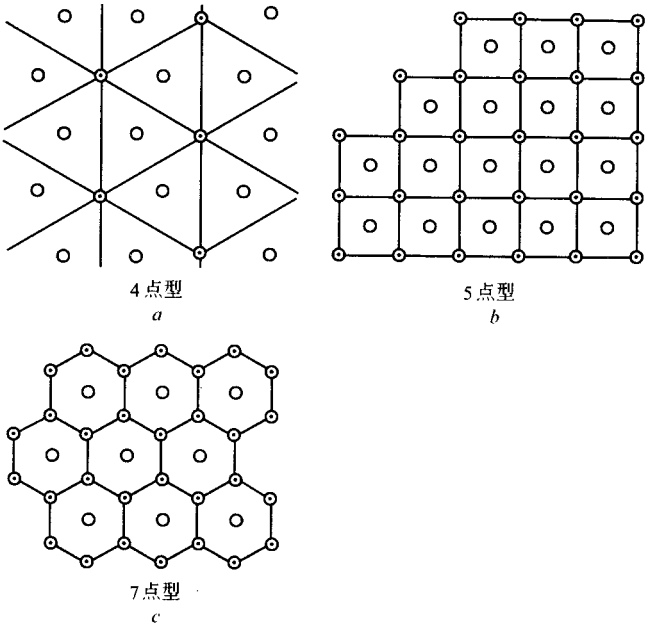


图 7－2－3　常用网格式井型

⊙—注入井;○—抽出井

(2)5 点型。几何形态为正方形,在该井型中,1 个抽出井对应着周围 4 个注入井,而 1 个注入井也对应着周围 4 个抽出井,抽出井与注入井一一对应,抽出井与注入井数的比

例为 1∶1。这种井型主要适用于井抽液量与注液量相等的矿床条件，如图 7－2－3b 所示。

(3)7 点型。几何形态为六角形，在该井型中，1 个抽出井对应着周围 6 个注入井，而 1 个注入井只对应着周围 3 个抽出井，抽出井与注入井数的比例为 1∶2。这种井型主要适用于井抽液量是注液量的 2 倍，含矿岩层渗透性比较均匀，矿体宽度较大(＞150m)的矿床条件，如图 7－2－3c 所示。

2. 行列式井型

行列式井型在乌兹别克斯坦、哈萨克斯坦、捷克等国家得到了广泛的应用，该类井型主要特征是用一排、两排或更多排的钻孔开采矿床。这种井型在抽出井采用空气提升时有更大的优越性，因为采用空气提升时，抽出井和注入井常用相同的钻孔结构，便于抽出井与注入井交换使用。在网格式井型中，5 点型也可以采用抽出井与注入井相互交换的形式。实际上，5 点型井型从另一个角度也可以看成是一种特殊的行列式，所不同之处在于，5 点型井型中抽出井与注入井相互交错出现，每个抽注单元的形态是正方形，而在行列式井型中，抽出井与注入井往往独自成行排列，每个抽注单元的几何形态是矩形。

随着潜水泵提升的应用，抽出井的成本随钻孔直径与套管直径的增加而增加。为了节约钻孔成本，抽出井与注入井采用了不同的钻孔结构，这限制了抽出井与注入井的交换使用。因此，潜水泵提升浸出液时，国内外地浸矿山设计的行列式井型也基本采用固定抽液与注液方式，地下液流的水动力模式也基本上是固定不变的。

采用行列式井型的主要优点有：

(1)当矿体狭窄(＜150m)时，这类井型布置灵活，可以随矿体形态的变化作出相应的变化，抽出井与注入井比例也易控制；

(2)当抽出井与注入井采用相同的钻孔结构时，可以周期性交换抽液与注液过程，有利于提高浸出块段的浸出率，稳定浸出液铀浓度，减少清洗钻孔的次数。目前，一些地浸矿山，交换使用抽出井与注入井，改变溶液的流动方向，均取得了较高的浸出率和较好的经济效益；

(3)井型的设计、地表管路的连接、地浸过程的检查和控制等较简单。钻孔的排列主要沿矿体倾向排列，矿体边界发生变化时，可以通过增补钻孔来保证开采井型与矿体形态相吻合；

(4)对于矿石渗透性各向异性的铀矿床，采用行列式井型可以有效地解决浸出剂运移不均的问题。行列式井型成排排列，汇集到抽出井的溶液主要来自一个方向，而另外一个方向则因为抽出井之间(或注入井之间)的干扰而产生了屏蔽现象，该特点正好弥补矿层渗透性各向异性的问题。

行列式井型的不足之处有：

(1)抽出井与注入井的数量比较固定，两者比值接近 1∶1 或 1∶2。采用行列式井型时，钻孔的抽液量与注液量的比值可能在较大范围内波动，增大了井型布置的难度。为了保证井场抽注平衡，常常改变抽出井行井间距与注入井行井间距，这将导致抽出井与注入井的间距不相等，使地下液流的水动力学特征更加复杂，不利于矿石浸出；

(2)采用行列式井型布置时，在矿体边缘总存在成排布置的注入井或抽出井，当这些井同时工作时，会产生类似水幕的高压区或低压区。如果矿石的渗透性较好，高压区或低压区影响的范围会很大，这将导致浸出剂大量流失到矿体边界外和浸出液铀浓度被大量地下水稀释的问题。因此，当矿体宽度小于 150m 时，为减少浸出剂渗漏到矿体边界外，应距边缘 10～20m 布置抽出井与注入井；当矿体宽度大于 150m 时，可以采用从中心到边缘或从边缘到中心的顺序开采。

根据行列式井型的几何形态和抽出井与注入井数的比例，可以把行列式井型分为以下类型。如图 7－2－4 所示。

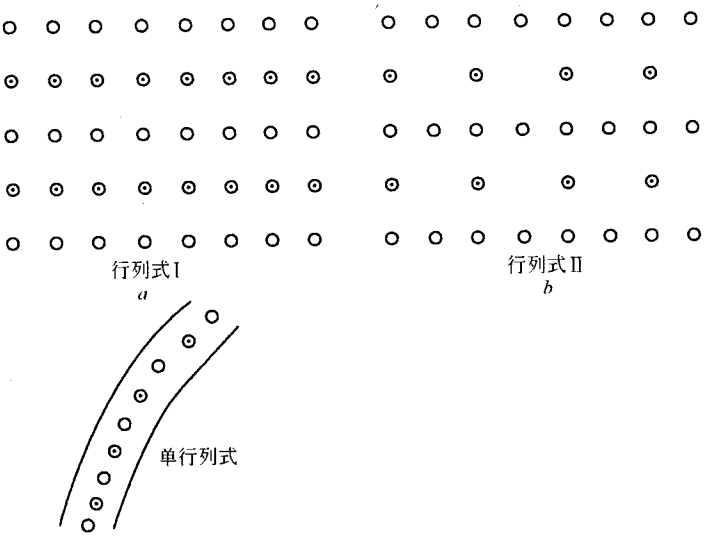


图 7－2－4　常用行列式井型

⊙—注入井；○—抽出井

(1)行列式Ⅰ。该井型抽出井与注入井各自成排排列，抽出井间的距离和注入井间的距离基本相等，抽出井行与注入井行的距离常常大于或等于抽出井间的距离和注入井间的距离，抽注单元的几何形态是矩形，抽出井与注入井数的比例是 1∶1，如图 7－2－4a 所示。

(2)行列式Ⅱ。该井型抽出井与注入井各自成排排列，抽出井间的距离是注入井间

的距离的 2 倍，抽出井行与注入井行的距离大于或等于抽出井间的距离，抽注单元的几何形态是矩形，抽出井与注入井数的比例是 1∶2，如图 7－2－4b 所示。对于这种行列式井型，抽出井间的距离也可是注入井间距离的 1.5 倍或其它倍数，当然，这种情况下，抽出井与注入井数的比例就不是 1∶2 了。

(3)单行列式。该井型适宜开采狭窄的矿体(＜50m)，其特点是抽出井与注入井交错排列，井结构也相同，可以交换使用，抽出井与注入井间距不应小于矿体宽度的一半，抽出井与注入井数的比例为 1∶1，如图 7－2－4c 所示。

3. 其它井型

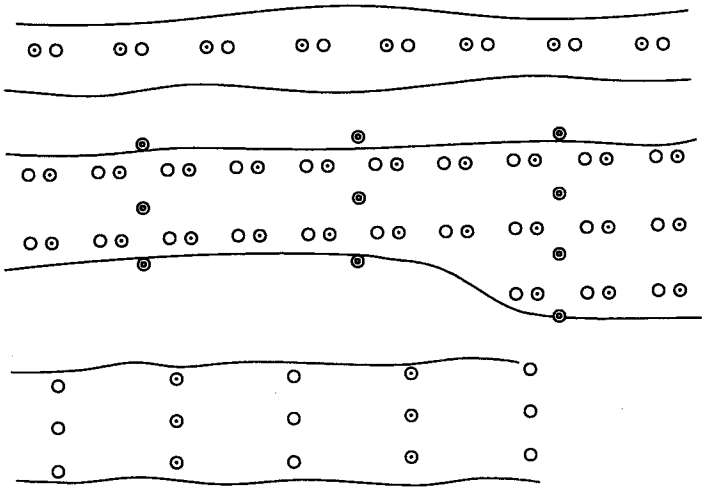


图 7－2－5　层状结构井型示意图

○—抽出井；⊙—注入井；◎—监测井

地浸采铀最有利的条件是矿石的渗透性大于或等于围岩的渗透性，如果矿石渗透性与围岩渗透性比值小于 1/2～1/10 或更小时，溶浸的渗流作用将主要发生在渗透性较好的围岩中，矿石得不到有效浸出，对地浸不利。这时，需要采用较特殊的井型才能保证地浸浸出的效果。针对这种情况，独联体国家曾采用层状的钻孔布置方式来解决这个难题，并取得了较好的效果。该井型的布置特点是：抽出井与注入井沿矿层呈层状分布，抽出井过滤器安装在矿层底部的砂体中，在矿层底部砂岩中抽液，注入井过滤器安装在矿层顶部的砂体中，在矿层顶部砂体中注液，反之亦然，如图 7－2－5 所示。图中给出抽出井与注入井的平面布置形态，看上去抽出井与注入井间距很小，可是在垂向上它们的过滤器处于不同的层段。层状结构的这种特点，可以使得抽出井与注入井间的水动力作用大大加强，迫使浸出剂流经矿层，提高了矿石的浸出率。

层状结构井型的主要优点是：能有效地开采矿石渗透性比围岩渗透性差的矿床。抽

出井与注入井过滤器垂向上安装在矿层之外，在水力梯度的作用下，浸出剂大部分（60%～80%）将通过矿层渗滤。由于从抽出井到注入井的主要流线均通过矿层，因而浸出剂的单位消耗量大大降低（减少了化学试剂在围岩中的消耗），浸出液铀浓度增高，矿层开采时间加快，矿石浸出率大大提高。但是，如果矿层中存在黏土夹层、矿层厚度较小或者矿体产于含矿层的隔水顶板或底板附近时，采用该井型的浸出效果较差。

四、不同井型的浸出剂运移特征

1. 浸出剂运移模型的基本原理

在地浸生产中，通过多个井的抽液与注液来实现浸出剂在矿层中的循环。浸出剂在矿层中的运移实际上是在多孔介质中的渗流。渗流场中的流线反映了浸出剂在含矿层中的运移状态，其运移特征主要受井型与井距及其它水文地质条件的影响。

液体能够把它受到的压强向各个方向传递，矿层中的液体只能从高压处向低压处渗透，这是地下水流动的最基本规律。当多个抽出井和注入井同时工作时，在抽液量大于注液量的条件下，地浸作业区地下水的液面是凹凸不平的，总的来讲，要比地浸作业区外的液面低。在这个低液压区内，有若干个高液压区（注入井部位）和低液压区（抽出井部位）。地浸作业区的凹凸不平的液面状况，好像一个盆地有若干个小山丘和小低谷，溶液在凹凸不平的液面下运移是地下矿石通过钻孔实现浸出的根本途径。

在已确定的井型与井距的条件下，可以根据地下水动力学基本原理建立地下渗流场液体质点的流动模型，那么地浸井场平面上任意部位的液体质点运动的轨迹就可以描述出来。基本的做法是，在地浸井场注入井附近寻找流线驻点，并从驻点作流线。

2. 数学模型的建立与边界条件的处理

由于含矿含水层为承压含水层，隔水顶板与底板的倾角不大，且与上含水层或下含水层无水力联系，因此，可将地浸采铀井场地下水运动简化为平面二维承压水稳定流动。根据地浸采铀井场的水文地质条件，将边界条件简化成如下类型：

(1)地浸作业区外，其地下水水位可认为是定值，为已知水头边界；

(2)已知流量为 Q 的抽出井与注入井，其井壁可认为是定流量边界；

(3)将含矿含水层作均质、各向同性、等厚处理。

地浸采铀井场二维承压水稳定流动可用如下数学模型描述：

$$T\left(\frac{\partial^2 H}{\partial X^2}+\frac{\partial^2 H}{\partial Y^2}\right)=\mu_e\frac{\partial H}{\partial t} \tag{2-1}$$

边界条件为：

$$H(x,y)\mid_{x,y\in B_1}=H_0(x,y) \tag{2-2}$$

$$T\frac{\partial H}{\partial n}\bigg|_{x,y\in B_2} = \frac{Q}{2\pi r} \tag{2-3}$$

初始条件为：

$$H(x,y)\mid_{t=0} = H_1(x,y) \tag{1-4}$$

式中　T——导水系数，m^2/d；

$H(x,y)$——待求水头，m；

μ_e——给水度；

t——时间，d；

B_1——已知水头边界；

Q——井流量，m^3/h；

B_2——已知流量边界；

n——溶液流动的法线方向；

r——井半径，m；

H_0，H_1——边界与初始时刻的已知水头。

采用三角形单元的渗流区进行研究，在每个单元上用平面（线性函数近似值）代替水头曲面，从而得到水头函数的近似表达式。将地浸作业区的水头值按一定间隔做出水位等值线图，与水位等值线垂直的方向是地下水流动方向。

3. 不同井型的浸出剂运移特征

如何使矿体各部位的矿石能同时均匀地浸出，提高浸出剂的覆盖率和金属回收率，减少溶浸死角是地浸采铀技术研究的重要内容。

从地下水动力学观点讲，浸出剂是在水力梯度作用下从注入井沿矿层向抽出井方向渗流的，如图 7-2-6 所示。注入井周围，由于注液压力的作用，形成了高压区，浸出剂向周围扩散 在抽出井周围，因抽液产生了水位降落，形成了降落漏斗，浸出液流向抽出井。因此，浸出剂的流经范围要比抽出井与注入井间的几何范围大。

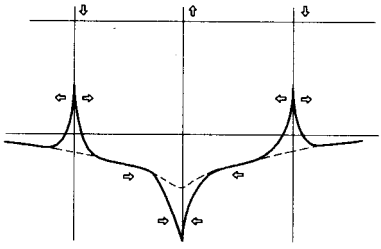


图 7-2-6　剖面上抽出井与注入井间水力梯度分布

不同井型抽出井与注入井在平面上的相对位置关系不同，浸出剂在平面上的分配和矿体浸出的均匀性也有所差异。采用网格式井型时，浸出剂从周边注入井沿多个（3～6个）方向向中心抽出井渗流，如图 7－2－7、图 7－2－8 所示，这种井型能比较均匀地浸出矿体。而行列式井型的注入井行对称分布于抽出井行的两侧，浸出剂是从两侧向中心抽出井渗流，因而这种井型对矿体浸出的均匀性相对差一些。特别是行列式Ⅱ型，它的抽出井间距是注入井间距的 2 倍，在抽出井间必然会有相对较大范围的矿体浸出较弱，浸出率较低。因此，与行列式井型相比，网格式井型具有从边缘井到中央井间溶液流动比较均匀的优点，有利于均匀地开采矿体。

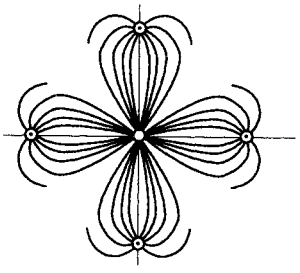


图 7－2－7　5 点型溶液流线图

⊙—注入井；○抽出井

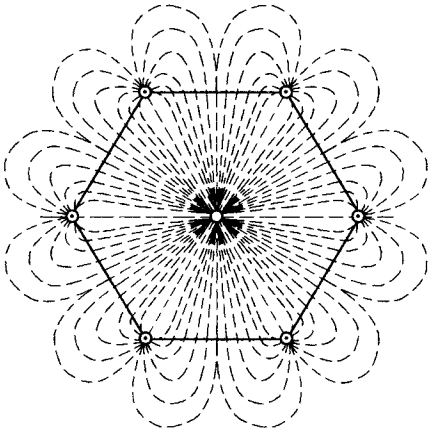


图 7－2－8　7 点型溶液流线图

⊙—注入井；○—抽出井

在相同的条件下，利用浸出剂运移软件的模拟，圈定不同井型的溶浸面积，可得到不同井型的浸出剂覆盖率。浸出剂覆盖率指平面上浸出剂流经矿层的面积与抽出井和注入井控制的几何面积的比值。当渗透系数为 0.5m/d，井距为 50m，各种井型浸出剂覆盖率如下：

4 点型	70%
5 点型	80%
7 点型	>90%
行列式 Ⅰ	80%
行列式 Ⅱ	>90%
单行列式	60%

上述结果表明 在一定条件下,无论采用哪种井型,均可以获得可接受的浸出剂覆盖率,也就意味着,选择合理井型时应根据地浸铀矿床的具体条件而选择与之相适应的井型。据现有资料介绍,每种类型的井型都有其优点和不足之处,地浸矿山均有成功的应用实例,因此,在没有获得地浸采铀所需的较准确的地质、水文地质和工艺资料之前,不能轻易地评价各种井型的适宜性。

五、确定合理井型的原则

地浸采铀井型的确定主要根据矿体形态、单井抽液量与注液量比值、浸出剂覆盖率等,其基本原则是:

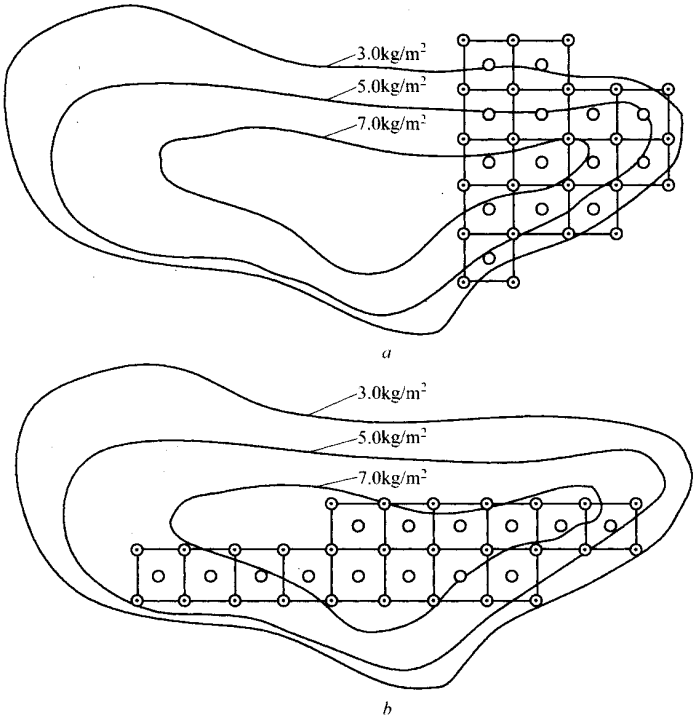


图 7－2－9　5 点型井型两种不同方案的对比
⊙—注入井；○抽出井

(1)由井型所控制的抽出井与注入井数在生产过程中应保持抽液量与注液量基本平衡;

(2)由井型所控制的浸出剂覆盖率应尽可能消灭溶浸死角;

(3)井型布置应充分考虑矿体平面的几何形态,并保证用在相同的面积内钻孔数量最少。

为了更好地说明第三条原则,现举例如下。

如图 7-2-9 所示,两个矿体平面几何形态相同,且均采用 5 点型井型,井距也相同,但是,由于井型布置的方式不同,产生了不同的结果。按图 7-2-9a 布置钻孔、抽出井数 14 个,注入井数 24 个,共 14 个抽注单元;按图 7-2-9b 方式布置钻孔,抽出井数 14 个,注入井数 27 个,共 14 个抽注单元。由此可以看出:两组井型相同,但布置的方式不同,其注入井数量发生了较大的差异。因此,井型布置是一项非常复杂的工作,即使确定了井型,也应做多种布置方案的比较。

第二节　钻孔结构及成井工艺

一、钻孔要素与井的种类

1. 概述

由地表打入地下岩层、矿层或含水层中的圆柱状孔称为钻孔,由钻机钻进而成。钻孔的地面出口叫孔口,底部叫孔底,侧面叫孔壁。钻孔直径、钻孔深度和钻孔方向组成钻孔要素。钻孔在下入套管、过滤器、水泥封孔之后,在地浸采铀中称为井,如注入井、抽出井、监测井等。

地浸法开采时钻孔不仅是揭露矿层的惟一工程,而且也是矿床开采的主要手段。正因为如此,在地浸采矿中钻孔设计和成井施工尤为重要。设计合理、施工质量得到保证的钻孔成井后可圆满地完成矿山生产中的使命,保证生产的稳定、连续进行;而设计不合理或施工质量差的钻孔,成井后在生产过程中会发生过滤器堵塞、套管断裂、地下水串层、过滤器下放不到位、抽液量与注液量达不到要求或随生产进行逐渐变小等问题,直接影响生产,污染地下水,严重的会使井报废,生产中断。

地浸采铀中注入井、抽出井和监测井的设计与施工工艺各异,特别是井的结构更是百花齐放。虽然地浸钻孔结构各异,但在钻孔施工与成井工艺中几个主要环节是共有

的，其步骤如下：

(1)开孔；

(2)中孔钻进；

(3)终孔钻进(包括扩孔)；

(4)替浆；

(5)物探测井；

(6)下放套管；

(7)投砾(或托盘)；

(8)构筑人工隔塞；

(9)封孔；

(10)洗孔。

井的结构与施工工艺取决于井的作用、地层条件、施工队伍技术、井内设备及抽液与注液方式等，当然也与钻孔成本有直接关系。通常听说的成井工艺包括扩孔、下套管、止水、洗井等。

2. 注入井

向矿层注入浸出剂的钻孔称为注入井，也称注液井。化学试剂和氧化剂(液态或气态)均通过注入井注入到矿层。因此，要保证生产在最佳状态下运行，首先要确保注入井正常工作。另外，在后期矿山地下水污染治理时，注入井还可作为净化后的水或化学试剂的注入通道。

在钻孔结构上，注入井可分为非变径结构和变径结构，它取决于止水方式。填砾水泥隔塞止水时注入井为非变径结构，而托盘止水时为变径结构。如果浸出液采用空气提升，并考虑抽出井与注入井交换使用，那么，注入井在设计时要考虑承担抽出浸出液的任务。注入井直径的选择须考虑钻孔的注液量和注液装置(如使用氧气作为氧化剂时，注入井中安装的气体混合器)的大小。

3. 抽出井

从矿层内抽出浸出液的钻孔称为抽出井，也称抽液井。地浸铀矿山的产量完全依赖抽出井的抽液量和所抽出浸出液中的铀含量，抽出井能否正常工作是矿山完成年产量的关键。另外，在后期矿山地下水污染治理时，抽出井还可作为污染水抽至地表的通道。

一般情况下，抽出井和注入井结构相似，其主要差别仅仅表现在钻孔的直径上，抽出井的直径常常大于注入井。抽出井直径的大小主要取决于过滤器直径、抽液量及溶液提升设备的尺寸大小。为节省钻孔费用，抽出井可为变径结构。

4. 监测井

在地浸采铀中用来监测含水层地下水状态和化学成分本底值及变化的钻孔称为监测井,也称观测井。我们可把地浸矿山监测井的监测大体分为三个阶段:地浸采铀试验前与试验期间的监测;生产期间的监测;生产结束后的地下水复原阶段的监测。通过化验分析可得到井场内抽出溶液中的化学成分,但这三个阶段中井场周围和矿层上含水层与下含水层中的地下水状态、化学成分本底值及元素迁移规律须通过监测井取样得知。

利用监测井主要是取水样,测量必要的参数,必要时也取固体岩芯样。鉴于监测井的任务性质,监测井一定要与某监测层连通,并且要安装过滤器以便取到水样。通常它的结构与抽出井和注入井类似,但比抽出井和注入井简单,尤其大批量施工监测井时更为如此。因一般不会利用监测井大量抽液与注液,过滤器因抽液与注液引起细粉砂流动而降低渗透性的几率远比抽出井与注入井小,因此,周围可不必填砾。井中既然没有大量的液体流动,也不会或很少产生沉砂,可不必考虑沉砂管。另外,从监测井的功能知道,因监测并不考虑大量抽液与注液,对抽液量与注液量无要求,井的直径可比抽出井与注入井小,达到节省钻孔费用,加快钻井速度之目的。

二、钻孔直径、深度和方向

1. 开孔直径

钻孔直径包括开孔直径和终孔直径,有时还分为中间变径,特别是钻孔有护壁管时更为如此。钻机在地表开孔时的直径称为开孔直径。一径钻到底的钻孔是生产中常见的,这种钻孔开孔直径也即终孔直径。开孔直径与下列因素有关:

(1)钻孔抽液量与注液量;

(2)过滤器直径;

(3)成井工艺;

(4)井的类别、功能和井内生产设备的尺寸;

(5)钻机、钻具,特别是钻头。

地浸采铀中除监测井外,对注入井和抽出井都要求有一定的注液量或抽液量,而且希望抽液量与注液量越大越好。为尽可能获得抽出井与注入井的最大抽液量与注液量,对过滤器设计时有特别的要求,最起码不能使它成为抽出液体通路中的瓶颈。钻孔的直径首先考虑满足过滤器直径的要求,只能比过滤器直径大而不能比过滤器直径小。钻孔的流量与众多因素有关,其中钻孔直径是主要因素之一,装有过滤器的钻孔流量可由裘布依公式算得。

从公式中看出,钻孔流量直接受矿层渗透系数、含矿含水层厚度和孔内水位降深影响。孔内水位降深也即在抽液与注液过程中产生水力梯度的因素。与这三个因素对比,

钻孔半径对钻孔流量影响不大，因它以对数值参与公式计算，与钻孔流量呈非线性关系。

后面要讨论的钻孔成井工艺中注浆、填砾、止水等也对开孔直径有影响，特别是注浆方式。若采用正向注浆方法，已知套管直径，那么开孔直径可依下列公式推算。

$$D = d_1 + 2c \tag{2-5}$$

式中　D——钻孔直径，mm；

d_1——套管外径，mm；

c——孔壁与套管间环形空间厚度，mm。

根据此公式计算，并考虑钻头尺寸，确定开孔直径。若采用逆向注浆方式，孔壁与套管之间的环形空间中不需要插入注浆管，可不必考虑注浆管占用的空间，开孔直径要小于采用正向注浆方式时的大小。不管采用哪种注浆方式，都应留足止水水泥浆的厚度。注浆管一般采用直径 25～42mm 的钢管。环形空间厚度为 45～65mm 左右，其大小与岩性有关，泥岩遇水会缩径，可放大一些，松散岩层可小一些。

不同功能的井对孔径有不同的要求。监测井因不追求抽液量与注液量，且监测仪器的探头直径也不大，因此，孔径一般较小。抽出井要么下入风管要么下人潜水泵，风管直径较小，而下入潜水泵时就应考虑潜水泵直径。常用的潜水泵为 ϕ96mm，ϕ101.6mm(4in)泵和 152.4mm(6in)泵两种。注入井在使用氧气作氧化剂时要插入氧气管，否则不下入任何设备。氧气管直径较小，基本上不影响注入井开孔直径大小，但需考虑气体混合器的直径。无论是注入井还是抽出井，都要考虑开孔直径对抽液量与注液量的影响。

因为目前地浸铀矿山大半埋藏较浅，钻孔深在 300m 以内，与石油或天然气井比较起来属浅孔。既然是浅孔，所使用的钻机均为小型钻机。在钻孔施工中，因施工队伍不具备各种尺寸的钻头，而更改钻孔开孔直径是常见的事。

2. 终孔直径

我们把终止钻进时的孔径称为终孔直径。如钻孔采用变径结构，为减少钻孔费用，终孔直径小于开孔直径。变径结构可用于潜水泵提升的抽出井，也可用于托盘结构的注入井。在这种情况下，潜水泵下放至开孔直径段，而过滤器安放在终孔直径段，终孔直径的大小与过滤器直径密切相关。一般情况下，钻孔的终孔直径应是过滤器的外径加上填砾层的厚度。不采用填砾的钻孔，选用与过滤器相应的钻孔直径作为终孔直径。

3. 终孔深度

钻孔最终达到目的层的深度称为终孔深度。地浸采铀中，矿层一般夹在不透水的顶板与底板泥岩中。为保证注入的浸出剂不发生泄漏，注入井与抽出井的钻进不能穿过底板泥岩层，终孔深度以钻孔穿过开采层并考虑一定长度的沉砂管而定。在实践中，有些矿层厚度变化较大，为保证尽可能高的资源回收率，抽出井或注入井的终孔深度可能会

因附近钻孔的见矿厚度而调整，并非完全依此孔见矿厚度而定。另外，在矿层与围岩渗透系数相差较大，地下水水位较深的条件下，为布置过滤器，抽出井与注入井终孔深度可能穿过矿层。对于监测井，终孔深度与布置的位置有关，以到达监测层为标准。总之，不管是抽出井、注入井还是监测井，终孔深度都与所要揭露的层段埋深直接相关。

4. 钻孔方向

地浸的钻孔方向有垂直的（垂直孔）也有各种不同倾斜度的（斜孔）。地浸矿山多用垂直孔，在特殊的地貌环境中也用斜孔。垂直钻孔中，由于种种原因钻孔多半偏离设计的轴线，凡是钻孔实际轴线偏离了设计轴线的均称钻孔偏斜，简称孔斜。孔斜的程度用孔深、顶角和方位角三要素来确定。因钻孔发生孔斜，可能造成矿层变厚，或导致相邻两钻孔的距离较设计的井距偏大或偏小。因此，地浸钻孔采用垂直孔时，一般规定：钻孔顶角的最大允许斜度在 100m 深度内，不得超过 1.5°。

三、变径结构与非变径结构

1. 概述

目前世界上地浸矿山应用的钻孔结构各式各样，各有特色。同一结构钻孔如按不同要素分类会列入不同的类别之中，按钻孔直径变化可分为非变径结构和变径结构；按止水方式可分为隔塞式、托盘式；按矿层部位钻孔特点可分为扩孔式、非扩孔式；按过滤器段结构，又可分为填砾式、裸孔式等等。不但按钻孔结构的不同特点可分为如此多类，而且，多种情况下一个井可能是变径、托盘式、扩孔、裸孔式结构。为讨论方便，我们将对钻孔结构的不同特点给予分别介绍。

2. 变径结构

如图 7－2－10 所示，这种钻孔结构多半为潜水泵抽出井（图 7－2－10a），或托盘结构的注入井（图 7－2－10b），其特点是井身上半部直径大，下半部直径小。抽出井中由于要下入潜水泵，应以潜水泵直径确定套管及钻孔直径。假如用 101.6mm（4in）潜水泵，开孔直径大于 244mm，如用 152.4mm（6in）潜水泵，开孔直径大于 295mm。确定钻孔直径的主要因素是过滤器直径的大小，对于变径结构的抽出井，主要考虑如下几点：

（1）潜水泵下入深度；

（2）钻孔成本；

（3）潜水泵扬程。

从抽液时降落漏斗的深度考虑，矿层与地下水动水位面的距离是确定能否采用变径结构的关键因素。距离大，潜水泵下入深度可调性大，即使采用变径结构，溶液提升时动水位也不会降至潜水泵位置以下，可始终保持潜水泵的正常工作。距离小，为保证在抽

水过程中动水位不至于降至潜水泵以下，只能采用非变径结构。

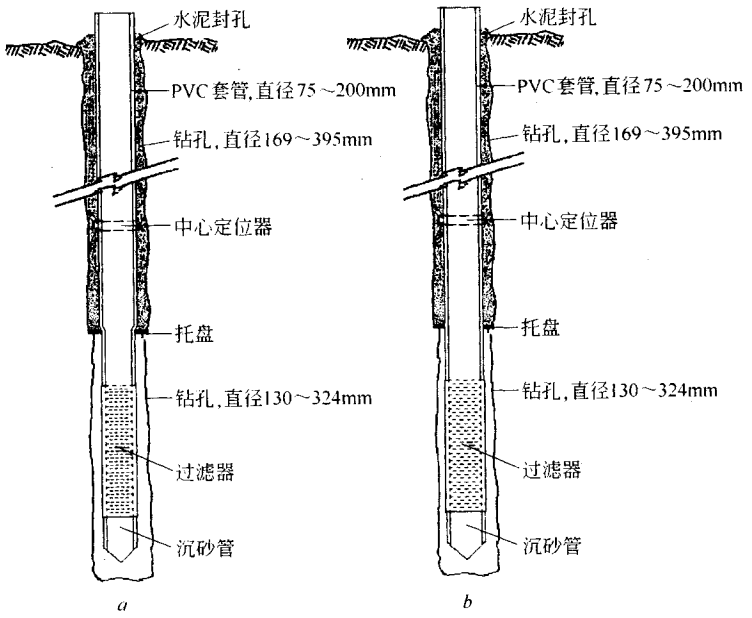


图 7－2－10　变径托盘钻孔结构

钻孔成本与钻孔直径直接相关，直径越大，钻孔单位成本越高。钻孔单位成本与钻孔直径呈非线性关系，钻孔单位成本增加速率大于钻孔直径增大速率。鉴于这一原因，从节省钻孔费用角度出发，在满足潜水泵抽液工作的条件下，应采用变径结构，尽可能缩短钻孔上部大直径的深度。

潜水泵的价格与扬程有关，扬程越大费用越高。潜水泵使用费用也与扬程有关，扬程越大耗电越高，费用也越高。为节约资金，降低地浸矿山运行成本，在满足生产需要的条件下，尽可能选用扬程小的潜水泵。在地下水水位允许，抽量可得到满足的条件下，选用扬程小的潜水泵时钻孔直径没必要一径到底，下部可采用小直径钻进。从图 7－2－10a 中注意到，这种变径结构的钻孔不但钻孔上部直径与下部直径不一样，而且与图 7－2－10b 相比，套管上部直径与下部直径也不一样。

托盘式的钻孔为安装托盘方便，孔内必须有一突出台阶，只能采用变径结构。

值得注意，变径结构的钻孔在过滤器部位完成填砾操作较困难，因此，采用变径结构的钻孔成井时常采用托盘结构。

3．非变径结构

非变径结构是开孔直径与终孔直径相同的钻孔结构，如图 7－2－11 所示。这种钻孔结构可用于注入井、抽出井和监测井。

变径结构与非变径结构施工相比，有其不同之处。变径结构钻孔施工中要换钻头，对于潜水泵提升的抽出井还存在两种不同直径套管的连接问题。两种不同直径的套管可采用变径接手连接或焊接。

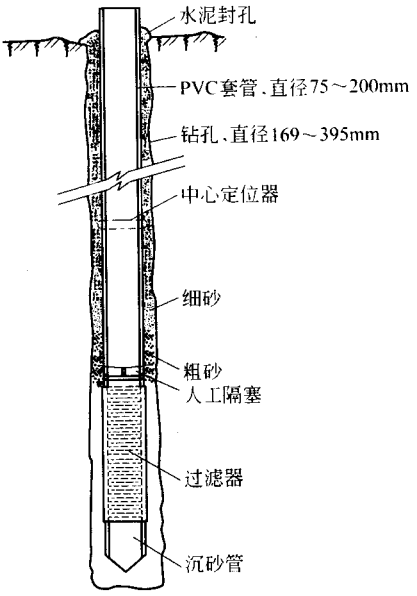


图 7－2－11　非变径人工隔塞止水结构

四、隔塞结构与托盘结构

1. 人工隔塞

地浸采铀中钻井仅作用于目的层，无论是抽出井、注入井还是监测井都要求与其它含水层隔离。各含水层间的隔离有各种各样的方法，我们称为止水方式。以不同的止水方式可将井结构分为隔塞式、托盘式，隔塞又分为人工隔塞和水泥隔塞。

人工隔塞如图 7－2－11 所示。这种隔塞由石膏制成，随套管一起下入孔中，然后填砾石、细砂，最终水泥封孔。它使用方便、止水效果好，但这种隔塞要求有专门生产厂家。

2. 水泥隔塞

(1)概述

水泥隔塞也即填砾式结构，如图 7－2－12 所示。这种钻孔结构在下人套管后向孔壁与过滤器之间的环形空间填入砾石，形成一个人工过滤层，增大过滤器及其周围的有效孔隙率。同时，填砾还有利于矿层洗孔时最佳过滤层的形成，防治矿层坍塌，防止含矿含水层的砂粒进入过滤器内，保护过滤器，延长其使用寿命。填砾式结构多用于粉砂、细砂含量大的矿层，相对来讲，当矿层粗砂、砾石含量大时，采用非填砾结构。

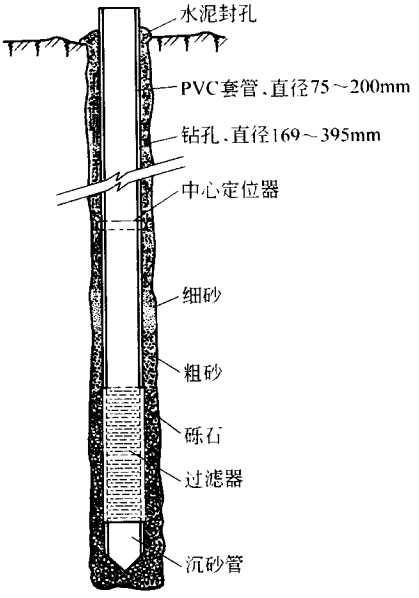


图 7－2－12　水泥隔塞钻孔结构

砾石投入后，投入粗砂、细砂，最后注入水泥浆。待水泥浆凝固后，砂与水泥浆段成为水泥隔塞，将含矿含水层与上含水层隔开。这种钻孔结构易实施，不需加工任何装置。但这种结构在施工中要求严格，尤其投砾量一定算好，决不能高出矿层顶板泥岩层，否则会影响隔水效果或根本起不到隔水作用。

填砾结构常用于矿层不太稳定、颗粒分选性差的钻孔施工中。但是，因为过滤器周围填充砾石，阻碍了矿层孔隙水直接进入过滤器，给洗孔造成困难。特别是地下水水位埋深大的钻孔，本身洗孔就困难，再采用填砾结构，就会雪上加霜，应引起注意。

(2)天然砾石

天然砾石是指天然形成的砂砾，可在河床附近找到，它是填砾常用的材料。填入的砾石应符合如下要求：

①严格筛分，合格率大于 90%；

②成分应以石英为主，石英应占 95%以上；

③不得有过多棱角。

砾石应是滚圆的、干净的，因为圆砾比扁砾在泥浆中下降速度快 5 倍。采用圆砾可保证砾石在泥浆中下放时不被分选。

正确选择砾料的直径是填砾成功的基本条件，砾石直径的大小根据矿层中砂岩粒度而定。在抽液与注液过程中，填砾可阻挡粉细砂进入过滤器。鉴于这种原因，填砾时要慎重确定砾料直径的大小，表 7－2－1 是推荐的不同矿层颗粒时砾料的大小。为防止填

砾后注入的水泥浆渗入，堵塞过滤器段的填砾层孔隙，在过滤器之上应逐一投放直径比砾石小一级的细砂和粉砂，形成分级隔塞。

表 7－2－1　矿层颗粒与砾石直径和填砾厚度的关系

矿层组分	矿层颗粒特性		砾料直径与填砾厚度	
	颗粒直径/mm	占百分数/%	砾料直径/mm	填砾厚度/mm
卵　石	>3.0	90 以上		
砾　石	>2.25	85～90	一般不填砾	
砂　砾	>1.0	80～85		
粗　砂	>0.75 >0.5	70～80	4～6	75～100
中　砂	>0.4 >0.3 >0.25	60～70	3～4 2.5～3 2.0～2.5	75～100
细　砂	>0.2 >0.15	50～60	1.5～2.0 1.0～1.5	100～150
粉　砂	>0.1	50～60	0.75～1.0	100～200

某矿床含矿含水层段为中砂，粒径 0.2～0.4mm，钻孔采用填砾结构，在过滤器段投放直径 2～4mm 的砾石，在其之上投放直径 1～1.5mm 的砾石，高度超过过滤器顶部 0.5m，然后再投放 0.5m 高，直径 0.5～1mm 的细砂，最终投放 0.5m 高，直径 0.15～0.35mm 的粉砂。

不同粒径砂砾的投放高度受矿层与顶板泥岩之间的距离约束。如距离小，则投放各级砂砾的高度也相应减小，以保证封孔时水泥浆不超出顶板泥岩层。

所选用砾石直径之间的大小差别称为砾石均匀度。目前，过滤器周围的填砾是采用一种直径的砾石还是采用多种直径的混合砾石说法不一。虽然尚未得到统一的看法，但经实验室试验证明，无论是渗透性还是孔隙率，一种直径的砾石均优于多种直径的混合砾石。选用砾石时，可将 8% 作为直径的允许误差。例如，砾料直径为 3mm 时，应采用 3.24mm 和 2.76m 的两种筛网过筛。

填砾颗粒的大小，也可从下面的经验公式中计算：

$$D/d = 8 \sim 12 \tag{2-6}$$

式中　D——填砾颗粒的直径，mm；

d——矿层颗粒直径，mm。

沿过滤器径向过滤器与钻孔壁之间形成空间的厚度称为填砾厚度。增加填砾层厚度，可扩大具有良好透水性能的人工过滤层范围，增加钻孔的出水量。从实验室试验得知，只要砾石直径选择合适，填砾厚度仅是砾石直径的 2～3 倍即可。当然，因很难控制如此薄的砾石层能均匀地分布在过滤器周围，实际操作中填砾厚度均大于此厚度。一般情况下，填砾最小厚度不应小于 50mm。表 7－2－1 给出了不同矿层不同直径颗粒填砾厚度的大小。

在确定填砾高度时，应考虑在洗井过程中，砾料会振实下沉（一般下沉填砾高度的 1/10左右）。一般情况下，填砾应高出过滤器顶部 2～3m，但不宜超过矿层顶板，否则，易导致含矿含水层与上部含水层沟通产生越流，影响抽液效果。在地浸采铀试验与生产阶段，如填砾过高还易导致上含水层污染。砾料用量采用以下公式计算：

$$Q = 0.785(D^2 - d^2)LK \tag{2-7}$$

式中　Q——填砾量，m^3；

D——孔径，m；

d——套管外径，m；

L——填砾高度，m；

K——超径系数，K = 1.1～1.3。

(3)人造砾石

填砾除采用天然砾石外，还可采用人造砾石。人造砾石主要使用塑料球，这种塑料球式填砾与天然砾石填砾操作程序相反。天然砾石是先下入过滤器而后填入砾石，而塑料球是先投至过滤器段，然后下入套管和过滤器，将塑料球挤开，围在过滤器周围。入造砾石的塑料球填砾方法比较复杂，尚未得到广泛应用。

另一种入造砾石为聚乙烯碎粒，这种人造碎粒可以像天然砾石一样填入，也可在套管下人后，先填入碎粒，再将过滤器和钻杆一起下入孔中。下放时，钻杆在过滤器中间，由钻杆顶端产生的水流将碎粒冲开，边冲动边下放过滤器，直至到位，如图 7－2－13 所示。

(4)填砾施工

填砾有人工填砾或机械填砾两种方法，人工填砾又分为导管灌注和静止填砾。人工填砾的两种方法优缺点见表 7－2－2。

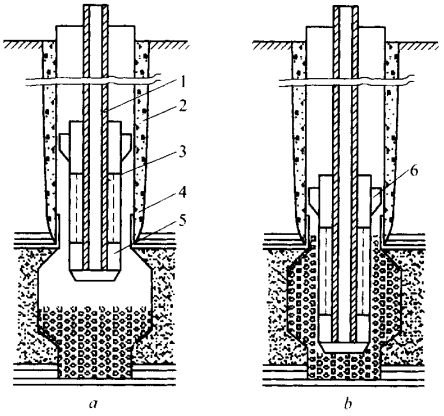


图 7－2－13　预先将砾石填入钻孔底部的过滤器装置

a—砾石填入；b—过滤器安装定位；

1—钻杆；2—套管；3—过滤器；4—栓塞器；

5—沉淀器；6—密封件

表 7－2－2　人工填砾方法对比表

方　法	操作程序	特　点	适用范围
静止填砾	填砾前彻底换浆，停泵填砾。先冲后填，孔口填入砾料	方法简单，可通过井口返水情况判断填砾质量	井壁完整，地层稳定，投入位置浅
导管灌注	通过钢管投入砾料，边投边冲	避免架桥，投入砾料准确，填砾速度慢，易堵塞	井壁不规则，地层不稳定，投入位置较深

静止填砾时，井中的冲洗液处于相对静止状态，砾石应由套管四周均匀地填入，填入的速度不宜太快。在填砾过程中应经常用测棒测量填砾高度，以了解填入的砾料是否达到计划的位置。如填砾中途堵塞，可将抽筒式活塞下入套管内缓慢地上下提动，也可在套管外下入钻杆送水，将填塞砾料冲开，再继续填砾。

导管灌注填砾时，将投砾管通过孔壁与套管之间的环形空间下至过滤器底部，边送水边填砾，每隔一段时间上提 2～4m。这种填砾方法因冲水，可降低填砾堵塞的可能性。另外，导管灌注时，套管内抽水配合填砾，有时效果会更好一些。有人建议插入两根填砾管，保证填砾的均匀性，实际上，因导管灌注法多用于深孔，很难保证两根管路相对摆布，也无法防止搅绕。因此，这一建议未得到认同和实践。

机械填砾是用泵通过管路将砾石输送至过滤器周围，机械填砾操作时间短，充实性好。

填砾常出现‘架桥’或四周不匀的问题。经验得知，为防止填砾过程中产生‘架桥”，砾石直径应小于孔壁与套管环形空间厚度的 1/3。套管与孔壁之间的环形空间太小时，不宜采用填砾结构。

另外，有些矿山投砾方法与上述介绍的两种方式不同。投砾时将精心选好的石英砂从套管内下入，然后用高压水冲，砂砾经过滤器上的孔压入管外环形空间，如图 7－2－14 所示，当输送管路上的压力增大时，表示过滤器段已充满。根据不同矿层粒级，砾石直径为 0.5～1.3mm，充填厚度为 50～75mm。

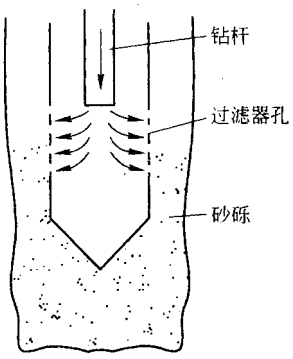


图 7－2－14　高压水填砾法示意图

3. 托盘结构

焊接在套管上坐入泥岩中承担隔断含矿含水层与上部含水层作用的圆盘称为托盘，如图 7－2－15 所示。采用托盘结构的钻孔称托盘结构，如图 7－2－10 所示。这种托盘结构上下两层为厚约 10mm 的塑料板，中间为橡胶，厚约 10mm。夹板外径比钻孔直径小 20～30mm，橡胶垫外径比钻孔直径大 10mm 左右或等于钻孔直径。

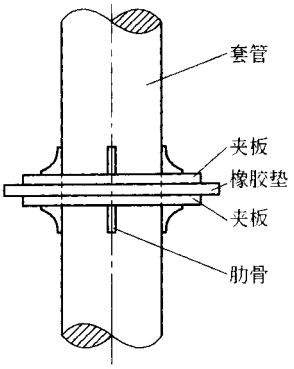


图 7－2－15　托盘示意图

施工时将托盘焊在套管上、下入孔中，然后投入少量砾石、粗砂、细砂，最后注入水泥

浆。另外，套管下放到位后，也可先投入砾石和黏土球进行临时止水，经检查临时止水效果满意后再注入水泥浆。因托盘位于矿层上部，投砾量不受矿层高度影响，以堵死托盘与钻孔间的间隙为准。投砾量视钻孔直径而定，如砾石量 5kg，细砂 5kg。使用中，粗砂粒径 0.5～1mm，细砂 0.1～0.25mm，粉砂 < 0.1mm。托盘结构加工简单，现场施工方便，止水效果好。采用托盘结构意味着过滤器段为裸孔，因托盘将上端封死，砾石无法投入到过滤器段。实践中，要求托盘要坐落在稳定的岩层中，过滤器段矿层稳定不易坍塌或矿层颗粒以粗砂为主，即使坍塌也不会堵死过滤器，降低透水性。

为防止在套管下放过程中托盘与孔壁相碰撞遭到损坏，可在托盘夹板与套管之间焊上肋骨。另外，为了保证套管顺利下放，可在托盘上打孔，降低下放过程中泥浆的阻力。

托盘结构用在含有膨胀黏土层的地层中应特别注意，因黏土遇水收缩，会造成缩径。在这种情况下，如采用托盘结构势必带来麻烦，托盘大了，通过黏土膨胀段时很难下入；托盘小了，又无法在变径处卡死，因此，遇到这种地层时要认真考虑采用托盘结构的合理性。

五、扩孔结构与裸孔结构

1. 扩孔结构

将矿层段孔径扩大的结构为扩孔钻孔结构，如图 7－2－16。扩孔的主要目的是增大钻孔抽液量或注液量。扩孔要求有专门的工具，扩孔工具种类很多，如水力喷射扩径器、偏心钻具扩径器、偏心钻头扩径器等。一般情况下，扩孔的位置局限于矿体部位，故常常称为局部扩径钻孔结构。图 7－2－16 所示是填砾扩孔结构，扩孔结构也可为裸孔结构。

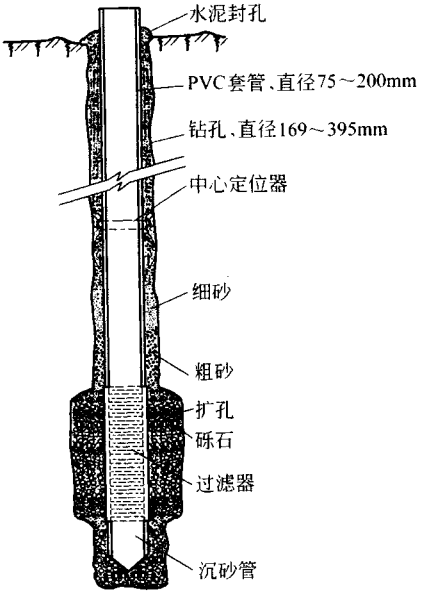


图 7－2－16　扩孔钻孔结构

2. 裸孔结构

裸孔结构也称非填砾结构，过滤器与钻孔壁之间不填入任何物质呈裸露状态。这种过滤器结构要求矿层相对稳定或矿层主要为粗砂岩，在孔壁坍塌之后不至于影响过滤器的正常过滤作用。另外，地浸矿山使用的托盘式或人工隔塞式钻孔结构即为裸孔结构，如图 7－2－11 所示，主要利用托盘或隔塞将含矿含水层与上部含水层隔开。托盘或隔塞坐入顶板泥岩中，上部注入水泥浆封孔。裸孔结构在地浸矿山中广为应用。

六、临时止水方法

1. 黏土止水

地浸钻孔施工中止水方式分为两种，临时止水和永久止水。钻孔在永久止水前用黏土或其它材料临时封堵含矿含水层与其它含水层水力联系的操作称为临时止水。临时止水对于地浸采铀钻孔是永久止水前的工艺过程，即在使用水泥封孔前为确保止水质量而采取的临时措施，只有在临时止水效果得到保证后，才能进行永久水泥封孔操作。常用的临时止水材料有黏土、海带、桐油石灰、橡胶制品等。

黏土是一种具有一定黏结力和抗剪强度，压实后又具有不透水性的材料。它经济实用，来源广泛。黏土止水是在套管下放至孔内后，封孔之前所采用的临时止水方法。这种方法将黏土球从地表井口投入，待一定时间后，黏土球遇水膨胀起到隔水作用。黏土止水在地浸钻孔施工中常常采用，无论是托盘结构还是人工隔塞结构均可采用。套管下入孔中后，将黏土球投至托盘或隔塞处起到膨胀止水作用。

2. 海带止水

地浸钻孔止水方法中也有用海带作为临时止水材料的。海带是常见的植物，它具有柔软，遇水膨胀，压缩后不透水的性能。使用时选用宽而厚的海带缠绕在套管外壁上，缠绕长度 0.5m 左右，缠绕后的管外径以放入钻孔为准。缠绕后可在海带外包一层纱布或其它薄膜，外涂黄油。

海带止水简单易操作，货源广，作为临时止水是可采用的一种方法。海带缠好后下入钻孔中的操作应迅速，以免海带遇水膨胀造成套管下放困难。

七、水泥特性与封孔方法

1. 水泥特性

在地浸钻孔中，采用合适的止水材料封闭套管与孔壁之间环形空间的过程称为封孔。封孔是地浸钻孔成井工艺中最重要的工序之一。封孔的目的是保证钻孔成井后只作用于目的层，而将其它含水层与此层完全隔离。另外，封孔还可保护套管不受地下水

腐蚀，保持套管稳定性与强度。地浸采铀中钻孔封孔的主要材料为水泥，因为水泥具有如下优点：

(1)属普通材料、易购置，使用方便；

(2)成本低、不污染环境；

(3)流动性好，与围岩粘结牢固，强度高；

(4)固结时间合适，并可调整；

(5)品种齐全，添加剂种类多。

水泥是建筑业中最常用的材料之一，国内外水泥厂鳞次栉比，而且众多的普通民众都有使用水泥的知识。水泥价格低廉，并且无论是固结前还是固结后水泥均无毒、无气味、不污染环境。钻孔封孔施工中，由于钻孔上百米深，固井材料要在注浆管中长距离流动而必须有良好的流动性，水泥浆具有这一特点，可用泵输送。水泥浆经化学反应后极易与围岩粘结，固结性好，强度高。由于水泥浆易流动，它可渗入岩层裂隙中与岩层胶结为一体。水泥浆在凝固后有较强的抗腐蚀性能，即便接触到泄漏的酸碱溶液也能保证开采阶段不裂损，套管可受到完好的保护，使用防酸水泥时更为如此。水泥浆初凝时间几个小时，这正符合封孔的要求。因在封孔时如水泥浆凝结时间太长会因地下水的作用而稀释，降低水灰比与强度。通常，水泥浆凝固时间越短越好。再则，水泥浆的凝固时间可通过掺入速凝剂、缓凝剂等调节。一般情况下，在封孔现场需往水泥浆中加入氯化钠作为速凝剂，促使水泥浆提早凝固。

目前市场上销售的水泥品种有普通硅酸盐水泥、防酸水泥、铝酸盐水泥、膨胀水泥、早强水泥等，品种繁多。封孔多采用普通硅酸盐水泥或在隔塞段使用防酸水泥。水泥的添加剂更是品种齐全，如速凝剂、缓凝剂、早强剂和发泡剂等。

2. 水泥浆性能

水泥封孔常用 425 号硅酸盐水泥，矿物组成可见表 7－2－3。

表 7－2－3　硅酸盐水泥熟料矿物组成及特性

矿物组成	化学分子式	缩写式	含量/%	水化速度	水化放热	放热速度	强度	作用
硅酸三钙	$3CaO\cdot SiO_2$	C_3S	37～60	快	大	大	高	决定水泥标号
硅酸二钙	$2CaO\cdot SiO_2$	C_2S	15～37	慢	小	小	早期低后期高	决定后期强度
铝酸三钙	$3CaO\cdot Al_2O_3$	C_3A	7～15	最快	最大	最大	低	决定凝结时间

矿物组成	化学分子式	缩写式	含量/%	水化速度	水化放热	放热速度	强度	作用
铁铝酸四钙	$4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3$	C_4AF	10～18	较快	中	中	较高	决定抗拉强度

配制好的水泥浆特性如下；

(1)水灰比 如图 7－2－17 所示，水泥浆凝结时间和凝结后的抗压强度都与水灰比有关。水灰比过小，水泥颗粒水化不好；水灰比过大，水泥颗粒间距增大，这两种情况都使强度降低。水灰比增大还会延长水泥浆初凝与终凝时间。封孔水泥浆水灰比一般为 0.5～1。

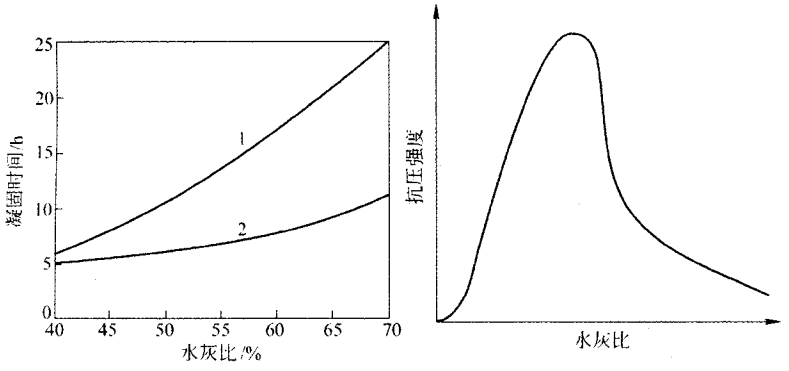


图 7－2－17　水泥凝固时间、抗压强度与水灰比关系

1—终凝时间；2—初凝时间

(2)凝固时间 初凝时间 5.5h，终凝时间 9h。

(3)流动度：>45m。

(4)速凝剂 氯化钠加入量为 1%～2%。

3. 速凝剂

为了加快水泥浆的凝结速度，增加水泥浆凝结后的强度，缩短成井时间，在水泥浆的配制中常加入速凝剂。常用的速凝剂有水玻璃、氯化钠、711 等。因氯化钠在现场易购置、使用方便，已作为封孔常用的速凝剂。

氯化钠为无机化合物，具有电解质的阳离子聚结作用，特别是高价阳离子的凝聚能力强，促使水泥凝结时间缩短，而低价阳离子当其浓度高时也有促凝效果。根据溶度积规则的原理，加入速凝早强剂提高了低溶度物的浓度，使其较早达到饱和提前结晶，从而起到促凝早强作用。水泥浆凝结速度越快，洗孔前的停留时间越短，这可减少泥浆对矿层的污染。

4. 封孔方法

封孔的目的是隔离其它含水层与含矿含水层的水力联系，保护套管。封孔时，靠近矿层部位应采用防酸水泥，以防止酸溶液对水泥隔塞的腐蚀。

封孔工艺顺序如下：

(1)选定水泥品种及添加剂；

(2)水泥浆调配试验，试验内容包括测定水泥浆流动度；测定水泥浆初凝时间和终凝时间；测定加氯化钠之后的效果；测定水泥浆密度；

(3)确定水泥浆配方；

(4)根据测井资料及套管外径和止水段长度计算注浆量；

(5)注浆。

为了使注入的水泥浆与孔壁结合完好，保证封孔质量，在注水泥浆之前，应进行冲孔换浆，以排除孔内岩屑和清除孔壁上的泥皮。当钻孔内地层稳定时，应采用清水换浆，如果孔内情况复杂，孔壁不稳固，则应采用稀泥浆洗孔，以减薄孔壁泥皮，防止钻孔坍塌。根据水泥浆的注入方式，封孔方法分为正向注浆和逆向注浆。

5. 注浆方式

(1)正向注浆

正向注浆是封孔常用的方法之一，所谓正向注浆是将水泥浆通过注浆管直接注入套管与孔壁之间的环形空间。注浆管直径 25～42mm，端口距待注浆段底部 4～10m，然后随注入的进行不断提升注浆管。水泥隔塞至地表段孔壁与套管间环形空间有两种处理方法：一是将水泥浆一直注到地表，整段采用水泥封孔；二是水泥隔塞之上用黏土充填至地表。采用哪种方法取决于地层和现场施工条件，如顶板连续、完整，可用黏土充填隔塞以上段，整段用水泥浆封孔，要待地表返浆才能停止注浆。注浆由注浆泵完成。这种注浆方式操作简单但容易产生混浆段，封孔质量难以保证。

(2)逆向注浆

逆向注浆是将水泥浆从套管内压入，经套管上的小孔进入套管与孔壁间环形空间的注浆封孔方法。逆向注浆时，需将套管内矿层段与水泥注浆段交界处用隔塞堵死，隔塞以上 20mm 处套管壁上有两个直径 25mm 左右的小孔。水泥浆在压力下沿套管流下，经小孔进入套管外壁与孔壁之间的环形空间，如图 7－2－18。注浆量事先算好，在注浆结束时，向套管内压入清水，将孔内水泥浆全部压出。然后，保持套管内压力直至水泥浆完全凝固为止。钻孔生产前将套管内隔塞去掉。这种注浆方法操作复杂，但不会产生混浆段，封孔质量好。

6. 封孔质量检查

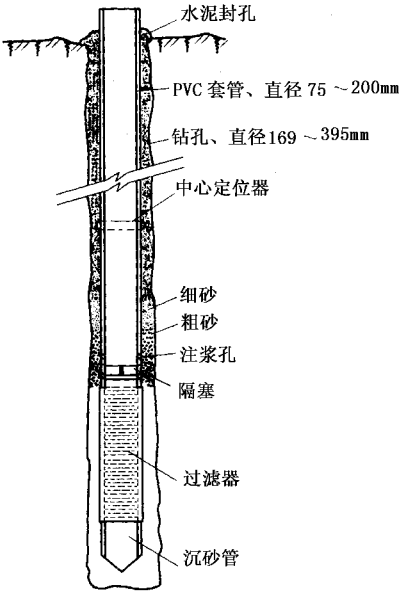


图 7 - 2 - 18　逆向注浆示意图

(1)观察套管内与套管外静水位变化

封孔工作结束后,一定要进行封孔质量检查,以确保地浸钻孔的使用寿命。检查封孔质量的方法很多,常用的有以下 3 种。①套管下放到位后,对于填砾结构,钻孔填砾后可先注入一些水泥浆,待初凝后便可检查止水效果;②对于人工隔塞和托盘结构可利用黄泥球或海带临时止水,几小时后就可检查止水效果;③对于临时止水检查的最好办法是观察套管内与套管外静水位变化,套管内静水位下降说明止水效果良好。无论是采用哪种钻孔结构和止水方式,必须待临时止水得到确认可靠之后才能实施永久止水方案。这一办法只能在承压水的条件下采用。

大量的地浸采铀实践得知,如矿层以上存在其它含水层,钻孔施工后使钻孔深度内各含水层串通,孔内水位常常是最上部含水层的静水位。如含矿含水层为钻孔深度内的惟一含水层,那么孔内反映该含水层的静水位。地浸采铀大半发生在承压水的条件下,由于承压水的特性,孔内静水位要高于含矿含水层水位。封孔后,水泥浆将各含水层隔断,套管内仅能通过过滤器与含矿含水层连通。如果封孔质量得到保证,套管内静水位应下降,下降至含矿含水层静水位,而套管外静水位仍是上部含水层静水位,高于套管内的水位。因此,观察套管内与套管外,封孔前与封孔后静水位变化是检查止水效果好坏的行之有效的方法。

(2)声幅测井

观察套管内与套管外,封孔前与封孔后静水位变化是检查临时止水效果的方法,而

水泥永久止水质量检查通常采用声幅测井来完成。

如图 7－2－19，发射探头 F 发射声波信号，套管中泥浆和套管接口处产生波的反射和折射，在套管中形成滑行波。由于泥浆与套管的声阻抗是一定的，其波阻抗差值沿井深是不变的，故声波在接口处反射和透射能量不变，则在套管中得到的滑行波幅度一定。但滑行波在沿套管传播过程中，又将不断地把一部分能量折回井中，把一部分能量透射到水泥中去。对水泥与套管胶结良好的井段（图 7－2－19 中 AB 段），因套管声阻抗与水泥声阻抗差值较小，透射到水泥中的能量多，折射到水泥中的能量少，所以接收探头 J 接收到的声波幅度小；而水泥与套管胶结不好的井段（图 7－2－19 中 BC 段），因在水泥中有洞隙存在，声阻抗变低，透射到水泥中的能量变小，而折回到水泥中的能量必然增大，故接收到的声波幅度变大。根据固井声幅曲线的变化可判断水泥封孔质量。

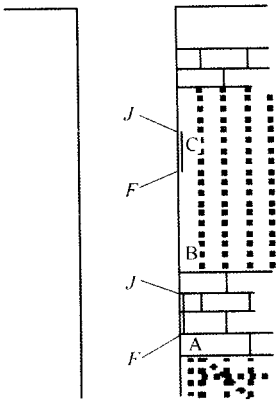


图 7－2－19　声幅测井示意图

第三节　过滤器的作用与要素

一、过滤器的作用与设计

1. 过滤器的作用

与钻孔套管下部相连安装在矿层段具有一定孔隙率的液体进出的管路称为过滤器，也称筛管或过滤管，它是钻孔的咽喉。

钻孔是连通地表与地下矿层、岩层、含水层与非含水层的通道，地浸采矿通过一系列不同用途的井来实现。在钻孔内下入套管，封孔后就成为抽出井、注入井或监测井。无

论哪种井，目的层段均安装过滤器。不管是哪种井最终都通过过滤器实现溶液的注入与抽出，使地浸工作者能了解地下水运移、地下水化学、地下浸出状态等。

在注入井中，浸出剂、洗孔的化学试剂均通过过滤器注入矿层；而在抽出井中，浸出液通过过滤器抽至地表。对于监测井，我们要监测的地下水水文参数、化学成分依赖于取样分析，过滤器的透水功能为取样提供了保证。

在地浸采铀中，除上述3种井外，还有一些承担特殊任务的井，例如对于某些特殊的铀矿床，为采用地浸法开采必须采用建立水幕的办法。建立水幕有两种方式，一是通过钻孔注入水形成水力屏障；二是通过钻孔注入化学物质形成固体屏障，目的均为隔开两部分水体，使地浸方法成为可能。无论是第一种还是第二种，注入的水或化学试剂都要经过过滤器进入地层。

过滤器的主要作用有两点：允许液体通过，将砂、泥石挡在套管之外。

2. 对过滤器的要求

由于矿层地质条件和水文地质条件的差异，不同类型的过滤器相继出现，不管是哪种类型的过滤器，设计时都应满足以下几点要求。

(1)有足够大的过水面积，阻力损失小，避免在过滤器处产生涡流，减少发生结垢的机会，满足钻孔抽液量与注液量的需求，延长过滤器使用寿命；

(2)具有良好的过滤能力，即能挡住泥砂及碎屑的进入，且不使其堵塞；

(3)有一定的机械强度，可承受砂砾和岩屑的压力；

(4)安装容易，可更换式过滤器下放、提升方便；

(5)材料普通，加工容易，便于与套管连接，成本低；

(6)耐酸、碱的侵蚀。

虽然过滤器的材质有钢质、铸铁、水泥、PVC、PE、玻璃钢、玻璃纤维等，但在地浸中常用不锈钢和PVC材质。

二、过滤器孔隙率与孔隙尺寸

1. 过滤器孔隙率

过滤器孔隙面积与总表面积之比称为孔隙率。过滤器的孔隙率应与钻孔的涌水量相吻合，为使过滤器不成为钻孔抽液与注液的瓶颈，按一定孔隙率设计的过滤器过水量至少不小于钻孔涌水量。孔隙率直接影响过滤器的过水面积，在过滤器长度一定时，为增加过水面积可增大过滤器直径或孔隙率。但增大过滤器直径会增加钻孔直径及钻孔成本，而增大孔隙率会降低过滤器强度。因此，必须控制孔隙率在适当范围之内。鉴于这些因素，得出过滤器孔隙率的设计原则：在保证强度的情况下，应尽量增大过滤器的孔隙率。

对于圆孔式过滤器其孔隙率计算如下：

$$\rho = \frac{nd^2}{4DL} \times 100\% \tag{2-8}$$

式中　ρ——孔隙率，%；

n——孔眼个数；

d——孔眼直径，mm；

D——过滤器外径，mm；

L——过滤器长度，mm。

而对于缝式过滤器，其孔隙率为：

$$\rho = \frac{nab}{\pi DL} \tag{2-9}$$

式中　a——条缝长，mm；

b——条缝宽，mm。

其它类型的过滤器孔隙率可依几何形状计算。孔隙率的大小影响着过滤器的强度，钢质过滤器孔隙率可在 30%以上，PVC 过滤器因材质强度低，孔隙率为 20%左右。

2. 过滤器有效孔隙率

过滤器因受机械阻碍或因矿层给水度影响而形成的实际孔隙率称为有效孔隙率，有效孔隙率小于孔隙率。有效孔隙率由下式计算：

$$\rho_e = \rho_s \times \mu \tag{2-10}$$

式中　ρ_e——过滤器有效孔隙率；

ρ_s——过滤器孔隙率；

μ——矿层给水度。

饱和矿层在重力作用下可自由流出的最大水量与矿层体积之比称为给水度。矿层给水度随砂粒的大小而变化，粉砂最小，砾石最大，其值为 0.054～0.240。在地浸实践中，由于矿层中的不透水泥岩层、施工过程的机械损坏或受矿层给水度的限制，过滤器孔隙率无法保证设计值。产生不同程度地下降。另外，生产过程中过滤器周围的淤塞物或钙结垢也会降低过滤器设计孔隙率。引进有效孔隙率的概念，可说明过滤器孔隙率的变化。为减少液体进出过滤器产生的摩擦损失，最大限度地获得钻孔抽注液量，生产中应设法加大过滤器的有效孔隙率。

3. 过滤器孔隙率的变化

过滤器孔隙率直接影响过水量的大小，在实际应用中，设计孔隙率的原则以不影响钻孔抽液量与注液量为前提。过滤器过水量与渗透系数、水力梯度等诸因素有关，为保证过滤器尽可能大的过水量，在其它条件允许时绝不能因孔隙率低而限制过水量 :这里我们要讨论当矿层厚度较大、过滤器较长时孔隙率的变化。根据水动力学原理得知，在

抽出井与注入井工作时，上水面的水力梯度较大，在整个过滤器长度上，上部液体流速快，下部缓慢。由于这种情况，如整段过滤器孔隙率一样，那么上部矿层浸完后下部矿层可能还未浸完或未完全浸完。对于厚度大的矿体，这一问题更明显。为解决这一问题，可使用孔隙率变化的过滤器。这种过滤器上部孔隙率小，下部孔隙率大，其变化幅度取决于过滤器长度，在非均质矿层中还与矿层渗透系数变化有关。孔隙率变化幅度一般为10%左右。

4. 过滤器孔隙尺寸

这里所说的过滤器孔隙尺寸指最外层的孔眼大小，圆孔式过滤器为圆孔的大小，但如果外缠尼龙网，那应是尼龙网眼的尺寸；缝式过滤器是条缝的大小；而外骨架过滤器则是两层圈之间的缝隙大小。

孔隙尺寸太小会增大阻力损失，影响抽液量与注液量，易造成堵塞，且在洗孔过程中不易形成天然过滤层；太大会使细砂涌进套管内。过滤器孔隙尺寸与矿层颗粒大小密切相关，不同颗粒的矿层通过过滤器的百分比(以重量计)要求也不同，如表7－2－4。

表7－2－4　过滤器孔隙设计时不同颗粒的通过量要求

矿层颗粒	砾　石	粗　砾	中、细砂
颗粒通过量/%	20～30	40～60	50～70

过滤器孔隙尺寸除与矿层颗粒大小有关外，还与钻孔成井结构有关。对于填砾式钻孔结构，孔隙尺寸的大小以能挡住90%的填料为标准。因为填料是人为构筑的过滤层，不同粒级的砂砾之间无胶结，要尽量保证在过滤器工作时不因抽液或注液而被损坏。对于非填砾式结构的天然砂层，孔隙尺寸可参照表7－2－4给出的数据或按能过滤d_{50}砂砾的直径尺寸确定孔隙尺寸。通过洗孔、抽水清除一部分细砂，形成天然过滤层。对于相对较细的砂，孔隙尺寸稍有变化会导致套管内涌砂量增加很多；而对于粗砂和砾石层，孔隙尺寸的微小变化不会对井内涌砂产生显著的影响。

三、过滤器直径的确定

过滤器直径决定着钻孔直径大小，影响钻孔的涌水量。过滤器的直径可根据预计的钻孔涌水量来设计，涌水量随钻孔直径的增大而增加。为获得较大的涌水量，设计时力图增大过滤器直径，随之导致钻孔直径增加。但当钻孔直径增大到一定数值时，涌水量的增大梯度逐渐减少，两者之间呈非线性关系，如图7－2－20所示。从图中10组抽水试验结果看出，过滤器直径增加到200mm以上时，涌水量增幅逐渐变缓。从而得出，应将过滤器直径的增加控制在一定限度，大孔径的过滤器不会明显增加钻孔涌水量。

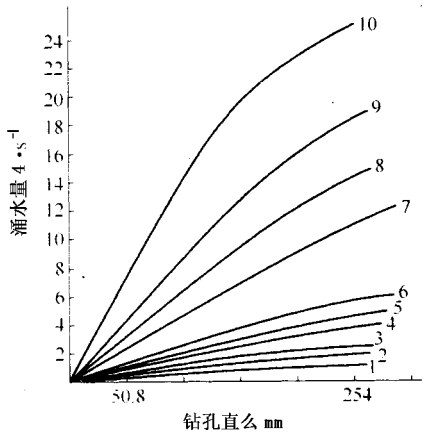


图 7－2－20　过滤器直径与钻孔涌水量的关系

在过滤器长度、孔隙率和允许进水速度确定后，过滤器直径可根据涌水量由下式计算：

$$D = \frac{3.6Q}{\pi L \rho v} \tag{2-11}$$

式中　D——过滤器直径，mm；

Q——井涌水量，m^3/h；

L——过滤器长度，m；

ρ——过滤器孔隙率，%；

v——最大允许进水速度，m/s。

四、过滤器允许进水速度与堵塞

1. 允许进水速度

液流进入过滤器的速度称为进水速度。为保护过滤器，延长使用寿命，必须考虑进水速度。当地下水以较大流速进入过滤器时，岩层内地下水压力降低。地下水压力降低的结果，使溶解在地下水中的二氧化碳逸出，在过滤器周围产生碳酸盐类沉淀。这些沉淀会堵塞过滤器孔隙和矿层天然过滤层。并且，当过滤器一部分孔隙被堵塞后，过水面积减小，水流速增大，从而产生恶性循环，进一步毁坏过滤器。因此，过滤器设计时，要适当控制进水速度。为防止过滤器堵塞或防止矿层砂粒进入钻孔，设定了最大允许速度，或称安全速度。独联体国家计算最大允许进水速度的公式为：

$$v = 65\sqrt[3]{K} \tag{2-12}$$

式中　v——最大允许进水速度，m/d；

K——含水层渗透系数，m/d。

从公式中看出，最大允许进水速度只与含水层渗透系数有关，其关系如图 7－2－21 所示。

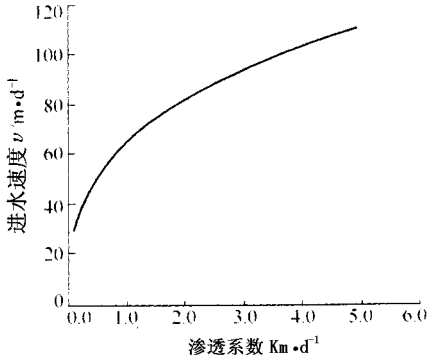


图 7－2－21　最大允许进水速度与含水层渗透系数关系

美国所推荐的安全流速一般为 0.03m/s，水在套管内上升流速可按 1～1.8m/s 计算。

2. 过滤器的堵塞

过滤器堵塞是地浸常见的现象，在长期的抽注过程中，矿层中淤泥或细砂聚积在过滤器周围，有时形成胶结物，逐渐堵塞过滤器孔隙。这种堵塞多发生在抽出井，这是因液流方向为淤泥或细砂造成了聚积和胶结的条件。

化学溶解物也是过滤器堵塞的主要原因，特别是在高矿化度的地下水中，钙、镁、铝、铁的化合物都会成为过滤器堵塞物。由于浸出剂的注入，地下水中化学平衡遭到破坏，特别是在高含钙的地下水中，注入的酸或碱会在反应中生成钙盐，$GaSO_4$ 或 $CaCO_3$，堵塞过滤器。另外过滤器外的填砾，因存在泥质、铁质或钙质物质时，会形成胶结，堵塞在过滤器外围。成井后因洗井不彻底遗留的泥皮在长期抽注中会随液流运移至过滤器周围，堵塞矿层。

五、过滤器的有效长度

地浸采铀实践证明，抽水过程中，在过滤器段矿层的渗透性均匀的情况下，过滤器在长度上进水量由上往下逐渐减少。因此，在一定量的抽水条件下，过滤器的有效长度是有限的。过滤器的有效长度指起过滤作用的实际长度；它与含水层厚度、涌水量、过滤器类型、孔隙率和开孔方式等因素有关。

经钻孔抽注试验证实，在一定水位降深的条件下，井的抽液量与注液量随过滤器长度增加而增大，但大到一定值时，抽液量与注液量不再增加，如图 7－2－22 所示。图中给出了不同水位降深(s)情况下，过滤器长度与抽液量和注液量的关系。从图中看出，当过滤器长度超过 14m 时，抽液量与注液量增大梯度变缓，超过 20m 时趋于零。言外之

意，为追求抽液量与注液量采用过长的过滤器是没有实际意义的。过滤器有效长度可由下式计算：

$$L = \alpha \lg(1 + 3.6Q) \tag{2-13}$$

式中　L——过滤器有效长度，m；

α——校正系数，与含水层和井结构有关，一般取 17；

Q——设计涌水量，m^3/h。

另外，也可借鉴独联体国家的公式计算

$$L = \frac{Q\beta}{D} \tag{2-14}$$

式中　L——过滤器有效长度，m；

Q——涌水量，m^3/h；

β——经验系数，决定于含矿含水层颗粒组成情况，细砂 - 90；中砂 - 60 粗砂 - 50 砾石 - 30；

D——过滤器直径，mm。

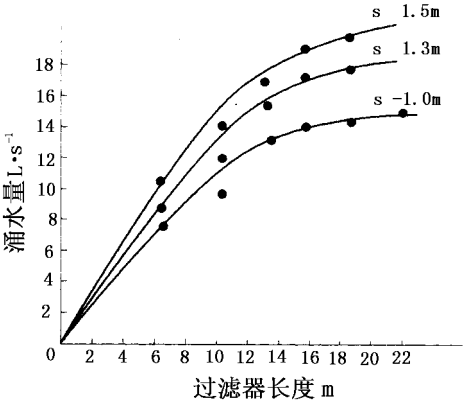


图 7-2-22　过滤器长度与涌水量关系

六、影响过滤器长度的因素

1. 钻孔抽液量与注液量

钻孔抽液量和注液量与几个因素有关，诸如矿层渗透系数、抽液与注液压力、水位降深、过滤器长度、过滤器直径等。钻孔抽液量与注液量可由下式计算：

$$Q = \omega v \tag{2-15}$$

式中　Q——钻孔抽液量或注液量，m^3/d；

ω——过水断面，m^2；v——流速，m/d。

根据达西定律：

$$v = KI \tag{2-16}$$

式中　K——渗透系数，m/d；

I——水力梯度或抽液与注液压力。

从这两个公式可知，在水文地质条件和操作条件一样的情况下，钻孔抽液量与注液量取决于过水断面，与过水断面成正比。过水断面即过滤器的透水面积，过滤器的表面面积与孔隙率之积，对于圆孔式过滤器：

$$\omega = D\pi L\rho \tag{2-17}$$

式中　D——过滤器外径，m；

L——过摅器长度，m；

ρ——孔隙率，%。

从式 2-17 中得出，过水断面与过滤器长度成正比，因此，过滤器的长短直接影响钻孔抽液量与注液量。为将抽出井与注入井一并考虑，这里用抽液量与注液量这一术语。因抽液和注液时钻孔水动力功能条件不同，同一孔抽液量与注液量也不相等。大多数情况下，同一孔的抽液量是注液量 2 倍以上，这也是为什么地浸矿山抽出井数总是小于或等于注入井数的原因。

为了说明钻孔抽液量和注液量与过滤器直径和长度的关系，上面公式是在稳定流、完整井、均质含水层、无越流条件下计算的。实际情况不一定满足这些条件，这时可应用裘布依或泰斯公式计算。用这些公式计算，钻孔抽液量与注液量的大小同样是过滤器长度的函数，只是线性还是非线性的问题。

在渗透系数与水力梯度一定的条件下，为使钻孔达到一定的抽液量与注液量，只有增大过滤器长度或直径。但在地浸采矿中受矿层厚度、含矿含水层厚度、矿体中非矿夹层厚度等因素影响，经常不能增大过滤器长度（暂不考虑直径影响），以防止浸出液被过量稀释，浪费浸出剂，增大采矿成本。在这种情况下，即使钻孔抽液量与注液量达不到要求，也要控制过滤器长度。钻孔抽液量与注液量是影响矿山生产能力的关键因素，因此，对某特定矿床要根据实际情况综合分析，找出最佳方案。须强调，在渗透性、水力梯度等条件允许的情况下，为保证钻孔的抽液量与注液量，过滤器要有一定的长度。

2. 矿层有效厚度

假如某矿层 12m 厚，含矿含水层厚 20m，矿层位于含矿含水层中间，上下有不透水的泥岩层顶板与底板。如不考虑矿层的有效厚度，可以 12m 计算液固比和孔隙体积。但是，在抽出井与注入井工作情况下，液流不但会在水力梯度驱动下沿矿层水平运移，而且还会沿垂直矿层方向运移使液流运移厚度增大，如图 7-2-23。矿层有效厚度与下列因素有关：

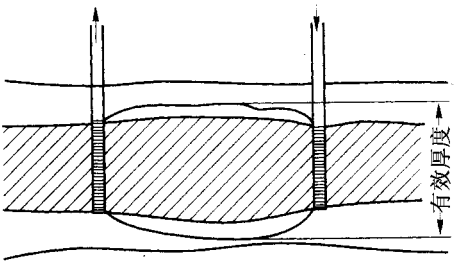


图 7－2－23　钻孔抽出与注入时矿层的有效厚度

(1)矿层渗透系数；

(2)矿层水平渗透系数与垂向渗透系数之比；

(3)水力梯度；

(4)围岩渗透系数；

(5)矿层渗透系数与围岩渗透系数之比；

(6)过滤器长度。

矿层水平渗透系数越大，液体沿矿层水平流速越快，垂向渗流越小，有效厚度也小。矿层垂向渗透系数大，液流就易在垂向方向上渗流，相应会增大有效厚度。矿层水平渗透系数与垂向渗透系数之比也是影响有效厚度的因素之一，从对水平和垂向渗透系数的分析我们知道，比值越大，即水平渗透系数大，垂向渗透系数小，意味着有效厚度小，相反，有效厚度大。水力梯度越大，液流速度越快，根据达西定律，有效厚度越小。地浸采铀中的围岩大都是砂岩，很清楚地知道，围岩渗透性越好，液流越易渗入，从而增大有效厚度；而围岩渗透性差时，绝大部分液流沿矿层水平运移，不会或很少会渗入围岩，有效厚度也小。从而得知，当矿层与围岩渗透系数比值大时，有效厚度小，反之，有效厚度大。过滤器长度依据有效厚度的设计原则是：有效厚度小，过滤器长度大；有效厚度大，过滤器长度小。生产中要根据地质、水文地质状况，确定过滤器长度，分析有效厚度，最大量的限制浸出剂在矿层中流动。

应当注意，地浸矿山生产时，在钻孔抽液与注液的影响下，地下水原始水力梯度发生变化，抽出井水位下降，注入井水位上升。并非图 7－2－23 给出的那样。该图只是为帮助说明有效厚度的概念而绘制的。

一般情况下，有效厚度可根据经验公式推算，通常为大于过滤器长度 10% ~ 20%。就此而言，过滤器长度不应和矿层厚度相当，而应略小于矿层厚度；

3. 矿层厚度

将过滤器布置在矿层中时，矿层厚度是确定过滤器长度的主要因素，过滤器长度随矿层厚度变化而变化。在地浸采铀条件试验和生产中，常是多井作业，不但要考虑单井

的矿层厚度以确定过滤器的长度，而且要考虑附近井见矿厚度。如图 7－2－24 所示，如只考虑左边注入井见矿情况，那么过滤器长度应与矿层厚度一致。可是从图中看出，抽出井见矿厚度近似于左边注入井的 2 倍，为使矿体在生产中被浸遍，保证井的一定抽液量或注液量，最大限度地回收铀资源，应加大左边注入井过滤器长度，类似于这种情况在试验与生产中经常遇到。

虽然过滤器长度与矿层厚度直接相关，但过滤器长度也不完全正比于矿层厚度，特别是当矿层厚度较小时更为如此。在矿层厚度小于 5m 时，建议过滤器长度以 5m 为准，或者说过滤器的最小长度为 5m。在这种情况下，过滤器长度大于矿层厚度的主要目的是保证钻孔的一定抽液量或注液量。

4. 浸出液密度

在地浸生产设计中，一些工程技术人员习惯上将抽出井过滤器底端加长，大约超出矿层 500mm。设计者认为，在矿层浸出过程中，浸出液与地下水密度不同，密度大者沉降速度快，因此，贫铀溶液在矿层底部运移。为有效地抽出浸出液，过滤器长度应略大于矿层厚度。

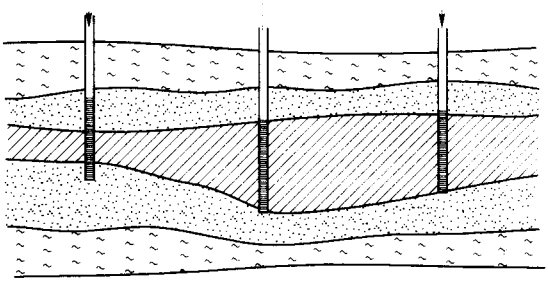


图 7－2－24　矿层厚度变化时过滤器长度的确定

针对一次现场试验，作者对清水和不同浓度的浸出液密度进行测定，结果可见表 7－2－5。从表中看出，液体密度随液体浓度的增加而增加。但是，作者认为，这不能作为抽出井过滤器底端加长设计的依据。因为：

(1)两种不同密度的液体混合条件与实验室条件截然不同，液体在矿层中沿孔隙运移，密度大的液体无法在小密度的另一种液体中自由沉降；

表 7－2－5　不同浓度液体密度比较

序号	液体	浓度/$g \cdot L^{-1}$	密度	测定方法
1	清水，4℃		1.0	来源手册
2	清水，20℃		0.9977	来源手册

序号	液体	浓度/$g \cdot L^{-1}$	密度	测定方法
3	现场地下水		0.9977	来源手册
4	浸出液	[U] = 3.55，[Mn] = 2.59，∑Fe3.33	1.05 1.042	密度计 容量法
5	浸出液	[U] = 1.18，[Mn] = 0.86，∑Fe1.44	1.02 1.013	密度计 容量法
6	浸出液	[U] = 0.106，[Mn] = 0.078，∑Fe0.13	0.98	密度计
7	浸出液	[U] = 0.89	1.017	密度计
8	浸出液	[U] = 0.053，[Mn] = 0.039，∑Fe0.065	0.97	密度计

(2)从实验室试验看出，当两种液体混合时，密度大的液体并非垂直下沉，向四周扩散是与小密度的液体混合的主要方式；

(3)矿层浸出过程中，由于抽出井与注入井的抽注作用，液体在水力梯度驱使下以水平方式运移，不具备因密度差造成液体沉降的条件；

(4)浸出过程中，浸出液随浸出剂的运移逐步生成，并在运移中与地下水混合，因密度差造成的纯沉降现象不可能发生。

鉴于这些原因，因液体密度不同而加长过滤器的作法值得商榷。

七、过滤器类型与适用条件

1. 圆孔式过滤器

图 7－2－25 所示为 ϕ90mm 圆孔式过滤器。这种过滤器在套管上钻直径 10～12mm 的孔眼，外缠孔径 1mm 左右的尼龙网，孔隙率控制在 20% 左右。另外，也有直接在套管上钻直径 1～2mm 小孔的圆孔式过滤器，这种过滤器不需外缠尼龙纱网。如果外套骨架，圆孔式过滤器孔的直径应稍大些，一般孔眼直径和孔眼间距关系为 $a = (2.5 \sim 3.0)d$，如图 7－2－25 所示。

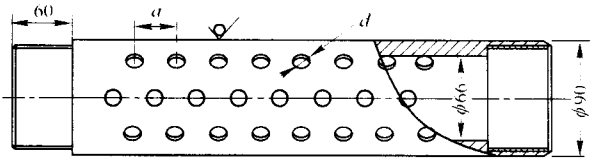


图 7－2－25　圆孔式过滤器加工示意图

这种过滤器的优点是加工简单、方便，使用时可在现场加工，不需要复杂的设备，不需高级技工，外包的尼龙网易于找到，缠绕简单。

缺点是加工规范差，孔隙率和包网层数难以准确控制。外包尼龙网与套管材质各异，对化学物质反应不同，时间长会影响使用。而且，外包尼龙网难以紧绕在硬套管上，下放时会造成包网破损或脱落，滑到非矿层段，失去纱网的效能。

通常，过滤器由与套管同径的 PVC 管加工而成。

2. 缝式过滤器

如图 7－2－26 所示，这种过滤器是在不锈钢或 PVC 套管上直接加工多个纵向条缝而成。加工时缝宽 1～3mm，缝长 140～200mm，缝间距 100～150mm，5 条缝一组，孔隙率为 8%～10%。

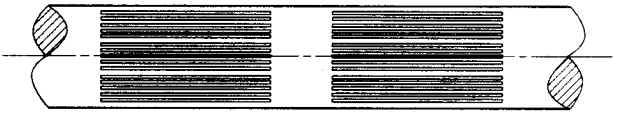


图 7－2－26　纵向缝式过滤器

这种过滤器的孔隙率可严格控制、规范，因外部不需缠绕尼龙网，避免了由此造成的麻烦。条缝尺寸可调，因而，适应性较强，可用于不同粒径的砂岩中。

缺点是必须有专门的加工设备与厂家，加工复杂，成本较高。

横向缝式过滤器与纵向缝式过滤器相对应，这种过滤器与纵向缝式基本相同，只是开缝方向垂直于管轴，主要考虑过滤器的强度。横向缝式过滤器的特点与纵向相同。

3. 外骨架式过滤器

这种过滤器是在圆孔式过滤器外套入一定量的圆圈而成，如图 7－2－27 所示。圆圈内径略大于套管，以能顺利套入而又不松动为准。圆圈径间厚 5mm 左右，断面为梯形，外厚内薄。圆圈之间以栓柱固接，栓柱个数一般为 5～8 个。圆圈迭好后两圈之间外部缝隙宽度依砂岩颗粒大小而定，一般为 0.5～3mm，孔隙率 10%左右。

外骨架式过滤器过滤性能好，与圆孔式相比，用圆圈代替了尼龙网，因此强度高。圆圈的大小取决于套管，尺寸可变动，便于加工。圈与圈之间的缝隙可调，能适用各种粒度的砂岩层，圆圈数可多可少，过滤器长度易控制。为增加圆圈的牢固性，在套进套管后可每隔几米焊一管箍，过滤器两端用管箍固死。

这种过滤器加工时要先制好模具，需固定设备与厂家。表 7－2－6 为独联体国家外骨架式过滤器工艺参数。

表 7－2－6　独联体国家外骨架式过滤器工作参数

参数 \ 型号	ϕД110	ϕД140	ϕД110	ϕД110	ϕД110	ϕД110
外径/mm	110	140	160	180	210	225
缝宽/mm	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
圈高/mm	8	10	10	10	10	
孔隙率/%	11.1	9.1	9.1	9.1	9.1	9.1
栓　数	5	6	6	6	8	8

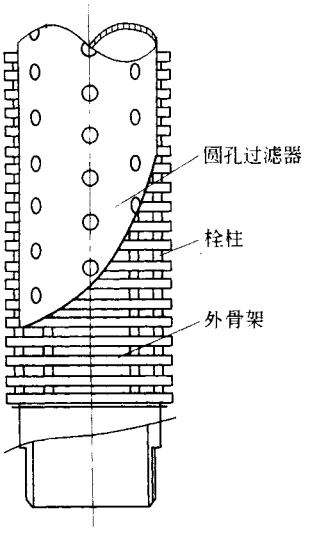


图 7－2－27　外骨架式过滤器

4. 射孔式过滤器

在早期的地浸铀矿山中使用过射孔式过滤器，这种过滤器不是在地表加工好连接到套管上，而是套管下放后，待封孔水泥固结后用高压射孔枪将矿层段套管射孔，孔径为 1～3mm。这种射孔技术在石油部门经常使用。射孔后形成的过滤器长度可根据需要完成，避免了地表加工、与套管连接等工序。孔径与孔隙率可根据砂岩粒度调节，灵活多变。

射孔又分为水砂射孔和水力穿孔。水砂射孔借助射流能穿过套管、封孔水泥进入岩层，进入岩层深度可达 300～400mm。射孔时操作射孔器上下运动，可打出一排排纵向孔，孔径为 1.5～3.5mm，压力 9MPa。而水力射孔压力为 10～15MPa，能在厚 8～10mm 的套管上射孔。

另外，与水砂射孔和水力穿孔相似的还有子弹穿孔和聚能穿孔。这两种方法多用在石油部门，穿孔直径 2～10mm。

射孔式过滤器必须拥有高压射孔设备，设备投资大，射孔成本高，射孔质量不易检查。

5. 天然式过滤器

所谓天然式即非人工加工而成的过滤器。在一些矿山，因砂岩层较坚硬，长期抽液或注液也不坍塌，可不必安装人工过滤器。这种利用天然矿层形成过滤器的方法是在全段下入套管后，用水泥浆填充套管与钻孔壁之间的环形空间，固结后下入切割刀具将矿层部位的套管及水泥固井一同切掉，形成天然的矿层过滤器，如图 7－2－28 所示。

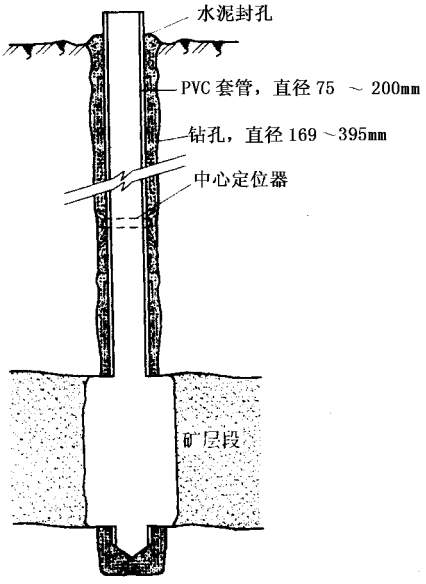


图 7－2－28　天然式过滤器

天然过滤器免去了地表加工和孔内射孔的工序，但采用天然过滤器矿层必须完整、稳定，以保证在使用阶段不至于坍塌。再则，施工者必须拥有套管切割刀具。这种过滤器不存在孔隙率问题，完全依赖于天然矿层的孔隙率。因此，对于较厚的矿体，无法人为调节过滤器上部与下部的过滤能力。

采用这种过滤器首先要考虑矿层段岩层的稳定性。并考虑一定的安全系数。为保证井生产期间的稳定，安全系数不应小于 1.5。计算后，如矿层段稳定性得不到保证，应采用其它形式的过滤器。

6. 无过滤器

不使用过滤器的方法是在井底部建造一个集液坑，如图 7－2－29 所示。抽液与注

液通过集液坑实现，坑按矿层自然安息角形成。这种方式的抽出井与注入井的抽液量或注液量每小时可达几十立方米。如因矿石坚硬，水力冲洗方法无法形成集液坑，可采用爆破方法。

这种方法可免去安装过滤器的麻烦，常用在过滤器易损坏的矿层条件，但这种无过滤器的方法要求矿层稳定性适度，而且费用高，且集液坑的大小与形状无法准确控制。

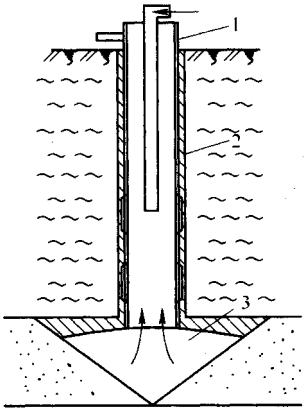


图 7－2－29　钻孔漏斗集液槽

1—套管；2—水泥封孔；3—漏斗形集液槽

除上述介绍的几种过滤器外，还有其它一些过滤器，如缠丝过滤器、钢骨架过滤器、笼状过滤器、筐状过滤器、贴砾过滤器等，但这些类型的过滤器在地浸采铀中使用较少，不再赘述。

7．各种过滤器的适用条件

上述介绍的几种过滤器在使用条件上没有原则上的差别，主要依据现场具体情况而定。圆孔式过滤器因加工简单、易操作，大都用在钻孔数量少的试验中。外骨架式和缝式过滤器因加工严格、质量保证、过滤效果好，常用于生产矿山。决定是否采用天然式过滤器的主要因素是矿层的稳定程度和套管切割刀具。射孔式因仅用于不锈钢管，并要求拥有射孔设备，近些年很少使用过滤段砂层颗粒大小对过滤器的选型也有影响，但这还要看加工能力如何。缝式过滤器如果加工的缝隙小，就可用于细颗粒砂层中。实际使用中，不同矿山过滤器的选型更多取决于现场加工能力和供货厂商。

八、过滤器的安装位置

1．矿层中过滤器的布置

(1)单层矿体条件下

地浸采铀中,如矿层渗透性较好,那么绝大多数情况下过滤器置入矿层中,如图 7－2－30 所示。在这种情况下,过滤器作用可得到充分发挥,溶液会在压力作用下从注入井渗过矿体流向抽出井。

过滤器置入矿层中要求矿层渗透性不能太差或不低于围岩渗透性,否则很难保证浸出剂沿矿层流动。浸出剂一旦进入围岩,会造成浸出液稀释,增大试剂耗量,增加采矿成本。

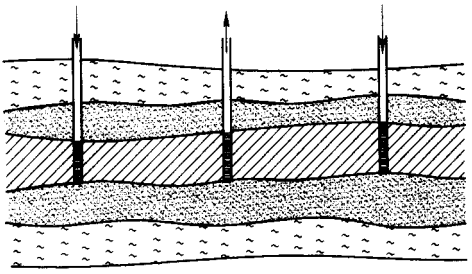


图 7－2－30　单一矿层中的过滤器

(2)多层矿体条件下

矿体由多层矿组成时,布置过滤器要考虑多方面的因素,主要是非矿夹层厚薄,这将决定采用一段还是两段以上的过滤器。另外,对于多个矿层还要考虑过滤器的作用方式,即直接承担抽液或注液还是仅起矿层之间的连通作用。这里讨论的多层矿体指同一含水层的多层矿体。

对于多层矿体采用一段还是多段过滤器取决于:

①非矿夹层厚度;

②非矿夹层厚度与矿体总厚度之比;

③矿石品位;

④非矿夹层渗透性与矿层渗透性之比;

⑤矿体埋深;

⑥钻孔成本。

一般来讲,非矿夹层厚度小于 1.5m 时,宜采用一段过滤器,布置在矿层中。当非矿夹层厚度与矿体总厚度之比小于 0.1 时,宜采用一段过滤器。这时,相对矿层厚度来讲非矿夹层较薄,不到 1/10,不会对浸出液铀浓度、浸出剂耗量等造成较大的影响。非矿夹层渗透性与矿层渗透性相比较小时,宜采用一段过滤器。在这种情况下,即便过滤器段包含非矿夹层,但渗透性较差,绝大部分浸出剂流经矿层,对浸出效果及试剂消耗影响不大。在其它条件相同时,矿石品位也是影响过滤器段数的因素之一。如矿层品位较高,

那么，即便矿层中夹杂非矿夹层且夹层与矿层厚度相差不大的条件下也不会大幅度降低浸出液铀浓度，因此可采用一段过滤器。

将过滤器布置在矿层中采用一段还是多段要综合考虑上述因素，同时还要结合生产实际情况、加工能力、操作水平等。矿层为多层时，采用一段过滤器同时开采很难保证各矿层浸出均匀，虽然同时浸出，但结束时间却无法统一，有可能发生上部矿层已采完，但下部仍需浸出的情况。为此，不得不继续对过滤器全段即多个矿层同时抽液或注液。既浪费浸出剂又会稀释浸出液。

多个矿层分别开采可选用两种办法，一是并列打多个钻孔至不同矿层，过滤器也如单层矿开采一样布置在矿层中；另一种办法是打一个钻孔，过滤器分次下入，如图 7－2－31 所示。这时可先开采上部矿体，采完后从孔内钻进至下部矿体，然后安装过滤器并同时将上部过滤器封死。另一种办法是预先安装好上层与下层过滤器，先使用下部过滤器，采完后再启用上部过滤器。用这两种方法开采两层以上的矿体，过滤器施工比较复杂。

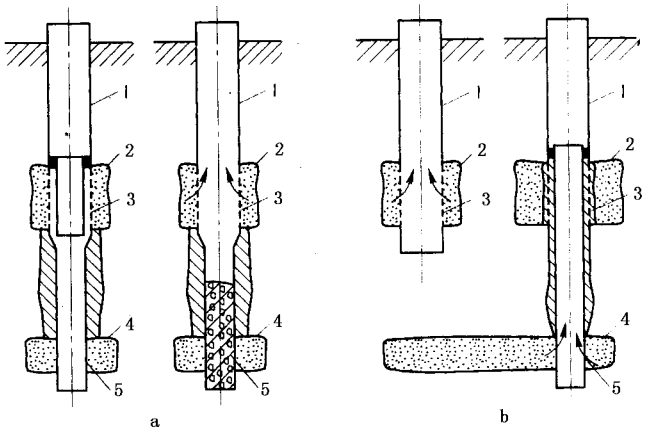


图 7－2－31　矿体分别开采时过滤器布置

a—从下列上开采法；b—从上到下开采法；箭头表示开采方向

1—套管；2—上层矿体；3—上部过滤器；4—下层矿体；5—下部过滤器

另外，经多年的地浸生产实践，独联体国家开发了在同一孔内即可完成注液又可完成抽液的装置，这种过滤器和上面的布置相同，但装置本身加工复杂。

地浸开采中对于水幕孔、水文孔等过滤器的布置也有一定要求，如水文孔要求在整个含水层的长度上布置过滤器。不管是哪种功能的孔，过滤器的布置要考虑多种因素，以便保证井的功能得以实现。

2. 矿层围岩中布置过滤器

如图 7－2－32 所示，当矿层与围岩层渗透性差别较大，矿层渗透性远小于围岩层渗透

性时，宜将过滤器置入矿层上部或下部围岩中。经实践证明，如将过滤器置入矿层中，那么经由过滤器的液流量不会超过 50%，而液流的主体部分将在矿层外流动。在这种情况下，浸出剂大量流经无矿的围岩，稀释浸出液，增大浸出剂耗量和采矿成本。而过滤器布置在矿层上下围岩中后，可大大改善浸出效果。采用这种方式布置过滤器时，抽出井与注入井间距要适当缩小，增强相互间的水动力作用。钻孔排列形式依据矿床形态而定。

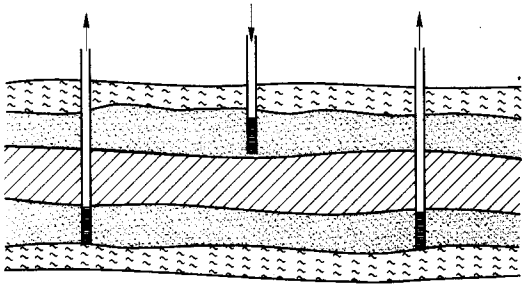


图 7－2－32　过滤器置入矿层的上围岩与下围岩中

这种布置过滤器的形式可解决矿层与围岩渗透性相差较大时矿层内液流过小的问题，改善浸出效果。但这种布置也存在一些弊病，如会产生沟流，造成溶液不会均匀地浸遍矿体。另外，矿层中夹有岩层如钙层等非矿层时会阻碍溶液均匀流动，增大产生沟流的机会。因过滤器布置在矿层围岩层中，溶液从沿矿层水平流动改为近似垂直矿层流动，所以矿层厚度不能太小，应大于 15m。否则，溶液流经矿层路径短，浸出液铀浓度低，增大采矿成本。从图 7－5－32 中可以看出，这种布置过滤器的方式有明显的溶浸死角存在，资源回收率不会太高。当然，这种过滤器的布置形式对于矿层靠近底板或顶板时不宜采用，因过滤器不能布置在不透水的顶板或底板泥岩中。

在有些情况下，过滤器不单纯布置在矿层中或围岩中，而是贯穿矿层与围岩交界处。这种布置过滤器的方式受多种因素影响，诸如矿石品位、资源回收率、矿层与围岩渗透性等。

第四节　套管的作用与常用套管性能

一、套管的作用与要求

1. 套管的作用

下入钻孔内起衬里作用的管路称为套管，或井管。在地浸采铀试验与生产中，无论

是抽出井、注入井还是监测井都须下入套管，套管的主要作用是：

(1)为钻孔封孔创造一个环形空间，使封孔止水成为可能；

(2)为抽液与注液创造一个低阻力损失的通道；

(3)与封孔水泥一起，隔离各含水层，维护孔壁。

从地浸钻孔结构中知道，钻孔终止钻进后进入成井工序，其中最主要的一项是封孔止水。封孔止水的方法之一是注入水泥浆，下入套管后，形成一个环形空间，为封孔创造了条件。施工中先下入套管，而后充填水泥浆。套管的内壁光滑、阻力损失小，液体可在管内自由流动，特别是不锈钢管还为活塞洗孔提供了条件。孔在钻进期间靠泥浆护壁，以防止孔壁坍塌，钻进之后，为方便成井必须将泥浆替换掉。下入套管封孔后就可洗掉套管内泥浆，恢复过滤器及矿层渗透性。运行中，套管与封孔水泥一起保护孔壁防止各含水层之间串流。另外，由于套管的保护作用，可使注入或抽出具有腐蚀性的溶液不损害钻孔，保证钻孔的使用寿命。

2. 对套管的要求

为保证钻孔具有综合工作能力和一定的服务年限，对钻孔中下入的套管提出以下要求：

(1)能抗酸或碱溶液的侵蚀；

(2)内壁光滑，圆整；

(3)具有足够的机械强度，能承载地层的压应力和自重的拉应力；

(4)作业可靠，易操作，管路连接密封性好；

(5)价格合理。

在地浸生产过程中，注入的化学试剂、反应生成物、地下水中物质都会对套管产生不同程度的腐蚀，主要包括电化学腐蚀、空气腐蚀、微生物活动腐蚀、溶解氧腐蚀等。电化学腐蚀是金属和介质发生电化学反应而产生的腐蚀，是套管破坏的主要原因。当套管内壁暴露在空气中后，会被氧化而腐蚀。一些细菌会腐蚀套管，使套管结疤。在酸性、中性及弱碱性水中，套管被腐蚀的速度与氧含量成正比，特别是氧的腐蚀作用与电化学作用相结合时，危害更大。这些腐蚀主要影响金属套管。地浸矿山因浸出铀的需要，需注入酸、碱、氧化剂，造成了腐蚀的条件。因此，套管选择时应充分考虑耐腐蚀性能。

套管安装成井后，井内可能下入提升设备，这要求套管内壁光滑，连接处无台阶，特别是当采用活塞洗井或抽水时，对套管内壁的光滑、圆整度要求更高。由于钻孔偏斜或岩层缩径、坍塌，套管下放过程中会与孔壁摩擦、碰撞，同时还要承受长达上百米管路的自重，200m 长 ϕ110mm × 10mm 的 PVC 套管重约 1t。成井后，套管还承受地层压力，当采用活塞或脉冲方法洗井时，套管承受气液的冲击破损力更大。由于套管强度不够，在

施工中发生断裂的现象并不罕见。可见,强度是我们选择套管的基本条件之一。

井场成井施工属野外作业,这要求套管加工与下放应易操作、易连接,施工方便、安全。同时,因套管的主要目的之一是防止井内液体与地下水串流,因此,要求套管连接处牢固、密封性好。当然,对企业来说,希望任何原材料都价格便宜,价格也是套管选择的重要因素。

3. 套管种类

地浸采铀试验和生产中已使用过不同类型的套管,如 PVC 管、PE 管、不锈钢管、玻璃钢管和玻璃纤维管等。另外,PE 管中还有高密度 PE 管,HDPE。这些类型的套管都有成功应用的实例,在美国的 Crownpoint、Rosita、Kingsville 地浸矿山用过玻璃纤维管作钻孔套管,Highland 矿用过玻璃钢管作套管。由于各矿的地质、水文地质条件、矿体埋深、货源、套管成本等不同,所采用的套管种类也不尽一样。每种类型的套管都有它的优点和不足,使用时要缜密考虑。

二、PVC 管的性能、规格与连接

1. PVC 管性能

PVC(聚氯乙烯,Polyvinyl Chloride)管是地浸采铀最常用的套管之一,它之所以普遍受到欢迎是因为它具有如下优点:

(1)具有良好的化学稳定性,除强氧化剂及芳香族碳氢化合物、氯代碳氢化合物外,几乎能耐任何浓度的酸、碱、盐及有机溶剂的腐蚀;

(2)密度小,约为钢的 1/5;

(3)强度较高,矿用厚壁管可承受较高的压力;

(4)机械加工性能好,成型方便,且可焊接、粘接,连接配件齐全;

(5)价格低廉;

(6)货源广;

(7)阻力损失小,使用寿命长。

表 7-2-7 是 PVC 管材指标表。PVC 管材具有防腐、抗压、抗冻、强度大的特点,完全可以满足地浸钻孔的要求与生产的需要。表 7-2-8 和表 7-2-9 分别是 PVC 管材主要耐腐蚀性能和物理机械性能。

表 7-2-7　PVC 管材指标表

指标名称	指　标
相对密度/$g \cdot cm^{-3}$	1.4~1.6

指标名称	指　　标
腐蚀度/$g \cdot m^{-2}$	
HCl、HNO_3 不超过	±2.0
H_2SO_4、$NaOH$ 不超过	±1.5
允许应力 13MPa(60±2℃液压)	保持 1h、不破裂、不渗漏
允许应力 35MPa(20±2℃液压)	保持 1h、不破裂、不渗漏
伸缩率/%	
沿轴向不超过	±4.0
沿径向不超过	±2.5
扁平试验	
外径≤200mm 按此项检验	压至外径 1/2、无裂缝破裂现象
丙酮浸泡试验	
外径≥225mm 按此项检验	无发毛、脱层现象
外观	管材外壁光滑、平整,内壁平整,不允许有气泡、裂口及显著的波纹、凹陷、杂质、颜色不匀、分解变色等

表 7-2-8　PVC 管材主要耐腐蚀性能

介质	浓度/%	温度/℃	结果	介质	浓度/%	温度/℃	结果
硝 酸	10	40	优	次氯酸钠	10	40	优
硝 酸	5	沸	差	甲 酸	36	40	优
铬 酸	5	沸	良	乳 酸	25	100	优
硫 酸	50	沸	良	苯乙烯	50	100	良
盐 酸	32	沸	优	苯 酚	5	100	良
硼 酸	70	沸	优	醋酸甲酯	40	100	良
磷 酸	50	沸	优	尿 素	85	80	优
氢氟酸	稀	100	优良	氯化钠	10	沸	优
氢氧化钠	40	40	优	硫酸铵	<90	100	优
氢氧化钠	5	沸	良	亚硝酸钠	50	95	优
氢氧化铝	50	60	优	乙 酸	36	沸	优

表 7－2－9　PVC 管材主要物理机械性能

名　　称	单　　位	指　　标
热变形温度(1.8MPa)	℃	120～138
硬度	HRR	44～58
导热系数	J/m·h·℃	0.54
弹性模量	MPa	32×10^{2}(20×50℃)
线胀系数	1/℃	$(2.7\sim5.1)\times10^{-5}$
工作压力	MPa	1
抗压强度	MPa	8～10
抗拉强度	MPa	3～7
工作温度	℃	－20℃～100℃
冲击强度	MPa	3.4～4.9
弯曲强度	MPa	107～119
出厂试压	MPa	15

从表中看出，PVC 管导热系数低，需保温的管路可以减少保温层，寒冷气候下使用较方便。它的冲击强度为 3.4～4.9MPa，随着温度的降低抗冲击强度会缓慢降低，寒冷气候下施工要注意不能摔、撞。PVC 管在阳光照射下老化加快，因此要注意保管，而冻融对管路寿命影响很小。

2. 常用 PVC 管规格

地浸采铀常用 PVC 管规格为：

直径：60～200mm

壁厚：5～20mm

套管直径除与过滤器直径、钻孔直径密切相关外还与钻孔抽液和注液的最大压力降有关，套管设计时应同时考虑这两方面的因素。钻孔施工后，套管直径就基本确定了，惟一要斟酌注浆方式。同一孔径的钻孔，不同的注浆方式对套管直径有影响。钻孔封孔采用正向注浆时，要留有插入注浆管的足够空间。

套管壁厚的选择取决于强度和连接方式。显而易见，套管管壁越厚强度越高，地浸矿山使用的套管壁厚通常 10mm 左右。实际上，如果水泥封孔质量得到保证，套管壁厚可以薄些。因为封孔后套管与水泥成为一体，强度大大增加，而不单独是套管的强度。套管如果采用丝扣连接，因加工丝扣的需要，要有一定的厚度。当然，如套管用管鞋连接

管壁可以薄些。但管鞋在现场加工困难，半截管的连接也不太方便。

另外，套管壁厚还与套管下放操作有关，厚壁管单位长度重量大，下放时较容易。在实践中，偶尔会遇到因孔内泥浆浮力大、过滤器透水受阻、PVC 套管密度小等原因套管难于下放到位的现象，相比之下，不锈钢管就不会发生这类事情。

乌兹别克斯坦、哈萨克斯坦等国家对于较深的矿床采用壁厚 18mm 的套管。同时，在这种厚壁管的支撑下，为提高钻孔抽液与注液能力，倾向增大钻孔直径，达 295～394mm，采用 152.4mm(6in)潜水泵提升浸出液。

3.PVC 管连接

地浸矿山使用 PVC 套管时常用的连接方式有两种，丝扣连接和热熔连接。丝扣连接一般采用梯形螺纹，套管、沉砂管、过滤器的连接采用公母扣对接方式，旋合长度为 60～110mm。丝扣强度可满足地浸采铀的要求。PVC 管每根通常加工成 6m、9m 不等，丝扣连接拆卸方便，易操作，加工只需一台管床，现场就可完成。丝扣连接的另一种办法是通过金属材料，一般为不锈钢材料加工成管鞋，将两根 PVC 管连接起来。图 7－2－33 是地浸采铀条件试验曾经采用的套管梯形螺纹连接方式，图中套管直径为 90mm，壁厚 12mm。

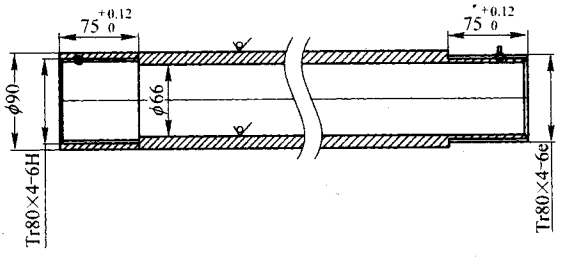


图 7－2－33　PVC 套管梯形螺纹加工示意图

热熔连接必须有专用设备，电极产生热将 PVC 管熔化。热熔连接不必加工丝扣，但在现场操作不方便。

另外，PVC 管还可采用大小头的粘接方式连接，将 PVC 管头加工成一大一小的斜面，用黏结剂将其粘接。这种方法比较简单，但有时存在质量问题，如粘接不均匀会降低 PVC 管的强度。美国的地浸矿山多用此种办法连接 PVC 套管。

为保护丝扣接头，可用沥青加 20% 油料涂于接头处。同时，还可在公母丝扣接触的端头切槽，在槽中放入 O 形密封圈，增强密封效果。

三、PE 管的性能、规格与连接

1.PE 管性能

PE(聚乙烯,Polyethylene)管是地浸采铀常用套管之一,它的性能与 PVC 管相近。

(1)密度小,仅为钢的 1/8;

(2)柔性大;

(3)价格低廉;

(4)货源广。

表 7-2-10 给出了 PE 管的物理性能。

表 7-2-10　PE 管的物理性能

项　　目		单　　位	物理性能
物理性质	密　　度	t/m^3	0.93
	抗拉强度	MPa	20~25
	弹性模量	MPa	250
	延伸率	%	440~550
	弯曲强度	MPa	25
热 性 质	导热系数	J/m·h·℃	1.36
	熔　　点	℃	在 200℃维持现状
	线胀系数	1/℃	$(1.4\sim2.0)\times10^{-4}$
	使用温度范围	℃	-40~+120℃
其　　它	耐腐蚀性		耐酸、碱
	吸收率	%	0
	耐电压	kV	40~50

在地浸采铀中除用普通的 PE 管作为套管外,一些矿山还使用 HDPE(High Density Polyethy lene,高密度聚乙烯管)。HDPE 强度高,但价格贵。

2.PE 管规格与连接

地浸采铀中使用的 PE 管、HDPE 管直径和厚度与 PVC 管一致。乌兹别克斯坦和哈萨克斯坦的地浸矿山常采用 PE 管作为抽出井与注入井的套管,规格为 ϕ190mm 和 ϕ110mm。

PE 管多采用热熔连接方式。

四、不锈钢管的性能与规格

1. 不锈钢管性能

不锈钢管具有以下特性：

(1)强度高，无论是抗拉、拉压不锈钢管强度要比 PVC 管或 PE 管高出 10 倍以上；

(2)有较强的耐腐蚀性，可耐酸、碱、盐；

(3)机械加工性能好，可丝扣连接或焊接，连接配件齐全；

(4)货源广；

(5)内壁光滑，阻力损失小；

(6)寿命长。

不锈钢管已是当前普通的材料。虽然不锈钢管具有许多优点，但其价格昂贵，从一定程度上限制了它在地浸采铀中的应用。

2. 不锈钢管规格

因不锈钢管强度高，因此一般壁厚小。不锈钢的种类繁多，常温下按组织结构可分为：

(1)奥氏体型：304、321、316、310、201、202、302、304L、316L 等；

(2)马氏体或铁素体型：430、420、410 等。

通常使用的不锈钢管为奥氏体型的 304 材质。表 7－2－11 是按不锈钢结构分类的常用不锈钢号和不锈钢管规格。

表 7－2－11　不锈钢管结构与规格

钢　号	外　径/mm	壁　厚/mm
1Cr18Ni9Ti OCrl8Ni9Ti	65.1～76 76.1～114 127、133 140、146、159、168 180、194、200、219	2.3～12 3～12 3～15 3～21 4.1～21
OCrl8Ni112－Mo2Ti	65.1～76 77～114 127、133 140、146、159、168 180、194、200、219	2.3～12 3～12 4～15 4～20

钢　　号	外　径/mm	壁　厚/mm
00Cr18Nil0	65.1～76	2.3～12
	77～114	3～12
	127～133	4～15
	140、146、159、168	
	180、194、200、219	4～20
00Cr17Ni14－Mo2	77～100	3～12
	101～114	4～15
	127、133	4～20
	140、146、159、168	
	186、194、200、219	

乌兹别克斯坦的 Учкудук 矿在富矿段使用不锈钢套管，规格为 ϕ219mm×6mm。哈萨克斯坦第六采矿公司的地浸矿山因矿体埋深 550m，因此，套管为不锈钢管。

不锈钢管连接方式多为丝扣连接、焊接。丝扣连接时可使用管鞋，这可避免丝扣连接处因加工螺纹而降低强度。

第五节　浸出液的提升

一、浸出液提升方式及要求

1. 浸出液提升方式

地浸采铀与常规开采最大的区别是地浸采出的不是矿石，而是含铀溶液。我们把从矿层内抽出的含铀溶液称为浸出液。地浸开采时，注入的化学试剂与矿石发生反应，将铀溶解在液体中，生成浸出液，将浸出液提升至地表进行处理是地浸采铀中一个重要的工艺环节。地浸矿山中，我们经常谈论的提升方式即从抽出井中抽出液体至地表的方式。目前世界上生产的地浸矿山，浸出液的提升只有两种方式，空气提升和潜水泵提升。利用向井内注入的压缩空气实现提升井内液体的方法称为空气提升。利用潜水泵工作时产生的负压实现提升井内液体的方法称为潜水泵提升。

对于生产矿山，溶液提升主要指浸出液的提升。但矿山生产前或生产结束后有时从

抽出井中抽出的不是浸出液,在抽水试验期间抽出地下水,在地下水复原阶段抽出残余溶液或受污染的地下水。虽然溶液提升也包含这两个阶段的内容,但这里我们着重讨论浸出液的提升。

2. 提升方式应满足的条件

一般情况下,提升方式选择应满足下列基本要求:

(1)抽液能力应达到设计指标;

(2)即使溶液中含有机械悬浮物,也能保持长时间、高效率地稳定工作;

(3)溶液提升设备采用的材料稳定性好,能经受浸出液的长时间作用(即具有一定的耐腐蚀性能);

(4)溶液提升设备具有较好的通用性和互换性;

(5)操作简单、效率高、使用寿命长;

(6)提升的技术经济指标好。

矿山采用空气提升时,一般选择容量为每分钟几十立方米的空气压缩机。空压机选择时要计算好抽出井个数及每个井的风量,同时还要考虑压风输送时的阻力损失。采用潜水泵提升时,既要考虑潜水泵扬程又要考虑流量。因潜水泵是一井一泵,只要这两个参数合适,就可满足抽液的要求。地浸矿山无论是酸法还是碱法,浸出液都有一定的腐蚀性,选用提升设备时应特别注意。矿山实践告诉我们,尤其是潜水泵提升,材质选择不当会严重缩短使用寿命,轻者维修频繁,重者生产中断,这方面的教训是不难列举的。溶液中的含砂量也是影响选择提升设备的因素,特别对于潜水泵提升,过量的砂颗粒会加剧磨损。上面谈及的通用性指提升设备在同井场不同的抽出井中均能使用,最好不同的井场也能使用,便于更换、管理、操作和维修。当然,对于任何设备都要求易操作、效率高、寿命长,运行成本低,提升设备也不例外。

二、空气提升原理及应用

1. 空气提升原理

空气提升将空气压缩机产生的压缩空气通过风管压入抽出井,空气进入抽出井后与井内液体混合,混合后的气液混合物比原井内液体密度小,根据连通器原理,密度小的气液混合物上升,如图 7-2-34 所示。

在承压水的作用下,以两井为例,井 A、井 B 内的原始压力相同,因为矿层是透水的,两孔实为连通器。抽水前两井的水头压力相等,为:

$$h_1 \cdot \gamma = h_2 \cdot \gamma \tag{2-18}$$

式中　h_1——A 井静水位,m;

γ——液体密度；

h_2——B 井静水位，m。

液体密度 γ 相同，水位高度 $h_1 = h_2$，故此式左右相等。

当在 B 井中插入风管，注入压缩空气后，由于气液混合物密度小于原液体密度，B 井中水位上升，由原来的 h_2 变为 h_3，上升高度取决于 B 井中气液混合物的密度。注入压缩空气后，上式变为：

$$h_1 \cdot \gamma = h_3 \cdot \gamma_b \tag{2-19}$$

式中　h_3——B 井注入压缩空气后的动水位；

γ_b——气液混合物的密度。

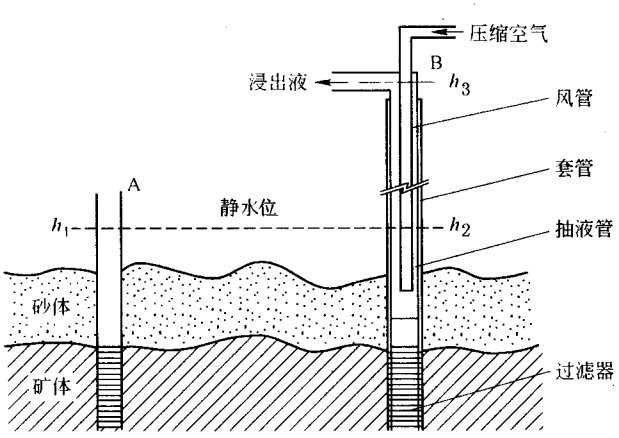


图 7-2-34　空气提升原理示意图

在等式左边恒定的情况下，要使此式平衡，右边 γ_b 越小，h_3 就越大，水位上升越高。要使水位上升足够高将浸出液带到地表，γ_b 就要足够小。降低气液混合物密度 γ_b 的办法就是注入足够量的空气，保证合适的沉没比。因气液混合物气体占百分比越大，其密度越小，但注入的空气量太多，会存在空气量排挤水量的问题，导致钻孔抽水量较小。决定 h_3 高度的因素主要有两个：

(1)井内压缩空气注入量；

(2)井直径的大小。

同井径的情况下，注入的压缩空气越多，γ_b 就越小，在压缩空气量相同的情况下直径越大，h_3 越小。因为井内柱体容量与直径和高度有关，直径越大，上升同样高度所需的风量越大。从上述分析中得知，要将井中液体上升而冲出井口，只要保证足够的空气量即可。值得注意，在实际应用中并不能只靠注入大量压缩空气就能提升任何深度的液体，

因为气液混合到一定比例后再增加气体也无助于降低气液混合物密度，水位也不会上升，可见，空气提升受地下水水位埋深的限制。

2. 空气提升的优缺点

空气提升方法已广泛应用于地下水水位埋藏较浅的地浸铀矿山的生产中，它的优点是：

(1)结构简单，可在腐蚀性介质条件下可靠工作，由于密封性好又没有磨损部件，空气提升可长时间连续工作；

(2)浸出液中即使含有悬浮物或砂子，也能保持较好的提升效率，对地浸采铀具有特殊的意义；

(3)能在生产过程中清除过滤器附近地带及过滤器上的砂子或淤塞物；

(4)用一台空压机可满足多个抽出井提升浸出液的需要；

(5)对钻孔孔斜要求不高；

(6)检修方便；

(7)能远距离调控空压机的压缩空气输出量和气压。

虽然空气提升有上述优点，但它的应用也受到一定的限制，因它存在如下缺点：

(1)地表需建压缩空气站和输送管路，基建投资大；

(2)提升 $1m^3$ 液体空气的电能消耗为潜水泵的几倍，成本高；

(3)井口需安装气液分离装置，会给环境造成污染，有的矿山分离的气体中 $1m^3$ 含 343.13kBq 氡；

(4)效率低，尤其作业点远离压缩空气站时，效率更低，理论上可达 20%～25%，实际只有 6%～15%；

(5)需建输送泵站和集液池，以便将浸出液送往处理厂；

(6)抽液量不稳定，井内动水位监测困难；

(7)当大型空压机集中供风，群孔抽液与注液时，每个抽出井的风量、压力、气管下入深度的变化都会对钻孔抽液能力产生较大的影响，生产中难以控制与管理。

3. 空气提升应用条件

地浸矿山设计时如何确定浸出液提升方式取决于多种因素，要综合评价。一般来讲，空气提升应主要考虑地下水水位埋深。

当地下水水位太深时，由于井内提升高度增加，水头压力增大，无法将液体提至地表。受空压机额定压力的限制，只有在限定压力大于水头压力的情况下才能实现空气提升。地下水水位埋深大，空气耗量大，耗电高，成本高，提升效率显著下降。因为利用空气提升，首先要将电能转换成压气能，气能转换成液体势能，几经转换功率降低，对于本

身效率就不高的空气提升，无疑是雪上加霜。另外，空气提升时压风长距离输送还会造成风压降低，风量损失，这也是空气提升效率低的原因之一。因此，从经济角度出发，当地下水水位埋深大于 30m 时已不再适合空气提升。

世界上使用空气提升浸出液的矿山很多，哈萨克斯坦第六采矿公司开采的铀矿床矿体平均埋深 550m，地下水水位埋深 3～10m，成功地使用空气提升。从该矿床成功的实例可以看出，影响空气提升使用条件的因素是地下水水位埋深，而不是矿体埋深。

三、空气提升要素

1. 沉没比

空气提升与几个要素有关，沉没比、风量、风压等。为讨论风管下人深度，引入沉没比 k。气管末端的混合器沉人动水位以下的深度与混合器下人井内的总深度之比值称为沉没比，它是空气提升设计的重要参数之一，它反映了一定水位条件下，气管下入井内的合理位置。

$$k = \frac{h}{H} \tag{2-20}$$

式中　k——沉没比；

h——风管末端距动水位距离，m；

H——风管下入井中总深度，m。

空压机正常抽液时，k 理想值为 0.4～0.5，矿山生产实践中为获得最佳沉没比，要将气管下入合适的深度。但由于受空气压缩机额定压力的限制，气管下入深度受到制约，在这种情况下往往达不到最佳沉没比，使得空气提升效率大大降低。表 7-2-12 是同一井由于风管下入深度不同引起沉没比的变化。

表 7-2-12　风管下入深度与沉没比的关系

提升高度 m	风管下入深度 /m	单孔抽液量 /$m^3 \cdot h^{-1}$	电耗 /度·m^{-3}	沉没比
47.2	70	1.35	6.30	0.33
50.4	80	2.40	3.54	0.37
51.3	90	2.90	2.96	0.43
55.0	100	5.20	2.03	0.45
60.0	115	4.60	1.84	0.48

从表 7-2-12 可以看出，随风管下入深度的增加，当沉没比为 0.45 时，单孔抽液量最大。

2. 风量

从上面讨论中我们知道，要使井内液体上升至地表就要有一定的风量，降低气液混合物的密度。知道单位所需风量，就可以算出矿山总需风量。提升 $1m^3$ 液体所需的风量可由下式计算：

$$Q = \frac{h_1}{c \cdot \lg \frac{(\alpha - 1)h_1 + 10}{10}} \tag{2-21}$$

式中　Q——提升 $1m^3$ 液体所需的风量；

h_1——提升高度，m；

c——经验系数，与 α 有关，见表 7-2-13；

α——H/h_1。

表 7-2-13　经验系数 c 与 α 的关系

α	4	3.35	2.85	2.5	2.2	2	1.8	1.7	1.55
c	14.3	13.9	13.6	13.1	12.4	11.5	10	9	8

知道单位风量 Q 后，可根据抽出井单井抽液量和个数计算总风量，三者是乘积关系。地浸矿山所需总风量与单位风量成正比，与抽出井抽液量成正比。空压机风量选定时，还要考虑风压损失，所需风量一般取计算值的 1.2 倍。提升高度 50m 左右时，提升 1 个体积液体所需的风量为 $20 \sim 30m^3$。

3. 风压

无论是哪种型号的空压机，都标有额定压力，即风压，风压是购置空压机的主要参数。在实际应用中经常谈到的风压有两个，启动风压和正常工作时的风压。有些动力设备通常在启动瞬间所需风压较大，是启动后正常工作的 1.5 倍左右。

对于一些地下水水位埋深较大的矿床，气管按较佳沉没比下入一定深度后，往往因启动风压大于空压机额定压力导致启动困难。为解决这一问题，矿山经多年实践采用开启动孔的办法。启动孔是在距气管末端一定距离处开的小孔。当部分压缩空气进入抽液管进行抽液时，抽液管底端压力不能超过空压机额定压力，抽液受到一定限制。但在抽液管底部开启动孔后，上部未超过空压机额定压力的启动孔首先工作，等于减小了气管下入深度，减小了下部孔的启动压力，使提升成为可能。

经矿山多次试验与比较，在气管末端设置三处启动孔是可行的。启动孔距气管末端的距离分别为 5m、10m、15m，孔直径为 3～4mm。15m 处的启动孔为 1 个，其余两处为 2 个。与未设置启动孔比较，降低了启动风压，见表 7-2-14。

表 7－2－14　启动孔设置对启动风压的影响

气管下入深度/m		80	90	95	100
启动风压/MPa	有启动孔	0.55	0.66	0.71	0.75
	无启动孔	0.69	0.73	0.78	0.82
工作压力/MPa	有启动孔	0.55	0.65	0.67	0.70
	无启动孔	0.65	0.67	0.72	0.74

从表 7－2－14 可以看出，采用启动孔，启动风压明显降低，达到了增加气管下入深度，提高提升能力的目的。

4. 空气提升效率的计算

空气压缩机是利用电能转换成压气能来工作的。利用空压机提升时，空压机又要将压气能转换为液体势能，假如不考虑电能转换成压气能的损失，那么压缩空气通过气液混合器进入抽液管，在进入抽液管人口处的能量即为总能量。能量的一部分作了有用功，使液体上升，另一部分则消耗于气泡与水的相对运动以及管路的摩擦阻力上，空压机的效率即是有用功与总能量之比值。

$$\eta = 1000 Q h_1 / 102 N \tag{2-22}$$

式中　η ——效率，%；

Q ——单孔抽液量，m^3/h；

N ——空气压缩机功率，kW。

从公式中看出，Qh_1 为将一定量液体提升一定高度所做的有用功，而 N 为压缩机额定总能量。

四、空气提升装置的构成

1. 抽液管

如图 7－2－34 所示，抽出井中提升浸出液的管路称为抽液管。抽液管是空气提升的必备管路，在抽液管中插入风管。抽液管视实际情况可用套管代替，也可另置入抽液管。抽液管直径大小直接影响井的抽液能力，抽液管直径过小，限制了抽液量，增加了能量损失 抽液管直径过大，抽液产生间断，甚至不能抽出混合液。决定抽液管直径的主要因素是抽液量和所需的气量，而所需的气量取决于提升高度和沉没比。决定抽液管直径的另一因素是混合液在抽液管内的流动速度，它反映了混合液在管内流动时的能量损失。表 7－2－15 给出了不同提升高度时液体在管内的流动速度。从表中看出，提升高度越大，液体流速越快。

表 7－2－15　不同提升高度时液体液速

提升高度/m	20	40	60	80	120
液体流速 V/m·s^{-1}	1.8	2.7	3.2	3.6	4.0

一般情况下，矿山将套管作为抽液管，而套管直径大小主要依赖于钻孔直径和过滤器直径。大量的地浸实践证明，用套管作为抽液管完全可满足空气提升浸出液的要求。但是，也有一些矿山因地下水水位埋深大，套管直径大等原因，抽液效果不佳，不得不另下入抽液管。如下入抽液管也无法实现可接受的抽液量，那只好改用潜水泵提升。

2. 风管

下入抽液管中输入压风的管路称为风管。风管直径与气压和气量有关，风管中气流流动速度为 7～14m/s。如果风管过小，气流速度增大，产生的管路损失大，从而导致提升效率低。地浸矿山风管直径一般为 15～40mm，选定风管直径时还要考虑抽液管直径等因素。

3. 气液混合器

在风管末端带有小孔的装置称为气液混合器，气液混合器的作用是使气体与液体在抽液管内充分混合，气液混合器通常用 1.5m 长的管路制作。由于空气提升效率随地下水水位埋深的增大而降低，在某些矿山，为了提高空气提升的效率，在气管末端加工了气液混合器。实践证明，与未加工气液混合器相比，钻孔抽液量增加了 15%。地浸矿山使用的混合器类似于圆孔过滤器，在圆管上钻多排小孔，孔眼直径 4mm 左右。

4. 气液分离器

分离浸出液中气体和液体的装置称为气液分离器。在讨论空气提升优缺点时，我们知道，空气提升缺点之一是抽出的浸出液中含有气体，需进行气液分离。如在浸出液输送至集液池之前不进行气液分离，会加大输送量，并给抽液量的计量带来困难。因气液分离前管中相当部分为气体，气液混合体会形成脉冲，使液流不稳定。目前，一些采用空气提升的地浸矿山均在抽出井出口处完成气液分离，减少输送量，为抽出液流量自动监控创造条件。

气液分离器安装在抽出井出口处，每井一个。它的种类较多，工作原理是在气液混合体通过时，气体向大气排放，液体沿管路向前流动，达到气液分离目的。

五、空气压缩机的种类

1. 活塞式空压机

地浸矿山采用空气提升时都需建空压机站，空压机站由 1 台或多台空压机构成。抽

出井所需的压风由空压机站经管路输送至井场再经分配器进入各抽出井。知道矿山总风量后，可根据总风量选定空压机型号及台数。表 7－2－16 是活塞式空压机性能参数。

表 7－2－16　活塞式空气压缩机性能

型　号	排气压力 /MPa	风量 /$m^3 \cdot min^{-1}$	功率 /kW	重量 /t	外型尺寸（长×宽×高） /mm
4L－20/8	0.8	20	132	2.4	2340×1165×1930
4L－44/2	0.2	44	132	3.3	3800×1180×2230
4L－44/2.5	0.25	44	160	3.3	3800×1180×2230
4L－44/0.8	0.08	44	75	3.3	3800×1180×2230
4L－50/1	0.1	50	132	3.3	3800×1504×2230
4L－20/12	1.2	20	160	4.0	3140×1235×2190
4L－20/12－1	1.2	20	160	4.5	3140×1235×2190
4LW－20/8	0.8	20	130	3.1	2647×1535×2585
4LW－44/2	0.2	44	130	3.5	2610×1051×2608
4LW－44/2.5	0.25	44	155	3.5	2610×1051×2608
4LW－44/2.5－1	0.25	44	160	3.5	2610×1051×2608
4LW－85/0.7	0.07	85	132	3.5	2410×1051×2310
4LW－15/15	1.5	15	160	4.5	3140×1235×2190
4L－40/3	0.3	40	160	3.2	3800×1634×2230

2. 螺杆式空压机

近些年来推出的螺杆式空气压缩机已受到矿山的欢迎。螺杆式空压机又名蜗杆式空压机，是目前国际上最先进的空压机之一。运转时，由螺杆带动星轮在螺槽内相对移动，螺槽内的气体相应地被压缩和吸入。这种空压机由于星轮在螺杆轴两侧对称配置，作用于螺杆上的气体径向力相互抵消，作用于螺槽的气体轴向力也相互抵消。因此，螺杆不受任何径向或轴向气体的作用，处于完全平衡状态，结构设计合理。运行时，螺杆每转一周，螺槽工作两次，螺槽空间得到充分利用。与其它回转式压缩机相比，结构尺寸相同时排气量较大，节能效果显著。由于蜗杆压缩、排气处于动平衡运转，无脉冲现象，机器振动几乎为零。

因单蜗杆压缩机空气压缩过程无轴向力及径向力推压负荷，轴承寿命可长达 50000h，其耐用程度超过其它类型空压机，维修周期长。另外，螺杆式空压机在空气品质、能源节约、连续运转等各方面都具有高度的可靠性。表 7－2－17 是螺杆式空压机性能参数。

表 7－2－17　螺杆式空气压缩机性能

型号	排气压力 /MPa	风量 /$m^3 \cdot min^{-1}$	功率 /kW	重理/t	外型尺寸(长×宽×高) /mm
LU1500－110A	0.7	20.8	110	2.7	2860×1600×2000
LU1500－110AI	0.8	20.6	110	2.7	2860×1600×2000
LU1500－132A	0.7	23.9	132	2.8	2860×1600×2000
LU1500－132AI	0.8	23.7	132	2.8	2860×1600×2000
LU1500－132B	1.0	20.5	132	2.8	2860×1600×2000
LU1500－160A	0.7	26.5	160	2.8	2860×1600×2000
LU1500－160AI	0.8	26.2	160	3.0	2860×1600×2000
LU1500－160B	1.0	23.5	160	3.0	2860×1600×2000
LU1500－160C	1.3	20.0	160	3.0	2860×1600×2000
LU1500－180B	1.0	26.0	180	3.1	2860×1600×2000
LU1500－180C	1.3	23.2	180	3.1	2860×1600×2000

第六节　浸出剂的种类与选择

一、浸出剂的作用及浓度

1. 溶解铀矿物

从注入井注入矿层把铀溶解到溶液中的试剂称为浸出剂。地浸采铀过程中，必须将一种或几种化学试剂注入矿层，将铀溶解进入溶液中，在水动力学作用下由抽出井抽出含铀溶液。为维持生产的持续进行，地浸矿山在生产期间需不间断地向矿层内注入浸出剂，这是井场工艺的主要环节。砂岩铀矿床中的铀矿物是铀在地下水流动中经长年的迁移，在适当的化学环境下沉积下来形成的。浸出是成矿的逆过程，是要把沉积下来的铀溶解。地浸采铀正是创造铀溶解的条件，将沉积的铀重新溶解下来，随溶液抽出。

地浸最理想的情况是矿石颗粒之间胶结疏松，浸出剂可渗过。在这种情况下，矿石颗粒就完全浸在溶液中，与浸出剂充分接触。

2. 浸出剂浓度对浸出的影响

质量作用定律的基本含义是“一个化学反应的驱动力与反应物及生成物的浓度有关”，假定反应物 A 和 B 反应，产生生成物 C 和 D，其反应式可表示为：

$$aA + bB \Leftrightarrow cC + dD \tag{2－23}$$

式中，a、b、c、d 为 A、B、C、D 的摩尔数，关系如下：

$$K = \frac{[C]^c[D]^d}{[A]^a[B]^b} \tag{2-24}$$

式中，K 为平衡常数，方括弧表示有效浓度。地下水与矿物反应时，其反应可能向右进行，产生溶解，也可能向左进行，产生沉淀，直到达到平衡为止。

地浸采铀中铀的浸出遵循质量作用定律这一基本规律，浸出剂的浓度影响浸出反应速度。从大量的实验室试验和生产实践中得知，在一定条件下，浸出剂浓度高，浸出液中铀含量也高，浸出时间短，这是浸出剂浓度对浸出影响的一般规律。从本章中巴基斯坦地浸采铀室内搅拌浸出试验看出，对于$(NH_4)_2CO_3$，浓度越高，达到同样峰值的浸出率所需时间越短，或者说同样时间内浸出率越高。

虽然浸出剂浓度高会加快浸出速率，缩短浸出时间，但也不能过度提高浸出剂浓度，否则，会造成浸出剂浪费，加大它与围岩的反应，增大浸出液中杂质，有时还会堵塞矿层孔隙，降低渗透性。而且，如酸浓度过高，浸出液余酸高，处理时还需加碱调整，造成不必要的麻烦。使用硫酸作浸出剂时，浓度太高会使浸出效果走向反面。因此，用硫酸作浸出剂的浸出，浓度不应超过 50g/L。

3. 浸出过程中矿层孔隙堵塞形式

(1)气体堵塞

地浸过程中，伴随浸出剂的注入，总会产生气体堵塞、化学堵塞和机械堵塞。据独联体国家经验，当气体占据矿层孔隙 50% 时，渗透性降低 15%，当气体占据矿层孔隙达 75% 时，渗透性完全消失，只有气体在孔隙中流动。气堵是临时性的，由化学反应产生的气体可随抽出液逸出地表。硫酸浸出剂注入矿层后会产生 CO_2 气体，CO_2 溶解度随硫酸浓度增大和温度增高而减小，随压力增加而增大。由气堵引起的矿层渗透性降低可以恢复，但只能恢复到初始的 85% 左右，当矿石中 $CaCO_3$ 含量小于 0.2% 或 H_2SO_4 浓度小于 2g/L 时，在常压下不会产生自由移动的气体。另外，当压力超过 0.9MPa 时，硫酸与碳酸盐反应也不会产生自由气体。

(2)化学堵塞

硫酸浸出过程中，矿石中若含有一定量的铁和铝对浸出也有一定影响，特别是影响矿层渗透性的变化。在浸出初始阶段，会产生铁与铝的氢氧化物絮状物，堵塞矿层孔隙，降低渗透性。但随浸出进行，矿层中 pH 值不断下降，所产生的絮状物会随着溶解，矿层渗透性恢复。在 pH < 6 时，2 价铁的氢氧化物溶解 在 pH < 4 时，氢氧化铝溶解 在 pH < 3 时，3 价铁氢氧化物溶解。有些浸出，在抽出井附近会因氢氧化物沉积而堵塞，这是由于矿层中铁含量过高或抽出井与注入井间距过大造成的。发生这种情况时，可用 H_2SO_4 洗井。铁与铝的氢氧化物的堵塞随在溶液中的含量增大和酸浓度降低而加剧。当堵塞

发展到抽出井周围时,矿层渗透性降至最低。随后渗透性逐渐恢复,可达初始值的 1 ~ 1.5 倍,恢复的时间要比降低的时间长 2 ~ 4 倍。

浸出时,当 pH 值 2 ~ 5 时,矿层中易产生化学堵塞;当 pH 值为 1.15 ~ 1.4 时,长石也会部分溶解产生硅胶,而且反应是不可逆的。含碳酸盐的矿石酸性浸出中,矿层孔隙堵塞程度随 $CaCO_3$ 含量和 H_2SO_4 浓度升高而加剧。硫酸钙(石膏)的堵塞不但是永久性的,同时还会使井场内溶液向外扩散。

(3)机械堵塞

机械堵塞产生的主要原因有两个,一是注入浸出剂后破坏原始地下水流场,加大水力压差和流动速度。在这种水动力作用下,冲蚀一些颗粒,使它们随浸出剂的流动而迁移,流向抽出井,并在附近沉积下来。这将造成抽出井附近渗透性下降,严重时会将地下岩层孔隙通道完全堵死。另一种产生机械堵塞的原因是随浸出剂注入的固体颗粒,当注入试剂的固体颗粒超过 15mg/L 时,就会引起矿层孔隙堵塞。为防止此类机械堵塞的发生,一些地浸矿山将抽出的浸出液在进入铀回收工艺之前先进行过滤,除去液体中的固体颗粒。这里所谈的固体颗粒主要指悬浮物,可通过砂滤、澄清等办法将其去掉,美国、澳大利亚介绍的地浸矿山工艺流程中就包括这一工序。机械堵塞物也可为敞开式配液池风带来的沙土、吸附工序带来的树脂等。

上面讨论了 3 种主要堵塞矿层孔隙和降低渗透性的原因。在地浸生产中还有其它方面的原因也会引起矿层堵塞,如化学反应中的离子交换作用等。

总结上面讨论得出,气堵、氢氧化铝和氢氧化铁的堵塞均是可以恢复的堵塞,后者还会使渗透性增大,超过初始值;硫酸钙和机械堵塞是永久性的,且随时间延长,渗透性恶化加剧。

二、浸出剂的选择条件

1. 浸出剂的选择性

地浸矿山井场土建、设备和浸出液处理厂建设属一次性投资,相比之下浸出剂是矿山服务年限内天天消耗的原料(浸出结束阶段可停止配制浸出剂),其次为氧化剂。浸出剂的使用决定着浸出的类型,是酸浸、碱浸还是中性浸出。而且,浸出剂的选择还决定着矿山经济效益的好坏,资源回收率的高低、地下水治理的难易程度等。

地浸铀矿山注入浸出剂的目的是将目标金属——铀浸出来,保证矿山的正常生产。当然,在浸出铀的同时还对浸出剂有一系列要求。我们在对矿山的矿石成分评价时,希望不溶矿物和难溶矿物越多越好,可溶物质越少越好,这可保证浸出剂主要消耗在溶解铀上,而不是溶解其它非铀矿物。表 7 - 2 - 18 是某铀矿床矿石矿物含量。从表中看出,

该矿石在硫酸溶液中不溶矿物和难溶矿物占 99.74%，是比较理想的，它说明对于此种矿石如用硫酸作为浸出剂是可行的。在浸出过程中，仅有 0.27% 的可溶矿物可能被浸出来，对浸出剂消耗影响不大。

2. 金属浸出率的高低

地浸矿山保证产量的主要因素有两个，浸出液中铀含量和钻孔抽液量。要维持矿山长时间生产，一是有一定储量规模，二是有较高的资源回收率，而资源回收率的高低又与铀浸出率直接相关。浸出剂是决定浸出率高低的主要因素之一，是浸出剂选择的关键因素。一般来讲，有利于地浸的矿石，酸法浸出实验室试验浸出率应在 90% 以上，碱法浸出应在 80% 以上。选择的浸出剂即使可用于矿石浸出，但太低的浸出率也是不可取的，它将直接影响矿山经济效益和资源回收率。

表 7－2－18　矿石中不同溶解程度的矿物含量

溶解状态	矿　物	含　量/%
不溶矿物	石英	64.94
	副矿物	0.08
	石英岩、酸性喷出岩、燧石碎屑	5.10
	小计	70.12
难溶矿物	在沸石－硅质和硅质胶结物中的共生物碎屑	12.00
	长石	5.62
	云母	0.11
	水云母	1.10
	高岭石	9.88
	有机物	0.41
	小计	29.62
可溶矿物	铀矿物	0.26
	硫化铁	0.01
	小计	0.27
合　计		100.01

3. 浸出剂消耗及对渗透性的影响

浸出剂耗量直接影响产品成本，因此它也是浸出剂选择的主要指标之一。地浸矿床中矿石的矿物成分和化学成分因矿床各异，浸出剂的选择与使用也随之变化。通常，矿石中碳酸钙含量超过 3% 时，使用酸法浸出试剂消耗量非常大，已无法经济开采；对于碱法浸出，当硫化物含量超过 2% 时，因浸出剂耗量过大也无法经济开采。从经验得出，一般情况下，地浸采铀时，如浸出剂消耗不大于 2%（小于 50t/t 金属）则是有利可图的。从理论计算和生产实践中知道，从 6 价铀中提取 1kg 铀仅消耗硫酸浸出剂 0.4kg。鉴于这一点，如不考虑硫酸与其它物质反应，浸出一定量的铀所耗的酸是定值，与硫酸浓度无关。但实际生产中提取 1kg 铀却要几十千克硫酸，主要消耗在非铀矿物上。铀矿石中耗

酸矿物有石灰岩、白云岩等。

浸出剂的选择与矿石组分有很大关系，有些矿床由于浸出剂选择或使用不当在浸出过程中恶化矿层渗透性，最常见的实例是当矿石中碳酸盐含量过高时，由于注入浸出剂而生成 $CaSO_4$、$CaCO_3$ 沉淀，堵塞矿层中孔隙，降低渗透性，轻则减少抽液量与注液量，重则使生产难以维持。巴基斯坦 Qubul Khel 地浸矿山初期因使用 $Na_2CO_3 + NaHCO_3$ 浸出剂，$CaCO_3$ 结垢严重，不得不 1 个月用 HCl 洗井 1 次。在浸出剂选择时要分析矿石中矿物成分和化学成分，使用时控制浸出剂浓度，防止浸出过程中产生化学堵塞。化学沉淀物不仅降低矿层渗透性，而且还会沉积在管路、仪表、设备中，造成设备腐蚀，致使频繁地维修和更换，增大生产成本。

4. 对环境及设备的影响

地浸采铀有许多常规采铀无法比拟的优点，但它也存在不足之处，污染地下水，这对于环境保护日益受各国政府和人民重视的今天必须慎重对待。地下水的污染主要是由于注入的浸出剂造成的，因此，选择的浸出剂对地下水的污染应越轻越好，处理越容易越好。从这一点出发，碱法浸出较酸法更有优越性，中性浸出就更为可取。美国地浸矿山最初大半采用铵盐作浸出剂，但后来人们发现铵盐对地下水污染严重，采用铵盐浸出剂的地浸矿山在退役后地下水治理时无法达到政府规定的 NH_4^+ 限值，因此，后来的地浸矿山已不再使用铵盐浸出剂。

无论是酸性还是碱性化学物品都具有腐蚀性。在地浸矿山生产时，由于浸出时间一般要几年，有的甚至 10 年以上，这就要求矿山的设备、仪器、管路等的使用寿命至少能同采区回采时间一样长。设备、仪器的使用寿命一方面取决于正常磨损，但另一方面也受化学物品的腐蚀影响，如果浸出剂选择不当，会产生严重的腐蚀，寿命缩短。化学品对设备、仪器的腐蚀可能来源于注入的化学试剂，也可能来源于注入的化学试剂与矿层或地下水反应生成物。从这一点出发，有些试剂虽对铀浸出有较好的效果，但因腐蚀性太强而无法选用。

5. 货源与价格

由于浸出剂是井场工艺中日常消耗的主要原料，所以在选择时一定要考虑价格的合理性，货源的广泛性以及如何安全运输。巴基斯坦 Qubul Khel 地浸矿山在条件试验时曾建议用 $(NH_4)_2CO_3$ 作浸出剂，可在当地找不到货源，最终只好改成 $Na_2CO_3 + NaHCO_3$ 和 $NaHCO_3$。可见货源也是制约浸出剂选择的因素之一。另外，从降低矿山成本出发，在选择浸出剂时，必须考虑价格。对于酸法浸出，目前生产矿山均用硫酸，这并不是说其它酸不能浸出铀，而价格太高是影响它们使用的主要因素。

三、酸性浸出剂的种类及特点

1. 硫酸(H_2SO_4)

(1)铀的酸法浸出机理

酸性试剂作为浸出剂的地浸过程称为酸法浸出,也称酸浸。目前,工业生产用的酸性浸出剂为硫酸。硫酸之所以能被广泛用作地浸浸出剂是由于它的特性所决定。硫酸浸出时,随着地下水在水力梯度作用下的运移,改变矿层的地球化学环境,使 pH 值变化。金属元素,特别是铀随 pH 值的变化从沉淀态变为溶解态,生成硫酸铀酰。酸法地浸采铀正是利用铀与酸发生化学反应的特性,将铀溶解在酸中。但是,硫酸主要浸出矿石中的 6 价铀,因 4 价铀在稀硫酸溶液中的溶解速度大大低于 6 价铀的溶解速度。因此,要将矿石中 4 价铀浸出来必须将其变为 6 价,这也是为什么酸法浸出常常要加氧化剂的原因。硫酸与 6 价铀的化学反应如下:

$$UO_3 + 2H^+ \rightarrow UO_2^{2+} + H_2O$$

$$UO_2^{2+} + SO_4^{2-} \rightarrow UO_2SO_4$$

$$UO_2SO_4 + SO_4^{2-} \rightarrow [UO_2(SO_4)_2]^{2-}$$

$$[UO_2(SO_4)_2]^{2-} + SO_4^{2-} \rightarrow [UO_2(SO_4)_3]^{4-}$$

(2)硫酸浸出剂的优缺点

硫酸作为地浸浸出剂已普遍使用,这种浸出剂的最大优点是:

①浸出率高,一般比碱性浸出剂高 10%左右;

②浸出时间短,浸出液铀浓度高;

③价格便宜;

④与铀反应生成的硫酸铀酰可用阴离子交换树脂吸附,处理方便;

⑤能为过氧化氢、3 价铁氧化剂提供良好的氧化环境;

⑥货源广泛,使用方便。

硫酸作为一种强酸有较强的侵蚀性,因此在与铀矿石接触时能有效地将铀溶解下来,浸出率较高。有些矿山在酸法、碱法都可应用的情况下选择酸法浸出,浸出率高是主要原因,对资源缺乏的国家和矿山更是如此。一般来讲,同种矿石酸法浸出浸出率比碱法高出 10%左右。图 7 – 2 – 35 和图 7 – 2 – 36 所示是同一种矿石柱浸试验结果。图 7 – 2 – 35 显示,金属浸出率 H_2SO_4 比 NH_4HCO_3 高 10%左右;而从图 7 – 2 – 36 看出,22 天后 HCl 和 $NaHCO_3$ 浸出率相差 20%以上。可见,同一种矿石不同酸与碱的浸出性能也不同。

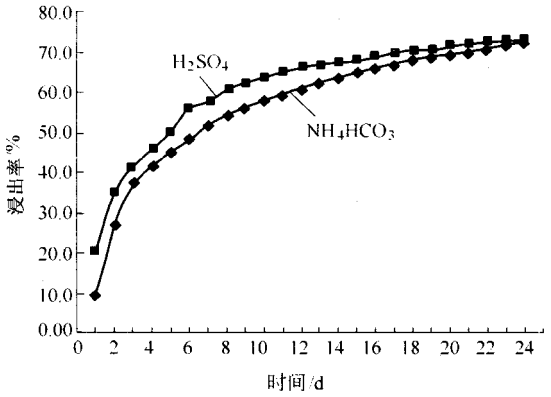


图 7－2－35　H_2SO_4 和 NH_4HCO_3 浸出效果比较

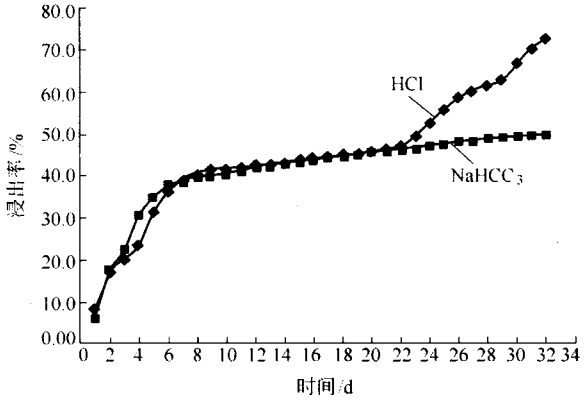


图 7－2－36　HCl 和 $NaHCO_3$ 浸出效果比较

价格便宜增加了硫酸作为浸出剂的诱惑力，与盐酸、硝酸相比，它有较大的优势。铀与硫酸反应生成的硫酸铀酰有一套成熟的离子交换、淋洗、沉淀处理方法，这套方法已大量用于常规矿山的水冶厂，积累了丰富的经验。这套铀溶液处理工艺完全适合于地浸矿山浸出液的处理。理论和实践证明，常用的过氧化氢、3 价铁氧化剂在酸性条件下氧化效果较好，为氧化剂的使用提供了条件。特别是硫酸为最普通的工业用酸之一，货源广，普通工人具备硫酸的使用知识。

硫酸浸出剂在具备上述优点的同时也存在一些缺点：

①溶解铀的同时溶解其它一些脉石矿物，选择性差，浸出液成分较复杂；

②地下水治理困难；

对设备、仪器、管路有一定腐蚀作用。

(3)硫酸浸出剂的浸出行为

对硫酸浸出剂的选择性人们的看法也不同，一方面它溶解脉石矿物，耗量大，给地下

水治理带来困难，并且在溶解脉石矿物的同时产生径流，使浸出剂在径流中流动而不去溶解铀；另一方面，正因为硫酸溶解脉石矿物，才将铀暴露出来与浸出剂大面积接触，浸出率高。在硫酸与矿物的反应过程中还会生成一些影响浸出正常进行的反应物，如脉石矿物碳酸钙和碳酸镁与硫酸反应就会生成 CO_2 气体、硫酸镁、硫酸钙，引起气堵和化学堵塞，降低渗透性，其反应式如下：

$$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 3H_2O$$

$$FeO + H_2SO_4 \rightarrow FeSO_4 + H_2O$$

$$Al_2O_3 + 3H_2SO_4 \rightarrow Al_2(SO_4)_3 + 3H_2O$$

$$CaCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow CaSO_4 + CO_2\uparrow + H_2O$$

$$MgCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow MgSO_4 + CO_2\uparrow + H_2O$$

$$Ca_3(PO_4)_2 + 3H_2SO_4 \rightarrow 3CaSO_4 + 2H_3PO_4$$

在碳酸盐中，$CaCO_3$ 与硫酸反应最强烈，其余碳酸盐与硫酸反应较弱。$MgSO_4$ 的可溶性有时非常之高，可达到完全溶解状态。而硫酸钙在水中的溶解度为 2g/L，当矿层中碳酸钙含量高时，将产生永久性沉淀。这也是为什么矿石中碳酸钙大于 3% 或 CO_2 含量大于 2% 时，已不适宜酸法浸出的原因之一。另外，用 H_2SO_4 浸出时，地下水的矿化度不能太高，最好低于 5g/L。矿化度增大的不利因素之一是地下水密度和黏度增大，而且黏度增大更快。由达西定律可知，这将导致液流量减小。

$$Q = \frac{FC\gamma}{\mu} \cdot \frac{\Delta H}{\Delta L} \tag{2-25}$$

式中　Q——液流量，m^3/h；

F——横断面面积，m^2；

C——渗透率；

γ——液体密度；

μ——液体黏度；

ΔH——在 ΔL 长度上的压降，m；

ΔL——长度，m。

此式中的 $\frac{C\gamma}{\mu}$ 即为渗透系数，单位为 m/d。

硫酸浸出剂能溶解钍和重金属，并且一些元素在浸出液循环过程中积累造成严重的地下水污染。例如 采用 NaCl 和硝酸盐淋洗时，SO_4^{2-} 在浸出过程中积累的同时，也产生 Cl^- 和 NO_3^- 的积累，使树脂吸附能力下降。美国曾对酸浸后的 $29km^2$ 的区域进行地下水治理，该工程由美国怀俄明洛基山能源公司(Wyoming Rocky Mountain Energy Company)

实施。试验是成功的，只是需要的孔隙体积数大。他们认为，就地下水治理而论，硫酸浸出剂比钠盐浸出剂难，而比铵盐浸出剂容易。

2. 盐酸(HCl)

除硫酸外，可作为浸出剂的还有其它类酸，如盐酸、硝酸、氢氟酸。

盐酸也可作为浸出剂，特别是当矿石中含大量黏土和碳物质时，盐酸浸出剂更为有效。用盐酸作浸出剂的最大优点是盐酸与碳酸盐相互作用不生成石膏，不会造成矿层孔隙的永久堵塞。盐酸的不足之处是对地下水污染的治理难以满足要求，与 $RaCO_3$ 和 $RaSO_4$ 相比 $RaCl_2$ 的溶解性较大，易溶于水中。美国环境保护署(EPA)规定饮用水中氯化物的含量要低于 250mg/L，这基本堵死了用盐酸作浸出剂的路。另一条阻碍盐酸成为地浸采铀浸出剂的原因是盐酸的价格和腐蚀性。盐酸价格比硫酸高，而且氯对仪器设备和管路有较强腐蚀性，大大缩短了设备的使用寿命，增加地浸矿山的运行成本和劳动负荷。另外，采用盐酸作浸出剂在浸出液回收工艺上也存在较大的困难。

盐酸虽然在工业生产中仍未作为浸出剂，但在试验中却不乏使用实例。

3. 硝酸(HNO_3)

在矿层中含碳酸盐时，用硝酸浸出产生硝酸钙，它能溶于水，不会堵塞矿层。但由于硝酸价格昂贵、选择性差，分解产物硝酸根离子迁移距离远，对环境造成污染，因而未得到工业应用。况且与 $RaCO_3$ 和 $RaSO_4$ 比较起来，$Ra(NO_3)_2$ 的可溶性大，易污染地下水。美国环境保护署(EPA)饮用水中氮的含量标准为小于 10mg/L，这相当于 44mg/L 的硝酸盐，这种苛刻的要求使得硝酸作为地浸采铀浸出剂的可能性较小。另外，铀在硝酸溶液中以硝酸铀酰形式存在，硝酸铀酰不适合下一工序采用的阴离子交换树脂吸附铀的过程，不能和铀形成阴离子络合物。

据报道，用硝酸作浸出剂曾作过现场试验，试验中采用 10g/LHNO_3，加入 1g/L $NaClO_3$ 和 10mg/L 的絮凝剂。该矿床设计抽出井与注入井间距为 9.6m，经 30 天的浸出后，日平均产铀量为 188kg。浸出中，加入多丙烯酸盐絮凝剂的目的是为保证矿层的渗透性。

四、酸性浸出剂的使用

1. 超前酸化

在使用硫酸作浸出剂时，对矿层的酸化方法主要有两种，超前酸化法和直接酸化法。

超前酸化法是在矿床成井工作完成后，为在浸出初期获得较高的铀浓度，在井场进入正常生产前预先将配制好的浸出剂注入矿层。在注入过程中，无论是注入井还是抽出井均可作为注入浸出剂的通道，在此阶段矿层只注不抽。注入的浸出剂将矿层孔隙中的水挤开，使矿层快速酸化。这种预先向矿层注入浸出剂的方法称为超前酸化。采用超前

酸化的方法可缩短井场开采周期，提高初期浸出液的铀浓度。超前酸化期一般为 40 天左右，超前酸化期太短，矿层铀矿物尚未与浸出剂充分接触；超前酸化期太长又会因地下溶液的迁移流出采区。通常，我们希望酸化期越短越好，当然，它受多种因素制约。超前酸化期的浸出剂浓度视情况而定，一般为 15～30g/L，它取决于矿石化学成分。对于钙含量高的矿床，超前酸化时浸出剂浓度不宜太高，否则会造成 Ca、Mg 等杂质溶解，生成过多的 $CaSO_4$，$MgSO_4$ 沉淀，堵塞矿层孔隙，降低渗透性。超前酸化在几个采场接序开采时使用较佳，一个井场回采时另一个井场可酸化。在第 1 个井场回采结束时，已酸化的井场开始生产，在浸出液产量和铀浓度上形成最佳连接。如果矿山仅一个采区或在地浸现场试验阶段，超前酸化失去意义，这时应采用直接酸化法。超前酸化法在以硫酸作浸出剂的地浸矿山有较多的应用。

超前酸化又可分为两种不同浸出剂的注入方法，一种方法是配制新的浸出剂注入待酸化井场；另一种方法是将抽出已浸完井场的残液注入新井场。比较起来第二种方法更受推崇，因这种方法既利用了抽出残液中的余酸，又可回收铀，并能减少地下污染，有利于地下水复原。但这种方法的前提是矿山有几个井场处于不同的开采阶段，可有序地按照酸化、开采、地下水治理等步骤进行。

乌兹别克斯坦 Учкудук 地浸矿山积累了一套酸化的经验，既可保证矿层孔隙中充满酸，又不会将产生的浸出液排挤出井场浸出范围之外。他们酸化的方法分三步走，先注入矿体孔隙体积量 7%～10%的酸；然后注入总量的 85%，这时从边缘钻孔取样分析，pH 值应下降，出现溶液混浊现象；最后注入总量的 7%～10%，结束酸化。酸化时的硫酸浓度要根据矿石中碳酸盐含量调整，以避免产生“碳酸氢盐效应”。酸化所需时间的计算及依据碳酸盐含量确定注酸浓度的方法如下：

酸化时间计算：

$$t = \frac{Q_a}{24n \cdot Q_i \cdot K} \tag{2-26}$$

式中　t——酸化时间，d；

Q_a——注酸量 m^3；

n——注入井数，个；

Q_i——单孔注液量，m^3/h；

K——钻孔利用系数，0.7～0.9。

对于含碳酸盐的矿石，可根据 CO_2 的含量确定注酸浓度，如图 7-2-37 所示。

A 曲线用于确定酸化时酸的平均浓度和浸出时最高浓度；

B 和 C 用于确定浸出时酸的平均浓度，其中 B 适用于简单的矿山地质条件；C 适用

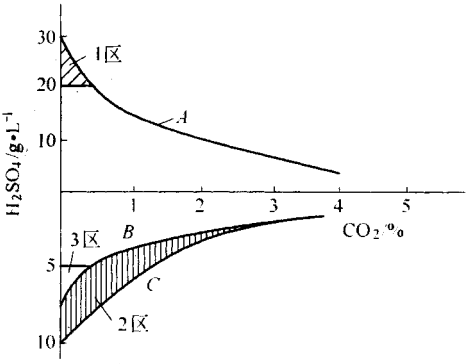


图 7－2－37　酸浓度和矿石中碳酸盐含量的依赖关系

于较复杂的条件。

1 区适用于不含碳酸盐($CO_2 < 0.3\%$)的难浸矿石,如翼部矿体酸此时;

2 区适用于浸出期;

3 区与 1 区相同。

在该矿,浸出剂浓度酸化时为 15～20g/L,浸出时为 6～8g/L,液固比 1.5 时浸出结束,浸出液铀浓度为 60～140mg/L。

2. 直接酸化

与超前酸化比较,直接酸化法是在井场成井工作完成后注入浸出剂的同时抽出浸出液,注液与抽液同时展开。这种浸出剂的使用方法对于单一井场可加速浸出进行。直接酸化时必须保证抽液与注液平衡,当浸出液 pH 值达到 2～3 时,可以认为矿层酸化已基本结束。

从注入浸出剂开始至矿层中孔隙基本充满酸为止称为酸化阶段,实际上酸化阶段也即 1 个孔隙体积的浸出剂排开了矿层孔隙中的地下水。这时的液固比与矿层孔隙率和矿石密度有关,一般为 0.2～0.3。在矿石中不含碳酸盐或碳酸盐含量不高的情况下,这一阶段可使用较高的浸出剂浓度,如 20～30g/L H_2SO_4,缩短酸化期。矿层酸化后铀与浸出剂反应生成的浸出液铀浓度高于工业浓度的阶段称为浸出阶段,该阶段为井场主要生产阶段。这一阶段酸浓度可适当降低,一般为 7～15g/L,浸出液 pH < 2,液固比为 0.25～2.0。浸出液铀浓度低于工业浓度的浸出阶段称为浸出结束阶段,浸出结束阶段与浸出阶段接续,此阶段利用余酸浓度基本上可满足浸出要求,一般浸出剂浓度为 3～5g/L。这一阶段 pH 仍小于 2,目的是防止溶解的铀再沉淀。进入这一阶段液固比已达 2.0～3.0,浸出结束阶段进行缓慢。虽然浸出结束阶段浸出液中铀浓度低,但因不再注入浸出剂,有利于地下水治理和资源回收,因此,可维持运行。

直接酸化法浸出剂浓度依不同阶段而变化,当然不同矿山的使用也各异。哈萨克斯

坦 Канжуган 矿山浸出剂酸浓度取决于液固比，当液固比为 0.2 时，浸出剂酸浓度为 10g/L ;液固比为 0.4 时，浸出剂酸浓度为 6～7g/L ;而当液固比为 1 时，漫出剂酸浓度小于 3g/L。直接酸化法一般在酸化初期酸浓度较高，为 10g/L 左右 ;进入浸出期，酸浓度有所降低，为 6g/L 左右 ;而浸出尾期，不再加入酸，利用吸附尾液的余酸维持浸出进行。吸附尾液余酸一般为 2～3g/L。

3. 硫酸浸出剂对环境的影响

使用硫酸作浸出剂与碱法浸出比较起来从某种程度上是看中了它的高浸出率，可这一点是以牺牲地下水环境为代价的。捷克 Stráž 矿山经历了 30 多年的地浸开采，回收了 1 万多吨金属铀，可对地下水的污染也触目惊心。目前该矿已关闭，可关闭后如何进行地下水治理，谁来出钱治理，结果能否令人满意等问题已摆到议事日程。严重的地下水污染令人不禁提出 如何平衡回收的 1 万多吨金属铀和面对恶劣的地下水环境？

1996 年在哈萨克斯坦国际原子能机构召开的地浸技术研讨会上，哈萨克斯坦曾发表了题为‘地浸溶液中铀的化学状态与应用的工艺技术和它对环境的影响’的论文，文中指出“哈萨克斯坦使用酸性溶液进行地浸的 20 年生产中，大量受污染的地下水不断向外扩散，目前这种状况并未得到改善，这与铀矿开采环境要求不相符。”

依据浸出机理，能用酸法浸出的铀矿石原则上都可用碱法浸出，只是浸出率低，遇到 FeS_2 含量高的矿床浸出剂消耗量大。这里必须纠正一个错误的概念，即美国采用碱法或中性浸出的根本原因不是因其矿床碳酸盐含量高，而完全是出于保护地下水资源的目的，否则也不会从初始的铵盐转变成钠盐又转变成中性浸出了。诚然，各国的国情不一，政府的法规和经济发展现状不同，但在环境保护日受重视的今天，在决定使用何种浸出剂时再不考虑对地下水的影响已无法被人接受了。在这一点上哈萨克斯坦已有所认识，并在有关文章中指出“有必要注意到，关于地面环境、防止地下水污染以及为了适应世界环保的要求，哈萨克斯坦制订的新法规使得现在和将来采用不进行地下水治理和复原的酸法地浸采铀技术变得不符合法律。’同时又指出“根据哈萨克斯坦国已有的硫酸地浸采铀经验，该技术的应用前景已到了极限，由于地下水的污染无法恢复到本底值，因而受到环境、法律和经济的制约。”

目前，世界上所有酸法地浸矿山都用硫酸作浸出剂。在应用地浸技术采铀的国家中，哈萨克斯坦、乌兹别克斯坦、俄罗斯、乌克兰、捷克、保加利亚、澳大利亚均采用酸法浸出。美国在地浸初期曾用硫酸作浸出剂在怀俄明 Shirly Basin 做过试验，但至今没有酸法地浸矿山。

第三章　镍钴矿开采技术

第一节　中国镍钴矿山采矿方法的演变

中国在50年代初期逐步加强对硫化镍矿和风化壳硅酸镍矿的找矿和勘探工作，先后发现了陕西商南镍矿、四川会理镍矿、云南元江风化壳镍矿等有开采价值的低品位镍矿。为了社会主义的建设急需，建设方法是采用低成本采矿方法，就地选矿（硫化镍矿）和小规模熔炼方法。由于当时全国矿山机械化水平和开采技术水平很低，都是采用人工和小型设备生产，直到60年代初期才开始开发金川镍矿、吉林磐石镍矿等大中型镍矿，使中国镍矿生产进入规模性的发展。由于石油缺乏，机械生产落后，只是采用小型露天矿开采和中小型井下矿山开采，主要采用国内矿山设备，劳动生产率比较低。进入80年代，在党的十三届三中全会以后，执行改革开放政策，中国镍矿开始对外开放，许多外国专家来中国镍钴矿山考察，我国也派了许多中国专家到国外矿山考察，交流经验，引进国际上先进设备，使中国镍钴矿山有了飞速发展。尤其是通过多年的科技攻关，到了90年代，以金川镍矿为代表的镍钴矿山在开采工艺、开采设备、劳动生产率等方面已经达到国际先进水平，但在经营方式、管理制度方面尚存在一些问题。

一、80年代以前的镍钴矿山开采

中国镍、钴、贵金属生产在计划经济指导下，80年代以前一直属于保密状态，矿山开采及生产技术工作，二十年中也是处于比较封闭、落后状态。由于镍的价格是铜的2.5～3倍，为了保护资源，提高资源回收率，在采矿方法选择上是以露天矿开采为主，井下开采

则以上向胶结充填采矿法为主，还有一部分用留矿法、崩落法开采。从 1973 年开始，金川龙首矿试验下向倾斜分层胶结充填法，于 1975 年试验成功。这种采矿方法为我国开采破碎、复杂富矿体创造了一种新的方法，为今后金川镍矿开采方法奠定了良好的基础。现已有许多镍矿、金矿采用金川龙首矿这种充填采矿工艺。

80 年代以前镍钴矿石产量的 75% 来自露天矿，其中包括金川露天矿、金川龙首矿、吉林磐石镍矿的富家露天矿、大岭露天矿。云南元江镍矿是风化壳矿床，也采用露天开采，由于该矿含镍平均品位只有 0.8% 左右，60 年代初金川镍矿的发现与建设，该矿就停建了。

金川龙首矿始生产于 1963 年，采用露天开采，1703 平硐出矿，1965 年开采结束，生产能力 250t/d。

金川露天矿始建于 1964 年，主要开采金川一矿区西部贫矿体，上部从 12 行至 37 行共 1250m 长，宽 600m，底部长 700m，宽 40 ~ 80m，到 1990 年开采结束共计采剥矿岩总量 7033 万 m^3，采出矿石量 2903 万 t。矿石镍品位 0.473% ~ 0.565%，年产量 90 ~ 170 万 t，实现平均剥采比 $5m^3/m^3$。主要采用设备为 $4m^3$ 电铲、BY - 20 - 2 型钢绳冲击钻、苏制 10t 亚斯 210，克拉斯 222 和 32t 上海矿用卡车。

吉林磐石镍矿富家露天矿是深凹露天矿，始建于 1967 年，1971 年投产。采场上宽 350m，长 700m，垂深 132m，最终边坡角 42° ~ 45°，工作段高 12m，安全平台宽 7m，采矿实际生产能力 1200t/d，年产 20 万 t。1991 年暴雨成灾，边坡大量滑坡，将采装设备埋入，采场被迫结束。吉林磐石镍矿大岭露天矿设计能力 400t/d，始建于 60 年代初，1989 年结束正逐步转入地下开采。

80 年代以前的地下采矿主要依靠手持式凿岩机凿岩、15 ~ 30kW 电耙出矿、充填，3t 电机车拉矿或人推车的半机械化开采方式，生产能力低，劳动生产率低。采矿方法也是采用的常规方法，如表 7 - 3 - 1 所示。

表 7 - 3 - 1　中国镍钴矿山 80 年代前开采方法

采矿方法	矿山名称	全员劳动生产率 (t/(人·a))	贫化率 (%)	损失率 (%)	出矿方式
上向胶结充填采矿法	金川龙首矿	120 ~ 240	4.6	8	人工电耙
下向倾斜分层胶结充填法	金川龙首矿	121 ~ 170	< 8	6.6	电耙
留矿法	青海化隆镍矿 陕西商南镍矿	200	8 ~ 10	8 ~ 10	漏斗
崩落法	四川会理镍矿 金川龙首矿(贫矿区)	150 ~ 300	21 ~ 25	19 ~ 30	电耙

采矿方法	矿山名称	全员劳动生产率（t/(人·a)）	贫化率（%）	损失率（%）	出矿方式
露天开采	金川露天矿 吉林磐石镍矿	400～1000	2～3.9	3～3.2	电铲卡车

二、80 年代改革开放以后的镍钴矿山开采技术发展

80 年代以后的一些大中型镍钴矿山，由于靠近地表的矿体用露天开采到 80 年代末已经全部开采结束，由露天逐步转入井下开采。为了适应镍钴生产增长的需要，用传统的、半机械化开采的方法，已经难以适应生产需要。为了提高矿山生产能力，采取了请外国专家来与中国科技人员共同攻关，派中国专家到国外先进矿山考察，派管理人员出国培训的方法，来改进矿山技术。同时，以金川镍矿、吉林磐石镍矿为主的矿山，国家投入了大量的基本建设资金和技术改造资金，促进了矿山技术水平的提高，主要表现在以下几个方面：

1. 地下矿山完成了无轨设备斜坡道系统工程

通过十年努力，在金川镍矿的二矿区和龙首矿已经完成了 9 条共 13000m 长的主斜坡道、副斜坡道、分斜坡道的工程。可以从地表驾驶各种无轨设备进入各运输中段、机械化采场、维修硐室。图 7－3－1 为金川二矿区无轨设备斜坡道系统，这个系统工程能确保机械化开采的顺利地发挥作用。金川龙首矿西部采区从露天转入地下开采也采用斜坡道系统。

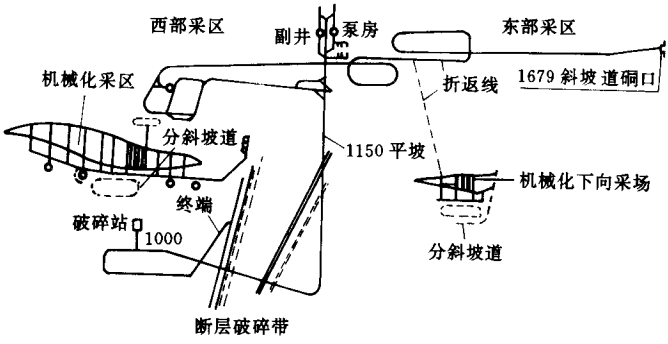


图 7－3－1　金川二矿区斜坡道工程示意图(平面)

2. 置备配套的无轨机械化设备

这标志着采矿工作全面实施机械化开采，这些设备包括液压凿岩台车、铲运机、装药车、撬毛机、维修和输送油料的辅助车。这样才能使机械化开采得以实施，人员才能减少，劳动生产率才能提高。在金川镍矿的二矿区和龙首矿都已具备这样的条件，并能开

展大规模机械化开采。

3. 整个矿体形成机械化规模型开采

通过十年的科学试验、基本建设及技术改造，在金川镍矿的二矿区和龙首矿主矿体的中厚层矿体形成了能施展大型无轨设备开采条件的连续机械化开采的采场。图 7－3－2 为金川镍矿二矿区机械化下向胶结充填采矿法采场。

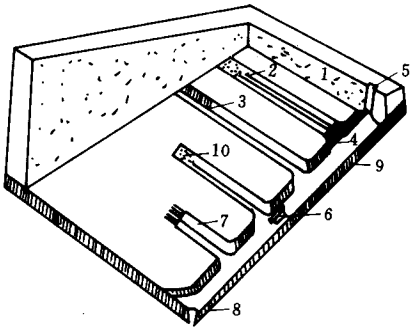


图 7－3－2　二矿区机械化下向胶结充填法开采顺序

1—充填体；2—充填管；3—铺金属网；4—充填隔墙；

5—预留充填小井；6—6m³ 铲运机；7—凿岩台车；

8—出矿溜井；9—矿体

中小型镍矿由于规模小、投资少，仍采用传统的上向（下向）胶结充填法、崩落法和留矿法，有些窄矿脉矿山，为了提高出矿品位，采用削壁充填采矿法。由于镍、铜、钴矿多数是共生金属矿，所以矿石价值高，同时为了保持资源、减少损失、延长矿山寿命，90％以上都是采用充填法，贫化率和损失率都是控制在 5％～7％以下。

第二节　上向分层胶结充填采矿法

金川龙首矿建矿初期，在 1640 中段 $8\sim13^{+25}$ 勘探线的富矿区段，对上向分层胶结充填法、分层崩落法同时进行试验比较，结果，上向分层胶结充填采矿法优于分层崩落法，该采矿方法成为龙首矿主要采矿法之一。在 1640 中段，主要为多漏斗人工出矿；在 1520、1580 中段，先后使用过电耙、铲运机、T－2G 等机械搬运矿石。后因下向分层胶结充填采矿法在该矿取得了较好的应用与发展，到 1975 年以后逐步为下向分层胶结充填法所取代。目前在新疆喀拉通克铜镍矿仍在使用上向分层胶结充填法。现对龙首矿使

用过的方法分述如下：

一、上向多漏斗出矿

上向多漏斗出矿方案见图 7－3－3。

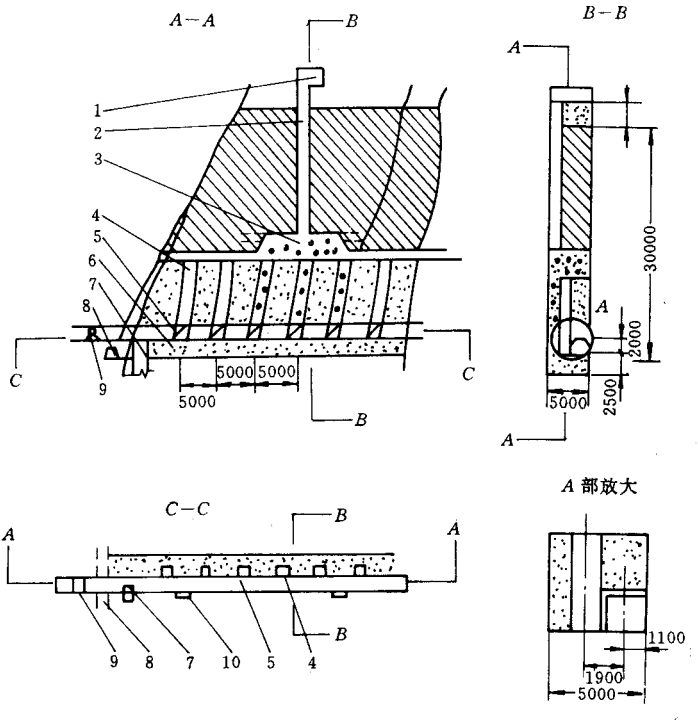


图 7－3－3　上向胶结法多漏斗标准方案

1—充填巷道；2—天井；3—矿堆；4—溜矿井；5—电耙巷道；

6—混凝土底台；7—溜井；8—联络巷道；9—电耙；10—人行天井

1. 采场构成要素

采场长度等于矿体的水平厚度，一般不大于 40m；采场高度为 30m（即在既定的 60m 阶段高度中间拉一副中段）；采场宽度，根据原试验采场暴露面积试验资料，确定富矿区采场暴露面积不大于 180～200m^2，故在矿石稳定的条件下，采场取 5m 宽。漏斗间 4～5m，断面 1.6×1.6m^2，人道井 1.4×1.4m^2，电耙道净断面为 2×2m^2。

2. 采矿准备工作

准备工程除包括掘充填巷道、充填井（2×1.6m^2）和切割道外，还应包括整个人工混凝土底部结构的形成过程。千吨采切比为 8～11m。

先掘切割巷道，后掘充填井（透上部充填道），沿切割道全长开帮至采场边界，然后用 01－30 或 YT－25 凿岩机水平压顶至采场全长，形成宽 5m、高 4～4.5m 的空间。矿石出

完后，按设计充填 2～3m 高的混凝土底台（人工混凝土底台）。在底台上再开帮压顶，形成 5m 宽、4m 高的空间，出完矿石，架设假坑道。棚子间距为 1.5～2.0m，用 3cm 板子钉好合子板，支出矿漏斗、人行天井、钉好草袋子，密封后充填混凝土，形成混凝土底部结构。混凝土底台可作为下中段回采接顶时的人工混凝土顶板。

3. 回采工艺

采场底部结构形成后，即可进行正常回采。首先从充填井口沿采场宽拉切割槽，槽宽 2.5～3m、高 2～3m，倒出部分矿石，由切割槽向上、下盘方向分次（或同时）水平压顶。为便于顶板管理，混凝土面至矿石顶板高度不准超过 4m。

炮眼交错布置，眼深 2～2.5m，间距 1.4～1.6m。凿岩机台班效率 40～60t，最高可达 100t。

采用 2# 岩石炸药，火雷管起爆，单位炸药消耗量为 0.2kg/t。爆破后，新鲜风流由电耙道经人道井进入采场，炮烟通过充填井、充填巷道进入上水平总回风平巷。个别采场可安设局扇或用高压风辅助通风。

多漏斗采场中，由于漏斗多，爆破后约有三分之一的矿石靠自重溜入顺路溜井，剩余部分用人工倒运，效率一般为 10～15t/工·班。

采场矿石出完后，用 3cm 厚的木板钉好漏斗和人行天井的合子板，用草袋子密封以防漏灰，同时检查充填巷道、充填井和灰溜子是否完好，确认无误后，用电话或电铃与搅拌站联系开始充填。此时采场至少要有 2 名工人负责检查充填量、混凝土质量以及处理可能发生的事故。充填完毕后，24h 后可重新落矿。

一个 30m 长的采场，每分层采 2m 高，约 900t 矿量，平均需要 15d，采场生产能力为 60t/d。

4. 主要技术经济指标

主要经济技术经济指标见表 7－3－2。

表 7－3－2　上向分层胶结充填法多漏斗出矿主要经济指标

项　目		指　标
采场平均生产能力（t/d）		40～60
采矿台效（t/台·班）		40～60
采矿工效（t/工·班）		3～5
损失率（%）		0.7～4.71
贫化率（%）		0.67～2.33
主要材料消耗	木材（m^3/t）	0.018～0.023
	炸药（kg/t）	0.22～0.25
	水泥（kg/t）	40.6～45.1

项　目	指　标
采矿直接成本(元/t)	10～12

5. 评价

该采矿方法矿石回收率高,损失、贫化率低,对于开采稀有金属、高品位贵金属矿床是一种行之有效的采矿方法,但它工艺复杂,劳动强度大,采场生产能力低。

二、上向电耙出矿

1. 概述

为了提高采场生产能力,减轻工人劳动强度,简化生产工艺,在多年的生产实践中,将多漏斗人工倒矿改为双漏斗(或单漏斗)电耙出矿,达到了预期的效果,回采了近两个中段。

2. 采准布置

采场垂直矿体布置。因矿体水平厚度长达 20～80m,为出矿、通风、充填等因素所需,必须垂直采场布置 2～3 条分段巷道。采场宽 5m,在 50m 的两条行线间布置 10 个采场。以分段道作出矿道,沿采场中心线掘切割道,因隔一采一,所以切割巷道也先隔一掘一。

在采场的上水平(高出回采界线 5～6m)掘采区充填巷道(充填巷道的条数应与下部的分段巷道相对应),并与主充填巷道连通,形成区域性的充填系统。充填巷道必须带有 2°～3°并与混凝土耙运方向一致的负坡度。

在采场切割巷道(分段巷道附近)上掘充填井透上部充填巷道,有几条充填巷道,必须掘几条充填井。这样就形成了完整的充填、出矿、通风系统(见图 7－3－4)。

3. 采场底部结构

充填系统形成后即可沿切割巷道全长(包括分段巷道在内)开帮压顶,将采下的矿石用 30kW 的电耙耙干净。

形成宽 5m、高 4～4.5m、采场全长的空间,然后在分段巷道的位置支假坑道,钉合子板。同时在采场的两侧分别支出矿漏斗($1.5\times1.5m^2$)、人行天井($1.2\times1.2m^2$),它们都必须在分段巷道两侧。有几条分段道,就必须相应的支几个出矿漏斗人行天井。钉好草袋子或滤水布即能充填。充填体的高度距矿石顶板为 1.8～2.0m。每次充填采场都必须有人看灰,以预防不测。充填结束后,24h 后可转入正常作业。

回采工艺与多漏斗相同,这里不再赘述。

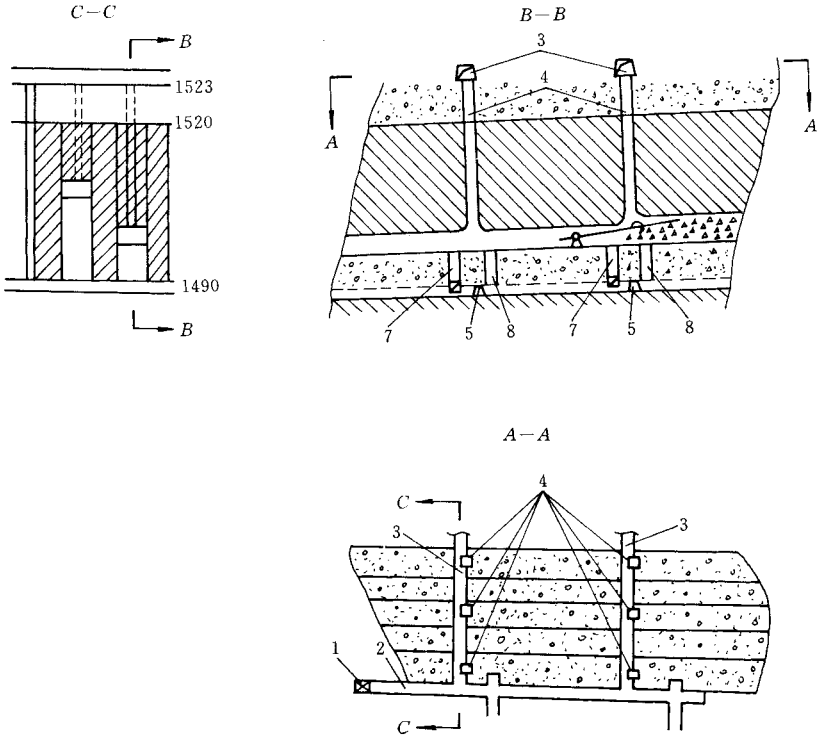


图 7－3－4　电耙出矿方案图

1—区域性主充填井；2—川脉充填巷道；3—采区充填巷道；4—采场充填井；
5—分段巷道；6—采场切割巷道；7—采场预留行人井；8—采场预留出矿井

4. 矿石运搬

采场用 30kW 电耙出矿，电耙绞车用长刹杆固定在出矿溜井的另一侧，滑轮挂在顶板和两帮事先安装好的锚杆上，位置视现场情况而定。出矿效率约每台班 100t 左右。

对大于 60m 的采场，至少应有两个充填井，两个分段巷道出矿。这样采场上、下盘回采一层可分两次交替作业，上、下盘充填在同一水平只需要封一次板墙即可。

5. 采场充填

充填前要搭好工作台，人员站在工作台上，用倒链把电耙（其它设备也一样）吊在顶板事先安装好的锚杆上，其它工具都放在工作台上。

溜井和人行天井必须用 3cm 板子或用专用塑料模板升高，工序同前。

6. 采场接顶

接顶回采和接顶充填是上向胶结充填法的重要工艺环节。一期采场要搞好充填接顶，二期采场要抓好接顶回采的安全工作。众所周知，混凝土在采场靠自流向上下盘流

动，形成 5°～7°的坡面角。一期采场要保证比较密实的接顶，顶板必须采成和混凝土充填体相吻合的坡面角。为了形成这个角度，有时可能损失一些矿石；有时可能采一点充填体而造成贫化。这样保证了二期采场更多的回收矿石。另外还应把预留的人行天井和上部充填巷道掘透，可作为相邻采场的充填井。

7. 评价

电耙搬运与人工搬运相比，提高了采场生产能力，减轻了工人劳动强度，因而在龙首矿的 1520 中段、1460 中段和二矿区 1250～1300 中段大量使用电耙搬运矿石。但它的贫化损失率较人工搬运高 1%～1.5%。

三、铲运机出矿方案

80 年代初期，龙首矿在 1460 中段 6720、6721、6724 三个采场同时采矿，用西德 LF－4.1 铲运机轮流出矿，即一个采场出矿，一个采场落矿，一个采场充填，依次循环。这三个采场之间隔着两个分别为 6721、6723 的采场。铲运机从一个采场进入另一个采场必须在这两个相邻采场里打一个通道，其宽 3m、高 2.5m、长 5m。这三个采场共采出 10 万 t 矿石，历时 3a。平均日出矿 100t，大大高于其它采场（见图 7－3－5）。

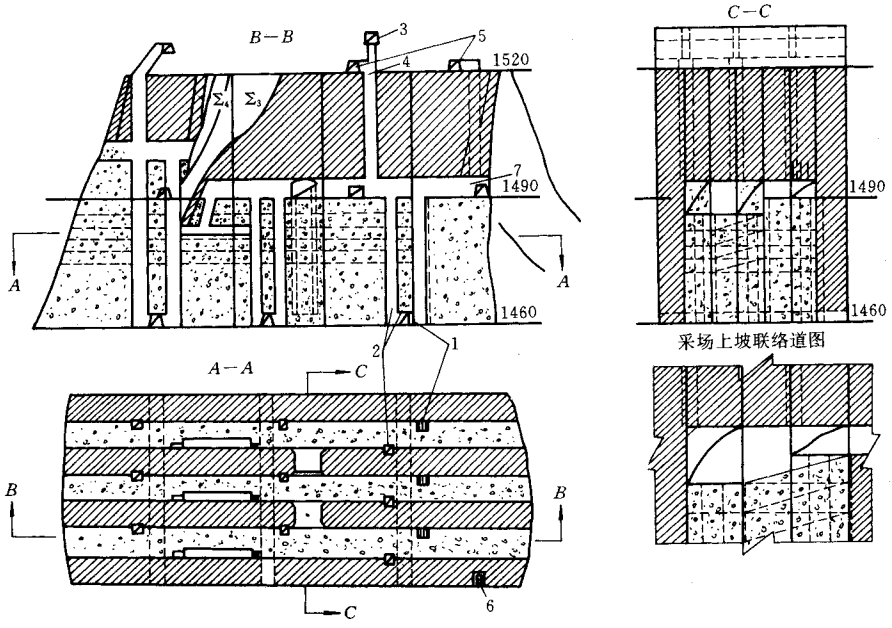


图 7－3－5　铲运机出矿方案图

1—人行天井；2—溜矿井；3—充填巷道；4—充填井；5—联络巷道；6—设备井；7—副中段穿脉

用铲运机出矿与电耙相比，主要是采场生产能力高，减轻了工人劳动强度。但它仍存在两个致命的弱点：一是设备坏了只能在采场维修，没有专门的通道进出设备（采场采完后，设备从设备井下到 1460 中段）；二是相邻采场（6721、6723）回采时，通道里的混凝土全部混入矿石，无法分出，造成贫化。

四、ZYQ－12G 装运机出矿

龙苜矿在 1640 中段，凡上向分层胶结充填全部使用多漏斗人工出矿。到 1520 中段，首先在 648 采场使用国产 ZYQ－12G 气动装运机（见图 7－3－6），二矿区用 T4－G 出矿，但因压缩空气不足、轮胎磨损过快等因素相继淘汰。最后采场还是以电耙出矿为主，一直使用到上向分层充填采矿法结束。气动装岩机出矿的底部结构、采切工程、落矿工艺、充填等都相同，不再赘述。龙首矿气动装岩搬运的主要经济技术指标见表 7－3－3。

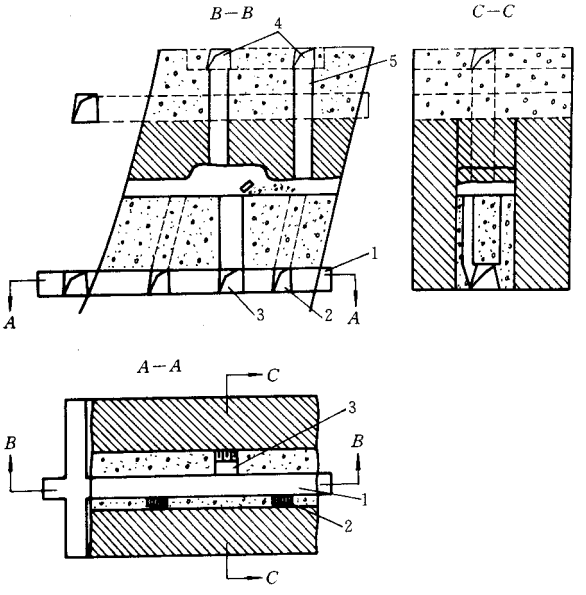


图 7－3－6　ZYQ－12G 装运机出矿方案图

1—电耙巷道；2—人行天井；3—出矿井；4—充填巷道；5—充填井

表 7－3－3　气动装岩搬运采场主要经济技术指标

项　目	单　位	指　标	
		1520 中段	1460 中段
采场平均生产能力	t/d	47.86	55.3
采矿工效	t/工·班	4.594	7.3

项　目		单　位	指　标	
			1520 中段	1460 中段
采矿台效		t/台·班	98.9	66.15
损失率		%	6.85	9.96
贫化率		%	2.69	7.3
主要材料消耗	木材	m^3/t	0.0047	0.0033
	炸药	kg/t	0.239	0.243
	水泥	kg/t	53.75	61.7
采矿直接成本		元/t	4.15	6.66

第三节　下向倾斜分层六角形进路胶结充填采矿法

我国最早试验和应用下向倾斜分层胶结充填采矿法的矿山是金川龙首矿。以后在吉林磐石镍矿及许多金属矿推广使用下向倾斜分层胶结充填采矿法。1973 年金川龙首矿试验组开始试验到 1975 年试验成功，奠定了金川镍矿的基础开采方法。以后经过不断的探索、总结经验，下向倾斜分层胶结充填法在采场结构、采矿工艺等方面都有不断的改革，主要有三次演变：一是由普通低进路演变为高进路；二是由高进路正方形断面演变为六角形断面；三是用机械化代替电耙出矿。第一次演变使充填工艺简化，采矿强度大幅度提高；第二次演变使采矿安全性大大加强。1986 年开始试验机械化下向胶结充填采矿，采场出矿能力、安全性能均达到了国内先进水平。

一、下向倾斜分层胶结充填采矿法开采方案

1. 主要方案及采场构成要素

下向倾斜分层胶结充填采矿法是一种自上而下分层回采、分层充填，以巷道进路方式在分层混凝土人工假顶保护下进行作业的回采方法。采场布置不受矿体形态变化的限制，当矿体厚度 20m 时可以沿走向布置，采场长度一般为 50m。通常均采用垂直走向布置分层道，沿走向布置进路。进路布置可分为单侧进路和双侧进路。采用电耙出矿时，采场长度为 25～50m，即单侧进路时 25m，双侧进路时为 50m，采场宽度等于矿体厚度。采用铲运机出矿时，一般划分为盘区开采，盘区尺寸为 50～100m×矿体厚度。分层高度 2～2.5m，其共同特点是为方便充填料流动和接顶密实，倾斜进路回采，即自分层道至进

路端部，倾角 3°～8°。采场充巷填道一般在进路的端部，用充填井联系，单翼进路一条充填巷道，双翼进路两条充填巷道。随着采场回采下降到每 10～12m，采场充填道相应下降。

(1)低进路式回采方案

低进路方案采用常规手持式凿岩机凿岩，电耙出矿，碎石混凝土充填，小规格进路布置，进路断面一般宽 2.5m、高 2.0m，分层巷道规格一般 2～2.5×2～2.5m，见图 7－3－7。

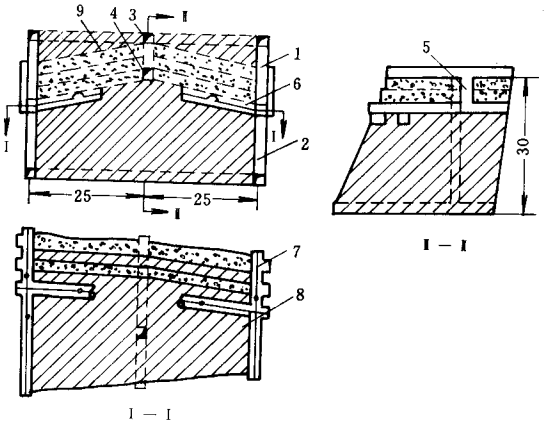


图 7－3－7　金川下向倾斜分层胶结充填法图

1—人行天井；2—溜矿井；3—穿脉充填巷道；4—第二层充填巷道；5—充填井；6—回采进路；7—分层巷道；8—电耙；9—充填体层间接触面

进路回采隔二采一，回采结束后每条进路分别打隔墙进行充填。充填后凝固 2～3d，接着回采相邻进路，后期回采的进路与分层道一次充填。

采场刚开始开层未形成人工假顶前全部木棚子支护，形成人工假顶 2～3 层后，进路可以不支护或局部支护；分层巷道由于暴露面积大、时间长，亦需进行支护。

此方案适于矿岩均不稳固，品位较高的金属矿床。

(2)高进路式回采方案

高进路式回采方案是在低进路方案的基础上改进的，采场布置与低进路相似。进路尺寸增大为 4×4m 正方形，其结构特征为每相邻进路在垂直方向上相差一个分层高度，使得回采进路的顶帮为整体混凝土覆盖，以减轻两帮的压力，确保进路回采的安全与采场的稳定可靠。全部单号(或双号)进路回采完后，与分层巷道一次充填。这样不但减少充填环节和次数，而且可以实现小型机械化，提高采场生产能力，见图 7－3－8。

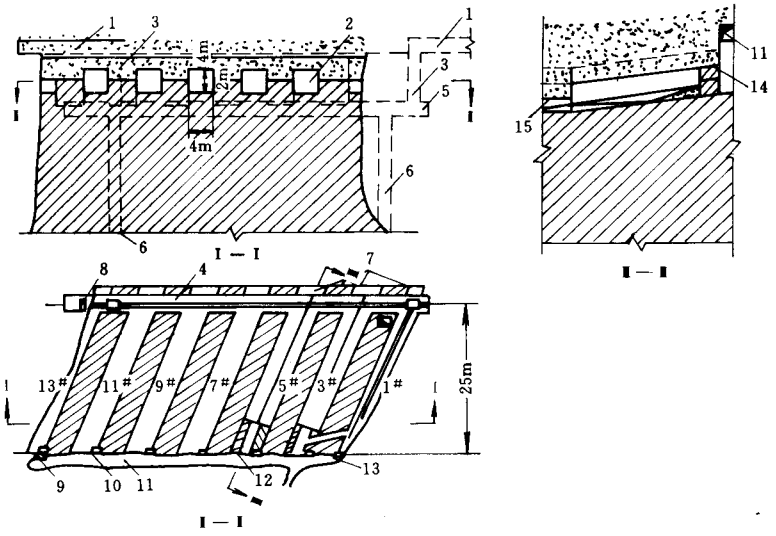


图 7－3－8　金川下向高进路胶结充填法图

1—1520 水平穿脉道；2—回采进路；3—上、下盘顺路天井；4—分层巷道；5—第四层分层道；6—上、下盘溜矿井；7—进路出矿电耙；8—分层电耙道；9、10—充填井；11—充填巷道；12—扩帮炮孔；13—人行、材料井；14—压顶炮孔；15—电耙耙座

此方案在实施之前，先要形成预备层。预备层第一层采用低进路方案回采，形成完整的人工假顶。第二层采用高 2.0m，宽 4.0m 规格的进路，断面间隔 4.0m 进行回采，即采完该层所有单号进路，最后将该层的全部进路和分层道一次充道。第三层即可按 4×4m 规格回采全部双号进路，形成高进路采场。

此方案进路规格加大，回采进路顶板暴露面积大，易造成充填体脱层或片冒。为确保安全生产，在混凝土充填体中配置钢筋和底梁，在整个回采过程中，工人在配有钢筋的混凝土假顶下作业，不用木材支护，工作安全。

(3)六角形进路方案

此方案是高进路式回采方案的一种，它采用仿生学原理，将正方形断面进路改为六角形断面，使采空区混凝土充填体呈蜂窝状镶嵌结构，从而改变其受力状况，提高了稳定性，有效地控制了地应力作用。六角形进路断面高 4.0m 顶底宽 2.6m，腰宽 5.4m，采场布置和采充工艺及支护方式与高进路方案相同，见图 7－3－9。

此方案经过多年的研究和运用，在解决矿岩破碎条件下开采的安全，取得了突破性成果。

2. 采准布置

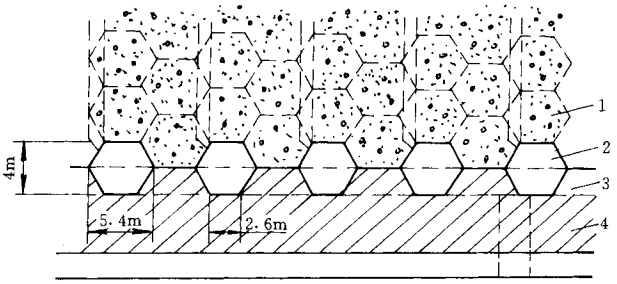


图 7－3－9　金川龙首矿下向高进路(六角形)尺寸图

1—充填体；2—已采空进路；3—分层巷道；4—矿体

按采用的机械装备的不同分为天井和斜坡道两种采准布置方式。

采用天井作为采场通道的采准方式适用于电耙出矿的下向采场，为脉内采准。垂直走向布置矿块，矿块长 50m，在穿脉运输道一侧开凿采准天井 1～2 条，并以穿脉运输道为中心，左右各 25m 为采场长度，宽度为矿体的水平厚度，阶段高度 50～60m。在矿块中部垂直走向布置分层巷道，断面为 $2.0\times2.5m^2$，在分层道位置的上下盘分别布置放矿溜井和通风井，与上下中段运输平巷贯通，放矿溜井下部安装振动放矿机或装车电耙道。溜矿井和通风井随分层道下移，其上部预留行人回风井，兼作材料设备井。矿块两端布置穿脉充填巷道，有下混凝土井和行人井与上中段沿脉主充填巷道联通。穿脉充填巷道每 10m 下降一次。充填料用电耙接力送到采场。

3. 人工假顶

人工假顶是下向充填最关键的结构。工人在混凝土充填体的顶板下作业，因此要求充填体具有一定的强度和稳定性。人工假顶的抗压强度设计一般取 4～5MPa，镍钴矿山充填体强度设计如表 7－3－4 所示。

表 7－3－4　镇钴矿山下向充填法充填体强度设计

充填方式	设计充填混凝土强度 MPa	每立方米混凝土材料消耗量(kg)					使用矿山
		水泥		砂石		水	
		规格	重量	规格	重量		
粗骨料电耙输送	5	425#	210	－40mm	2150	240	龙首矿中采区吉林磐石矿
细砂管道输送	5	425#	325	－3mm	1400	400	金川二矿区龙首矿西采区

实际上龙首矿粗骨料充填中水泥含量为 160～180kg/m³，龙首矿西采区和金川二矿区细砂充填中水泥含量为 300kg/m³ 以下(根据粉煤灰添加数量来节省水泥用量)，充填体强度均控制在 7d 为 1.5MPa，28d 为 3.5～4.5MPa。

由于低标号混凝土抗拉强度低，有时充填停停充充，充填体易产生分层和脱层现象。为此在高进路和六角形进路方案中，进路和分层道底板铺设钢筋网和钢筋衍架，底部用 ϕ10mm 钢筋与上分层衍架连接吊挂。

二、下向六角形开采的优化理论研究

1. 六角形与正方形的比较

经过多年的生产实践，正方形高进路式回采方案顶板暴露面积大，进路两帮稳定性差，不易控制，有时发生混凝土充填体脱层和片冒现象，给安全生产带来威胁。通过生产实践，龙首矿采矿工人和技术人员逐步摸索改正方形进路为六角形进路，安全效果好，具有仿生学结构合理的特点。为了从理论上对六角形断面形状进行优化，金川龙首矿与北京科技大学和金川镍钴研究设计院合作，利用电子计算机进行非线性有限元计算，对相同条件下的两种断面进行定性分析和评价。

程序编制采用了西安矿业学院刘怀恒教授设计的 NCAP－2D 二维非线性有限元程序。

对龙首矿的四边形与六边形断面的充填体和矿体以及受地应力影响分别进行了计算。地应力的考虑是根据中瑞(典)岩石力学研究的结果：

水平应力：$\sigma_h = 0.0425h + 3$　　(MPa)；

垂直应力：$\sigma_v = \gamma h$　　(MPa)。

计算结果的分析主要在于周边的分析，对计算结果进行整理得出应力集中系数比较表列于表 7－3－5。

表 7－3－5　应力集中系数比较表

正方形			六边形		
	单元号	应力集中系数		单元号	应力集中系数
顶	26	4.34	顶	98	1.55
	25	2.9		90	1.29
帮			帮	82	1.20
	24	2.45		81	1.90
	16	6.8		72	2.8
	8	－0.05		71	3.4
	8	－0.1		71	3.4
	16	5.2		72	2.8
	24	2.45		81	1.93
				82	1.21
底	25	2.86	底	90	1.23
	26	4.31		98	1.545

从应力集中系数比较表中可以看出，正方形断面的四个角是应力集中区，应力集中系数为 6.8，最大主应力为 93.48MPa。两帮中部为应力降低区，两帮的中间部位的应力集中系数为 -0.05，即出现拉应力，拉应力值为 0.69MPa。因此，正方形断面的两帮的稳定性很差，极易出现片帮现象。六边形的应力集中区主要是两帮的中间部位，应力集中系数为 3.4，比正方形降低了 3.4 倍，最大主应力值为 47.19MPa，比正方形降低了 46.29MPa。

经过分析得出如下结论：

(1)六边形进路的应力集中系数比正方形进路降低了 3.4 倍，应力集中值降低了 46.29MPa，改善了进路周边的受力状态；

(2)六边形进路变正方形进路两帮受拉为受压，对两帮的稳定性大有益处，不容易出现顶部掉块和片帮；

(3)六边形进路的周边，基本上处于塑性区之外，与正方形进路相比，不容易出现顶部掉块和片帮；

(4)由于六边形进路的周边基本位于塑性区之外，六边形周边都受压，因此，在六边形进路的周边形成了一个承载环，充分利用了进路周边围岩的自身支承能力，可以不支护或至少可以降低支护费用；

(5)从整体上讲，六边形进路的稳定性比正方形进路好得多。

2. 六角形进路应力集中分析与进路周边尺寸的合理选择

北京科技大学应用数值解析法和图解解析法，利用微机处理，求出了 30 多种尺寸匹配的六角形，并求出了相应断面尺寸及六角形周边应力集中情况，见表 7-3-5。

通过计算分析，六角形进路顶底宽为 2.6m，腰宽为 5.4m、高为 4.0m 时，其应力集中系数两腰中点为 6.69518，拐点为 6.612387，顶板中点为 2.053714。应力集中系数都较小，进路周边无拉应力出现，较为安全。所以六角形进路断面尺寸确定为顶底宽 2.6m，腰宽 5.4m，高为 4.0m。

第四节　机械化下向胶结充填采矿法

机械化下向胶结充填采矿法是金川镍矿改革开放、国内外联合攻关、设备引进、走技术进步之路的成果。从 1984 年起，先后从瑞典、德国引进无轨设备，通过综合试验、生产实践、设备配套、劳动工资、回采工艺完善和生产系统改进，使无轨设备的生产能力进一

步得到充分发挥，使机械化开采的优越性越来越明显，已开始全面推广。

该采矿方法的成功应用，推动了金川镍矿乃至我国有色矿山的技术进步，提高了矿山的整体技术水平，接近国际先进矿山的开采水平；培养了一批现代化矿山管理和无轨设备操作、维修人才，取得了显著的经济效益和社会效益。

一、机械化下向分层水平方形进路胶结充填采矿法回采实例

1. 机采盘区地质概况

1 号矿体为金川镍矿最大的矿体，储量占二矿区镍量的 70.9% 以上，赋存于二矿区 4 行至二矿区 28 行间，长 1600m，平均厚度 98m。其中，富矿体长 1300m，厚 64m。沿倾斜延伸 600～800m，矿体呈似层状产出，穿过各种岩相，与岩体下盘产状基本一致。倾向南 50°西，倾角 60°～75°，西陡东缓。形态较规则，沿走向膨缩变化较明显。见矿标高在地表以下 230～380m，东高西低，除个别地段外，富矿为贫矿环包。

富矿赋存在超基性岩体中的含辉橄榄岩和纯橄榄岩中，贫矿赋存在二辉橄榄岩中。矿体的顶、底盘围岩均为二辉橄榄岩。矿石的单向抗压强度较高，富矿及贫矿最大单轴抗压强度分别为 121MPa 和 107MPa。由于节理裂隙发育，整体稳定性差，贫矿比富矿尤甚。

矿体局部地段有后期的岩脉侵入，主要有辉绿岩，次为煌斑岩。裂隙较发育且大多有擦痕，裂隙面光滑，其中多有充填物，主要是滑石、蛇纹石、碳酸盐类矿物，贫矿体比富矿体裂隙密度大。矿体分布见图 7－3－10，矿体形态见图 7－3－11。

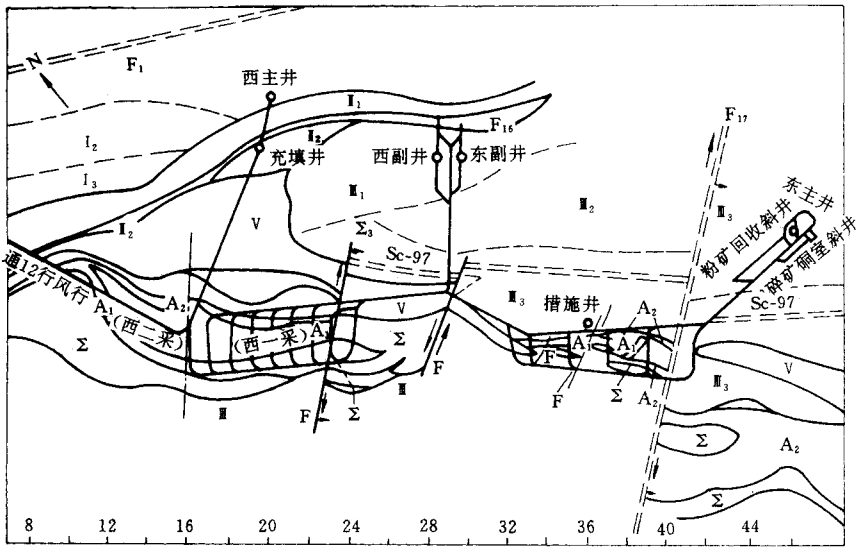


图 7－3－10　1250 中段平面图

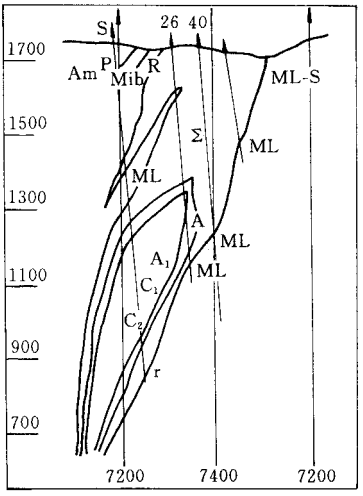


图 7－3－11　16 行地质剖面图

A_1—富矿；A_2—贫矿；Σ—超基性岩；ML—大理岩

2. 开采盘区的划分及采准系统

为了便于开采和适应已有的生产系统及充分发挥无轨设备的灵活性，正常情况下盘区划分为长 100m，宽为富矿加下盘贫矿的厚度，中段高为 50m。盘区之间不留间柱，连续回采。

盘区采准采用脉外和脉内外联合采准系统(图 7－3－12)。东部 2# 矿体为上盘贫矿中进行脉外斜坡道采准布置，西部 1# 矿体为底盘脉外或脉内外联合斜坡道采准布置，盘区分斜坡道呈螺旋式布置，并与大斜坡道连通。材料、设备可通过大斜坡道、分斜坡道直接进入机采盘区。从斜坡道端部弯道处开掘分段联络巷道、分段巷道，每一分段巷道服务 3～5 个分层的回采。自分段巷道掘分层联络道进入矿体，在脉外布置两条溜井，溜井联络道与分段巷道连通。为了减少铲运机的运距，有时在脉内也布置溜井，作为主出矿井，脉外为辅助出矿井或废石井。回风充填系统利用上中段沿脉巷道，并预留穿脉巷道。随着回采下降，在穿脉巷道中连续预留回风充填井，使采场的污风通过预留小井进入上中段穿脉、沿脉巷道，最后回至主回风道。

无轨设备采准巷道的坡度：斜坡道坡度 $< 1:5$(16.1%～19.4%)，螺旋部分为平坡，出矿的分层联络道上、下行坡度 $\leqslant 1:7$(14.3%)。分斜坡道、分段巷道、分层联络巷道的净断面为 $4.4 \times 4m^2$(宽×高)。

由于采准巷道大多布置在节理裂隙发育、整体稳固性差的薄层大理岩、超基性岩体和贫矿中，采用喷锚网联合支护，局部采用双层喷锚网联合支护。水泥锚杆长 1.8～

2.5m，直径 ϕ16mm，钢筋为 ϕ6mm，网度为 150×150mm。

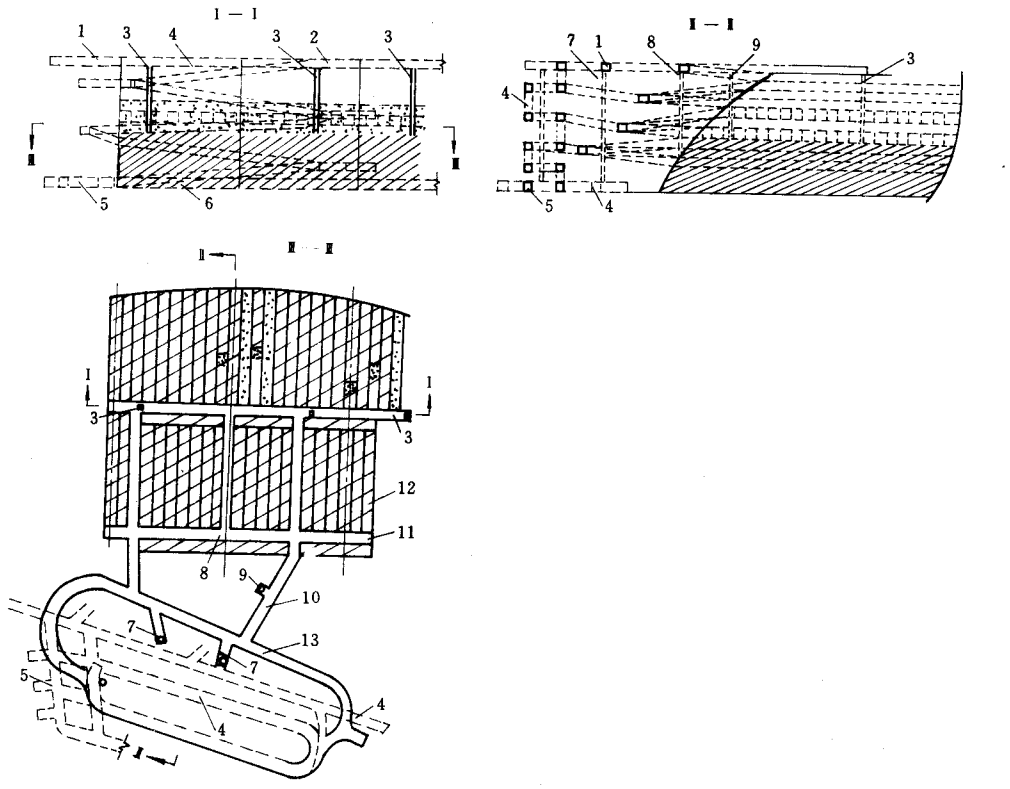


图 7－3－12　下向机械化胶结充填采矿法水平分层方形进路开采图

1—回风平巷；2—川脉巷道；3—回风充填井；4—斜坡道；5—维修硐室；
6—中段运输平巷；7—涌井；8—上盘充填井；9—下斜井；
10—分层联络道；11—分层道；12—进路；13—分段道

3. 盘区回采与通风

盘区进路上、下分层相互垂直交错布置，分层高为 4m，分层巷道宽为 4.5m，进路宽 5m。盘区内划分成 2～4 个作业区，坚持先上盘、后下盘、先两翼后中间的后退式回采顺序。同时，还要优先回采转层区段的进路，为正常转层创造条件。

凿岩采用瑞典阿特拉斯·柯普科公司制造的 H127 或 H128 双臂电动液压凿岩台车。钎头直径 ϕ38mm（柱齿形），H127 台车钎杆长 3.7m，钻孔深 3.4m。H128 台车钎杆长 4.3m，钻孔深 4m。根据进路顶板和两帮介质的不同，通常布置 40～45 个炮眼，采用直线掏槽。台车效率为 250～400t/台·班，凿岩工效 125～200t/工·班。

爆破采用 ϕ32mm 卷状铵松蜡炸药或乳化油炸药连续装药，半秒差非电雷管起爆。爆破效率一般为 85%～90%，单位炸药消耗量为 0.3～0.35kg/t。

出矿采用美国埃姆科公司制造的 EIMCO928 铲运机。铲斗容积 $6m^3$，额定载重量 13.6t，盘区平均运距 200m，出矿量 60～120t/h，台效 250～400t/台·班，盘区年生产能力 25 万 t。铲运机将矿石运至溜井后，再从 1250 中段放入 $4m^2$ 矿车，用 14t 电机车运至矿仓。

为便于机采盘区的管理，改善盘区作业条件，盘区采用抽出式通风系统。来自 1250 中段的新鲜风流经分斜坡道、分段巷道、分层联络巷道进入分层巷道，通过作业面的污风经分层巷道回风充填井抽至上中段沿脉巷道进入主回风巷道。对较长的进路或距回风井较远的作业区加局扇辅助通风。

4. 进路充填

为使盘区回采工作连续进行和控制盘区回采过程中的地压活动，坚持强采强充的开采方针，正常情况下盘区只有 2～3 条进路回采，进路回采结束后，立即准备充填。为方便充填作业，每个盘区还配备一台 PT45B 型服务车或 $2m^3$ 柴油铲运机，吊挂充填管及钢筋网。

充填采用 -3mm 砂子及 425# 硅酸盐水泥（每 $1m^3$ 充填料使用 200～300kg 水泥）和粉煤灰搅拌后通过 ϕ100mm 充填管进入采场，充填体强度为 4.5～5MPa。采场充填挡墙采用炉渣空心砖砌筑，采场底板铺设金属网并与上层钢筋连接，确保下层回采安全。

二、机械化下向分层倾斜六角形进路胶结充填采矿法回采实例

金川龙首矿机械化下向分层倾斜六角形进路胶结充填采矿法是 1990 年至 1992 年先后由电耙出矿的下向普通分层倾斜六角形进路胶结充填采矿法改造而成的。该方法安全可靠、技术合理、产量高、工人易于掌握，已越来越多地使用在矿石破碎的富矿开采中。目前机采盘区主要分布在 1400 中段 15～17 行之间，以后还将在 1400 中段以下继续使用此法开采。

1. 采准布置

金川龙首矿 1460 中段以上为竖井开拓，1460 中段以下为竖井、斜井、斜坡道联合开拓，中段为有轨运输。按勘探线每隔 50m 掘一条穿脉巷道，中段高 60m。机采盘区采用脉内外联合采准系统，见图 7-3-13。斜坡道布置在盘区上盘围岩中，其断面为宽 × 高 $=4\times3.5m^2$，直墙半圆拱，喷锚网支护。从 1460 至 1400 中段，呈折返式布置。采场每下降 12m 布置一条分段巷道，分段联络巷道与斜坡道相联通，采场每层由分段巷道掘分层联络巷道进入矿体，一条分段巷道可服务回采 4～5 层。

每个采区布置两条脉内出矿溜井（当矿体水平厚度小于 40m 时只布置一条），回采水平以上充填时要预留通风井，以做为采场顺路回风井。脉外布置一条废石井，通过联络巷道与分段巷道相通。

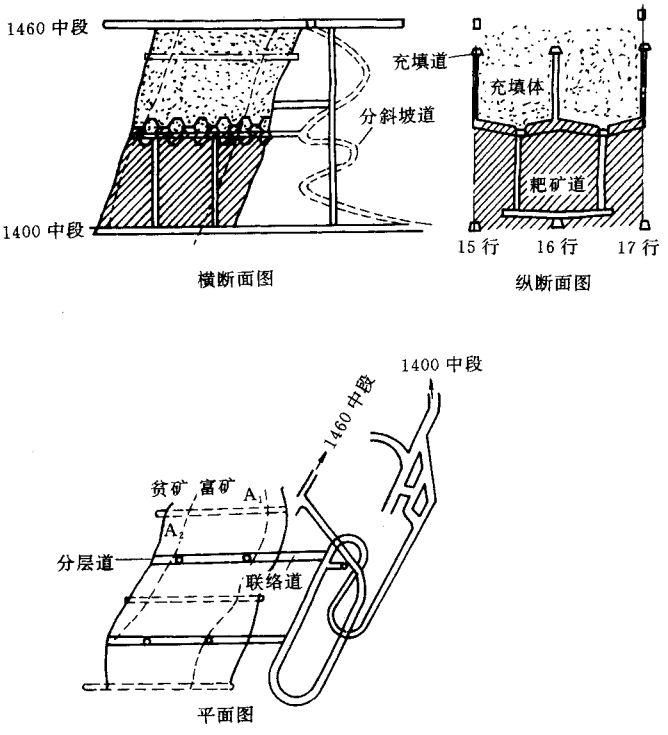


图 7－3－13　金川龙首矿无轨机械化下向(六角形)采矿法图

充填系统用上中段沿脉充填巷道与主充填系统相接通,穿脉充填巷道布置在采场端部,每回采 10m 高下降一次,采场进路端部掘充填小井与穿脉充填巷道相通。

采场通风,新鲜风流从斜坡道经分段联络巷道、分段巷道、分层联络巷道进入采场,污风从采场预留顺路回风井或进路充填小井排至上中段回风巷道。

2. 采场结构

采场沿矿体走向布置,长 50m,宽为矿体水平厚度,如图 7－3－14 所示。采场进路为双翼布置,进路长为 25m,断面为六角形,顶底宽 3m,腰宽 6m,高为 5m。进路布置特点为相邻进路在垂直高度上交错半层,即 2.5m。进路隔一采一,分层巷道布置在采场中间,垂直穿过矿体。分层巷道断面为宽 × 高 $= 4 \times 2.8 m^2$,每回采一层下降 2.5m。

3. 回采工艺

落矿用水星－14 液压凿岩台车或 YT－24 凿岩机凿岩,眼深 1.8 ~ 2.4m,孔径 ϕ40mm。炮眼利用率在 95%左右,班出矿量 126t,采用三班制作业,日出矿可达 378t(一个盘区)。

矿石用一台 LF4.1 铲运机搬运,铲入盘区脉内溜井,经下部中段放出。该盘区两个采场交替作业共 46 人,平均产量 13750t/月,工人劳动生产率为 11.95t/工·班。

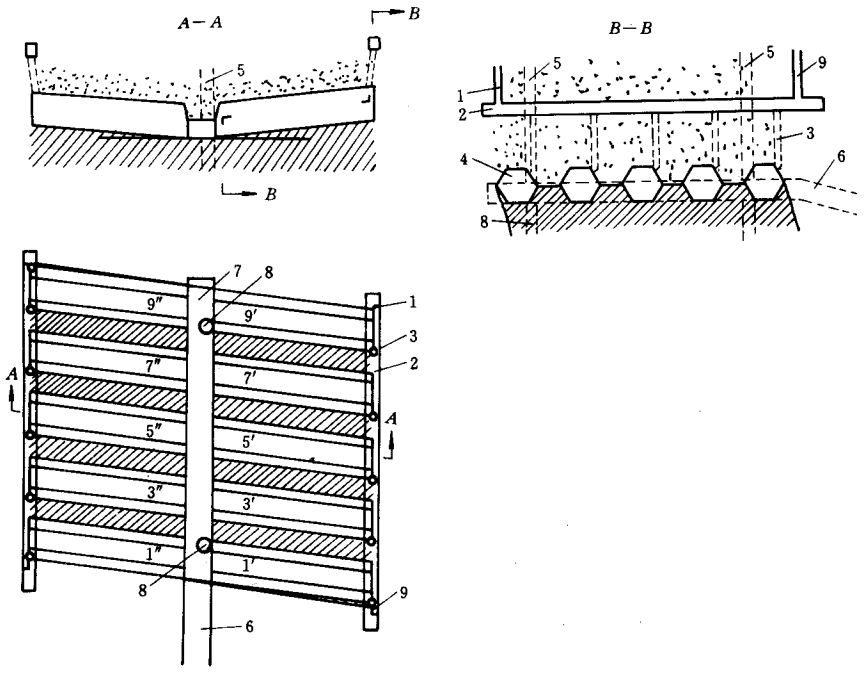


图 7－3－14　下向分层胶结充填机械化盘区标准采矿方法图

1—充填巷道；充填井；2—充填巷道；3—进路充填小井；4—进路；5—采场回风井；

6—采场分层联络巷道；7—采场分层道；8—采场出矿溜井；

9—充填巷道人行天井

4. 充填

采场回采结束必须对分层巷道底板回填 0.3m 厚的碎矿石，进路底部也回填 0.1～0.2m 厚的碎矿石并扒平，对下分层爆破时起到保护顶板充填体不破坏的作用。同时，充填前在扒平的回填层上，铺设底梁和钢筋，形成网状，并用钢筋吊挂在上一层底梁吊环上，底梁粗 150～200mm，长 3.4m，梁间距 1.5m。两底梁中间放一根长 3m，ϕ8mm 钢筋做横筋，沿进路方向铺 4 根 ϕ8mm 钢筋做纵筋，底梁两端各套一个吊环，其直径为 220mm，用 ϕ10mm 钢筋焊成，作为吊挂之用，吊筋粗 ϕ10mm。在进路两帮的吊筋上，按间距 1m 沿进路方向绑上两根 ϕ6.5mm 的护帮钢筋，分层巷道的吊挂基本同进路，只是底梁间距为 1.2m，长度为 4m。沿分层巷道方向铺 5 根纵筋，每根底梁上吊 3 根吊筋。

采场用后退式回采，分段充填。每当采完 2～4 条进路时，即在分层巷道封口，准备充填。封口采用木板，并用立撑加固，充填时其它进路正常回采。

充填采用电耙粗骨料充填工艺。采用 －25mm 自然戈壁集料，水泥标号为 425#，每立方米充填料水泥用量为 180～190kg 之间，采场充填体强度 2.64～4.6MPa。

三、机械化设备与劳动组织改革

1. 劳动组织改革

合理配备机械化盘区的设备和与其相适应的劳动组织是关系到能否发挥机采盘区生产能力的关键。金川二矿区通过多年的实践，并通过“高产、高效、高酬”三高试验，使机采盘区的设备配置和劳动组织日趋合理，使劳动生产率、台班效率、设备完好率等指标接近国际同类矿山的水平，为现代化矿山管理、大型无轨设备的配套使用积累了宝贵的经验。

机采盘区原采用 H127 台车凿岩，LF4.1 或 LF4.1E 铲运机装矿。由于台车凿岩每炮崩矿量多，铲运机当班出不完一个工作面的矿石，采场生产能力受到限制。要完成核定产量就要增加铲运机，多工作面作业，台车打浅眼，多打工作面的办法来解决采矿出矿之间的矛盾，结果造成采充失调，拼设备的现象，并严重影响人员、设备的安全生产。为解决这一矛盾，用 Eimco928 铲运机替代 LF4.1 铲运机，使出矿效率提高了 3 倍多。台车也按设计要求打够深度，提高了每一炮的崩矿量，克服了多打炮，打浅眼的状况，保证设备每班都有正常保养时间，使设备工时使用率由 57% 提高到 80%，设备有效利用率由 53% 提高到 88%。减少了同时回采的作业面，使盘区采、充走向良性循环，促进了盘区生产的发展。机采盘区设备配置见表 7－3－6。

表 7－3－6　金川二矿区机采盘区设备配置表

序号	设备名称	台数	产地	备注
1	H127 凿岩台车	1	瑞典	双臂电动液压
2	928LHD 铲运机	1	美国	斗容 $6m^3$
3	LF4.1 铲运机	1	德国	斗容 $2m^3$
4	PT45B 辅助车	1	瑞典	或 $2m^3$ 铲运机交替使用

注：盘区备用设备由矿里统一配备。

设备的合理配置进一步促进劳动组织的优化组合。二矿区 1992 年在劳动组织优化组合中，大胆引用竞争机制，优先进行“高产、高效、高酬”的三高试验。试验盘区由原来的 138 人压缩到 51 人（表 7－3－7），使会操作、懂维修、善管理的人才优先上岗。高技术的设备需要有技术的人去操作，同样操作高技术的设备的工人也要有与之相适应的待遇。在操作、维修人员之间，工资分配上明显拉开档次，加大差距，产生激励。这样做才能调动职工的积极性、创造性，才能管好设备用好设备，充分发挥设备的综合效能。

表 7－3－7　金川二矿区机采盘区劳动组织表

序号	工种	单位	数量	备注
1	台车司机和爆破工	人	20	
2	铲运机司机	人	4	928LHD
3	充填工与辅助车司机	人	6	
4	中段放矿工	人	4	
5	修理工	人	5	
6	钳焊工	人	2	
7	管道通风工	人	1	
8	电工	人	4	
9	正副区长	人	3	兼书记
10	技术员	人	1	统计产量
11	工资、备件、材料员	人	1	
12	合计		51	

2. 技术经济分析

从 1984 年开始准备，到 80 年代末基本完成机械化开采的试验工作。为了实施推广使用这一方法，先进行工人培训，备件准备以及通风、充填、开采顺序等的技术改革。又在 1992 年开始逐步试验劳动组织、工资制度的改革，使机械化开采的效果才得到充分发挥，并且达到了国际水平。机械化开采比普通法开采：全员劳动生产率提高 5 倍；工资增长 1 倍；人员减少 2/3。详细的技术经济指标见表 7－3－8。

表 7－3－8　1993 年金川二矿区主要生产工区经济指标实际情况表

开采方案	生产工区	年产量（t/a）	总人数（人）	平均全员劳动生产率 t/（人·月）	平均月工资（元/（人·月））	采矿单位成本（元/t）						备注
						合计	工资及附加	维简费	材料费	备件费	动力费	
机械化下向胶结充填法	五工区	67636	26	371.63	1003.39	28.76	2.7	15	8.85	1.37	0.86	1993 年 6 月～1993 年 12 月
	七工区	259188	50	431.98	1166.35	26.88	2.7	15	7.15	1.43	0.61	
	八工区	154675	33	390.59	1054.6	32.57	2.7	15	9.52	4.03	0.72	
	九工区	297969	51	437.86	1182.22	28.26	2.7	15	8.37	1.7	0.49	
普通（电耙）下向胶结充填法	四工区	189458	217	72.76	569.96	50.28	7.82	15	23.18	2.67	1.61	
	六工区	85966	102	70.23	700.98	51.39	9.96	15	22.12	3.67	1.62	

根据多年来对机械化下向胶结充填采矿法的生产实践，现对其技术经济情况进行分析，分析结果表明，这项改革取得了成功。

(1)材料消耗

机械化开采由于采用凿岩台车凿岩和 $6m^3$ 铲运机出矿，空心煤灰砖砌隔墙，生产效率非常高，因而摊销在每吨矿石的木材、钢材等材料也相应减少。能源也相应改变，由用电改使用油料。而炸药、雷管由于使用光面爆破，没有二次破碎，基本是相同的。表 7－3－9 为材料消耗对比情况。

表 7－3－9　1993 年二矿区下向胶结充填法材料消耗对比表

开采方案	炸药 (kg/t)	钢材 (kg/t)	木材 (m^3/t)	柴油 (kg/t)	轮胎 (条/t)
机械化	0.345	0.567	0.000648	0.2175	0.000165
普通(电耙)法	0.355	0.748	0.002645		

(2)生产管理

改革后的机械化采区，1993 年全员劳动生产率平均为 14.19t/(人·d)(4684.17t/(人·a))，而普通(电耙)法为 2.616t/(人·d)(863.389t/(人·a))，机械化是普通法的 5.43 倍。

采矿贫化损失管理工作是在地测科的技术人员严格监督下实行重奖重罚。矿石、废石放出严格分开，机械化开采更能控制矿体边界，对夹石分别采出。1993 年机械化采区的损失率为 4.2%，贫化率为 3.15%。而普通法损失率为 4.2%，贫化率为 4.55%。

由于产量与工资紧密挂钩，生产工人比辅助工人适当高出 20%～30%。设备停运则工资也没有，所以大家对维护设备特别重视，设备事故极少发生。

(3)开采成本

1993 年机械化开采成本为 28.72 元/t，普能开采成本为 50.63 元/t，机械化开采比普通法开采降低 21.91 元/t。由于水泥和磨砂价格都比较高，胶结充填料摊销到矿石成本 1993 年为 29.56 元/t。二矿区出矿镍品位 1993 年为 1.584%，贫化损失率很低，促使选、冶效益大增，所以机械化开采为金川有色金属公司产生了很大的经济效益。

四、机械化开采的铲运机生产能力计算

目前金川镍矿在机械化开采中能否提高生产能力关键在铲运生产能力，其中主要有：LF－4.1 铲运机、Eimco928D 铲运机、MKA－25.5 井下矿用卡车。

1. 铲运机运行速度

铲运机在下向胶结充填法采场内运行时由于受弯道多、人员往来的影响，一般运行速度仅有 5～8km/h，这不是由于设备本身性能的原因造成的。

铲运机重车上坡时，运行速度要根据设备牵引特性曲线来确定，一般都有四个档，选择重车上坡的档数，应从已知坡度引水平线，与各档的曲线相交，求出行驶速度。无轨设备的牵引特性曲线，是按图上给定的数据精确绘制的。原始数据的任何变化，如过载、滚动阻力增加、或传动效率下降等，都会降低重车上坡速度。由于金川地面海拔 1600m，井下运行位于海拔 1200～1300m，相对比较高，设备效率就受到相当影响，其计算公式如下：

$$v_H = v_o\left(1 - \frac{H - 300}{300} \times 3\%\right)$$

式中　v_H——海拔高度为 $H > 300$m 时的重车上坡速度，km/h；

v_o——特性曲线标明的重车上坡速度，km/h；

H——铲运机工作地点的海拔高度，m。

图 7－3－15 至图 7－3－18 为美国 EIMCO918、德国 CHH 的 LF4.1 铲运机和 MKA－25.5 矿用井下卡车的牵引特性曲线。

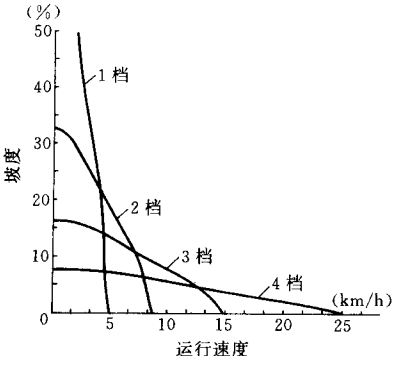


图 7－3－15　EIMCO 928 铲运机牵引特性曲线图

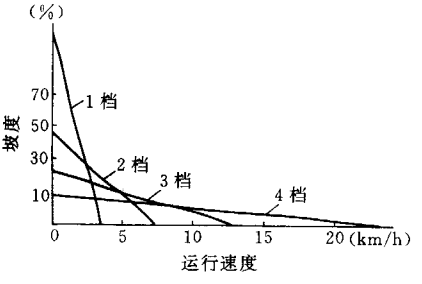


图 7－3－16　LF4.1 铲运机牵引特性曲线

2. 铲运机的运距

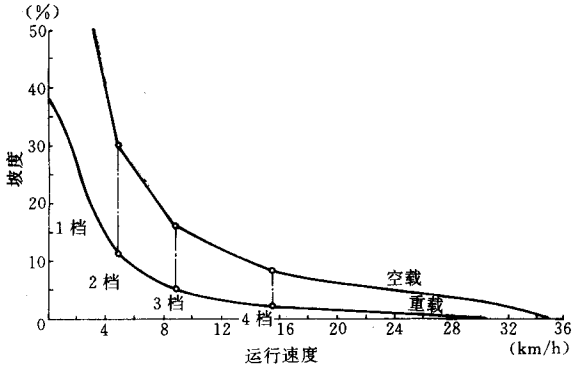


图 7－3－17　MKA25.5 井下卡车爬坡能力

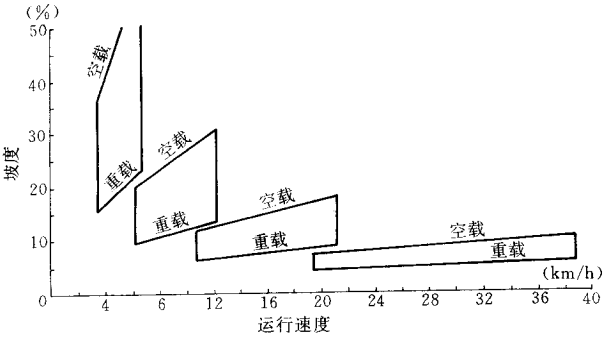


图 7－3－18　MKA25.5 空(重)车载运行特性图

一般铲运机的铲斗装满程度，要求是比较高的，特别在运输距离较长，一般要超过铲运机的最大经济运距时，则使用井下矿用卡车，如金川二矿区 1238 分段及 1138 分段都采用 MKA25.5 卡车转运。合理的铲运机运距如表 7－3－10。

表 7－3－10　铲运机的最大经济运距(m)

载重(t)	采矿(m)	掘进(m)
1.36	75	150
2.72	150	300
4.80	300	600
6.80	500	1000
10.90	800	1500
17.70	1200	2000

3. 铲运机的装卸铲斗的装满时间，除司机的技术水平外，主要取决于矿石的块度和铲斗宽度与矿石块度之比。图 7－3－19 为通过测试取得的结果，图 7－3－19 表明当矿(岩)块平均直径从 0.2m 增加到 0.4m 时，装满铲斗的时间将增加 2 倍，平均铲取次数增

加 1 倍。合理的装卸时间见表 7－3－11。

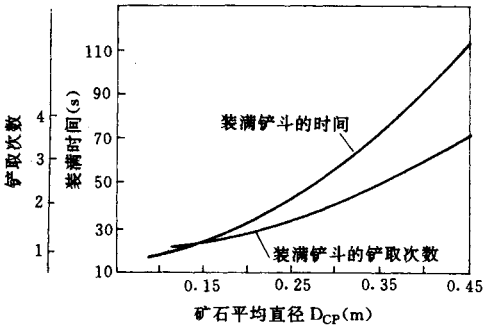


图 7－3－19　铲斗装满时间及铲取次数

表 7－3－11　铲运机合理装卸时间(min)

载重(t)	2～5	5～8	8～12
装载(min)	0.3	0.4	0.5
卸载(min)	0.15	0.2	0.3
调车(min)	0.3	0.4	0.6
装卸(合计)(min)	0.75	1.0	1.4

4. 铲运机的生产能力

铲运机生产能力计算,是根据德国 GHH 公司对 LF4.1 铲运机生产能力提出的图 7－3－20 表示,运输距离愈长则生产能力下降也愈大,运费也随之提高。其测算的条件是:铲斗容积等于标准铲斗的额定容积,斗容 $2m^3$,载重 3.3t。

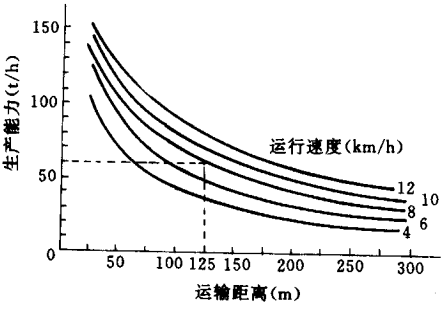


图 7－3－20　LF－4.1 型铲运机生产能力

铲运机的班生产能力按下式计算：

$$Q_s = nK_s \times \frac{60K_k C_p}{T_a + T_b}$$

式中　Q_s——平均每班生产能力，t/班；

n——班平均工作时间，h；

K_s——班工时利用率，%；

K_h——铲运机作业工时效率，$K_h = 0.8$；

C_p——铲斗有效载重，t；

T_a——铲运机装卸时间，min；

T_b——铲运机装卸往返运行时间，min。

五、挡墙砌筑与充填工作

挡墙砌筑(即进路封口)的材料必须符合经济实用的原则。金川二矿区经过多年的探索终于找到了用炉渣(粉煤灰)空心砖代替木材作为进路充填封口砌筑挡墙的理想办法。用炉渣空心砖砌筑挡墙节约了大量木材，作业方便劳动效率高，墙体坚固有一定的滤水性，作为工业废料的炉渣(或煤灰)可得到充分利用，所以选用炉渣空心砖砌筑挡墙具有显著的经济效益和社会效益。

挡墙砌筑是进路充填工作中极其重要的一环。由于挡墙砌筑不当，充填过程中发生跑灰、倒墙，轻则大量灰水污染巷道，重则会造成重大安全事故，还会在经济上造成很大损失。因此，为了提高挡墙砌筑质量必须做到 为减少分层道顶板暴露面积，挡墙尽量封在进路开口处，同时为了防止砂浆流动过程中产生离析，降低充填体质量，超过 30m 长的进路，要在进路中间筑一条 2m 高的挡墙，以保证进路打底层的充填体质量。砌墙前必须将墙基位置的浮石清净，并用混凝土或高标号砂浆砌筑 150～200mm 厚的基础，并将底筋压在其下面，然后再在其上砌炉渣空心砖。砖块之间缝隙必须用砂浆填实，上下层间砖要错开，墙要平直、牢固、可靠，挡墙厚度不小于 500mm(参见图 7－3－21 和图 7－3－22)。

金川二矿区采用高浓度砂浆管道自流输送新工艺。细砂为 －3mm 棒磨砂，水泥为 425# 普通硅酸盐水泥，地表搅拌，重力输送。砂浆浓度为 75%～78%，灰砂比 1∶4～1∶8，流量为 80～100m^3/h。砂浆由地表搅拌桶经钻孔到充填中段，再经盘区充填回风井中 ϕ100mm 厚壁锰钢管送入分层巷道、进路，进路内架设 ϕ100mm 的厚壁塑料管。充填管道在中段水平管上或靠近钻孔底部装有风力喷射器，充填前后可用风力疏通和清洗管路。同时，还起助推作用，可加快砂浆在管路中的流动速度。在进路口装有三通，

目的是把充填过程中的引流水、洗管水排到进路外边，确保充填砂浆浓度，提高充填体强度。

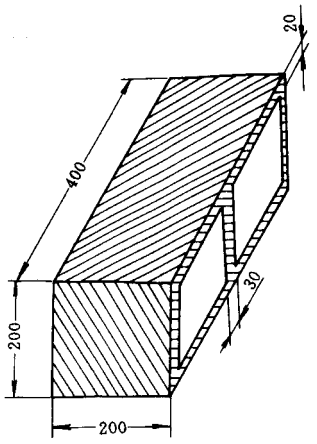


图 7－3－21　空心粉煤灰砖

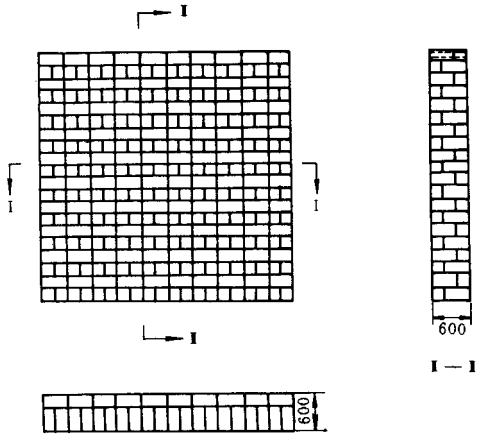


图 7－3－22　进路粉煤灰砖封口挡墙示意图

进路充填前应清理干净残留矿石和杂物，并耙平底板，排净积水，敷设钢筋，架设充填管路，砌筑挡墙。

钢筋敷设要求均采用 ϕ6mm 的钢筋，底筋网度为 400 × 400mm^2，底筋必须紧贴进路面两底角，并铺到挡墙底下，网点用 240$^{\#}$ 铁丝绑扎。吊筋长度为 4 ~ 5m，网度 1200 × 1200mm，采用‘顶底板’吊挂法（参见图 7－3－23 和图 7－3－24）。

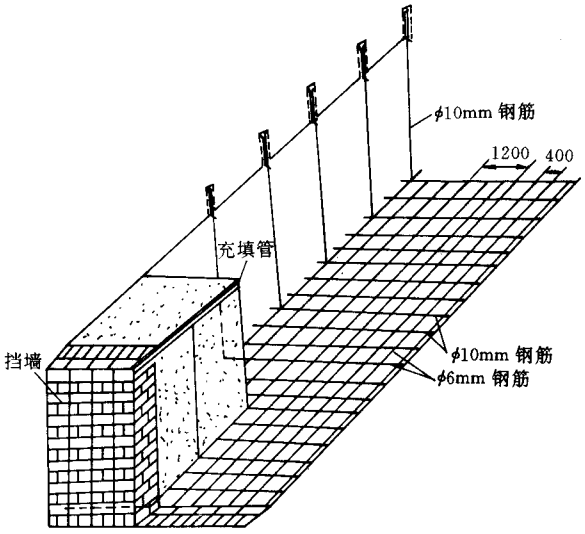


图 7－3－23　进路充填封口挡墙及钢筋铺设示意图

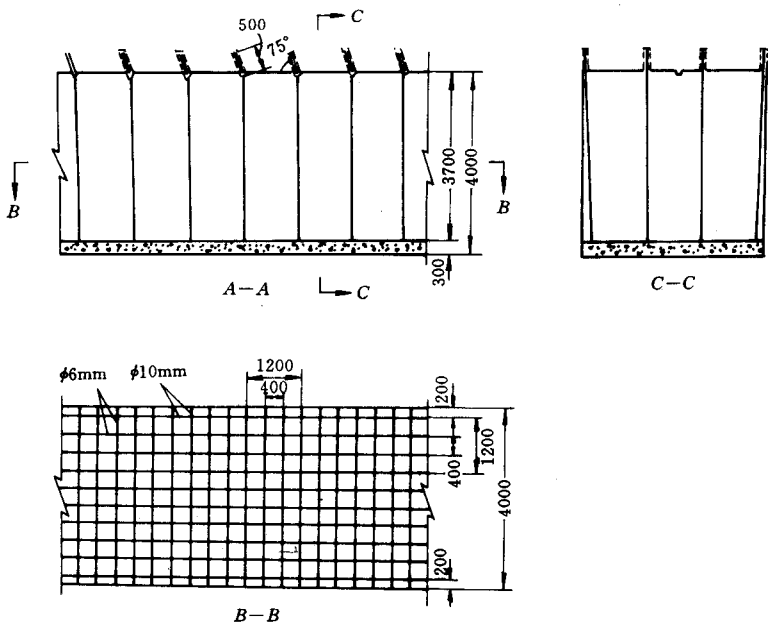


图 7－3－24　钢筋吊挂示意图

为了使充填接顶，充填管应吊挂在进路顶板上，并用水泥钢筋锚杆固定，以防管子摆动脱落，管头与进路掌头保持 5～8m 的距离。一条进路分三次充完，第一次充 2m 高，灰砂比为 1∶4，第二次充 1.5m 高，第三次充填接顶。第二、第三次充填灰砂比为 ∶一期进路

1:6,二、三期进路 1:8。

第五节　VCR 采矿法

一、VCR 采矿法的开采原理

1. VCR 采矿法的特点

VCR 采矿法是二十年前在国外创造的一种高效率空场采矿法的回采工艺。它的实质是:用地下潜孔钻机,按最优孔网参数,在矿房顶部的凿岩水平层向下凿垂直或倾斜孔至拉底层,采用高密度、高威力、高爆速、低感度的炸药,以球形药包(直径与长度之比不超过 1:6 的药包)自下而上的顺序,向下部拉底空间进行分层爆破,并采用高效率的出矿设备进行装运矿石的采矿方法。由于它显示了采矿方法结构简单,采准切割工程量少,作业条件好而安全,崩矿质量好,效率高,成本低,对相邻矿房和充填体破坏小,以及矿石贫化损失不高等显著优点。因此,相继在加拿大、美国、澳大利亚、西班牙和中国等十多个国家的矿山试验和推广应用,在矿柱和矿房开采中均已获得良好的效果。

2. VCR 采矿法的适用条件

任何一种采矿方法都有特定的使用条件。VCR 采矿法的典型方案必须具备以下条件才能取得良好的效果:

(1)急倾斜中厚以上矿体;

(2)矿体和围岩都比较稳固;

(3)矿体形态和产状比较规则;

(4)矿石品位不限;

(5)VCR 采矿法特别适用于回采胶结充填法留下的房间矿柱。

近几年,随着工艺技术的改进和完善,出现了许多变形方案。加之,矿岩和巷道支护技术的进步,在矿岩不太稳固的矿山,也有采用 VCR 采矿法的,如加拿大白马铜矿、美国卡福克矿。这些矿山采用拱形自由面向上推进,成功地将 VCR 采矿法用于回采松软矿体。金川二矿区采用长锚索加固上盘围岩,成功地用该法回采了不太稳固的矿体。

3. VCR 采矿法爆破漏斗试验的理论基础

在矿岩中球状药包起爆产生三种爆破效应,由炸药爆轰产生的压应力波将药包周围的介质压碎;压应力波在介质自由面反射产生的拉伸应力波,使自由面附近的介质出现

拉伸破坏 炸药爆轰产生的高温、高压气体迅速膨胀,使介质向自由面方向运动,使爆破裂隙延伸,进而喷发形成爆破漏斗。在一定埋深范围内,随着药包埋置浓度的增加,爆破漏斗体积也将有所增加。当浓度达到某一值时,再增加埋深,漏斗体积又渐减少,最终将不出现爆破漏斗。通常把爆破漏斗体积最大的药包埋深称谓最佳埋深 ;不出现爆破漏斗最小药包埋深称谓临界埋深 爆破漏斗体积随埋深变化的曲线叫利文斯顿曲线。

通过在同一种介质中进行的同种炸药不同用药量的系列漏斗试验,可以发现临界埋深都与炸药量的三分之一次方成正比,其比例系数为常数。这就是所谓比例关系。同样,在不同种介质中用同种炸药或同种介质中用不同种炸药的系列漏斗试验中,发现上述比例系数随炸药品种或介质的变化而变化。这种变化反映了炸药与介质之间存在着匹配关系。利文斯顿曲线、比例关系和匹配关系为利文斯顿爆破漏斗理论的主要内容。

按利文斯顿爆破漏斗理论、临界埋深和装药量的关系可表示为:

$$N = EW^{1/3}$$

式中　N——药包的临界埋深,(m);

E——应变能系数(对不同炸药和介质是不同的常数);

W——药包重量,(kg)。

最佳埋深 d_0 和装药量的关系同样可以表示为:

$$d_0 = \frac{d_0}{N}EW^{1/3} = \Delta_0 EW^{1/3}$$

式中　Δ_0——最佳埋深和临界埋深之比,称谓最佳比例埋深。

漏斗试验的目的就是通过小型试验寻找特定炸药和介质的 N、E、Δ_0 三个参数,比较不同炸药的 E、Δ_0 值,选定匹配效果最佳的炸药,再按比例关系确定特定炸药量下的最佳埋深或定出特定埋深下的最佳装药量。

4.VCR 采矿法的主要进展与发展趋势

孔内微差爆破的成功,为 VCR 采矿法已从单层药包发展到多层药包一次起爆,减少了装药爆破次数,增加了一次崩矿量。

配合使用长锚索加固围岩,在矿岩欠稳固的情况下,成功的应用了这一采矿方法。

创造了大直径深孔侧向崩矿与 VCR 法开切割槽的联合方案,劳动生产率和采场生产能力进一步提高。

随着深孔钻机、钻具和操作技术的不断改进,炮孔准确度明显提高,使得该采矿方法已推广应用到急倾斜薄至中厚(4~5m)矿体的开采。

采用球形一柱状装药联合法崩矿,使用廉价的炸药以进一步提高回采效率和降低采矿成本。

进行 VCR 采矿法工艺参数的计算机优化系统的研究，确定合理的矿块尺寸，优化工艺参数，以获得最佳经济效益。

在提高钻机钻孔深度、效率和精度的同时，重点解决钻杆机械化搬运，微机监控，钻机作业全部自动化系统。

二、VCR 采矿法的开采实例

1. 二矿区 VCR 采场工程地质

VCR 采场位于二矿区东部 34～35 行线 1250～1300 中段之间，处于 2# 矿体及含矿母岩迅速变窄部位，矿体上盘为混合岩，稳定性较好，下盘有一条软弱破碎带，包括贫矿、绿泥石及各种片岩，稳定性差。

富矿为硫化铜镍富矿，赋存于超基性含辉橄榄岩中，呈海绵状构造。硬度系数为 $f=6\sim11$，节理裂隙较发育，矿石经受不同程度蚀变，裂隙中常有蛇纹石、滑石、碳酸盐和硫化物细脉充填，许多充填物呈白色土状，无粘结性，这些充填物软弱有滑感。其中水平节理和由不同角度节理裂隙构成的三角滑块对安全危害特别严重。

贫矿体为超基性硫化镍贫矿，硬度系数为 $f=6\sim8$，但受蚀变较强，节理裂隙发育，其中有碳酸盐类物质充填，贫矿和围岩接触破碎带及下盘破碎带均为软弱不良岩层，施工极易发生冒落。

2. 采场结构

根据区段工程地质条件，采场设计仅回采该地段的富矿体。因底盘矿体倾角较缓，故采场底盘按 70°界线划分。采场垂直矿体走向布置，矿房回采宽度为 6m，在 1300 水平回采长度为 37m，1250 平回采长度为 22m，矿房高度为 50m，回采高度为 44m。

1300 中段为凿岩水平，沿矿房全长、全宽掘进凿岩硐室，长 43m，宽 6.3m，高 4.65m，用喷锚网联合支护。其中锚杆长 1.8～3.3m，钢筋网的网度为 200×200mm，钢筋直径为 ϕ6mm，喷层厚度为 80～100mm。为加固上盘矿岩，保护上盘运输巷道，安装了四组预应力长锚索。其中三孔为两根钢绳，一孔安装四根钢绳，钢绳直径为 ϕ22mm，孔径为 ϕ165mm，孔深 15～22m。采用 ROC306 潜孔钻机施工，用 HB6－3 型注浆泵为锚索注浆。

1250 中段为出矿水平。采场底部结构设堑沟（长×宽×高 = 22m×6m×6m），间隔 10m 布置一条铲运机装矿巷道。VCR 采矿法采场结构见图 7－3－25。

3. 凿岩爆破

根据矿岩特性和控制爆破有害影响的要求，分别对 2# 岩石炸药、铵蜡炸药、HD 型乳化炸药和 BY 系列乳化炸药进行了爆破漏斗对比试验，选用 HD 型乳化炸药（密度 1.39g/

cm^3，爆速 4300m/s 左右）作为爆破炸药，并求出临界埋深 2m，最佳埋深 0.47m，应变能系数 1.587，最佳比例埋深 0.485m，推算出回采爆破参数 药包重量 30kg，埋深 2.5～3.0m，炮孔排距 2.6m，孔间距 2.5～3.0m。上述四种炸药主要性能指标见表 7－3－12。

小型爆破漏斗试验主要技术指标见表 7－3－13。

根据比例关系推算 VCR 采矿法试验时主要爆破参数见表 7－3－14。

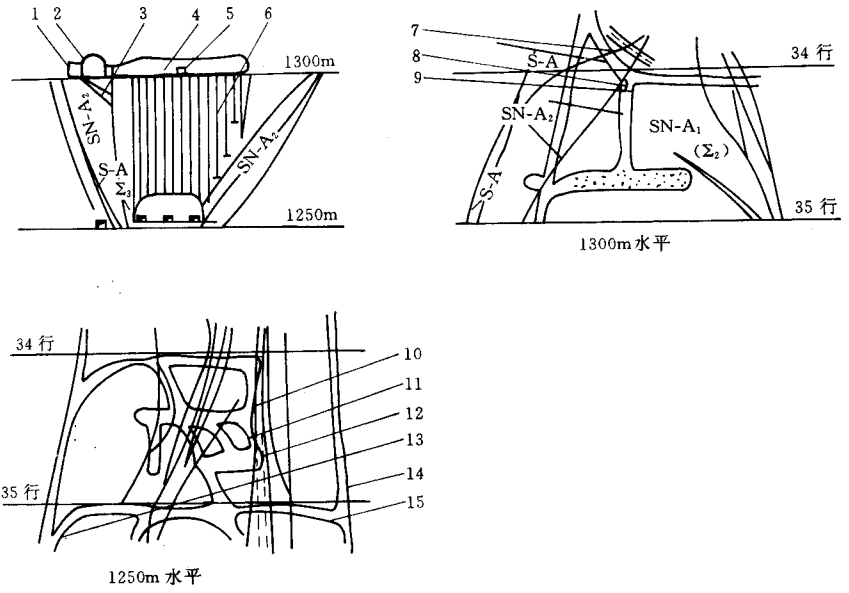


图 7－3－25　VCR 法采场结构

1—长锚索硐室；2—上盘运输巷；3—长锚索；4—凿岩硐室；5—凿岩硐室联络道；6—ϕ165mm 炮孔；7—34 行穿脉；8—通风天井；9—铲运机装车口；10—调车尾硐；11—出矿进路；12—堑沟；13—上盘运输巷；14—下盘运输巷；15—35 行穿脉

表 7－3－12　四种炸药主要性能指标

炸药名称	密度(g/cm^3)	爆速(m/s)
2# 岩石炸药	0.95	3500
铵蜡炸药	0.85	2550
BY 系列乳化炸药	1.2	4162
HD 型乳化炸药	1.4	4268

表 7－3－13　爆破漏斗试验主要技术指标

炸药品种 / 主要指标	2# 岩石	铵蜡	BY 系列乳化炸药	HD 型乳化炸药
临界埋深 N(m)	1.76	1.76	1.8	2.0
最佳埋深 d_0(m)	0.81	0.80	0.6	0.47

炸药品种 / 主要指标	2# 岩石	铵蜡	BY 系列乳化炸药	HD 型乳化炸药
变形范围系数 E	1.4	1.4	1.43	1.587
最佳比例埋深 Δ	0.46	0.46	0.33	0.485
v/Q	0.88	0.87	0.675	1.174
炸药单耗 q(kg/t)	0.284	0.287	0.476	0.213

表 7－3－14　推算的 VCR 采矿法试验时主要爆破参数

使用炸药 / 工业试验参数	2# 岩石	铵蜡	HD 型乳化炸药
药包重量(kg)	20	18	29.6
埋深(m)	1.75	1.74	2.2～2.45
孔间距(m)	2.1～2.6	2.1～2.6	3.3～3.7

爆破漏斗及各种炸药的 $\Delta-V/Q$ 曲线见图 7－3－26。

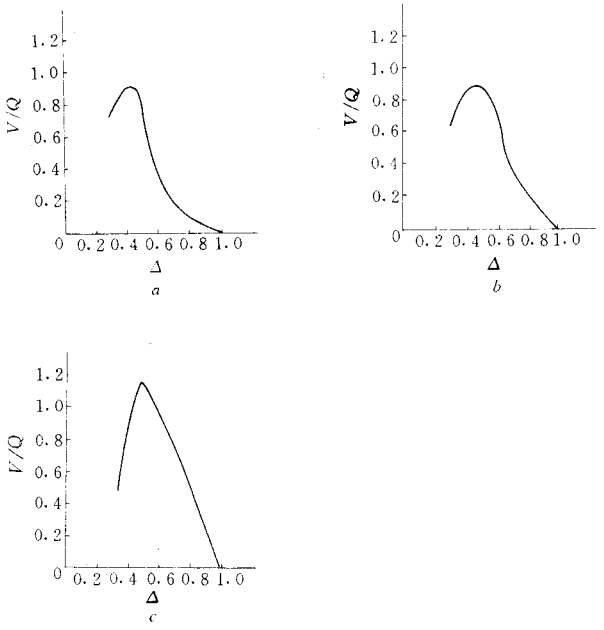


图 7－3－26　爆破漏斗及各种炸药的 $\Delta-V/Q$ 曲线

a—2# 岩石炸药；b—铵蜡炸药；c—HD 型乳化炸药

根据漏斗试验认为：HD 乳化炸药威力大，爆速高，密度大，爆破效果最佳，是理想的

球状药包用药。这种炸药由于其感度低，使用安全。2# 岩石和铵蜡炸药也用于试验采场，由于其来源广泛，成本低，具有很大的竞争力。BY 乳化炸药因性能不稳定，仅供参考。

凿岩采用瑞典阿特拉斯(Atlas)公司的 ROC306 履带式潜孔钻机，配套使用同一公司的 DG418 型增压机，工作风压可由 $5 \sim 6 \times 10^5$ Pa 增至 $15 \sim 18 \times 10^5$ Pa。选用外径 165mm 下向垂直平行深孔。共钻孔 50 个，孔深 44m。平均台效 44.69m/台·班，最高台效为 86m/台·班，炮孔布置见图 7－3－27。

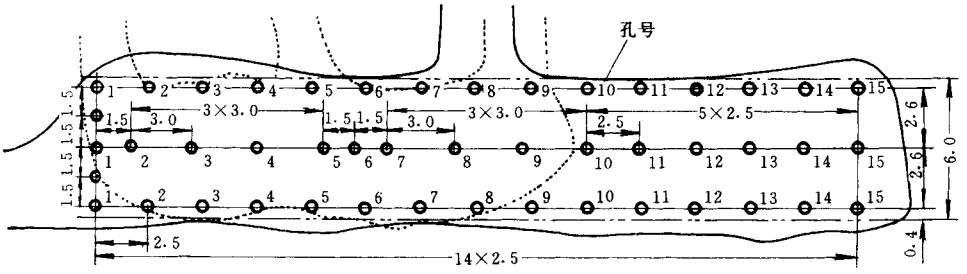


图 7－3－27　VCR 法试验采场炮孔布置图

落矿高度 44m，共进行了七个循环的爆破作业，其中单层装药爆破了三个循环，双层装药爆破了三个循环，最后顶柱爆破采取三层装药一次爆高 12m。共用 HD 型乳化炸药 11.2t，2# 岩石炸药 1.008t。爆破主要技术经济指标见表 7－3－15。

表 7－3－15　VCR 法爆破主要技术经济指标

项　目	单　位	指　标
海米炮孔崩矿量	t/m	14.63
每分层平均崩矿量	t	2238.8
每分层平均崩矿高度	m	3.5
每吨矿石炸药消耗量	kg/t	0.493
二次炸药消耗量	kg/t	0.027

各爆破循环顶板素描曲线见图 7－3－28。

爆破采用非电导爆管－导爆索微差超爆。在爆破工艺设计和施工中，考虑到采场矿岩不稳固和相邻巷道、采场的安全等特点，确定同段管最大炸药量为：第一次至第三次爆破循环为 110～130kg，第四至第六次爆破循环为 150kg，最后一次爆破循环为 225kg。单

层爆破时，相邻爆孔药包起爆间隔为 25 ~ 50ms，双层或三层爆破，其层间隔大于 50 ~ 100ms。

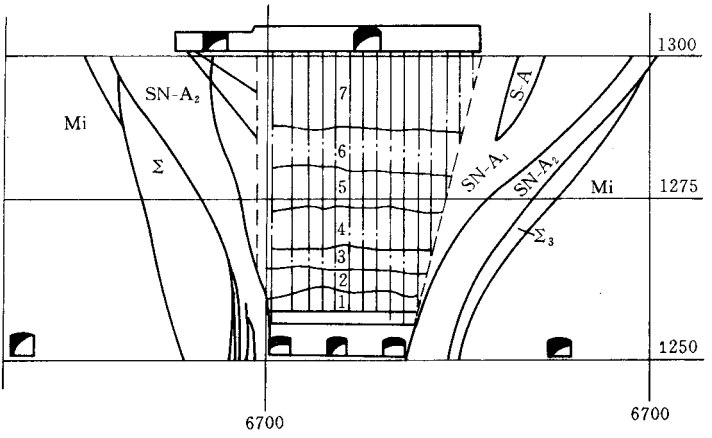


图 7 - 3 - 28　爆破顶板素描曲线

由于爆破采用非电起爆网路，其起爆顺序为：火雷管 - 导爆索 - 非电微差雷管 - 起爆弹(药包)。

单层装药起爆网路，由于药量不多，均采用单区起爆。双层装药起爆网路，为了控制最大单响药量，采用分区爆破。顶层爆破高度为 12m，采用三层装药，分两区起爆。为避免地震波、空气冲击波和飞石破坏起爆网路，区间延时由孔外串联雷管改为孔内串联雷管。

各次爆破效果见表 7 - 3 - 16。

表 7 - 3 - 16　VCR 法采场各次爆破效果

爆破循环	爆破层数	装药量 (kg)	最大单响药量 (kg)	爆破矿量 (t)	平均崩矿高度 (m)	平均单耗 (kg/t)	备注
一	1	745	130	1702	3.527	0.437	
二	1	960	175	2011	3.683	0.467	
三	1	930	110	1700	2.842	0.547	
四	2	1500	135	3377	6.185	0.444	
五	2	2355	150	4712	6.920	0.496	
六	2	2075	150	4619	6.566	0.499	
七	3	3763	225	9164	12.215	0.411	其中 2# 岩石炸药 1008kg
合计	12		12328	27286	41.93	0.468	

出矿设备选用西德产 LF－4.1 型 $2m^3$ 柴油铲运机与 $4m^3$ 侧御式矿车，14t 电机车配套装运矿石。综合出矿效率为 352.4t/d，最高出矿效率为 430t/班，1019t/d。铲运机效率 150.7t/台班，工班效率为 30.2t/工班，大块率为 1.52%。

为满足相邻采场回采的要求，采空区用灰砂比为 1:4～1:6，重量浓度为 78% 的料浆进行充填。为防止跑浆事故，第一次充 5～7m 高，待达到一定强度后，再进行依次充填，直至空区完全充满。空区总充填量为 $11135m^3$，平均充填能力为 $99.8m^3/h$。

4. 长锚索承力观测

为保证采场上盘侧帮的稳定性，除了爆破采取一定的措施外，在上盘贫矿埋设了长锚索对上盘采场侧帮进行加固。共埋设四个钢弦测力计，对长锚索加固效果进行监测，观测成果见图 7－3－29。

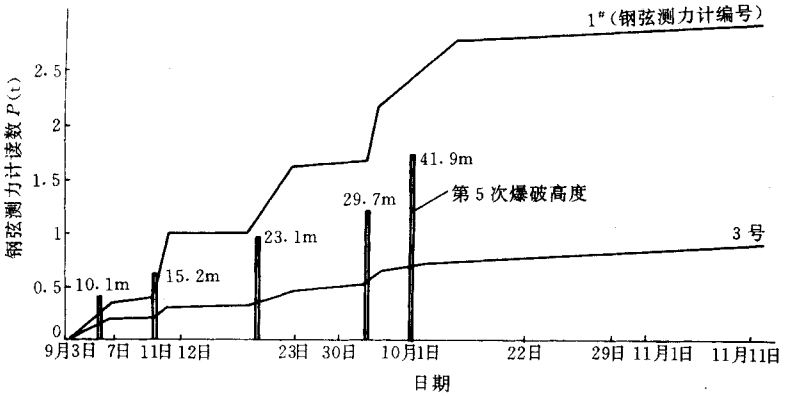


图 7－3－29　钢弦测力计时间－拉力曲线图

观测表明长锚索对采场上盘的加固起到了一定的作用。数据说明随着爆破空区的增高，长锚索承力有一定的显现，并有增加的趋势，但其增加的幅度不大，也未出现拉力的突增，这也说明采场上盘侧帮是比较稳定的。

5. 凿岩硐室和长锚索硐室沉降观测

VCR 法采场爆破前，在 1300 水平凿岩硐室和长锚索硐室各布置了三个观测点，每次爆破后用经纬仪测顶板沉降值，观测成果见表 7－3－17。

沉降观测结果表明，长锚索硐室在 1～6 个循环爆破时，没有沉降。顶层爆破并形成空区后，有微量的沉降并没有大的影响，其观测结果与长锚索承力监测结果是吻合的，也说明长锚索加固对空区的稳定性起到了一定的作用。另外，大断面凿岩硐室用喷锚网联合支护的措施是成功的，它承受住了历次爆破震动与冲击的影响。

金川二矿区不稳固矿岩 VCR 采矿法应用成功的关键是：

做好回采前期的技术准备工作，包括小型爆破漏斗试验，选择合理的凿岩爆破参数。

表 7－3－17　凿岩和长锚索硐室沉降观测成果

凿岩硐室测点						长锚索硐室测点					
中		中		中		长		长		长	
高程值（m）	下降量（mm）	高程值（m）	下降量（mm）	高程值（m）	下降量（mm）	高程值（m）	下降量（mm）	高程值（m）	下降量（mm）	高程值（m）	下降量（mm）
1306.239		1305.719		1305.790		1303.319		1304.783		1303.178	
1306.231	8	1305.716	3	1305.790	0	1303.319	0	1304.783	0	1303.178	0
1306.231	0	1305.716	0	1305.790	0	1303.319	0	1304.783	0	1303.178	0
1306.231	0	1305.716	0	1305.790	0	1303.319	0	1303.783	0	1303.178	0
		1305.688	28			1303.316	3	1304.774	9	1303.174	4

采用先进的深孔凿岩设备，实现高效率凿岩。

采用控制爆破技术，实现大规模爆破集中作业。

凿岩硐室采用长锚索，中长、短锚杆金属网联合喷锚加固硐室顶板技术，实现作业安全。

采用高效率出矿设备和集中充填作业的措施，实现强化开采，缩短采空区暴露时间，保证了采场在回采、出矿和充填过程中的稳定性。国内矿山应用 VCR 采矿法的主要技术经济指标见表 7－3－18。

表 7－3－18　国内 VCR 法技术经济指标

矿山名称	采切比 m^2/kt	矿块综合生产能力（t/d）	凿岩效率		出矿效率	
			设备	台效（t/台·班）	设备	台效（t/工·班）
凡口铅锌矿	470.5～610	181.4 304	DO150 ROC306	18～19	LF－4.1 铲运机	226.3～334.4
金川二矿区	80.5	250.6	ROC306	44	LF－4.1 铲运机	150.7

矿山名称	采矿工人劳动生产率（t/工·班）	矿石损失率（%）	矿石贫化率（%）	主要材料消耗			矿石直接成本（元/t）
				炸药（kg/t）	水泥（kg/t）	坑木（m^3/kg）	
凡口铅锌矿	19.23～23.1	1.2～2.27	4.0～8.4	0.4～0.43			6.20～6.86
金川二矿区	44.87	6.3	0.93	0.495	70	0.00037	7.14

第六节　削壁充填法

一、削壁充填法的适用条件

铜镍矿床大多是呈透镜状、筒状矿体赋存于超基性岩体中，矿体厚度大，工业价值高，开采容易。还有一小部分矿脉，厚度 0.1～1m，围岩条件比较好，含镍品位和含铜品位均在 1% 以上的富矿，弃之可惜，开采又特别困难，若混合开采则贫化、损失率很高，放出的矿石变成贫矿，经济不合理；采用选别回采方法，可以在采场内手选，这种方法劳动强度大，矿石损失大。所以，削壁充填法在一些极薄矿体中被采用，同时该法可以控制围岩的大面积移动。

削壁充填法主要适用于 0.2～0.7m 厚极薄矿脉，围岩为中等稳固，矿石品位高，与围岩有较明显的区别。

二、吉林通化铜镍矿对削壁充填法的应用

削壁充填法主要用于 23 号脉。该矿脉为高温热液充填脉状盲矿体，位于二密石英闪长岩体中，倾角 37°～45°，长 100～200m，厚 5～20cm，有局部膨缩和尖灭再现现象。围岩为闪长岩，普氏硬度系数 $f=8\sim12$，节理较发育。

1. 采矿方法

吉林通化铜矿的削壁充填法（参见图 7－3－30）的布置是采场长 50m，垂高 30m，底柱高 3m，顶柱厚 2.5m，间柱宽 2.5m，中央先进天井规格 $2.5\times1.5m^2$，两侧人行井规格 $2.5\times1.5m^2$，联络道规格 $1.5\times1.8m^2$。

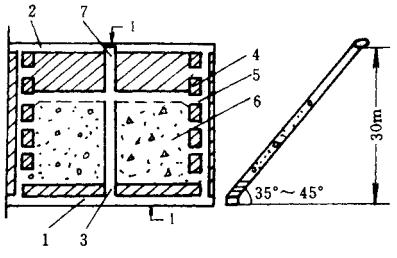


图 7－3－30　削壁充填法示意

1—阶段运输平巷；2—回风平巷；3—溜矿井；4—人行井；5—联络道；6—削壁废石充填料；7—电耙绞车

采场的采准工程是两端掘有人行天井。中央天井作为电耙绳道，电耙设在上中段的中央天井口。切割工程主要是人行天井联络道，上水平切割道（1.5×1，8m²）。采场中部用隔板和横撑支柱架设一个溜矿井。

回采时由中央天井向两端上向分层回采，每分层采高 2m，先采矿石，后削围岩，用 YT－24 凿岩机打深 1.4～2m 的孔，采矿前先在充填体上顺采场铺设铁板，空隙用草袋堵，以免粉矿丢失。每一循环采两炮矿石后就进行耙矿，将矿石耙至溜矿井，然后进行削壁充填采空区。采场铁板上矿石一定要清扫干净。削壁的块度不大于 100～150mm，以保证采场平整，不产生较大空隙。削壁产出的充填料尽量要能充填开采的空区，矿体较厚时（1.2m 以上），尚需外部补充充填料。

2. 劳动组织及技术经济指标

削壁充填法采场的劳动组织为台班 10 人，其中凿岩爆破 2 人，撬毛和支柱 2 人，放矿、平场、铺设垫层共 5 人，其它 1 人。

该矿原使用全面留矿法，通过改进使用削壁充填法后，其技术经济指标有很大改进，具体指标对比如表 7－3－19 所示。

表 7－3－19　全面留矿法与削壁充填法技术经济指标对比

采矿方法	脉宽（m）	地质品位 Cu（%）	实际出矿量（t）	削壁废石量（t）	出矿品位 Cu（%）	贫化率（%）	损失率（%）	回收金属（t）	成本对比（%）
全面留矿法	1.0	2.87	5025		1.35	52.9	32.1	67.36	100
削壁充填法	1.0	2.87	3450	5509	2.45	18.4	17.2	80.68	86.3

3. 削壁充填法的优缺点

（1）该法主要用于脉宽小于 1～1.2m 厚的特富矿体效果最好，平均超过 1.2m 的急倾斜矿体不适用；

（2）采矿损失率降低 44.62%，充分回收了矿产资源；

（3）采矿贫化率降低 61.13%，提高了出矿品位，同时提高了选、冶回收率；

（4）采空区得到及时充填，大大改善了作业人员的安全条件；

（5）作业工序较复杂，今后还要进一步改进。

第七节　崩落采矿法

中国镍钴矿山的早期开采方法设计都是以崩落法为主，如金川龙首矿 60 年代初设计富矿为分层崩落法、贫矿为分段崩落法 四川会理镍矿为阶段强制崩落法，以后在吉林

磐石大岭矿和通化赤柏松矿设计采用强制崩落法开采，因该法成本低、效率高，而其他大中型矿山则转为胶结充填采矿法，以提高矿石回采率和降低贫化率。

现将四川会理镍矿和吉林赤柏松镍矿的崩落法介绍如下。

一、四川会理镍矿的强制崩落法

四川会理镍矿位于四川省会理县城西南约 45km 处，有力马河采区和盐边采区，力马河采区始建于 1958 年，采用竖井平硐开拓，中段高 50m，已开拓 6 个中段，生产能力 450～500t/d，主要采用水平中深孔阶段强制崩落法（图 7－3－31）。

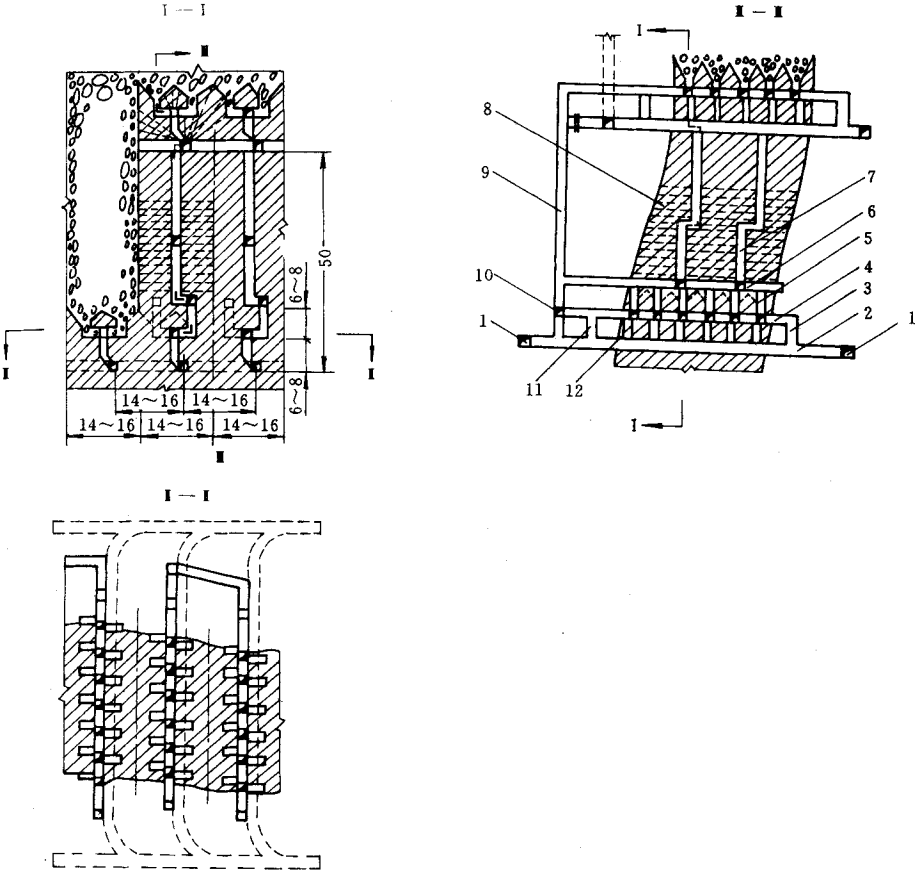


图 7－3－31　四川会理镍矿崩落法采矿图

1—脉外运输巷道（$2\times2.4m^2$）；2—川脉巷道（$2\times2m^3$）；3—人行进风小井（$2\times2m^2$）；4—二次破碎坑道（$2\times2m^2$）；5—上部漏斗（$2\times2m^2$）；6—拉底巷道（$2\times2m^2$）；7—凿岩井（$2\times2m^2$）；8—水平中深孔；9—回风天井（$2\times2m^2$）；10—回风联络道（$1.5\times1.8m^2$）；11—安全出口（$2\times1.5m^2$）；12—矿溜子（$1.5\times1.5m^2$）

矿体为急倾斜似层状矿体，走向南北，在平面上呈草履状，横剖面上呈蝌蚪状。走向长 550m 延深 280m。上盘为石灰岩，下盘为橄榄岩。断层附近和矿岩接触过渡带的矿岩，三角块状节理发育，稳固性显著下降。

矿床为规模小而集中、连续性好且品位高的多金属矿床。全区含镍平均品位 1.01%，富矿平均品位 > 4%。

矿体上部氧化，覆盖岩层为第四纪坡积物。由于风化作用，裂隙和节理比较发育，另有不少未探明老窿，因此易于崩落，矿区地表逐步陷落。其开采技术条件见表 7 - 3 - 20。

表 7 - 3 - 20　会理镍矿开采技术条件

矿岩名称	倾角(°)			厚度(m)			密度 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松散系数	稳固程度
	最大	最小	平均	最大	最小	平均				
矿层	80	60	70	48	1	5 ~ 15	3.2	8 ~ 10	1.73	中等稳固
石灰岩(上盘)	60	40					3.0	10 ~ 12	1.70	中等稳固
橄榄岩(下盘)	60	40	50	59		15 ~ 25	3.0	8 ~ 10	1.70	中等稳固

1. 采场构成要素

采场构成要素见表 7 - 3 - 21。

表 7 - 3 - 21　采场构成要素

阶段高度 (m)	采场要素							
	矿块规格 长 × 宽 × 高(m)	布置方式	底柱高 (m)	分段高或分层高 (m)	漏斗间距 (m)	电耙道间距 (m)	进路间距 (m)	备注
50	厚度 × 14 ~ 16 × 50	矿厚 < 14 ~ 16 沿走向	12 ~ 16		5 ~ 6	14 ~ 16	14 ~ 16	
	厚度 × 20 ~ 30 × 50	矿厚 > 14 ~ 16 垂直走向						

2. 采准切割

采准切割工作主要是掘进上、下盘脉外运输平巷及穿脉巷道，构成环形运输系统。从川脉巷道上掘人行进风小井、自溜漏斗。二次破碎巷道及拉底巷道底板距运输巷道底板分别为 6m 和 16m。上部漏斗为交错布置，斗颈沿电耙道方向连通，从拉底水平掘进 1 ~ 2 条凿岩井。回风天井布置在上盘脉外(见图 7 - 3 - 31)。

3. 回采工艺

采用 YG - 40 型凿岩机，在凿岩井中凿水平中深孔。待炮孔全部凿完后，采用浅孔拉底扩漏，视拉底暴露面的大小，适当布置临时矿柱，与采场同时爆破。视水平补偿空间的大小，采场分一次或二次爆破。爆破采用 2 号岩石硝铵炸药，药卷直径为 50 ~ 55mm，长 500mm。用毫秒雷管起爆网路和导爆索复式网路起爆。近年来成功地应用了塑料导

爆管非电起爆网路。凿岩爆破参数见表 7－3－22。

表 7－3－22　凿岩爆破参数

炮孔布置形式	钎头直径(mm)	炮孔直径(mm)	最小抵抗线 W(m)	$\frac{W}{d}$	孔底距或孔间距(m)	孔深(m)	炸药类型	装药方法	装药系数	起爆材料
水平扇形 垂直扇形	65～70	70～72	1.2～2.0	17～18	2.0～2.5	5～11	2#岩石硝铵炸药	人工	0.65～0.70	毫秒电雷管 非电塑料导爆管

采场运搬：当二次破碎坑道作为电耙巷道时，安装一台 2DPJ－28 电耙；当采用无格筛自溜漏斗放矿时，矿石自溜放出。漏斗下安设木溜嘴闸门，人工放矿。

顶板管理：顶板自然崩落。

4. 采场通风

新鲜风流从下盘天井经二次破碎坑道进入各工作面。钻凿中深孔时，污风经凿岩井到上一中段排出；放矿时，污风由回风联络道至上盘回风天井排出。一般 2～3 个采场布置一回风井，构成井下分区并联通风网路。

5. 劳动组织及工作制度

专业工作队有掘进队(担负采准、切割 21 人)、凿岩队(担负中深孔钻凿 20 人)、拉底切割队及出矿运输队。

年工作日 330d，每天三班，每班 8h(采准、切割、采矿实行间断工作制，年工作 306d；放矿运输实行连续工作制)。

6. 技术经济指标及材料消耗

主要技术经济指标及主要材料消耗见表 7－3－23 和表 7－3－24。

表 7－3－23　主要技术经济指标(1987 年)

矿块生产力(t/d)	工作面工人工效(t/工·班)	损失率(%)	贫化率(%)	每米炮孔崩矿量(t/m)	采切比(m/kt)	矿石直接成本(元/t)
200～250	17.34	18.58	21.27	3.73	18.3	9～12

表 7－3－24　主要材料消耗

爆破次数	炸药(kg/t)	雷管(发/t)		导火线(m/t)	导爆线(m/t)	合金片(g/t)	钎钢(kg/t)	坑木(m^3/t)
		火	电					
一次	0.31		0.073	0.29	1.33	0.0524	0.00066	
二次	0.35	0.49		0.61			0.00095	

截至 1993 年中部富矿已基本采完，1993 年 9 月 1 日由于崩落法开采地表崩落、暴雨成灾造成山体滑坡 200 万 m^3，将主井及设备全部滑落岩体中，只得暂时闭坑。

二、吉林赤柏松矿的强制崩落法

1. 地质概况

赤柏松矿体赋存于二长辉橄榄岩和毗连于其底部的辉长玢岩岩体中，呈不规则囊柱状产出，走向近于南北，走向长 150～200m，矿体南端与中部为橄榄岩矿带，贫且稳固性差，在 560～512m 标高的坡上出露，北端为玢岩矿带，含矿较富，一般较稳固，矿体厚 5～40m，倾角 55°～85°，由北至南渐陡，侧伏角 45°，侧伏方向向南延深，工程已控制垂深 700m。

该坑口现阶段开采 500m 标高以上矿体，已探明矿石储量 79 万 t，平均含镍 0.851%，含铜 0.454%。与设计相比，矿石量增加 5 万 t，含镍品位降低 0.075%。

2. 矿床开拓与生产简况

该矿采用上盘平硐溜井辅以地表斜坡道（或斜井）开拓方式，用无底柱分段崩落采矿法开采。分段高度 10m，进路中心距 8.3m，进路断面 $2.5\times2.5m^2$，木支护，一般垂直走向布置。分段间的联络方式，在 540m 标高以上，各分段均由平硐通地表，采用地表铺设的斜坡道通过甩车道相连。在 500～540m 标高间各分段，因凿平硐过长，改用斜井通过吊桥相联通。斜井井筒倾角 25°，斜长 90m，沿矿体走向布置于上盘脉外，在 500m 水平，原有一条地质探矿平硐，经修复后作为主运输坑道和入风口，但在冬季为了防寒，入风口改在与其等标高的一条长 400m 的专用进风平硐，冬季室外冷空气经此坑道到达工作面后可预热至 2℃左右，回风井设在下盘侧翼，与各分段相通。

回采工作用 YGZ－90 型凿岩机凿扇形中深孔，BQF－110 装药器装药，用导爆线起爆，崩矿排距 1.5～1.8m，出矿用华－1 型装岩机配 $0.7m^3$ 普通翻斗车。初期，特别是在橄榄岩中，曾普遍担心爆破后支架将倒塌，且与后排炮孔会挤死或带炮，实际上这种情况并未出现，木支架倒塌的现象也不多见。分析其原因，是由于爆破能因裂隙多、节理发育而迅速衰减。因此，只要控制爆破药量，必要时多段爆破，安全顺利地用崩落法开采象赤柏松这样技术条件的镍矿体是安全可行的。

影响矿石回收率的因素有以下几方面：

(1)北端较富矿块基本是在无覆盖层的情况下出矿，为了实现挤压爆破和下一分段的安全生产，需留一部分矿石作垫层；

(2)华－1 型装岩机不适应进路宽度，增加了进路两侧脊部损失；

(3)地表土剥离不彻底，泥沙提前进入出矿口，影响矿石质量而被迫停止出矿。

由于这些原因，560m 分段富矿仅回收 29%，550m 分段也只能达到 40%。由于富矿回收率减少，570m 及 560m 分段中部矿块贫矿出矿量相应减少，因而难以保证坑口供应

品位合格的矿石，满足选矿厂生产所需。

矿山主要技术经济指标见表 7－3－25。

表 7－3－25　主要技术经济指标

指标名称	单位	指标
1. 采矿主要材料消耗		
其中 :火药	kg/t	0.37
火雷管	个/t	0.03
导爆线	m/t	0.10
钎钢	根/t	0.0022
合金片	个/t	0.00065
2. 直接成本		
其中 :采矿	元/t	2.21
掘进	元/m	42.355
3. 坑外运矿	元/t	0.49

3. 回采

(1)覆盖层的形成方法

原设计采用 BA－100 钻机打扇形深孔强制崩落 580m 标高以上贫矿作覆盖层，共 96600t，以贫矿为覆盖层，不仅避免了投产初期由于只处理贫矿而面临亏损的处境，而且有利于贫化管理。但因矿石极破碎，作为深孔凿岩用的 580m 水平探矿穿脉难以施工，使上述方案不能按预计实现。根据长期的现场观察，提出了强制崩落与自然崩落相结合的方法，这是在综合了井下矿岩现状，并考虑尽量少承担风险而提出的。具体布置为；580101 巷以北全部强制崩落，以南靠其自然崩落(参见图 7－3－32)。

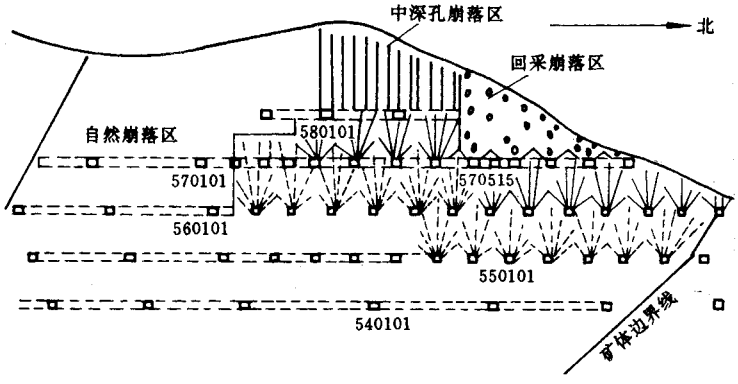


图 7－3－32　覆盖层崩落与回采布置示意图

强制崩落部分分两步进行。第一步是，相对于 570515 进路以北覆盖层在试车期和试生产初期随各进路回采而崩落，最大孔深 1Sm。进路顶板崩落直至地表，形成直径 5m 左右的一个深坑。因此第一步不但造成了第二步在 580m 标高崩落覆盖层的自由面，而且孔深并不大。第二步在第一步崩完之后进行。以 580102 脉外平巷（事先已延长至 570515 进路塌落点相应部位）为凿岩坑道，按预裂爆破布置中深孔共 12 排，分三次进行。两次爆破形成覆盖层总量，包括 560m、570m 分段遗留的矿石共计 6 万余吨，形成覆盖层厚度平均 12 ~ 15m，北端最薄处亦在 6m 以上。

自然崩落部分，包括 580101 南端及 560 ~ 570m 分段南端矿块的贫矿。这部分矿石极为破碎，及处于侧伏上盘，利于自然崩落。拉底层随 540m 分段南端矿块回采形成。540m 分段南端矿块回采时打深孔 15 ~ 18m，崩下的矿石出三分之一，其余留作自然崩落时的垫层。

（2）切槽布置和形成方法

切割槽一般沿矿体下盘边界拉开。由于矿体内局部存有破碎带（主要在橄榄岩矿体中），根据向山硫铁矿的经验，以破碎带为切割槽（见图 7 – 3 – 33）。

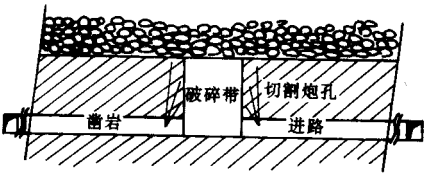


图 7 – 3 – 33　破碎带处运输巷道布置和切槽形成方法示意图

首先在脉外稳固岩石中开凿环形运输巷道，然后按设计自上下盘运输巷道开凿凿岩进路至破碎带边界。回采前先在破碎带两边按楔形掏槽拉槽法布置炮孔，以坑道为自由面，逐次爆破各排孔直至形成切割槽。这个方法好处是避开了在破碎带中掘进坑道和回采作业，保证了安全生产，缺点是破碎带矿石在本分段不能回收，需要注意的是环形坑道穿过矿体要选择稳固性较好或可以保证安全的地带。

4. 侧伏下盘富矿回采及其上部富矿垫层的回收

本矿体按 45°角由北至南侧伏延深，但不同分段侧伏下盘倾角不同。如 540 ~ 550m 标高间，侧伏下盘倾角 25° ~ 35°时，仍采用无底柱崩落法。在底盘围岩中选择适当地点，布置凿岩坑道，在此坑道内按正常爆破参数进行回采作业。此种布置方案的优点是结构简单，采准工作量小，虽然需要采一部分废石，但可剔除一部分，故贫化不大。

当侧伏下盘倾角 15° ~ 25°时，可考虑补充布置底盘漏斗采矿结构，仍按平底出矿结构在本分段出矿。

侧伏下盘滞留富矿按上述方法均无法回收，可在上述方案中另布置二次出矿巷道，间距 7～10m 与脉外运输平巷相连，用装岩机配普通矿车运出坑外手选。

第八节　大面积开采的围岩控制

中国镍钴矿山的开采主要工程地质特征是：大矿体矿岩特别破碎，地应力大，节理发育；矿体围岩处于老地层、超基性岩体，比矿体更为破碎；部分小矿体的矿岩条件比较好，这样就给大面积开采带来很大困难，其中如井下矿山金川镍矿龙首矿、二矿区；露天矿山金川镍矿露天矿、吉林磐石镍矿的富家露天矿。由于露天矿采用改变边坡及行车线路、削坡减荷、控制大气降水对滑体影响等综合治理方法，取得了安全回采完露天矿的结果。井下矿山普遍采用胶结充填采矿法，对井下深部开采的围岩控制起到了主导作用，有效控制了采场围岩不发生大的移动，保护地面建筑及井下巷道不被破坏；减少矿石开采损失 20%以上，延长矿山服务年限；可以充分利用矿山、冶炼的废弃物作充填料，减少污染；保障采矿工人在矿石破碎条件下的安全作业。

一、金川镍矿的大面积开采与对策

金川镍矿应用下向胶结充填法经过二十年的生产实践和多次技术改造，以高度机械化开采和良好的生产管理，使这种工艺复杂的采矿方法成了一种高效率开采和贫化率、－损失率最低的方法。现在金川矿区每年用下向胶结充填法采出的矿石已达 214 万 t，占地下开采总量的 98%。龙首矿用下向胶结充填法的开采面积已达 2.8 万 m^2，采高 180m，二矿区西采区达 5.8 万 m^2，采高 60m。二期工程投产后，生产规模还要扩大一倍以上，而且要多阶段回采。这样，保证整个矿区范围内的整体的回采安全性，将是至关重要的课题。

1. 金川镍矿井下开采的面积

目前金川矿区已开发的二个矿区中，一矿区为龙首矿，共有东、中、西三个采区：中部采区为老采区，西部采区刚投产，东部采区正在建设，总生产能力为 3000t/d。中部采区全部采用下向倾斜分层胶结充填法，矿体厚度 10～90m，长度约 400m，中间为富矿，上下盘有贫矿，整个采区为贫富兼采。现已从地表（1703m）采到 1409m 水平，采高 300m，其中用大面积下向胶结充填法的高度为 180m，整个采区布置 11 个采场，主要采用下向六角形进路胶结充填法采矿。中部采场充填是用－25mm 经破碎的戈壁集料，胶结材料为

425# 硅酸盐水泥，平均水泥用量为 199.92kg/m²，充填体强度为 5～7MPa。由于回采是采用六角形倾斜进路的方法进行的，因而充填体比较密实，基本达到了接顶的目的。龙首矿大面积下向胶结充填采矿情况如表 7－3－26 所示。

表 7－3－26　龙首矿下向回采情况

采区	中段	采区长(m)	采区宽(m)	采区面积(m²)
中部采区	1520	400	10～90	15000
	1460	400	15～125	22800
	1400	425	10～75	27000
西部采区	1424	350	5～17	5600
	1400	350	10～40	8100

金川二矿区第一期设计为 99 万 t/a，实际生产能力已达 145 万 t/a。二期工程设计能力为 264 万 t/a。采矿方法为下向胶结充填采矿法占 96%，上向分层胶结充填采矿法占 4%。西部区段为二矿区主要开采地段，开采面积 5.8 万 m²，目前已开采高度为 60m 左右。东部采区约为 2 万 m²，采高 150m。

二矿区西部采区大面积下向胶结充填法的开采情况如表 7－3－27 所示。

表 7－3－27　二矿区下向回采情况

工程	中段	采区长(m)	采区宽(m)	采区面积(m²)
一期	1300	450	5～90	25800
	1250	550	10～165	57900
二期	1150	750	30～175	86500

2. 金川二矿区二期工程开采

金川二矿区二期工程将于 1995 年开始逐步投入生产，其西部采区(即 1# 矿体)回采的格局是三个中段同时生产(见图 7－3－34)：1300 中段从 1328 水平向下回采；1250 中段从 1238 水平向下回采；1150 中段从 1150 水平向下回采。

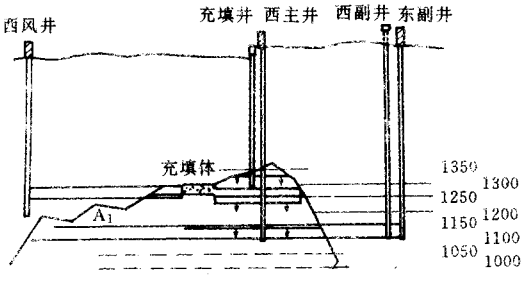


图 7－3－34　金川二矿区多阶段回采方案图

根据金川二矿区二期工程设计方案的安排：从 1250 中段以下 1238 分段开始布置 6 个下向机械化胶结充填法盘区回采，其中 1 个备用盘区；从 1150 中段以下 1138 分段开始布置 9 个下向机械化胶结充填法盘区，初期是 3 个回采、1 个备用。在沿走向 100m 长的矿段内划分一个盘区，第一步骤用机械化下向胶结充填法回采完 80～85m，留下 15～20m 矿柱，待采完一个阶段后进行同法第二步骤回采 15～20m 矿柱。

有限元数值模拟研究表明，当矿房开采后，间柱内的应力集中增大，其最大主应力值将高达 447.74MPa，间柱基本上属于高应力区变形，间柱经过一段时间后将会出现压碎破坏。而不留间柱情况下，岩体内的应力为 97.99～326.46MPa，载荷大部分都转移到上、下盘围岩内。高应力区分布在靠近矿体和充填体的围岩接触带上。由于充填体有对上、下盘围岩的大面积的控制作用，所留矿柱仅在支承上部岩体。

二期设计的大断面无轨运输通道（断面 4.7m×4.1m）都布置在上盘围岩中，由于岩体主要为碎裂结构，节理抗剪强度很低，矿房开采后的巷道收敛变形及破坏将会加速。由此可见，在采用大面积下向胶结充填采矿法并留下垂直矿柱进行回采后，由于分段巷道大规模破坏，矿柱回采将是很困难的。高应力区集中在矿柱上，上盘围岩的破坏比下盘更为严重和广泛。

3. 金川二矿区二期工程大面积开采的对策

二矿区西部采区的矿体是一个上部小、下部大的矿体，开采面积也是从 3 万 m^2（1300 中段）、5 万 m^2（1250 中段）逐步增大到 8 万 m^2（1150 中段）以至 10 万 m^2。为了保证深部开采的安全问题，提出了如下对策：

（1）留不留间隔矿柱。下向胶结充填采矿法开采在金川矿区是从来不留矿柱的。是回采率很高的方法，过去回采面积最大达 5 万 m^2，没有出现任何问题。现在要在 8～10 万 m^2 面积上连续回采，是否按设计留 5～8 个 15～20m 的间隔矿柱后回采，这是一个难题。这些分散的间隔矿柱极易被上下盘开采后的压力挤碎，同时连结采场的大量分段巷道也被破坏，给今后回采间隔矿柱带来极大困难。

根据目前观测资料、计算结果和经验建设采用 1150 中段以上是连续开采的方法，而 1150 中段以下在 16 行设立一个中间 50m 宽的大矿柱将 8～10 万 m^2 暴露面积间隔成两个 4～5 万 m^2 的开采区段进行连续回采，这样可以达到支撑 1150 中段以上矿体大规模两个中段回采而不发生大的矿体和岩体移动；保持通向上下盘主要粉矿回收道不破坏；矿柱靠近分斜坡道，回采矿柱特别方便；大矿柱不容易被上下盘集中应力破坏。但该矿柱不是永久性矿柱，回采时间的合理性还有待于研究。

（2）开采顺序。在应用下向胶结充填采矿法在厚大矿体大面积开采过程中，如何才能更有效地既减少巷道返修又能控制围岩，除了充填密实，充填体质量好、及时充填外，

合理的开采顺序很重要的。

由于矿体的厚薄和开采方案的不同，对开采顺序的合理性安排有很大影响。龙首矿采用电耙出矿方案，各相邻的采场开采都有独立的充填、通风、溜井系统，各采场开采高度都不处在一个平面，上下参差 10m 以上，这对控制围岩及开采安全特别有效。二矿区的机械化出矿方案，所有采场都要与分段道相通，而分段巷道经常由于开采、围岩变形而逐渐破坏，为了尽量缩短分段巷道使用寿命，减少返修工作量，各个采场高差又不可能太大，但为了开采安全，开采顺序应从两端逐步向中央推进，也就是中间采场略高于两端采场，这对地压控制效果最佳，尤其可减少对围岩内的主要分段巷道的破坏。

(3)多阶段回采。为提高矿山生产能力，针对下向充填法单位采场面积产量较低的问题，应考虑尽可能实行 2～3 个阶段同时开采。目前龙首矿为单阶段下向开采；二矿区西部将由单阶段逐步发展为两阶段(1250、1150 中段)和三阶段(1328、1250、1150 中段)回采。每个阶段高差大约 80～100m，东部为 5 个阶段同时回采。从图 7－3－35 中可以清楚看出破坏系数 f 曲线，已采的采区。顶板至现正在采矿进路的直接顶板，混凝土假顶的稳定性是逐渐增加的。主要原因是上部混凝土充填体受初始采动影响比下部严重，当开采到一定深度(约 15～20m)后，混凝土充填体的稳定性就会逐步变好。这一计算已被金川二矿区东部采区及西部采区的同一矿体 2～3 个阶段同时回采所证实。

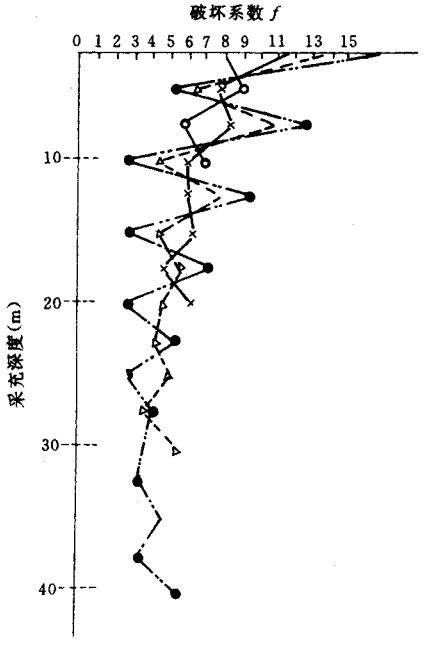


图 7－3－35　随采充深度而变化的采矿进路上部混凝土充填体破坏系数

破坏系数 f 的表达式：

$$f = \frac{\alpha I_1 + J_2^{1/2}}{K}$$

式中　$\alpha = \mathrm{tg}\mu/(9 + 12\mathrm{tg}^2\mu)^{1/2}$；

$K = 3C/(9 + 12\mathrm{tg}^2\mu)^{1/2}$；

μ——材料内摩擦角；

C——材料内聚力；

I_1、J_2——分别为应力张量的第一不变量和应力偏张量的第二不变量。

用多阶段下向充填开采方式提高矿山产量，在国外已有成功经验，但其多数在窄矿脉或不规则矿体中进行，所以规模都不大。

与之相比，金川矿区由于采用了具有国际先进水平的机械化开采工艺和生产管理方法，已经实现了高效率的下向充填开采，年产量已达 200 万 t 以上。金川二矿区二期工程一个阶段回采能力为 5500t/d，二个阶段回采能力则为 8000t/d，这就是该方法灵活、高效的优点。

金川镍矿通过二十多年的经验和科学试验证明：充填体能较好地控制围岩闭合位移和地压活动，保证矿岩的整体稳定，只要保证充填质量和控制好采矿顺序，采场充填体假顶能给采矿提供安全的作业环境，喷锚网支护也能维持采准巷道的稳定性。

由于金川二矿区西部采采区期回采具有其自己的特点：回采面积将更大，约 10 万 m^2；回采更深，地表以下 450 ~ 750m；采矿更集中，生产能力要求更高。因此，今后还需继续开展深入的研究和现场监测工作。

二、吉林磐石镍矿露天矿大面积开采及治理措施

吉林磐石镍矿富家露天矿所开采的七号岩体发现于 1964 年。该岩体位于磐石镍矿区南东端，是一座年产矿石 28 万 t，设计采矿能力为 1100t/d，设计边坡比高 186m（340 ~ 154m 标高）的中型深凹露天矿，是我国重要的镍矿石生产基地之一。该矿 1967 年 ~ 1970 年完成基建剥离，1971 年投入生产，1984 年实际采矿能力达到 1200t/d。

采矿场上口长 700m，宽 350m，封闭圈长 1880m（以 286m 标高为准。）设计最终开采标高为 154m，封闭圈 286 标高以下为凹陷露天矿开采，其“垂”深 132m（286 ~ 154m 标高），工作段高 12m，最终段高 24m，共 16 个工作阶段。阶段坡面角 65°，最终边坡角 42° ~ 45°。安全平台宽 7m，运输平台宽为 10 ~ 15m，路堑最大坡度 8%。采场排水采用分段排水方式，在采场内建设两个永久泵房，逐段将水排到地表。

1977 年采场内 250m 标高以上台阶陆续靠帮后，下盘边坡开始产生变形破坏。1978 年初，相继出现一、二、三号滑体。其中二号滑体对采矿生产的威胁最大，直接影响着装

矿站的稳定性及采场的正常安全生产。该滑体位于采场下盘中部，前缘宽 270m，后缘宽 275m，垂高 138m（340～202m 标高），滑体深 15～20m，主滑方向北 75～东。1978 年镍业公司开始对采场边坡进行稳定性研究工作，通过对边坡工程地质调查及岩体变形观测，对二号滑体的变形破坏成因有了一定的认识，基本查明了该滑体‘顺层推动式’变形破坏的机理。

1. 滑体工程地质特征

弄清工程地质条件，是边坡稳定性评价的基础，也是边坡整治的依据。边坡岩性及岩体结构面的复杂性，对滑体的稳定性有着非常重要影响。结构面的组合关系及其与边坡临空面的关系，控制了滑体的破坏形式。因此，各种结构面在边坡破坏中所起的作用是不同的。

二号滑体位于采场下盘（西帮）中部，边坡走向 320～340°、倾向北东、倾角 50～70°。如图 7－3－36 所示，滑体南、北两侧分别被走向 255°、倾向北西、倾角 75°的张扭性断层和走向 212°、倾向南东、倾角 80°的张性节理所分割，滑床为走向 310°、倾向北东、倾角 72°及走向 312°、倾向北东、倾角 30°的陡、缓层间错动面所控制，滑体后缘沿陡的这组层间错动裂开，形成多条相互平行的后缘裂隙带。岩体中有一组走向为 310～330°、倾向南西、倾角 60°的压扭性反倾断层贯穿整个滑体，起阻碍滑体大面积滑动的作用。岩体中破碎带发育，厚度 1～10m，走向大致与反倾断层相同，倾角 70°～80°，破碎带中夹有具棱角状角砾。破碎带从 322m 平台一直延伸到 250m 平台以下，它切割了岩体中的张扭性断层。岩体中普遍发育着如下七组节理，见表 7－3－28。

综上所述，由于黑云母片麻岩中断层、破碎带及节理发育，它们将岩体切割得很破碎，降低了岩体的整体强度，是造成边坡不稳定的决定因素，促使了二号滑体的变形和破坏。

2. 滑体变形破坏方式

由于采矿对岩体的开挖，使岩体出现了临空面（即形成边坡），部分岩体暴露，改变了岩体中的原始应力状态，同时也改变了地下水径流条件。边坡从其形成开始，就处于各种应力作用之下，又在大气降水及爆破震动等各种因素作用中变化发展。二号滑体所处的工程地质条件复杂，岩体中各种结构面发育，以及各种应力和地下水等促使边坡岩体发生变形和破坏。就该滑体而言，基本变形破坏可分为松弛张裂、局部滑落、整体滑动三个阶段。

（1）松弛张裂阶段

随着采场的不断延深，边坡的侧向应力相继削弱，由于卸荷回弹而出现张开裂隙，它是边坡应力调整过程中的变形和破坏。1976 年，二号滑体出现后缘裂隙，削坡处理后裂

隙又重新出现。如前所述，该裂隙沿陡倾层间错动面形成多条相互平行的裂隙带，并且随着采场深度的不断增加而逐渐向深部及后缘扩展，从而使裂隙顶部的累计变形越来越宽，累计沉降越来越大。

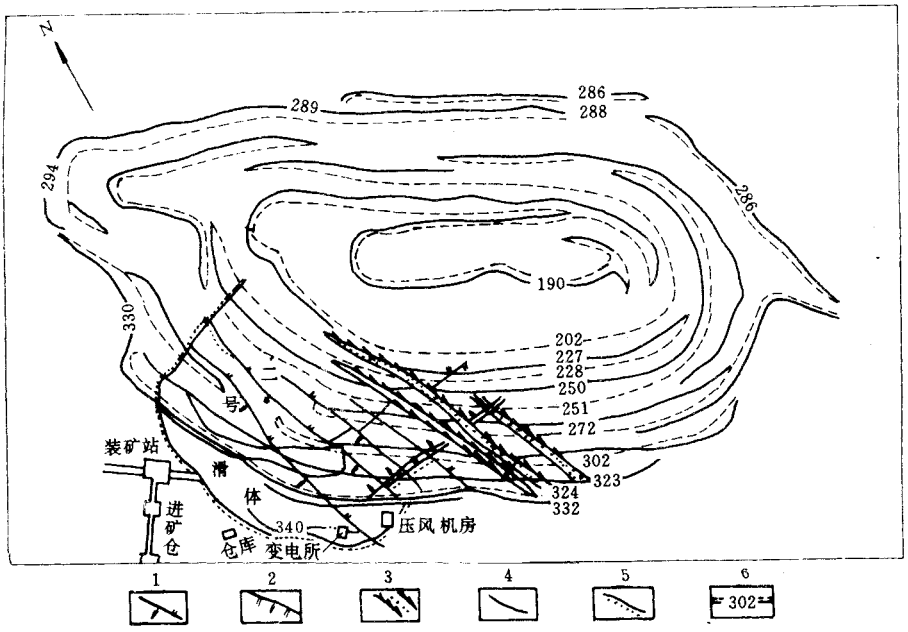


图 7－3－36　富家露天矿采场平面及二号滑体工程地质示意图

1—张扭性断层；2—压扭性断层；3—破碎带；4—后缘裂隙，5—滑体周界；

6—采掘迹及标高（虚线为坡度、实线为坡顶）

表 7－3－28　优势节理产状表

产状要素	1 组	2 组	3 组	4 组	5 组	6 组	7 组
走向	284°	60°	342°	0°	20°	44°	69°
倾向	14°	150°	252°	270°	290°	314°	339°
倾角	74°	49°	55°	62°	77°	62°	76°

1978 年以来，三号滑体先后形成四条大的后缘裂隙，顶部最宽处发展到 1m，最大沉降量达 1.2m。后缘裂隙呈多层状发育，在该滑体后缘形成一松弛张裂带，该松弛张裂带发育宽达 100m。

滑体的松弛张裂变形是在长时间内逐渐发展的，滑体一经松弛出现张裂隙，裂隙两侧岩体即不再传递应力。松弛张裂变形也是局部滑落、整体滑动的起因。

(2)局部滑落阶段

二号滑体的底滑面(滑床)主要受黑云母片麻岩中的层间错动面控制,该滑面在剖面上呈一陡一缓的折线形。陡面走向 310°、倾向北东、倾角 72°,缓面走向 312°、倾向北东、倾角 30°。在此变形阶段,主要是以台阶破坏为主,沿层间错动面发生局部层层滑动倒塌,每层滑落厚度 5 ~ 10m。

造成局部滑落,主要是层间错动的陡面形成张裂。张裂面脱离母岩有时达 10m 以上,缓面倾角小于边坡角,在地下水、采矿爆破及岩体自重等同时作用下,使岩体的下滑力大于缓倾层间错动面的摩擦力,岩体沿该面发生局部滑动倾倒破坏。

(3)整体滑动阶段

局部台阶破坏后,边坡形成大面积的连坡。从外表形态上看,整个滑体坡面各处遭受不同程度的破坏,过去的边坡台阶已消失,滑体将向最后阶段——整体滑动发展。1980 年,开采标高为 250m 时,该平台到 152m 标高的岩体发生隆起,说明二号滑体的滑床在此处有出露的可能,整个滑体已发生滑动。

3. 其它因素对滑体的影响

二号滑体除受本身所特有的工程地质条件控制外,还受地下水各种因素的影响,影响该滑体稳定的其它因素主要有三种:

(1)地下水

由于滑体所处的工程地质条件复杂,岩体中各种结构面发育,为地下水赋存创造了良好的条件,当岩体裂隙充水时,水除对裂隙两壁产生压力(动水压力及静水压力)外,同时又降低了滑面间的摩擦阻力(抗滑力),进而加速滑体位移。如二号滑体中 330 ~ 12 岩移观测点 1985 年旱季全位移矢量 100mm/月,雨季全位移矢量 240mm/月,整个滑体变形量最大也是发生在雨季,1991 年夏天,暴雨后边坡大滑坡造成全矿停产,说明水对边坡稳定的影响是非常显著的。

(2)爆破震动

露天矿爆破作业产生的震动波,可促使岩体中的节理面张开,甚至使岩石破碎。爆破震动波通过岩体时,给潜在破坏面以额外的动力,可以加速边坡的变形破坏。由于富家露天矿爆破作业规模小,爆破技术人员注意采用爆破降震措施,因此,爆破震动强度较小,震动影响范围较窄。但是,由于爆破常年重复进行,爆破地震力对滑体的破坏还有所加强。

(3)开采深度

如前所述,该滑体的底滑面受层间错动面所控制,每层滑落厚度 5 ~ 10m。随着开采深度不断增加,边坡自重力加大,而使边坡滑动的剪切力也相应增强,靠盘边坡角挖掘也

降低了抵抗滑动的阻力。因而,滑体的底滑面将随之加深,后缘裂隙逐渐后退。

4. 边坡综合治理

基于上述分析,基本掌握了二号滑体的变形破坏成因,得出的结论是:局部滑落频繁,原设计平台宽度保留不住,采场下盘不易设置永久运输公路。通过边坡的科研工作为矿山生产提供了一系列地质、采矿等设计资料,既解决了整治边坡的指导理论,又拟定了具体的处理方案。自 1983 年 ~ 1985 年以来,对富家露天矿边坡采取如下措施:

(1)按照整治方案的施工设计,对下盘 250m 平台由原设计 7m,加宽到 20m,226m 平台加宽至 30m,有效地控制了滑体向深部发展的速度,避免了局部滑落对安全生产的不利条件,将原设计位于下盘 214m 水平回返永久运输公路调整到采场上盘,及时避开了下盘变形破坏区,为矿山正常开采及深部运输创造了良好条件。

(2)1980 年 ~ 1983 年,在纵长 500m,标高 334 ~ 250m 范围内,削坡 99.7 万 m^3,既对滑体本身进行了减载,又将下盘设计的最终边坡角(250m 标高以上)由 44°降到 40°,显著改善了浅层顺层推动平面式滑坡的稳定条件,及时抑制了边坡变形破坏速度,避免了灾难性滑坡事件的发生。

(3)根据大气降水对滑体的影响,在下盘采场外围修筑了长 860m 排水沟,截住滑体外域地表水径流的直接流入,同时对滑体后缘裂隙采取黄土充填夯实,降低了地下水对滑体稳定的不利因素。

第四章　海底锰结核开采技术

第一节　海底锰结核矿物

一、锰结核的物理特性

海底锰结核一般呈黑色、多孔、质轻和形状不一的硬壳体，通常直径为 0.5 ~ 25cm，极少数达 60cm 至 1m，平均容重为 2.4t/m^3。结核中若含高价铁，一般呈棕红色，若含高价锰，则呈蓝黑色。大部分结核的外表暗淡无光，莫氏硬度在 1 ~ 4 之间，平均为 3 左右。结核中碳酸钙含量大于 5% 时，碳酸钙有凝结剂作用，使结核相对硬化，难以压碎。碳酸钙含量低于 2 ~ 3%，结核就易压碎。

从太平洋采集的锰结核形状如图 7 - 4 - 1 所示。

a、b、c、d、e、f 表示采集的位置、方位及水深。a 是采自北纬 29°58′，西经 125°55′，水深 4325m；b 是采自北纬 23°27′，西经 138°15′，水深 4890m；c 是采自北纬 22°30′，西经 113°08′，水深 3600m；d 是采自北纬 14°11′，西经 161°08′，水深 5652m；e 是采自北纬 9°57′，西经 137°47′，水深 4.980m；f 是采自北纬 21°27′，西经 126°43′，水深 4300m。

锰结按形状大小，在大西洋及印度洋各处采集的有所不同，主要取决于伴生沉积物的沉积速度。

二、锰结核结构

锰结核结构由核心，杂质和有用矿物三部分组成。



图 7－4－1　太平洋的锰结核

核心：一般包含有碳酸钙、磷酸盐、粘土、生物贝壳、鱼类骨骸以及其它硬物，其中浮石和火山碎屑是最常见的核心，核心的化学性质、对锰结核的成分没有影响，也无经济价值，但有理论上的意义。借此，可以知道锰结核生长过程中的变化，以提供结核生长年龄和生长速度方面的资料。核心在相互靠近时，便合并形成不规则的自然形态的锰结核。

杂质：主要包含有机物和无机物。有机物一般是生物残骸、无机物一般为碎屑矿物和粘土矿物。

有用矿物一般含有三十多种金属，其中以锰、铁含量最高，铜、钴、镍含量次之，但是它的经济开采价值最大。世界各大洋海底锰结核中几种主要元素平均含量如表 7－4－1 所示。

表 7－4－1　世界各大洋海底锰结核中几种主要元素平均含量(%)

元素	太平洋	大西洋	西印度洋	东印度洋
锰	24.2	16.3	13.56	15.83
铁	14	17.5	15.75	11.31
铜	0.53	0.20	0.102	0.33
钴	0.35	0.31	0.358	0.153
镍	0.99	0.42	0.322	0.512

锰结核外壳厚 0.8～1cm,这层硬壳比较脆弱,在提升过程中很易破碎。

三、锰结核赋存条件及储量

锰结核赋存于海底表层沉积物中,特别在海底表面的泥－水界面上最富集,主要由于锰结核的形成与沉积物的沉积速度直接有关。也就是说,所有海底表层的锰结核,都是在氧化条件下形成。因此,只有在伴生的沉积物形成速度小于锰结核的形成速度的区域,或者由于某种外因,使结核能停留在沉积物的表面,才易形成大颗粒的锰结核;当结核一旦被沉积物所覆盖,锰结核便停止长大。因而,锰结核在各海洋底的形成速度也就有新差异。

太平洋锰结核和红粘土结合率高达 80%,红粘土沉积物覆盖着太平洋底约一半面积,达到 7000 万平方公里。红粘土的沉积速度是一千年 1～5mm,而锰结核形成速度一千年几厘米。因而,太平洋有利于锰结核的生长,使这一海域成为锰结核最富集地带。特别是在北太平洋北纬 8°30′～10°,西经 131°30′～150°的一条东西向地带;锰结核几乎覆盖海底 100%面积;这个海域的锰结核丰度达到 9.3～22kg/m^2,赋存深度为 3600～5400m。当前各国确认,可以作为商业开采的区域,是太平洋北纬 6°～20°,西经 110°～180°之间,面积约 1080 万平方公里,锰结核平均丰度在 10kg/m^2 以上,覆盖率为 75%;此海域很可能成为世界上先期开发的中心,各国已集中力量在此区域进行详细勘探。

大洋底锰结核的储量尚未得出精确的结果。据加利福尼亚大学梅罗(J.L.Mero)教授估计,覆盖在大洋底锰结核储量大约 2～3 万亿吨,仅太平洋中就有 17000 亿吨。如表 7－4－2 所示。

表 7－4－2　太平洋中锰结核主要金属含量

金属品位与含量	主要金属			
	锰	镍	铜	钴
锰结核平均品位(%)	24.2	0.99	0.53	0.35
锰结核金属含量(亿吨)	4000	164	88	58

日本地质调查所实施太平洋锰结核勘探计划(1075、1982、1983 年),使用‘白岭丸’调查船对太平洋锰结核富集区进行了调查。如图 7－4－2 所示,A 区——今后有希望研究的区域,数字表示区内测点的镍＋铜平均品位;B 区——c－c 两断裂带间的富矿区域;C 区——地质调查所的研究区域(1974～1978 年,1979～1983 年)。

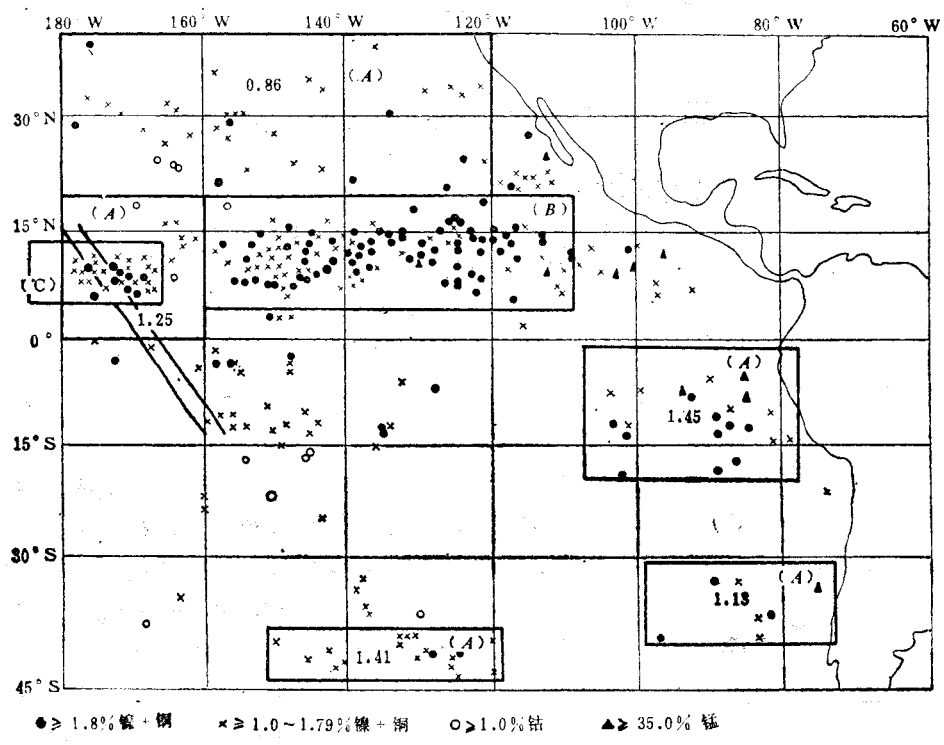


图 7－4－2　太平洋锰结核的富集区

由上述可见,海底锰结核储量极为丰富,可供人类利用几百年,甚至上万年。而且世界海底每年还在不断生长 1 千万吨锰结核,真可谓人类取之不尽,用之不竭的资源新基地。

我国对锰结核的调查,开始于 70 年代中期。1976～1978 年,在赤道太平洋进行综合调查时,“向阳红 5”号船曾在 3000～5000m 深的海底,作过锰结核的调查研究工作。1983 年 5～7 月,“向阳红 16’号船在中太平洋北纬 7°～13°,西经 167°～178°,曾对面积约 80 万平方公里的海域,又作了锰结核的系统调查工作,并在测区水深 4500～6000m 之间,作了 18 个站位的调查。在调查站位中,有 6 个站锰结核的丰度为 10～26kg/m^2,有 6 个站位为 1～10kg/m^2。在分析的 16 个样品中,有 2 个样品的铜,镍金属总品位大于 1.8%,有 6 个样品的铜、镍金属总品位在 1.0～1.79%之间。近几年来,我国又多次派遣“向阳红 16’号和‘海洋 4’号船,对锰结核和锰结壳进行了调查。1985 年和 1986 年航次

调查区域，从中太平洋扩大到东太平洋，并采用了国际上先进的声波探测技术和海底照相，使调查研究的程度有了进一步提高，从而圈定出数万平方公里的富矿区。

第二节　海底锰结核的开采技术

在海底采矿中，应根据海底矿物被海水及沉积物覆盖的特点，同时又要考虑采矿过程对海洋生物资源的影响，需要设计一种经济有效的海底采矿系统。

海底锰结核采矿系统，一般划分为三个组成部分：即海底集矿装置、矿石垂直提升设备和海上作业台三部分。也有人划分为四个部分：即集矿装置，提升装置、采矿船及测量和控制装置。无论怎样划分，它们的集矿部分和扬矿部分，是决定采矿成效的关键，其中集矿部分又起最重要的作用。

一、拖斗采矿船

1. 单斗式采矿船

单斗式采矿船是开采深海底锰结核的最简单方法。如图 7－4－3 所示。

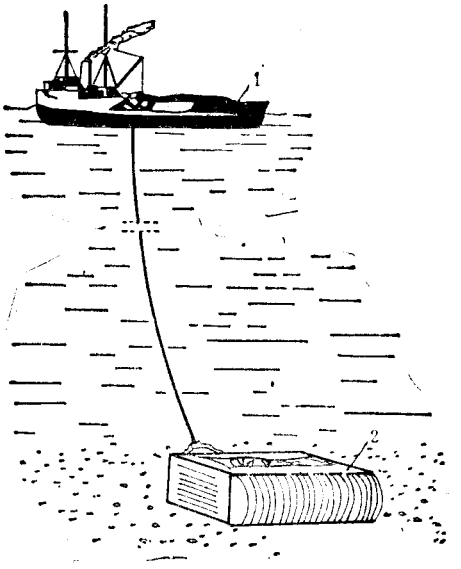


图 7－4－3　单斗式采矿船

1—采矿船；2—单斗

单斗式采矿船是在钢索前端系上拖斗，并落到海底；随后拖斗随船拖航，直到装满锰结核后，提出海面卸进船上漏斗中，再从漏斗通过砂泵输送到运货驳船上去。在采矿斗上装有音响计，使操作者知道铲斗何时着底，并装有电视摄象机，监测铲斗的工作状况。这种采矿船设备简单，价格低廉，是在 3000 多米深处采集矿物的简便方法，但采矿效率很低。为了提高效率，采矿斗应尽可能增大，一艘 2000 吨级采矿船，最合适的铲斗容积为 $6.0\times36\times0.9$m，铲斗重约 3t；假如装取效率为 65%，采集物料的容重为 738kg/m^3，则一斗可装 13t，再扣除 25%的非矿石物质，估计每斗可获得 10t 左右的锰结核。

通常，在深海作业中，单斗升降速度较慢（单斗下降速度为 182.58m/min，捉升速度一般为 228.6m/min，费时较长，从而使采矿成本增加。例如，采深 1524m，提升速度 457.2m/min 时，所需功率 2893kW，生产成本为 18.4 美元/吨。在开采 3000m 深，提升速度一般为 228.6m/min，生产成本则达到 30.6～41.2 美元/吨。因此这种方法难以获得较好的经济效益。

2. 双斗式采矿船

双斗式采矿船就是采用两根钢索系上拖斗，一个斗上，一个斗下，采取‘Z’字形路线航行，防止两斗互相缠绕，采矿效率可获得单斗式的两倍，如图 7－4－4 所示。双斗式采矿船还可利用拖斗的自重，以降低绞车的动力消耗，但这种方法仍然不能大幅度提高采矿效率。

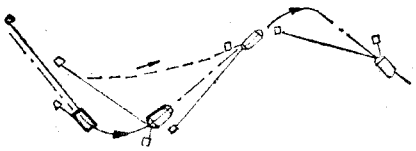


图 7－4－4　双斗式采矿船

3. 连续绳斗式采矿船

为了实现连续采矿，1967 年，日本人孟田善雄曾经发明了一种连续绳斗采矿船，简称 CLB 法（*Continuous line bucket system*）。由日本住友商事公司、住友重机械工业公司为主，于 1968 年首先在水深 1410m 的相模湾海，使用东海大学丸二号船（载重 714t）作过小型试验。1970 年往南太平洋塔希提岛，水深 3760m，使用极洋公司第 2 千代田丸号船（载重 1422t），按 1/10 规模进行试验，获得成功。1972 年孟田和梅罗联合组成 CLB 国际开发财团，又在夏威夷海域，水深 3700～5000m，使用第 2 极洋丸（载重 16.692t），按 1/2 比例进行试验，并试验了深海底照相与声纳探测装置，证明 CLB 法是有一定发展前途的。

CLB 法实质上是链斗式采砂船的发展，如图 7－4－5 所示。其特点是用高强度（抗

拉强度为 7500MPa)尼龙材料(聚丙烯)制成缆索,在缆索上每隔一定间隔(25～50m),挂上铲斗,缆索绕过船上的摩擦驱动装置,形成无极绳式循环运转;缆索铲斗随船拖航,以铲取海底锰结核,从而基本上实现了连续采矿作业。

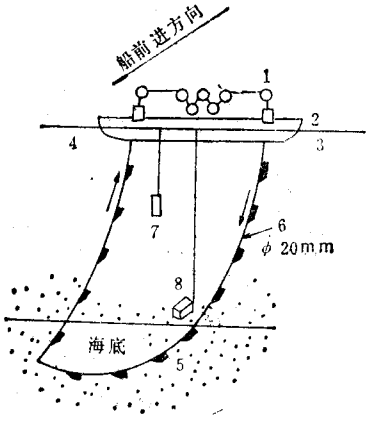


图 7－4－5　CLB 式采矿船

1—绳索驱动装置;2—天轮;3—船首;4—船尾;

5—铲斗;6—聚丙稀缆索;7—声纳探测器;8—摄影机

CLB 法有单船作业和双船作业两种方式。如图 7－4－6 及 7－4－7 所示。

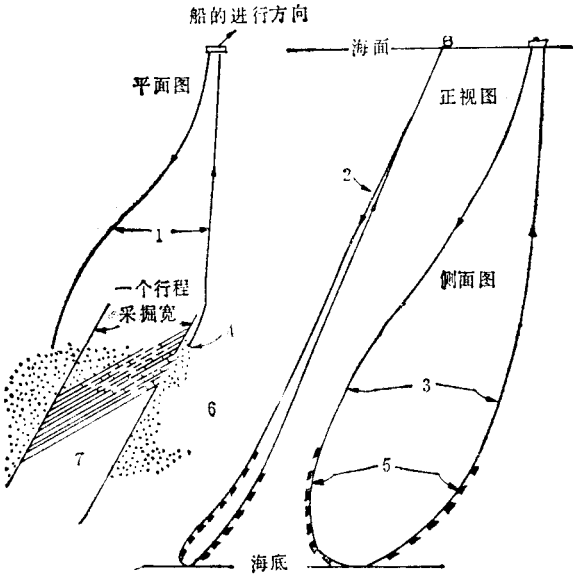


图 7－4－6　单船作业

1、2、3—挖泥机斗链;4—每个铲斗的轨迹;

5—在海底的链斗;6—未采掘区域;7—采掘迹

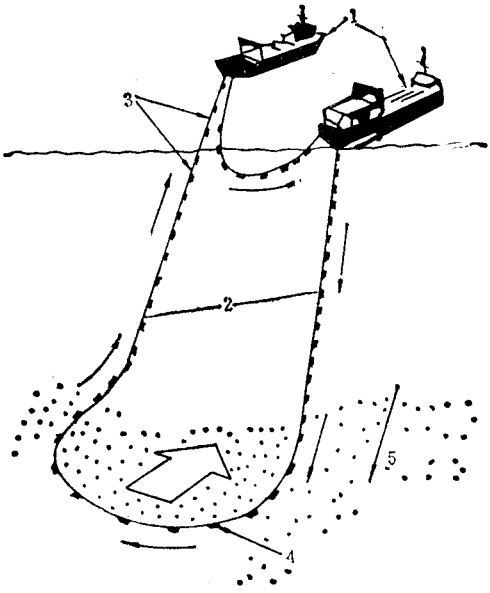


图 7－4－7　双船作业

1—双采矿船；2—连续环形缆索；3—链斗；

4—海底链斗；5—锰结核沉积层

在单船作业时，链斗容易产生相互缠绕，后又改进为双船作业，使绳索间隔加大，从而使缠绕问题基本得到解决。

CLB 采矿船的主要特点是 能适应水深和海底地形的变化，保持正常作业，绳索又能稳定船的摇摆，减轻波浪对作业的影响。据报导，1980 年有 10 艘 CLB 采矿船投产试验。

目前针对 CLB 法中以下几个重大技术问题正在进行研究：(1)防止绳索相互缠绕；(2)提高每个链斗的采装效率；(3)尽可能扩大绳索幅度，增大采集面积覆盖率；(4)易于控制采集轨迹。

最近，日本海洋科学技术中心孟田善雄又研究成功流体动力分离器，能使绳索在作业中间隔扩大，避免绳索发生缠绕，以使 CLB 式单船作业更为适用。

二、管道提升采矿船

管道提升可以完全实现连续采矿的目的。如图 7－4－8 所示。从采矿船下吊运输管道到海底，集矿机在海底采集锰结核，供给管道进行连续提升。

按照动力不同，可分为水力提升、压气提升和轻介质提升三种方式(统称为流体提升采矿方法)。

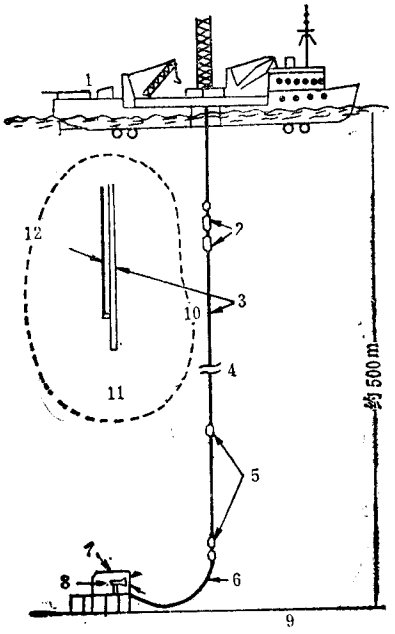


图 7－4－8　管道提升采矿船

1—采矿船；2—泵；3—钢管；4—水泵方式；5—测数据接头；
6—柔性管道；7—收集器(集矿机)；8—海底电源；9—锰结核；
10—注入压气孔；11—压气提升方式；12—压气管

DV(深海探险公司,美国)、AMR(海洋矿物资源开发公司,联邦德国)、INCO(国际镍公司,加拿大)、DOMCD(开发深海底锰结核企业,日本)等公司曾经进行管道提升采矿方法试验。1970 年,美国 DV 公司在大西洋布莱克海台,水深 800m 处,曾经试验压气捉升采矿方法,船重 7500t,管径 24.1cm,风压 10.6MPa,一小时采集锰结核 10～60t。日本公害资源研究所于 1974 年也开始研究压气提升系统,并已取得成效。1975 年,肯尼柯特(kennecott)财团,1978 年美国海洋矿业公司,以及 1980 年 6 月和 1981 年洛克希德集团,都进行过水力提升采矿系统试验,均获得成功。

1. 水力提升采矿船

深海采矿水力提升,(又称为吸扬式采矿船)。不同于陆地管道水力运输的概念。

莫斯科矿业学院设计的吸扬式采矿船,如图 7－4－9 所示。

管道一般采用铝合金材料制造,并从船上悬挂特制的浮筒,以承受管道大部分重量。莫斯科矿业学院设计的管路,上下两处都有浮筒装置,在上部浮筒中,装有高压水泵,并由此按高压水管,通向下部浮筒,联成 U 形输送管路。高压水管在下部浮筒分岔,联接喷射器,借此将锰结核导向下部浮筒内的料仓,然后被高压水再导入输送管内而提升到海面。为了提高输送效率,在下部浮筒内设有磁选装置,使矿物和砂分开。在采矿船移动

时,为了避免管道对水流的阻力而发生弯曲,在管路和浮筒上设计有推进装置。

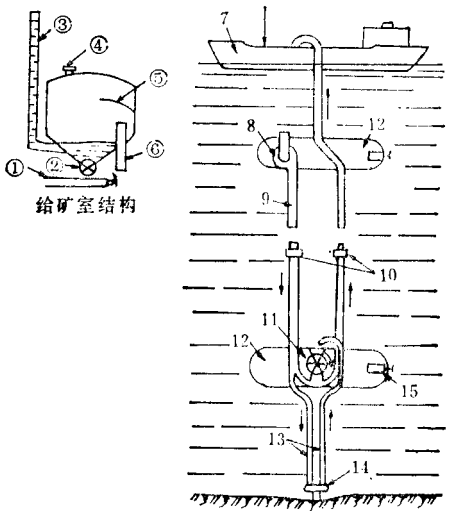


图 7－4－9　莫斯科矿业学院吸扬式采矿船

1—输送带;2—滚筒;3—排水管;4—压气阀;

5—反射板;6—阀门;7—采矿船;8—高压泵;9—压气管;

10—前进用螺旋桨;11—贮矿装置;12—浮筒机械室;

13—管道;14—吸入端喷射器;15—前进用马达

为了防止泵和马达产生故障而堵塞管道,在管路上装置卸料阀的安全措施。

除此,有的曾在管路中间装有缓振器,使管道能够缓慢上下振动,以适应集矿机头的作业;有的安设稳定器,以控制管道的位置及状态;也有的设计天秤式弦杆,既能支持管道,又能适应海底地形变化和海面波动,以调节管道长度的变化。

2. 压气提升采矿船

压气提升是利用高压空气注入运输管路,使管内充满压缩空气,直至管内三相流(锰结核、海水和压气)的比重小于海水比重时,管外的海水压力使管内三相流克服管壁摩擦阻力而升到海面。压气注入口的位置,一般是在沉没管路总长度的 60% 处。

DY 公司的压气提升采矿船,如图 7－4－10 所示。在船上装有空压机和管路处理装置以及水、锰结核和压缩空气的分离装置等设备,并利用万向接头连接垂直输送管及压气管一起下放到距海底 30m 处,在垂直输送管下端,装有重锤,以保持管道垂直。管道下端用桁架支撑,在桁架前端利用铰链联接螺旋状耙式集矿机头,以适应海底地形的变化进行作业。在集矿的同时,能选剔合格块度的锰结核送入运输管道。

3. 轻介质提升采矿船

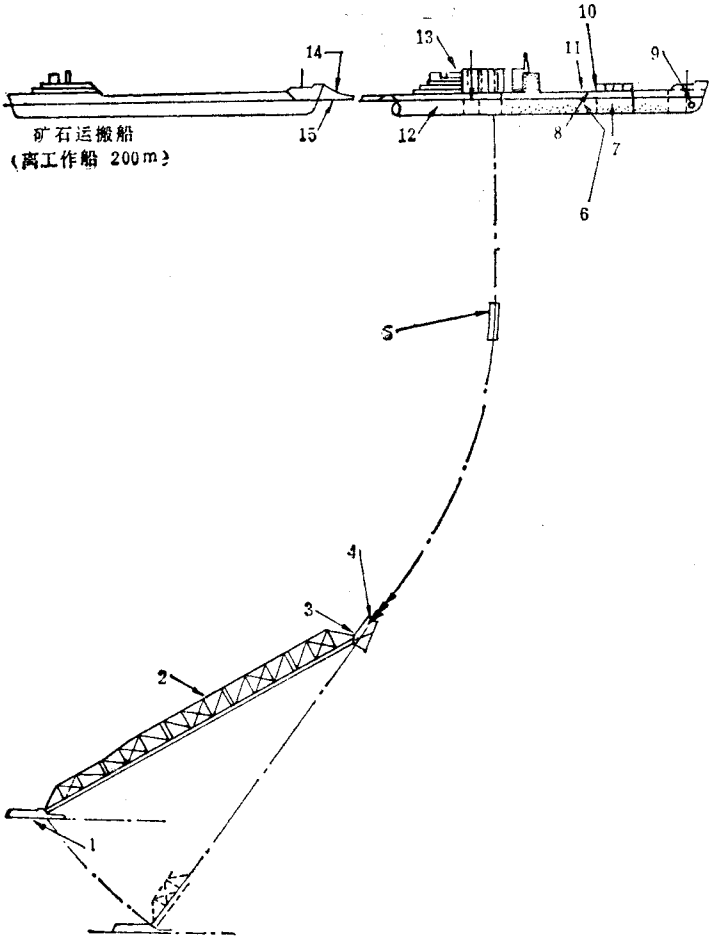


图 7－4－10　压气提升采矿船

1—挖泥机头；2—桁架；3—桁架连接件和重锤；4—卸载阀；
5—输送管；6—泵室；7—贮矿室；8—船体位移横向平衡箱；
9—船首推进器；10—水陆两用直升船；11—传送带；12—动力房；
13—存放输送管处；14—拖航索；15—传送管

轻介质提升采矿系统如图 7－4－11 所示。其提升原理和压气提升安全相同。J.B.赫比奇(J、B、Herbich)等人设计的轻介质提升系统，是利用煤油作煤介，在船上装有煤油、海水及锰结核的分离装置，船下有煤油压送管道及垂直运输管道，以及注入煤油的混合室，海底集矿机头利用铰链接头与管道相连，能随海底起伏进行作业。这种方式成本昂贵，煤油必须回收再用。

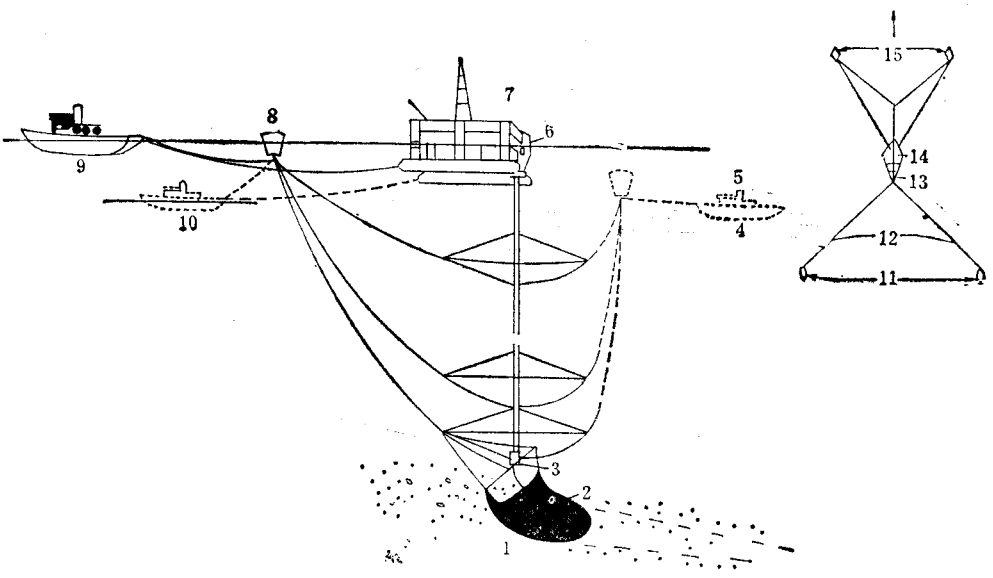


图 7－4－11　轻介质提升采矿系统

1—集矿机(挖泥机);2—活接头(活动套管);3—煤油(石腊油)喷射室;4—船尾拖船;5—后方浮筒;6—活接头;7、14—大平底船;8—前方浮筒;9、10、15—船头拖船;11—船尾拖船;12—浮筒;13—集矿机

三、潜水式采矿船

潜水式采矿船的采矿与提升是独立进行。采矿船可载人或无人架驶。

采矿船利用廉价压舱物,借自重沉入海底,采集锰结核装满船舱后,抛充压舱物而浮出海面。这种采矿船一般有自行式和非自行式两类;图 7－4－12 表示飞艇式潜水采矿船。船体两侧附有两个浮力罐,船体下装有贮矿舱,利用操纵室窗直接观察海底锰结核情况,并进行采挖,待贮矿舱装满后,浮力罐内压气膨胀而产生浮力,使船浮出海面。

图 7－4－13 表示梭车形潜水采矿船。

法国 CEA(自动化研究中心)公司曾研究了这种采矿船(图 7－4－13),后来 CFD(敦刻尔克造船公司)及 CNEXO(国家海洋开发中心)两家公司参加试验,而且此项研究已列入 AFERNOD(法国锰结核研究开发协会)预算。这种采矿船可设计潜到 6000m 深海底,并可从海上平台,遥控几台梭车在海底往返采集。但是根据 CEA 公司 1978 年的研究结果,每次只能采集 100kg 锰结核。这种方式正在继续研究改进中。

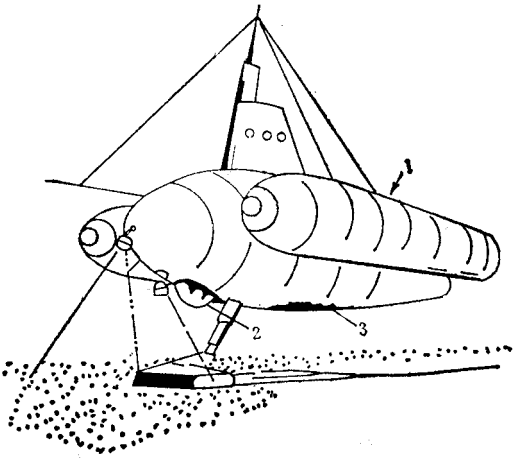


图 7－4－12　飞艇式潜水采矿船

1—浮力罐；2—操纵室窗；3—贮矿舱

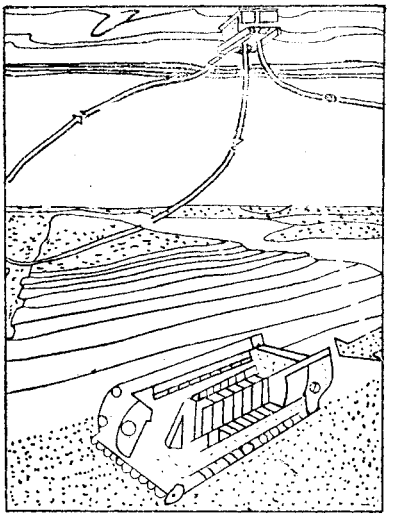


图 7－4－13　梭车形潜水采矿船

第三节　采矿方法的实用性比较

上述三种海底采矿方法，虽然目前尚处在试验阶段，但其中的实践经验和资料，有助于今后进一步研究改进和提高，现评价如下。

一、拖斗式采矿方法的实用性

优点：

1. 机械设备装配在船上，维修方便，准备工作及搬迁时间短。

2. 开采锰结核时，拖斗容易漏掉淤泥等杂物，因此船上不必设置洗矿及选矿装置。

3. 对锰结核的开采粒度不受限制。

4. 当作业区的水深及矿物分布密度等条件有变化时，可相应调节绳索长度、速度和拖斗间距。

5. 在作业中，若拖斗及绳索有破损，可在船上及时发现和修复。

6. 海底出现事故时，只需切断一条绳索，并回收出故障的绳斗进行处理。

7. 拖斗式完全是一种自采自提的采矿方法，不需要在海底另配一套很复杂的集矿装置。

缺点：

1. 绳斗运行速度不高，采矿作业又不连续，因而单位时间的采取量受限制。

2. 防止绳索相互缠绕，改用双船作业，但并不完善，有待研究绳索分离器（如流体动力分离器），使单船作业更为实用。

3. 拖斗的运行轨迹及采集工作状况，难以控制，从而影响采装效率。

4. 如果将海底红粘土作为有用矿物，并连同锰结核一起采集，则不宜采用拖斗式。

5. 拖斗在提升过程中，漏下的沉积物被扩散在海水，对海洋生物的生存环境极为不利。

二、管道提升式采矿方法的实用性

优点：

1. 可以完全实现连续采矿，因此，单位时间的采取量大。

2. 如果把海底红粘土作为有用矿物，并连同锰结核一起采集，此法较为有利。

3. 对锰结核的粒度有限制，但不严格，因锰结核易碎，有利于水力提升。

4. 海底作业的机械性能及工作状况可以遥控。

缺点：

1. 管道、泵、集矿机等设备都在水中，难以维修；一旦发生事故时，需要停止作业进行更换，更换工作既困难又费时；而且在高速水力提升时，将会出现气蚀问题。

2. 船上需要设置洗矿及选矿装置，以分离锰结核和沉积物。煤油提升时，需要设置油水分离及回收煤油的装置，以免污染海面。压气提升时，需要设置减压装置，以免压缩空气冲损船上设备。因此，设计安全辅助设施比较复杂。

3. 设备安装及搬迁工作时间较长。

4. 采集地区的水深及锰结核分布密度有变化时，采收率不稳定。

5. 采集和提升大量海底沉积物，将严重破坏海底生物栖息环境。

三、潜水式采矿方法的实用性

潜水式采矿船的主要特点，就是在遥控或载人中，都能监视与操纵集矿作业，因而采集面积的覆盖率较大，采收率较高。但是采矿作业间断，生产能力受限制，而且要求设备性能具有高度安全可靠性，因此，在当前缺乏实用性。

在实际开发中，美国 DVI 压气提升法和日本益田善雄 CLB 法具有较好的实用性，并受到世界各国的重视。其中，水力提升方式的主要问题，就是动力部分都在水中，给维修保养工作，带来较大困难，但它比压气提升所耗动力少，所以仍在试验中。

第四节　深海底 CLB 式和压气提升式采矿方法的设计与计算

一、CLB 式采矿方法的设计计算

1. 采矿能力计算

拖斗平均单位时间铲取重是 W 为：

$$W = V \times \alpha \times \beta \times \gamma \times V_r / L \tag{4-1}$$

式中　V——拖斗容积，m^3；

α——拖斗铲取率，%；

β——锰结核松散率，%；

γ——锰结核的真容重，kg/m^3；

v_r——绳索速度，m/s；

L——拖斗间隔，m；

W——拖斗平均单位时间铲取重量，kg/s。

为了提高铲取量，就需加大拖斗单位容积，或缩小拖斗间隔而增添拖斗数；或者加快绳索提升速度，以提高铲取率。但是当绳索速度提高时，则水力阻力和铲取阻力以及加速阻力等都将相应增加，所需动力也相应增大，结果使成本增加。

另外，使用承受很大荷载的绳索时，不仅在制造和保管上带来困难，而且使天轮直径也相应增大（一般天轮直径应为绳索直径的 10 倍左右），从而使得整个装备更显得庞大。

从以上相互关系的要素来看，要获得经济高效的工作条件，已成为 CLB 法的关键问题，有待进一步研究。例如，在水深 6000m，日产 1000t 的采矿量，绳索直径必须在 160mm 以上，动力需要 1500kW。

2. 绳索间距

CLB 式单船作业时，上行绳索和下行绳索必须有一定的间距，才能防止相互缠绕，并尽可能展开绳索幅度，以便增大采集面积，达到提高采收率的目的。

根据试验资料报导，对于水深 3760m，使用全长约 10000m 的绳索，船上的绳索间距约 70m，约为绳索单行长度的 1/70 为了确保安全，继而又提出绳索间距 100m 为宜。日本海洋科学技术中心孟田善雄又成功研究了流体动力分离器，能使绳索间距在作业时扩大，可以避免绳索发生缠绕。

3. 绳索持性要求

对绳索特性有以下基本要求：(1)重量轻，强度大；(2)不随荷重而产生弯曲变形；(3)不易发生扭结；(4)性柔软、能很好地吸收冲击载荷；(5)回弹性要缓慢；(6)吸水率小，不因浸水而减低强度；(7)不随温度及水压变化而引起材质的变化；(8)容易拆开接头，而又使接头处的强度降低很少。

按照以上特性要求，选择绳索材料是很重要的。采用钢索，其强度虽然高，但自身重量很大，按自身断裂强度 $s = [16t \times 重量(kg/m)] \times 10kN$ 计算，那么 16000m 长度的钢索，就会被自重拉断。

合成纤维绳索的拉伸强度虽然低于钢索，但由于比重小及防腐等优点，宜作为 CLB 式采矿用的绳索。制作这种绳索的材料有聚丙烯、尼龙聚酯、聚乙烯、维尼纶及这些合成之类的材料，其特性如表 7－4－3 所示。

表 7－4－3　合成纤维绳索材料比较

项　　目	名　　称			
	聚丙烯（8 股绞绳）	聚酯（8 股绞绳）	尼龙（8 股绞绳）	聚丙烯－尼龙混合（8 股绞绳）
浸水强度（干状为 100）	100	100	90	95
每米重量拉断力（kN）	210	150	290	220
能量吸收（J/m）	130000	100000	210000	150000
比重	0.91	1.38	1.14	0.98
相对断裂荷重的伸长率（%）	40	40	65	50
吸水率（%）	0	1	9	3

注 :东京制网纤维尼龙公司提供

从上表来看,聚酯材料浸水后,重量强度有所降低。尼龙强度虽高,但没有浮力,而且在断裂时,回弹性大有危险。聚丙烯尼龙混合材料,虽具有以上材料优点,但使用后,再生的处理费用高。目前,聚丙烯材料是较理想的,因其已经过多年深海采矿试验,证明可靠。

4. 绳索的结构

合成纤维绳索按加工方法不同,可分为三种结构 :(1)扭成三根或几根为一股的扭绞绳索 ;(2)编成 8 根或 12 根以上为一股的编织绳索 ;(3)包有核心的编织绳索。

以上三种结构中,第(1)种扭绞绳索,由于荷重而产生弯曲,不适用 ;第(2)种编织的绳索不产生变形,其耐磨性能比第(1)种差些,但比第(3)种绳索强,吸收能量也比第(3)种好,所以最适用于 CLB 式采矿。

5. 绳索接头

绳索在制造长度上受限制,在使用上还要考虑损坏时易于更换,因此,绳索的连接方法是很重要的。钢索一般采用钩环和套圈方法接头,虽然方法简单,承受荷重较大,但是接头大,通过驱动装置和导滑轮不够理想。

合成纤维绳索,采用相交绞按的方法接头,虽然费时,但绳索强度只降低 10% 左右。

6. 绳索安全率

CLB 式悬挂在绳索上的全部荷重,应小于绳索的允许荷重,这是绝对的安全条件。挂在绳索上的荷重是由两部分组成 :一是上升部分的绳索在水中的重量,拖斗在水中的重量、铲取物在水中的重量、绳索的水流阻力、铲取物进入拖斗的水流阻力以及拖斗挖掘阻力 ;二是下降部分的绳索与上述相同的各项荷重、船的摇摆以及其它加速阻力等。绳索强度取决于材料质量、断面积、扭绞及连接方法等。

绳索的安全系数,对于静载荷(如吊车)一般取 6 倍以下,对于斜井一般取 3 倍以上,对于深海采矿作业,尚无充分试验资料足以确定,但至少应是常用荷重的 3 倍以上,绳索

的寿命应在 5 年以上。

二、压气提升方法的设计计算

1. 压气提升的原理设计

低扬程的压气提升，一般是从管道的下端注入空气，而深海使用的压气提升，应从远离海底以上的管道中部注入空气。如图 7－4－14 所示。

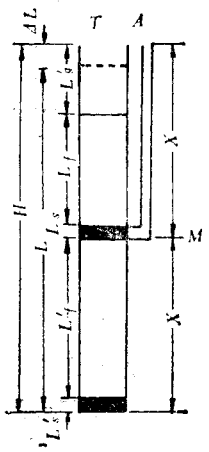


图 7－4－14　压气提升原理设计

在海面 T 至海底水深 H 的垂直上升管中，从水深 X 的液面 M 处注入空气（A 是空气管道）。锰结核随着水流在管内呈上升状态，从 M 面以上开始形成固体、液体、气体三相流，M 面以下是固体、液体两相流。

设管道上下段的固体长度分别为 L_s、L'_s 液体长度为 L_f、L'_f，上部管道的气体长度为 L_g，固体、液体、气体的密度分别设为 d_s、d_f、d_g。

则在下部管道的管内静压为 $d_s(L_s + L'_s) + d_f(L_f + L'_f) + d_g L_g$

将多相流近似地作为单相流均匀地模拟流体来看，设管内三相流的平均密度为 d，长度为 L，则下部管道的管内静压为：

$$d_s(L_s + L'_s) + d_f(L_f + L'_f) + d_g L_g = L_d \qquad (4-2)$$

下部管道的管外静压是 $d_f H$，由此得知 $Ld < d_f H$，模拟流体用 $H - L = \Delta L$ 的压头，可以压送上去。

这个 ΔL 是消耗在模拟流体的速度能量，并克服固体、液体和管壁摩擦的压头损失。但是，固体和液体之间还有滑动，液体的速度还需根据运送的固体形状、大小和比重来决定。因而，ΔL 应包括负担必要的输送固体的压头损失。当然实际现象还要复杂。

2. 管内气泡状态

在气、液两相流中，当空气量比较少时，空气产生的小气泡上升到液体中，即将聚集成大气泡，最终将充满管道全断面，使液体只沿管道内壁形成一圈环状薄膜，从而使管内气体和液体形成断续状态，这种状态称为活塞流。固体在三相流中，就是借助活塞流提升上去的。当空气量不断增加，液体将会先变成薄膜状，沿管壁上升，并逐渐成为水滴浮在空气中，最后使液体雾化沿管内上升。由于空气量过多，从而产生不连续提升固体的状态。为此，空气注入深度和空气量的选择非常重要。同时，还必须考虑在上升管道途中，设置水气分离装置，或在船上设立减压罐，以控制空气膨胀。

3. 固体颗粒的沉降速度计算

通过上升水流，垂直运送比液体重的固体颗粒，液体流速必须大于颗粒沉降速度。

单位颗粒的沉降速度，在管道直径一定的情况下，沉降速度 v 可按(4－3)式求得：

$$v = \left(1 - \frac{d_2}{D_2}\right)\sqrt{\frac{4}{3} \times \frac{gd(\gamma_s/\gamma_f - 1)}{C_D}} \tag{4-3}$$

式中　D——管径，m；

γ_s——固体容重，kg/m^3；

γ_f——液体容重，Kg/m^3；

C_D—阻力系数；

d——固体颗粒直径，cm；

g——重力加速度，m/s^2；

v——单位颗粒沉降速度，m/s。

当固体颗粒周围是层流情况($Re < 2 \times 10^5$)，阻力系数 $C_D \approx 0.47$；当紊流时($Re > 2 \times 10^5$)，$C_D \approx 0.1$ 以下。固体颗粒的形状、大小不同时，即使在直径相同的管道中，颗粒也产生不同的沉降速度。实际上，这是颗粒群在管壁、颗粒、液体三者之间相互作用下运行，所以沉降速度在理论上很难确定，只宜在实验中找出。

图 7－4－15 表示单体颗粒直径 d、沉降速度 v 和管径 D 的关系。

从图看出，当管径为 0.25m 时，颗粒尺寸可以达到管径尺寸，此时沉降速度并不增高，用小的流速可以输送固体物料；但是，大颗粒有堵塞管道的危害，所以管径一般为最大颗粒直径的两倍为宜。

4. 两相流的压力损失

在固、液两相流中，固体颗粒、液体与管壁之间相互碰撞的压力损失，是使颗粒浮游必须克服的压力损失。但是，主要应对以下损失值加以考虑：(1)液流中包含有容重大于水的固体颗粒，所以水的视在容重增加(P_s)；(2)两相流中固体体积的百分率小时(10%

以下),近似液体单相的摩擦损失(P_r)。

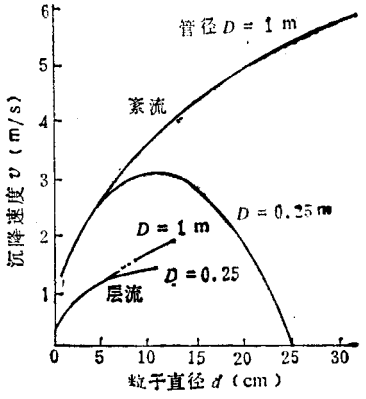


图 7-4-15　颗粒直径、沉降速度、管径的关系

〔C. Boes(C. 贝斯),R. Düring(R. 丢林),E. WaBerroth(E. 瓦贝尔罗西)〕

关于(1)项压力损失值,当 $F_s \ll 1$ 时,

$$\omega_{fo} - \frac{\omega_{so}}{F_s} \approx v \tag{4-4}$$

式中　F_s——固体的体积百分率,%;

ω_{fo}——单一水在管内流动时的流速,m/s;

ω_{so}——单一固体在管内流动时的流速,m/s;

v——固体颗粒和水的相对速度,m/s。

如 ω_{fo} 和 ω_{so} 已知,可以定出 F_s,求出水的视在容重的增加值(P_s)。

关于第(2)项的摩擦损失值,仍然是 $F_s \ll 1$ 时,假如先把它当成只是水的压头损失 h_1,即可按赫尔曼(Hermann)公式求得:

$$h_1 = \frac{\Delta P}{\gamma} = \gamma \times \frac{L}{D} \times \frac{\omega_{fo}^2}{2g} \tag{4-5}$$

式中　$\gamma = 0.0054 + 0.396 R^{e}_{-0.3}$;

L——管道长度,m;

D——管道直径,m;

ΔP——压力损失;

γ——锰结核真容重,kg/m^3。

例如:

上升管道直径　$D = 0.25m$;

固体颗粒:直径 $d = 0.05m$,容重 $\gamma_s = 2600kg/m^3$ 的球体(假设 $C_D = 1.2$);

压气流量 = 水流量的 2 ~ 10 倍；

水流速(海水) $\omega_{fo} = 2,3,4\text{m/s}$；

水的容重(海水) $\gamma_f = 1025\text{kg/m}^3$；

固体流速　$\omega_{so} = 0.02,0.04,0.06\text{m/s}$；

固体运搬量　$G_s = 2.61,5.22,7.83\text{kg/s}$。

采用以上这些条件计算压力损失 $P_s + P_r$ 和水流量 ω_{fo} 的关系，如图 7 - 4 - 16 所示。从图看出，取 $\omega_{fo} \approx 3\text{m/s}$，其压力损失最小。

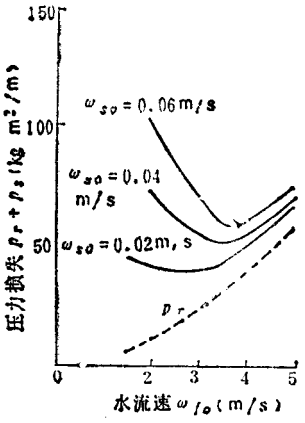


图 7 - 4 - 16　两相流压力损失和水流速的关系(东京大学加藤)

5. 压气注入口以上的三相流压力计算

水、固体体积百分率($F_f + F_s$)和空气的三相流的摩擦损失水头 $h_{Ⅲ}$，可根据赤川的实验公式计算：

$$\frac{1-(F_f - F_s)}{F_f + F_s} = A \times \frac{\omega_{go}^n}{\omega_{fo}^m} \tag{4-6}$$

式中　ω_{go} ——假定只是气体在管内流动时的流速，m/s；

$$\omega_{fo} < 0.5\text{m/s} \quad A = 0.82, n = 0.96, m = 0.69$$

$$\omega_{fo} > 0.5\text{m/s} \quad A = 0.67, n = 0.78, m = 0.69$$

$$h_{Ⅲ} = \zeta h_1$$

$$\zeta = (F_f + F_s)^{-1.51} \tag{4-7}$$

采用与 D 条目同样条件，ω_{so}，ω_{fo} 保持一定而改变 ω_{goa}(1 个大气压状态下，只是空气流动时的流速)时，在空气注入口的压力和那样深度的静水压力比较，如图 7 - 4 - 17 所示 图中虚线表示压气注入口下方的垂直管的长度。由图上 $\omega_{fo} = 3\text{m/s}$ 和 $x = 4000\text{m}$ 的

交点，可以得到证实；从深 6000m 的海底、提升的固体颗粒容重 $\gamma_s = 2660\text{kg/m}^3$，固体颗粒提升量 $G_s = 2.61\text{kg/s}$，空气注入口设在海面下 2000m 处，用 $\omega_{goa} = 15.8\text{m/s}$ 速度注入空气，这时水流速度 ω_{fo} 也是 3m/s。

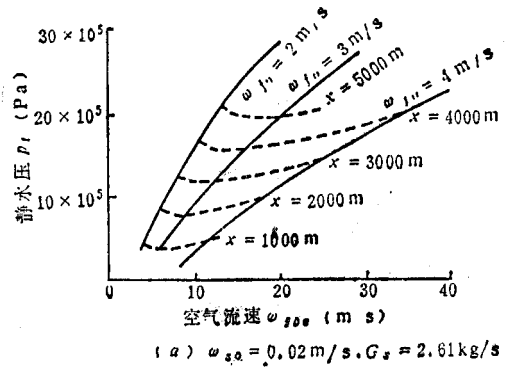


图 7－4－17　固体流量、空气流速、空气注入口压力(静水压力)的关系(东京大学加藤)

$$x = 2000\text{m}\ ;D = 0.25\text{m}\ ;d = 0.05\text{m}\ ;\gamma_s = 2560\text{kg/m}$$

$$\omega_{so} = 0.02\text{m/s} \qquad G_s = 2.61\text{kg/s}$$

6. 高压水中空气压缩率及溶解度

在深海高压下的压气提升中，不仅要重视海面下温度的影响和气柱量的影响，而且要考虑空气的压缩率和对于水的溶解度。

在高压下气体的压缩率，反映出与理想气体有不同的状态和偏差。

压气提升时，空气注入口是在海面以下 2000m 深处，水中的空气饱和浓度 K_∞ 是 1kg/cm^3(20℃左右)。

$$K_\infty = 1.8 \times 10^{-2}\text{m}^3\text{(空气)/m}^3\text{(水)}$$

根据亨利(Henrry)－多尔托(Dalton)法则，在温度一定时，其饱和浓度与压力成正比例。因而，在水深 2000m 处，3.6m^3 的空气溶解于 1m^3 水中。

气、液两相流上升时，有一个高压区，但时间比较短，其溶解速度可用下面微分方程表示。

$$\frac{dK}{dt}\alpha(K_\infty - K_t) \tag{4-8}$$

式中　K——空气的溶解量，m^3(空气)/m^3(水)；

K_∞——空气的饱和溶解量，m^3(空气)/m^3(水)；

t——时间，s；

K_t——某时间的空气溶解时，m^3（空气）/m^3（水）；

α——常数。

蒙哥马利（Montgomerry）、汤姆（Thom）、库克鲁（Cookuru）给出 $\alpha = 0.2978h^{-1}$。

用 K_t 表示的空气溶解量，即空气的损失量，因此仅仅需要增加运输 K_t 值所必需的空气量。

图 7－4－18 表示压力、流速、溶解空气量的关系。从图看出，在缓慢的流速（1m/s）情况下，注入口水深 2000 多米，漏失的空气量相当大。与此相反，速度快（5m/s），注入口在 1000m 以下，可以忽略空气量的损失。

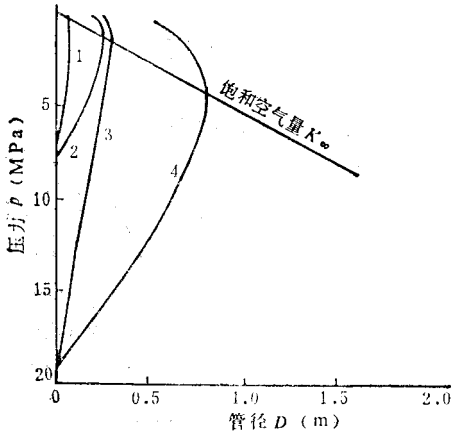


图 7－4－18　压力、流速，溶解空气量的关系

（C. Boes，R. Düring，E. WaBerroth）

7. 效率

效率 η 是固体颗粒上升所需要的功 E_{oat} 和压缩空气所作的功 E_{in} 之比，在理想状态下可用（4－9）式表示：

序号	r	ω_f	F_s
1	1.0	5	0.02
2	0.25	5	0.02
3	1.0	1	0.02
4	0.25	1	0.02

$$\eta = \frac{E_{out}}{E_{in}} \times \frac{\omega_{so}}{\omega_{goa}} \times \frac{(\gamma_s - \gamma_f) L}{P_a \ln(P/P_a)} \tag{4-9}$$

式中　ω_{so}——单一水在管内的流速，m/s；

ω_{goa}——1 个大气压状态下，单一空气在管内的流速，m/s；

γ_s——固体颗粒容重，kg/m^3；

γ_f——液体容重，kg/m³；

L——管道长度，m；

P_a——大气压；

P——可以用 $\gamma_f L$ 考虑。

图 7－4－19 表示在管道下部各流速 ω_f 和各固体百分率 F 时，空气注入口深度 X 和效率 η 的关系。当空气注入口深度浅时，效率成陡坡线增加，随着深度加大而变平缓。另外，随着速度提高，摩擦增大，效率也下降。可以看出，固体百分率增加的同时，效率总是提高的。

图 7－4－20 表示空气注入口深度在 2000m 情况下，管道下部各流速 ω_f 和各固体百分率 F_s 时的管道直径 D 和效率 η 的关系。从图看出，管径增大，效率也随之增加。

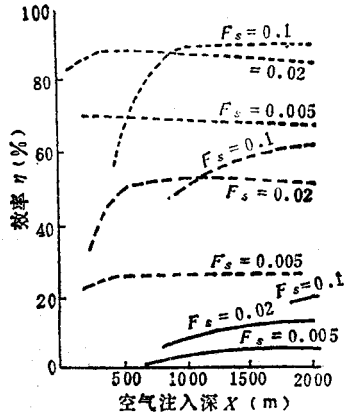


图 7－4－19　下部管道流速，固体百分率空气注入深度和效率的关系
（C. Boes，R. Düring，E. WaBerroth）

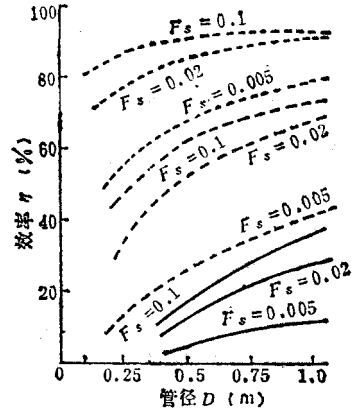


图 7－4－20　下部管道流速、固体百分率、管径和效率的关系
（C. Boes，R. Düring，E. WaBerroth）…… $\omega_f = 1$m/s；－ － － $\omega_f = 2.5$m/s；
—— $\omega_f = 5.0$m/s 空气注入口深度 2000m

第五节　集矿装置类型及其基本要求

利用集矿机将一定范围内的锰结核集中到一起，以便管道吸取或送进管道提升。集矿机的能力，不仅决定着采矿能力，而且要求集矿机和采挖环境以及辅助系统必须协调，否则，一旦发生故障，不仅修理时间久，而且使整个作业停止。因此，对集矿机应有若干基本要求。

一、集矿机械的设计要求

1. 适应采挖环境

如前所述，锰结核伴生在硅质软泥和红粘土中，这种沉积物松软，粘性很强，集矿机着落在这种底层上进行作业，将会受到妨碍。因此，需要研制出一种能测定集矿机着落在沉积物上的作业情况的装置，以利高效率回收锰结核。

2. 可靠性和简单性

集矿机是在深海底作业，一般难于维修和管理。因此，集矿机必须是故障少、集矿效率高、性能可靠的设备，同时，要求结构简单。一般说，集矿系统的部件越多，整个系统的可靠性就越下降。

3. 灵活性

即使在同一采矿区内，地形、底质、锰结核的分布等采掘环境都有显著的变化，因此，集矿机必须具有灵活使用和克服障碍的能力。

4. 结构牢固

从开始作业起，必须至少在一年以上，不必提出海面维修。

5. 具有采挖剔取能力

集矿机送进运输管道的最大块度，应为提升管径的三分之一以下，以防止堵塞管道。另外，不允许大量的沉积物被提起而污染海面。

二、集矿机的类型

按集矿机的动力来源分类主要有 :自行式集矿机，即集矿机在海底的移动和采集结核的动力由自身供给 拖动式集矿机。由采矿船只拖动。

按集矿机采集的原理分类主要有 机械式和水力式两种。机械式集矿效率虽然比较

高,但是结构复杂,动力效率低;水力式集矿效率及动力效率较高。

1. 耙斗式集矿机

集矿机是具有一定宽度的平底轮体,在集矿机自身重量作用下,将锰结核压入泥中,然后利用集矿机的耙齿,将锰结核连同淤泥一起送入封闭的特殊精选室,并进行精选,即用水流将淤泥冲洗掉,剩下的锰结核进入管道而输送到海面的船上。如图 7-4-21 所示。

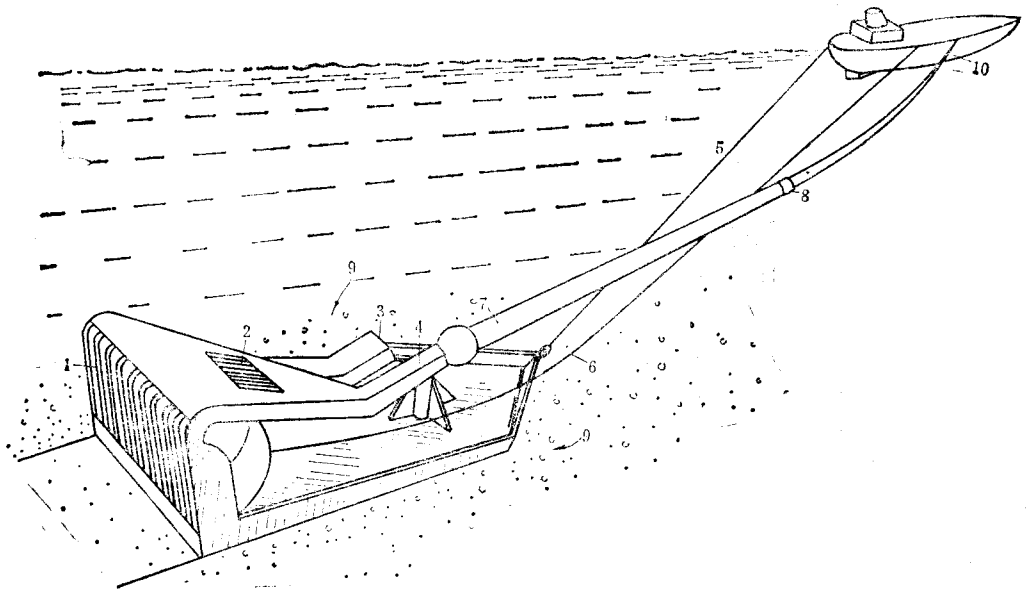


图 7-4-21　耙斗式集矿机〔美国专利 3802740〕

1—格筛;2—筛网,1、2 之间装有水轮机,以产生水流,冲洗矿石,而淤泥从 1 和 2 之筛孔排出;3—进水口;4—导管;5、6—牵引绳缆;7—矿物提升管;8—泵;9—锰结核;10—采矿船

2. 射流-吸入式集矿机

这种集矿机是通过泵 3,在高压下将水供入管道 2;再通过射流喷嘴 1,将分散的锰结核 17,喷射到吸入管口 4;同时泵 3 在管道 5 中产生负压,使水从吸入口欣速流入管道,带动锰结核进入泵室 3;再通过提升管 16,提升到海面上的船仓。如图 7-4-22 所示。

3. 机械式和水力式联合型集矿机

这是由日本资源研究所研制成功的联合型集矿机,已申请专利,如图 7-4-23 所示。它由外侧框架和内侧框架两部分构成。在外侧框架装有马达、泵、过滤网、浓集器。内侧框架装有捞取器、喷嘴、输送管等装置。两部分框架各自独立搭载在橇板上,以便能在松软沉积物上进行作业。

集矿机在曳航的同时，通过捞取器捞取的锰结核和沉积物，利用喷嘴的水射流，送进浓集装置，以使锰结核和沉积物分离。沉积物通过筛网被抛出集矿机，筛上锰结核再由螺旋输送机，连续向运矿管供矿。

4. 磁力集矿机

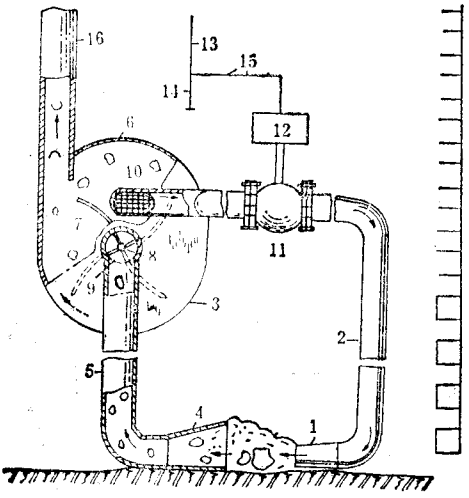


图 7－4－22　射流吸入式集矿机〔美国专利〕

1—射流喷嘴；2—高压管；3—泵；4—吸入口；5—吸入管；6—泵壳；7—叶轮；8—轴；9—进入泵室的口；10—筛网，以防止锰结核回流；11—阀；12—计时器；13、14—运动线；15—控制计时器线；16—提升管

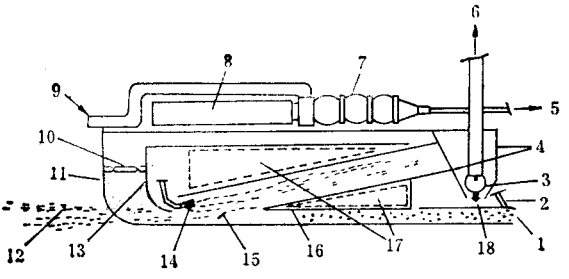


图 7－4－23　机械式和水力式联合型集矿机

1—堆积层；2—螺旋输送机；3—浓集部分；4—过滤网；5—喷嘴口；6—通向扬矿系统；7—泵；8—马达；9—吸入口；10—万向联轴节；11—外侧框架；12—锰结核；13—内侧框架；14—喷嘴；15—捞取器；16—输送管；17—浮力体；18—喷嘴

这种集矿机的设计原理，是利用磁铁将带磁性的锰结核从海底吸起，并通过管道提升到海面。这种集矿机的特点，就是兼有磁选作用，从而避免非锰结核矿的提升，如图 7－4－24 所示。

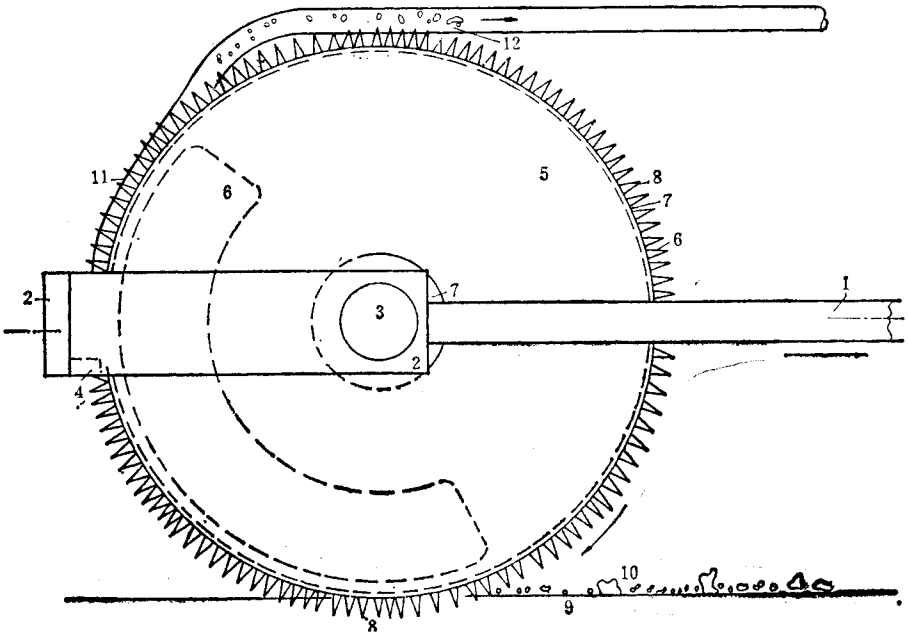


图 7－4－24　磁力集矿机

1—拉杆；2—框架；3—凸出的塞子(圆鼓 5 围绕着它的旋转)；4—永久磁铁；5—圆盘；6—圆鼓；7—圆鼓上的凸缘；8—齿；9—海床；10—锰结核；11—吸入口；12—提升管

磁力集矿机在牵引力的作用下，拉杆 1 作水平运动，使圆鼓 6 围绕轴 3 而转动。鼓上的齿将锰结核 10 掘起，并在永久磁铁 4 的作用下，被吸附在鼓的表面齿中。因为磁铁布置成 90°，当鼓筒转到最高点时，磁力减弱或消失，而锰结核 10 就被管道 12 的负压吸入管内，提升到海面。

集矿装置基本上可归纳为三类：第一类是通过扫除器(刮板、拉耙等)将锰结核捞进铲斗或推入提升管道。第二类是利用负压的水力吸取锰结核，这种集矿机比其它机械式集矿机简单，不需在海底消耗机械设备动力，并可以跟随采矿船一边曳航一边作业。当然，对于压气提升系统，应选用机械式集矿机。第三类是磁力集矿机，这种集矿机的优点，是铲挖时，能剔取锰结核，少提起沉积物，以减少海洋环境的污染。

第六节　技术经济评价

开发海底锰结核的经济性及投资费用的评价，需要考虑的因素比陆地采矿更为复杂。

1978 年，美国麻省理工学院，根据海洋法会议的要求，提出了一份研究报告《海洋采矿费用模式和有关规章的问题》。假定一个矿址，年产 300 万吨干矿石，以开采 25 年计，所需发展费用为 5.59 亿美元，年度作业费用一亿美元，每年收益毛额为 2.58 亿美元。根据这一模式，在按《联合国海洋法公约》，向管理局缴付费用以后，内部利润率为 18 ~ 25%。

1982 年，美国伍兹霍尔海洋研究所海洋政策和海洋管理研究员库斯特·舒斯特里奇（Kust Shusterich）对海底采矿技术经济作了评价，并引用了 1981 年查里斯·里弗·阿什勃查特斯（Chares River Assoociates）的报告中，有关海底锰结核开采和金属加工提取所需投资的计算，其数额大大超过麻省理工学院的估算。该报告假定一个年产 300 万吨干锰结核的作业项目，从矿石中提取锰、铜、钴、镍四种金属，发展费用由于采用不同的加工提取流程而不相同，从 13.596 亿美元至 15.62 亿美元，而年度作业费用从 3.313 亿美元至 4.303 亿美元。根据他的观点，海底采矿作业应按计划投资和金属价格的利润因素计算，投资利润率仅为 8 ~ 10%。因此，他认为海底采矿具有很大风险。

关于海底采矿作业成本问题，在 1973 年东京海洋开发会议上，联邦德国柏林大学库拉乌苏博士论文中的压气提升资料，同孟田善雄提交的 CLB 法设计资料（1972 年 CLB 法在塔西提岛、夏威夷海域进行过试验），它们当年计算的基准价格是相同的，可作一比较。

压气提升法按日产 5000t 计算，主要设备构件包括：23 万吨（3 ~ 5 艘）驳船、，六千多米管道、空压机、起重吊杆和 25m 宽的集矿机等采矿设备，总重达 1 万吨。空压机需 7457kW，采矿用动力需 713kW，管道移设需 11484kW，集矿机需 373kW，船体定位移动需 10887kW。对机械设备寿命要求：运输船 15 年，采矿机械 5 年，管道两年，集矿机 1 年。

采矿费用中，从海底到船上的提升费用为 6.45 美元/吨，船内贮藏及运输费用为 8.33 美元/吨，总采矿成本为 14.78 美元/吨。

CLB 采矿法按日产量 4000t 计算，主要设备构件包括：采矿设备总重 1700t，其中驱动机械重量 900t、绳索重量 400t，铲斗重量 400t。

船体投资及采矿设备费按 15 年偿还计算，每年支出费用约为 587.84 万美元，人员费年支出 121.24 万美元，燃料费年支出 73.48 万美元，绳索、铲斗等年消耗约 257.18 万美元，其它支出约 110.2 万美元，合计采矿成本为 14.7 美元/吨。

图 7 - 4 - 25 表示压气提升法及 CLB 法的产量与采矿费用。

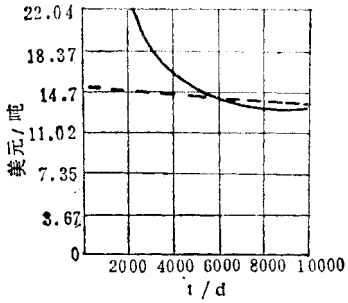


图 7－4－25　压气提升法和 CLB 法采矿成本比较

——压气提升法采矿费用；┈┈ CLB 法采矿费用

从图看出，压气提升法的采矿费用受产量规模的影响较大，因此，许多国家的海底采矿计划，日产量均定为 5000t 指标，否则，显示不出该法的经济优越性。而 CLB 采矿费用受产量规模影响较小，因此，在深海中，采用 LCB 法进行小规模试验，所需研究、开发费用都比较低。

第五章　难开采矿体新型采矿法

第一节　极薄矿采矿法

作者认为,根据此类极薄难采矿脉类型的特点,研究采用相应的方法和工艺,只分采极薄矿脉,不采围岩,大力降低矿石贫化率,应是当前和今后采矿方法的改进和科研方向。现根据极薄难采矿脉的不同倾角和围岩不同稳固性,简介以下几种采矿方法。

一、缓倾斜极薄矿脉

(一)小巷小柱分采空场法

小巷小柱空场法的特点,是沿矿脉走向划成小断面巷道或小断面上山和小规格矿柱,继而采用混采或分采回采巷道(上山)中的矿脉及其上下盘围岩,最后从相邻巷道中向相邻矿柱内的矿脉,钻凿浅孔,以分采矿石。爆破矿石一般被抛入巷道或上山中,并用电耙运出采场。采后矮小空区一般不需支护。图 7 – 5 – 1 为小巷小柱分采空场法示意图。

沿矿脉倾向划成阶段,其斜长一般为 40 ~ 60m。在阶段内,沿矿脉走向划成区段,走向长度一般为 200 ~ 300m。在区段内,沿矿体走向划成小巷和小柱。小巷宽度为 1.8 ~ 2.0m,小柱宽度为 4.0 ~ 8.0m,主要根据矿脉厚度、形态变化以及矿石爆破性进行选定:当矿脉厚度较大,形态较规则,以及爆破性较好时,应尽可能增大矿柱宽度,以减少采切工程量 否则,应相应地减小矿柱宽度。阶段矿柱斜长为 6.0 ~ 8.0m。

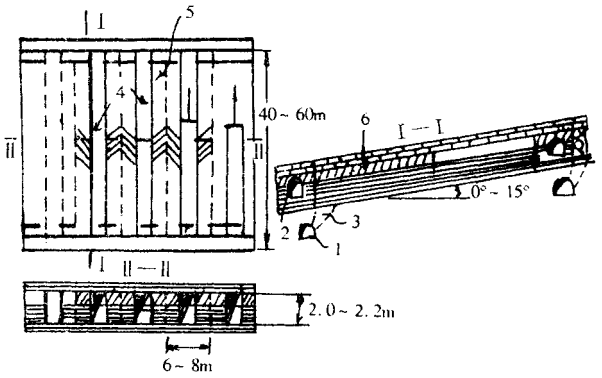


图 7－5－1　小巷小柱分采空场法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；4—凿岩小巷；5—小矿柱；6—极薄矿脉

回采顺序采取多阶段、多区段和多矿柱同时回采，以大力提高采场生产能力。在多矿柱回采中，应根据上盘围岩稳固性及其变化，合理选取同时回采的矿柱数。在一般情况下，宜选取 2～3 个矿柱同时回采。各矿柱回采方向一般都是沿倾向由上而下。

采准工程布置如图 7－5－1 中所示，主要有阶段运输平巷 1、阶段脉内平巷 2、放矿漏斗 3 和凿岩小巷 4 等。

采场崩矿主要是相邻矿柱内矿脉的回采。在矿柱回采中，从相邻凿岩小巷，向其间矿柱内的矿脉，钻凿倾斜炮孔。炮孔深度一般为 2.0～3.0m，主要根据矿柱宽度和炮孔倾斜度进行选定。炮孔最小抵抗线一般为 0.2～0.5m，主要根据矿脉厚度、矿石爆破性，以及矿脉与围岩接触带分离难易程度进行确定：当矿脉厚度较大，矿石爆破性较好，以及矿岩接触带容易分离时，应尽量选取较大的最小抵抗线；否则，应选取较小的最小抵抗线。每次爆破的炮孔排数，一般为 3～6 排。主要根据矿脉厚度、矿石爆破性，以及矿岩接触带分离难易程度进行选定：当矿脉厚度较小，矿石爆破性较差，以及矿岩接触带难于分离时。一般每次爆破 2～3 排炮孔；否则，应尽量增加同时爆破炮孔数。

在小巷掘进中，崩落岩矿可以采用电耙运搬。如果采用矿脉和围岩分采时，为了减少矿石贫化率，应分采分运。在矿柱回采中，采用倾斜炮孔时，分采矿石一般都被抛掷入小巷中。遇有少量矿石残留在矮小空区时，可将其清理到小巷内，然后采用电耙运至放矿漏斗。在相邻矿柱回采中，只回采矿脉，不采围岩，所以采场内矿石运搬工作量较小，运搬费用也较低，出矿品位也较高。

矿脉上盘围岩一般有中等稳固、稳固和很稳固。各相邻矿柱回采后，一般不需要进行支护。如果遇有局部地段的上盘围岩稳固性有所变化时，可以相应地调整同时回采的矿柱数，以有效地控制空区岩层地压，防止顶板岩层冒落，减少矿石损失与贫化。如果遇有局部地区的空区岩层不稳固或不够稳固时，可以在矮小空区内架设相应的支护或砌石

等,以保证生产安全。

这种小巷小柱分采空场法比现行采矿方法,一般具有以下优点:(1)比现行全面采矿法和房柱采矿法的矿石贫化率大大降低,从而可以降低采矿费用、运输费用以及选矿费用;而且可以扩大矿山计算和确定矿脉最低可采厚度的界限,以进一步使表外矿量变为表内可采矿量,充分利用地下有限资源。(2)比现行削壁充填采矿法的回采工艺简单,工效高,成本低。但是,此法需要开掘必要的采切工程量。

小巷小柱分采空场法一般适用于以下条件的矿山:(1)矿脉厚度一般为 0.2 ~ 0.8m;(2)上盘围岩一般是很稳固、稳固至中等稳固;(3)矿脉倾角为 0° ~ 15°;(4)矿石品位高或贵重金属。

(二)小巷小柱分采崩落法

小巷小柱分采崩落法的特点与小巷小柱分采空场法相似,不同之点就是采后的矮小空区将随着回采自行冒落。图 7 - 5 - 2 为小巷小柱分采崩落法示意图。

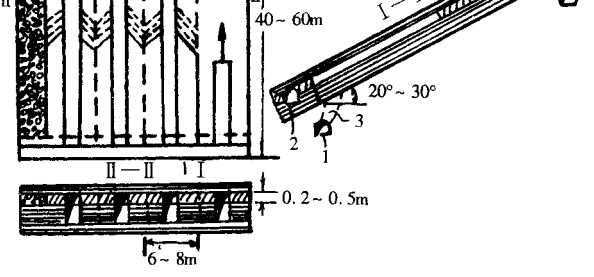


图 7 - 5 - 2　小巷小柱分采崩落法

1—阶段运输平巷;2—阶段脉内平巷;

3—放矿漏斗;4—凿岩小巷;5—小矿柱;6—极薄矿脉

在此法中,有效控制上盘围岩顺利地自行冒落,直接关系生产安全性和矿损与贫化。为此,在相邻矿柱回采中,应根据矿脉的上盘围岩稳固性及其变化,合理选取或随时调整同时回采的矿柱数,以有效控制上盘围岩的自行冒落。

小巷小柱分采崩落法与现行壁式崩落法相比,可以降低矿损与贫化。与杆柱房柱采矿法相比,不仅可以减少永久矿柱损失和降低矿石贫化率,而且可以简化回采工艺。但是它的采切工程量较大。

小巷小柱分采崩落法一般适用于以下条件的矿山:(1)矿脉厚度为 0.2 ~ 0.8m;(2)上盘是中等稳固至不稳固;(3)矿脉倾角 20° ~ 30°;(4)矿石品位较高或很高。

(三)小巷大柱分采空场法

小巷大柱分采空场法的特点与小巷小柱分采空场法相似,不同之点就是以大矿柱代替小矿柱。图 7-5-3 为小巷大柱分采空场法示意图。

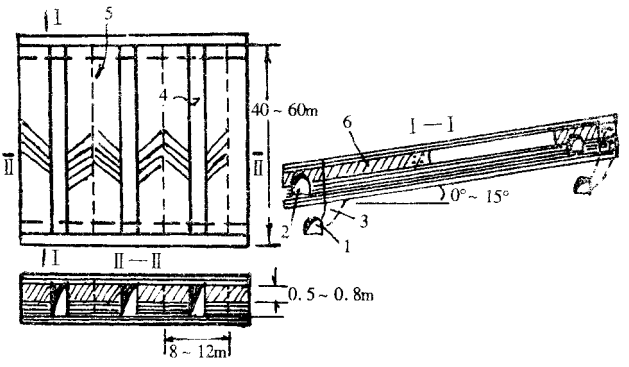


图 7-5-3　小巷大柱分采空场法

1—阶段运输平巷;2—阶段脉内平巷;3—放矿漏斗;

4—凿岩小巷;5—大矿柱;6—极薄矿脉

在此法中,矿柱宽度的确定直接关系爆破成效和矿损与贫化。在一般情况下,矿柱宽度为 6.0~9.0m,主要根据矿脉厚度、炮孔倾斜度和岩矿接触带分离难易程度选择矿柱宽度。如果矿脉厚度较大,炮孔倾斜度较小和岩矿接触带容易分离时,应选取较大的矿柱宽度,以尽可能减少采切工程量;否则,应相应选取较小的矿柱宽度。

小巷大柱分采空场法一般具有以下优点:(1)它比现行全面采矿法和房柱采矿法的矿石回采率高和贫化率低及成本低,尤其是矿脉愈薄,其效果愈好;(2)它比现行削壁充填采矿法的回采工艺简单、工效高和成本低,尤其是矿脉愈薄,其效果愈佳;(3)它比前述的小巷小柱分采空场法的采切工程量低。

此法主要适用于以下条件的矿山:(1)矿脉厚度为 0.4~1.0m;(2)上盘围岩为稳固或很稳固;(3)矿脉倾角为 0°~15°;(4)岩矿接触带容易分离。

(四)小巷大柱分采崩落法

小巷大柱分采崩落法与小巷大柱分采空场法相似,不同之点就是采后的矮小空区将随着回采自行冒落。图 7-5-4 为小巷大柱分采崩落法示意图。

在此法中,矿柱宽度的合理确定,直接关系上盘围岩稳定性和岩层地压的有效控制。在一般条件下,矿柱宽度为 7.0~9.0m,主要根据矿脉厚度、上盘围岩稳固性和岩矿接触带分离难易程度确定。如果矿脉厚度较大,上盘围岩较为稳固和岩矿较易分离时,应选取较大的矿柱宽度,以减少采切工程量;否则,应相应选取较小矿柱宽度。

小巷大柱分采崩落法一般具有以下优点:(1)它比现行壁式崩落法的矿损贫化率低,

回采工艺简单、工效高和成本低；(2)它比现行杆柱房柱采矿法的回采工艺简单和矿损与贫化率低；(3)它比前述的小巷小柱分采崩落法的采切工程少。

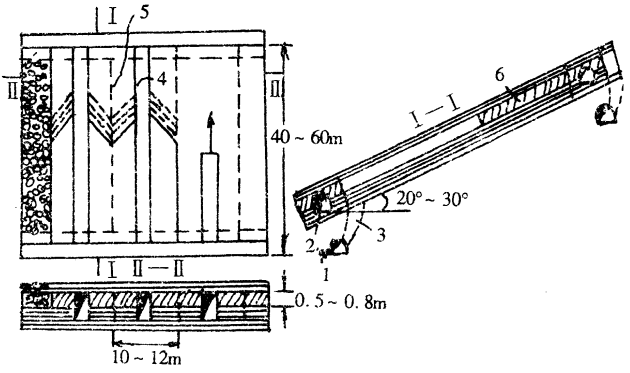


图 7－5－4　小巷大柱分采崩落法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—凿岩小巷；5—大矿柱；6—极薄矿脉

这种小巷大柱分采崩落法一般适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.4～1.0m；(2)上盘围岩为中等稳固或不稳固；(3)矿脉倾角为 20°～30°；(4)岩矿接触带容易分离。

(五)大房大柱分采空场法

大房大柱分采空场法与小巷小柱分采空场法相似，不同特点就是以大房代替小巷，以大柱代替小柱。图 7－5－5 为大房大柱分采空场法示意图。

在此法中，需要研究确定以下两个问题：一是合理确定矿房宽度及其分采；二是合理选定矿柱宽度。矿房宽度为 4.0～6.0m，主要根据上盘围岩稳固性和矿脉厚度及其是否分采。如果上盘围岩稳固或很稳固和矿脉厚度较大而分采时，应选取较宽矿房，以提供较宽敞的生产劳动条件；否则，应相应地选取较窄矿房。矿柱宽度为 6.0～8.0m，主要根据矿脉厚度和岩矿分离的难易程度。如果矿脉厚度较大和岩矿容易分离时，应选取较大矿柱宽度；否则，应选取较小矿柱宽度。

此法一般具有以下优点：(1)它比现行全面采矿法和房柱采矿法的矿石贫化率小、矿石回采率高和回采成本低，矿脉愈薄，效果愈好；(2)它比现行削壁充填采矿法的回采工艺简单、工效高和成本低，矿脉愈薄，效益愈佳；(3)它比前述小巷小柱分采空场法的采

切工程量少和生产劳动条件好。

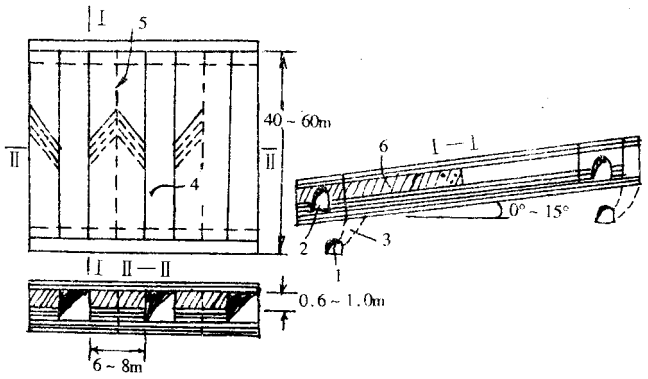


图 7－5－5　大房大柱分采空场法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—大矿房；5—大矿柱；6—极薄矿脉

大房大柱分采空场法主要适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.4～1.0m；(2)上盘围岩为稳固或很稳固；(3)矿脉倾角为 0°～15°；(4)岩矿接触带容易分离。

(六)大房大柱分采崩落法

大房大柱分采崩落法与大房大柱分采空场法相似，不同特点就是采后的矮小空区将随着回采自行冒落。图 7－5－6 为大房大柱分采崩落法示意图。

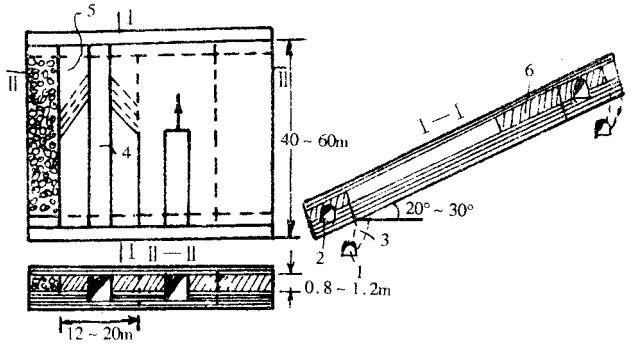


图 7－5－6　大房大柱分采崩落法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—大矿房；5—大矿柱；6—极薄矿脉

在此法中，综合研究确定矿房和矿柱宽度，直接影响岩层地压的有效控制，或安全生产和矿损与贫化率大小。在中等稳固的上盘围岩条件下，矿房和矿柱的总宽度一般为 12～20m，主要根据上盘围岩稳固性、矿脉厚度和岩矿分离难易程度确定。当上盘围岩较为

稳固、矿脉厚度较大和岩矿易于分离时，应选取较宽的矿房和矿柱；否则，应选取较窄的矿房和矿柱。最佳的房柱宽度应在确保矿房中安全作业条件下，保证矿柱内空场下崩矿和出矿的条件。为此，在合理选定矿房的安全宽度的前提下，根据上盘围岩稳固性、矿脉厚度和岩矿分离难易程度，合理确定矿柱宽度。

大房大柱分采崩落法具有以下优点：(1)它比现行壁式崩落法的贫化率低，回采工艺简单、工效高和成本低；(2)它比现行杆柱房柱采矿法的贫化率低和回采工艺简单；(3)它比前述的小巷大柱分采崩落法的生产劳动条件好和采切工程量少。

此法一般适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.4～1.0m；(2)上盘围岩不够稳固或中等稳固；(3)矿脉倾角为 20°～30°；(4)岩矿容易分离。

(七)大房小柱分采空场法

大房小柱分采空场法与小巷小柱分采空场法相似，不同点就是它以大房代替小巷。图 7－5－7 为大房小柱分采空场法示意图。

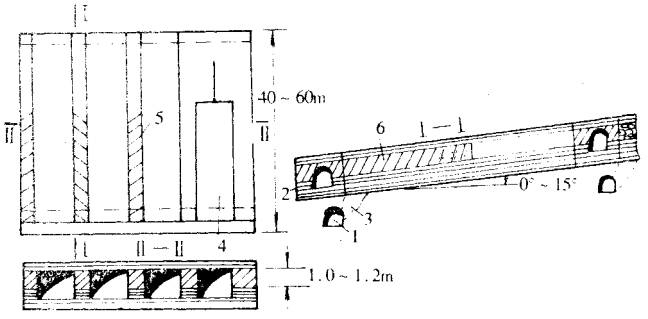


图 7－5－7　大房小柱分采空场法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；4—大矿房；5—小矿柱；6—极薄矿脉

在此法中，在保持矿住最小宽度的条件下，应研究确定最佳的矿房宽度。矿柱宽度一般为 2.0～3.0m，矿房宽度一般为 8.0～10m。为了大量降低矿石贫化率，应在矿房内采取分采。分采中废石就地充填。因此，此法一般较适用于矿脉厚度较大，以避免较繁重的废石搬运工作量。最佳矿房宽度一般应符合以下条件：(1)最大的生产安全性；(2)最佳的生产劳动条件；(3)最优的分采经济效益。

大房小柱分采空场法主要适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.8～1.2m 或 0.02～0.2m 的高品位贵重金属矿；(2)上盘围岩稳固或很稳固；(3)矿脉倾角为 0°～15°；(4)岩矿易于分离。

此法一般具有以下优点：(1)它比现行全面采矿法和房柱采矿法的矿石贫化率小和

矿石回采率高；(2)它比前述小巷小柱分采空场法的生产劳动条件好，并可为高效装运设备的应用提供必要条件。

(八)小巷小柱分段分采崩落法

小巷小柱分段分采崩落法与前述小巷小柱分采崩落法相似，不同点就是它沿小柱倾向划成分段进行分采。图 7－5－8 为小巷小柱分段分采崩落法示意图。

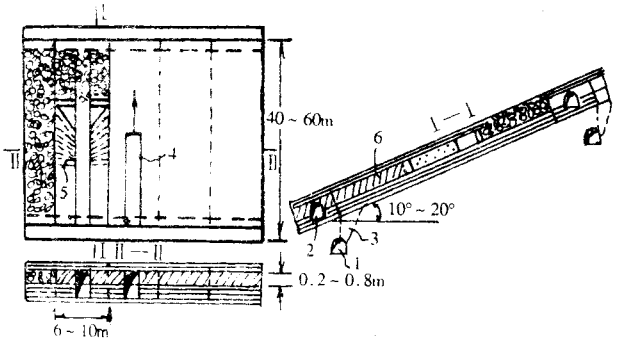


图 7－5－8　小巷小柱分段分采崩落法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；4—凿岩小巷；5—小矿柱；6—极薄矿脉

在此法中，沿小柱倾向划成分段的主要目的，完全为了有效控制岩层地压。小巷小柱的走向长度一般为 6.0～10m，主要应根据上盘围岩稳固性、矿脉厚度以及倾向分段长度进行选取。当上盘围岩不够稳固、矿脉厚度较小以及倾向分段长度较大时，小巷小柱的走向长度宜小；否则，可以相应取大。倾向分段长度一般为 10～20m，主要根据上盘围岩稳固性和小巷小柱的走向长度进行选定。最佳的倾向分段长度一般应符合以下要求：(1)在分采中保证空场下出矿条件；(2)在分采后的空区能逐步自行冒落。

此法一般具有以下优点：(1)它比现行壁式崩落法的回采工艺简单，矿石贫化率低，工效高和成本低；(2)它比现行削壁充填采矿法和杆柱房柱采矿法的矿石贫化率低和回采工艺简单。

这种小巷小柱分段分采崩落法一般适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.2～1.0m；(2)上盘围岩不稳固或不够稳固；(3)矿脉倾角为 10°～20°；(4)岩矿易于分离(5)矿石品位较高或很高。

二、倾斜极薄矿脉

(一)分段分采空场法

分段分采空场法的特点，就是沿矿脉倾向划成分段，然后采用分采或混采开掘分段

平巷，最后从各分段平巷中向相邻分段的矿脉，钻凿炮孔，以分采矿脉，不采上下盘围岩。爆破矿石主要被抛入分段平巷中，然后采用电耙运出采场。采后矮小空区一般不需支护。图(7－5－9)为分段分采空场法示意图。

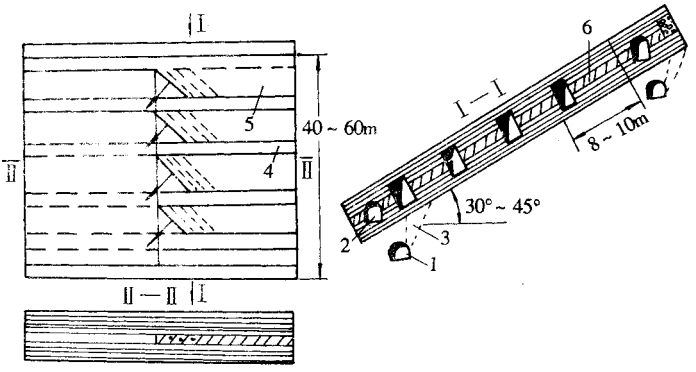


图 7－5－9　分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—分段平巷；5—分段；6—极薄矿脉

沿矿脉倾向划成阶段，斜长为 40～60m。在阶段内，沿矿脉走向划成区段，长度为 200～300m。在区段内，沿走向划成矿块或采场；在矿块内，沿倾向划成分段。分段斜长一般为 8.0～10m，主要根据矿脉厚度、形态变化以及岩矿分离的难易程度进行选定。当矿脉厚度较大，形态较规则以及岩矿易于分离时，应选取较高分段；否则，应相应减小分段高度。

为了提高采场生产能力，可以采取多阶段、多矿块和多分段同时回采。在矿块回采中，应根据上盘围岩稳固性及其变化，合理选取同时平行回采的分段数。如果上盘围岩稳固或很稳固时，各相邻分段可以全部同时平行回采；如果局部上盘围岩不够稳固时，可以选用 1～2 个分段进行依次回采或超前回采。各相邻分段都是沿走向进行回采。

采准工程布置如图 7－5－9 所示，主要有阶段运输平巷(1)、阶段脉内平巷(2)、放矿漏斗(3)和分段平巷(4)等。

采场崩矿主要就是相邻分段内矿脉的回采。在分段回采中，从相邻分段平巷中，向其间分段内矿脉，钻凿倾斜炮孔和崩矿。炮孔深度一般为 5.0～7.0m，主要根据分段高度、分段平巷宽度以及炮孔倾斜度进行选定。炮孔最小抵抗线一般为 0.2～0.5m，主要根据矿脉厚度、矿石爆破性以及岩矿分离难易程度进行选定。当矿脉厚度较大，矿石爆破性较好以及岩矿易于分离时，应适当选取较大最小抵抗线；否则，应相应选取小值。在分段内，每次爆破的炮孔排数，一般以 3～6 排为宜，主要根据矿脉厚度、矿石爆破性以及

岩矿分离难易进行选定。当矿脉厚度较大，矿石爆破性较好以及岩矿易于分离时，应尽量选取大值；否则，应选取小值。

在分段平巷掘进中，崩落岩矿可以采用电耙运搬。如果采取矿脉和围岩分采时，应采取分采分运，以提高出矿品位。在分段回采中，采用倾斜炮孔时，分采矿石一般都被抛入分段平巷中，遇有少量矿石残留在矮小空区时，应及时进行清理。在相邻分段回采中，只采矿脉，不采围岩，可以减少矿石运搬工作量及其费用，同时也可以提高出矿品位。

在中等稳固以上的上盘围岩条件下，各相邻分段回采后的矮小空区一般不需要支护。如果遇有局部地段的上盘围岩稳固性有所变化时，可以相应地调整同时回采的分段数，以有效控制空区岩层地压，防止顶板岩层冒落，减少矿石损失与贫化。如果遇有局部地区的空区岩层不稳固或不够稳固时，可以及时架设相应的支护或砌石等，防止矮小空区岩层冒落，保证安全生产。

这种分段分采空场法与现行一般空场法和充填法相比，其优点是它比一般房柱法、横撑支柱采矿法以及其他类型空场采矿法的矿石贫化率低，回采工艺简单，工效高和成本低。但是，此法需要开掘必要的分段平巷，从而增大了采准工程量。

此法主要适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.2～0.8m；(2)上盘围岩稳固、很稳固和中等稳固，局部可以不够稳固；(3)矿脉倾角为 30°～45°；(4)岩矿易于分离；(5)高品位矿脉或贵重金属。

(二)高分段分采空场法

高分段分采空场法与前述分段分采空场法相似；不同特点就是以高分段代替分段。图 7－5－10 为高分段分采空场法示意图。

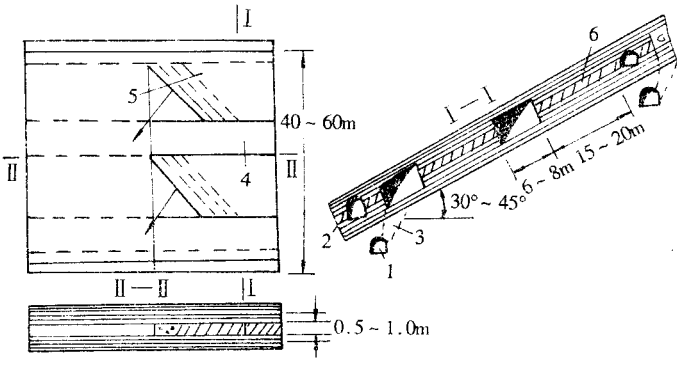


图 7－5－10　高分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—分段平巷；5—高分段；6—极薄矿脉

在此法中，高分段的高度确定直接影响崩矿成效和矿损贫化指标。在一般条件下，高分段斜长为 15～20m，其中分段矿房斜长为 6.0～8.0m。高分段斜长主要根据矿脉厚度及其爆破性和岩矿分离难易程度以及分段矿房斜长确定。当矿脉厚度较大，矿石爆破性较好，岩矿易于分离，分段矿房较大时，应适当增大高分段斜长；否则，应相应减少，以保证和提高分采效果和减少矿损与贫化。除此，还应合理确定分段矿房斜长。分段矿房斜长主要根据矿脉厚度、岩矿分离难易程度，分采和混采的技术经济效果确定。如果矿脉厚度较薄，岩矿难于分离，在采取矿房内分采时，应适当加大分段矿房斜长；否则，应相应减少其斜长，甚至可以改为分段平巷。

这种高分段分采空场法与现行一般采矿法相比，具有以下优点：(1)它比现行一般空场法的矿石贫化率低，矿石回采率高，回采工艺简单，安全性好；(2)它比现行一般削壁充填法的矿损与贫化小，回采工艺简单，工效高和成本低。

此法一般适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.4～1.0m；(2)上盘围岩稳固或很稳固；(3)矿脉倾角为 30°～45°；(4)矿脉品位较高或贵重金属；(5)岩矿易于分离。

(三)低分段分采崩落法

低分段分采崩落法与前述分段分采空场法相似，不同点是：(1)以低分段代替分段；(2)采后矮小空区随着回采自行冒落。图 7－5－11 为低分段分采崩落法示意图。

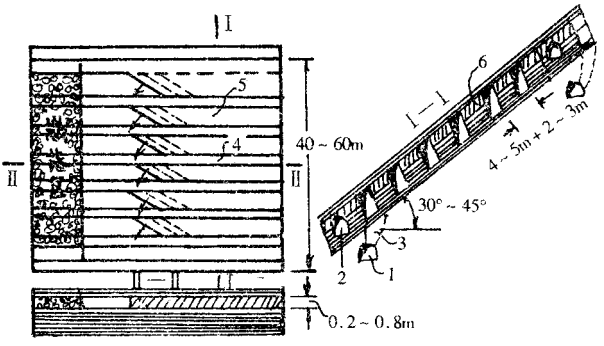


图 7－5－11　低分段分采崩落法

1—阶段运输平巷；2—阶段脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—分段平巷；5—低分段；6—极薄矿脉

在此法中，沿采场倾向划成低分段的主要目的有两点：(1)为了有效控制采后空区岩层地压；(2)矿脉太薄，减小分段高度，可以保证分采效果和提高矿石回采率。

分段斜长一般为 4.0～5.0m，主要根据上盘围岩稳固性和矿脉厚度以及岩矿分离难易程度确定。当上盘围岩相对稳固，矿脉厚度较大以及岩矿易于分离时，应适当增加分

段斜长,以减少分段采准工程量;否则,应相应减小,以保证分采效果。除此,在已定分段斜长的条件下,可以灵活调整各相邻低分段同时回采数,以有效控制采后空区岩层地压。

此法一般具有以下优点:(1)它比现行一般壁式崩落采矿法,或其他崩落采矿法的回采工艺简单,工效高,成本低,矿石贫化率低;(2)它比现行各类削壁充填采矿法的矿石贫化率低,回采工艺简单和成本低。

这种低分段分采崩落法一般适用于以下条件的矿山:(1)矿脉厚度为 0.05 ~ 0.8m;(2)上盘围岩不稳固或不够稳固;(3)矿脉倾角为 30° ~ 45°;(4)高品位矿脉或贵重金属;(5)岩矿易于分离。

(四)高低分段分采崩落法

高低分段分采崩落法与前述低分段分采崩落法相似,不同点就是它沿采场倾向划成高分段和低分段同时回采。

在此法中,采场下部划成高分段,采场上部划成低分段,如图 7 - 5 - 12 中所示。

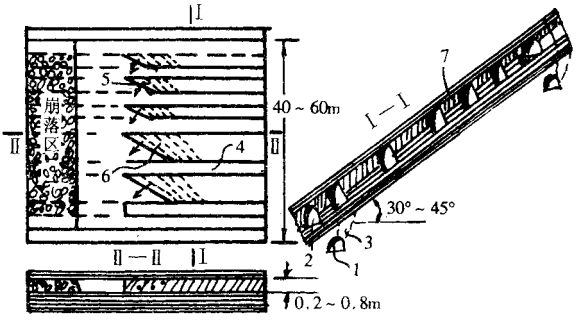


图 7 - 5 - 12　高低分段分采崩落法

1—阶段运输平巷;2—阶段脉内平巷;3—放矿漏斗;

4—分段平巷;5—低分段;6—高分段;7—极薄矿脉

高分段斜长为 6.0 ~ 8.0m,低分段斜长为 3.0 ~ 4.0m,主要根据矿脉厚度、上盘围岩稳固性和岩矿分离难易程度确定。当矿脉厚度较大,上盘围岩相对稳固以及岩矿较易分离时,应适当增加分段斜长;否则,应相应减小分段高度,以有效控制采后空区岩层地压和提高或保证分采的预期效果。为了有效控制岩层地压,应适时调整同时平行回采的分段数。

此法一般具有以下优点:(1)它比现行壁式崩落采矿法或其他崩落法的矿石贫化率低,回采工艺简单,成本低;(2)它比现行各类削壁充填采矿法的回采工艺简单和成本低;(3)它比前述低分段分采崩落法的采准工程量少。

这种高低分段分采崩落法主要适用于以下条件的矿山:(1)沿采场倾向的矿脉厚度

有较大变化，即采场下部的矿脉厚度一般为 0.6～1.0m，采场上部的矿脉厚度逐渐变薄，由 0.2～0.4m 时，可以选用高低分段进行分采；(2)上盘围岩由不够稳固至不稳固；(3)矿脉倾角为 30°～45°；(4)矿石品位很高或较高；(5)岩矿易于分离。

三、急倾斜极薄矿脉

(一)分段分采空场法

分段分采空场法的特点，就是沿矿脉倾向划成分段，然后采用分采或混采开掘分段平巷，最后从各分段平巷向矿脉钻凿炮孔，以分采矿脉，不采围岩。分采矿石部分落入各分段平巷内，部分通过狭窄空区溜至采场下部的放矿漏斗。采后狭窄空区一般不需支护。图 7－5－13 为分段分采空场法示意图。

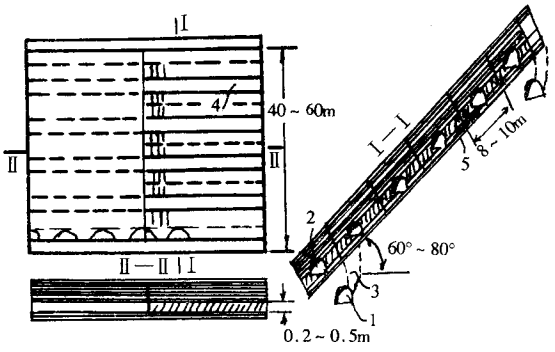


图 7－5－13　分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；4—分段平巷；5—极薄矿脉

阶段斜长为 40～60m，主要根据矿脉厚度、倾角、围岩稳固性以及形态变化确定。采场走向长度为 40～60m，主要根据围岩稳固性和矿脉形态变化进行选定。分段斜长为 8.0～10m，主要根据矿脉厚度和其形态变化以及岩矿分离的难易程度选取。当矿脉厚度较大，形态规则以及岩矿容易分离时，应选用较高分段，以尽可能减少采准工程量；否则，应相应减小分段，以保证和提高分采效果，使矿石回采率提高，矿石贫化率降低。阶段矿柱斜长为 6.0～8.0m。

在回采中，各分段沿走向平行回采。为了提高矿山生产能力，可以采取多矿块和多阶段同时回采。但是，在相邻阶段同时回采中，务必相互超前一定安全距离，一般以 80～120m 为宜。

采准工程布置如图 7－5－13 所示，主要有阶段运输平巷(1)、脉内平巷(2)、放矿漏斗(3)和分段平巷(4)等。

采场内分采主要就是相邻分段内矿脉的分采，不采围岩。在分段分采中，从分段平

巷向极薄矿脉，钻凿向上炮孔或向上和向下炮孔以及崩矿。炮孔深度一般为 5.0～7.0m，主要根据分段高度和炮孔方向进行选定。炮孔最小抵抗线一般为 0.2～0.4m，主要根据矿脉厚度、矿石爆破性、岩矿分离难易程度以及对矿石块度的要求等进行选取。当矿脉厚度较大，矿石爆破性好，岩矿易于分离以及要求矿石块度适当时，炮孔最小抵抗线应适当增大；否则，应相应减小，以提高分采效果和获得合格矿石块度，减少矿石贫化率和提高矿石回采率。各分段每次爆破的炮孔排数一般为 3～4 排，主要根据矿脉厚度、矿石爆破性以及岩矿分离难易进行选定。当矿脉厚度较大，矿石爆破性较好以及岩矿易于分离时，应适当增加同时爆破的炮孔数目；否则，应适当减少，以保证分采效果，提高矿石回采率和降低矿石贫化率。

在分段平巷掘进中，为了提高出矿品位，一般应采取矿脉和围岩分别回采，并利用电耙进行分别运搬。在分段分采中，分采矿石大都通过采后狭窄空区自行溜至采场下部的放矿漏斗，部分落入分段平巷中。遇有少量矿石残留在狭窄空区时，应及时进行清理，避免矿石损失。

在中等稳固以上围岩条件下，一般不需支护。如果遇有局部地段的空区岩层不稳固或不够稳固时，应及时架设相应的短立柱或砌石等，防止狭窄空区岩层冒落，危及生产安全，或导致矿石损失和贫化。

此法一般具有以下优点：(1)它比现行一般分段空场法和留矿法的矿石贫化率低；(2)它比现行削壁充填采矿法的回采工艺简单，工效高和成本低。但是，此法需要开掘必要的分段平巷。

这种分段分采空场法主要适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.2～0.8m；(2)上盘围岩由稳固至中等稳固；(3)矿脉倾角为 60°～80°以上；(4)高品位矿脉或贵重金属；(5)岩矿易于分离。

(二)高分段分采空场法

高分段分采空场法与前述分段分采空场法相似，不同点就是它以高分段代替分段。图 7－5－14 为高分段分采空场法示意图。

在急倾斜极薄矿脉的高分段分采空场法中，高分段的高度一般为 10～20m，主要根据矿脉厚度和矿石爆破性以及岩矿分离难易程度选取。当矿脉厚度较大，矿石爆破性好以及岩矿易于分离时，应适当取大；否则，应取小，以便获得预期的分采效果。

高分段分采空场法不仅比现行一般空场法和削壁充填采矿法的矿石贫化率低，回采工艺简单和成本低，而且比前述分段分采空场法的采准工程量低。

此法一般适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.6～1.2m；(2)上下盘围岩由很稳固至稳固；(3)矿脉比较松软或岩矿容易分离；(4)矿脉倾角为 60°～90°；(5)矿石品位

较高。

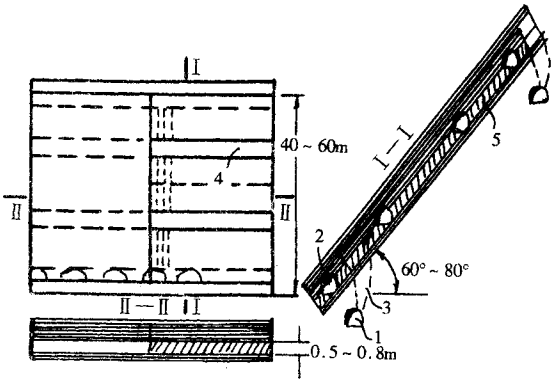


图 7－5－14　高分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；4—分段平巷；5—极薄矿脉

(三)高低分段分采空场法

高低分段分采空场法与前述高分段分采空场法相似，不同之点就是它沿采场倾向划成高分段和低分段同时进行分采。图 7－5－15 为高低分段分采空场法示意图。

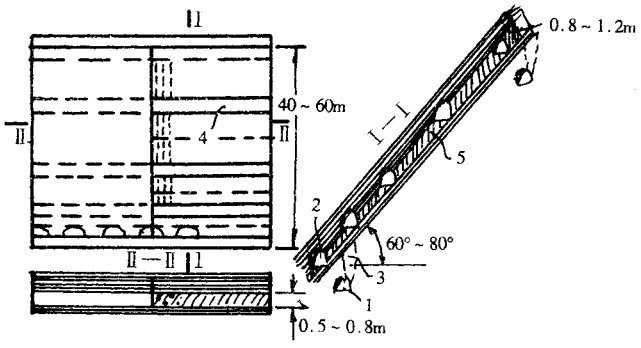


图 7－5－15　高低分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；4—分段平巷；5—极薄矿脉

在急倾斜极薄矿脉的高低分段分采空场法应用中，根据矿脉厚度和矿石爆破性以及岩矿分离难易程度不同，采场下部采用低分段分采，而采场上部采用高分段分采，如图 7－5－15 中所示。

此法主要适用于以下条件的矿山：(1)矿脉厚度为 0.2～1.0m，其中采场上部的矿脉厚度为 0.6～1.0m，采场下部的矿脉厚度为 0.2～0.6m；(2)矿石爆破性和岩矿分离难易程度在采场上下部有所差异，上部优于下部；(3)矿脉倾角为 60°～90°。

(四)窄分段分采空场法

窄分段分采空场法的特点,就是沿矿脉走向划成窄分段,并以此分别开掘凿岩天井,然后从凿岩天井向两侧的极薄矿脉内钻凿炮孔,以分采极薄矿脉,不采围岩。分采矿石一般自行溜入采场下部的放矿漏斗而运出。采后空区一般不进行支护。图 7－5－16 为窄分段分采空场法示意图。

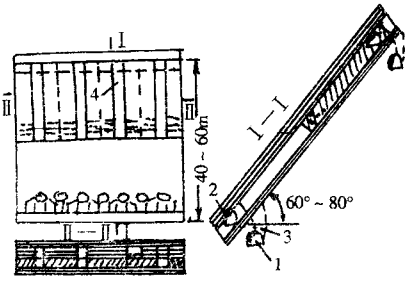


图 7－5－16　窄分段分采空场法

1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;4—凿岩天井

沿矿脉倾向划成阶段,斜长一般为 40～60m,主要根据上盘和下盘围岩稳固性和矿脉倾角进行选定。在阶段内,沿矿脉走向划成区段,走向长度一般为 40～60m,主要根据上下盘围岩稳固性而定。在矿块内,沿矿脉走向划成窄分段,走向一般为 8.0～10m,主要根据矿脉厚度和矿石爆破性以及岩矿分离难易程度而定。当矿脉厚度较大,矿石爆破性较好时,应适当取大;否则,应相应取小,以便能获得预期的分采效果。阶段矿柱斜长一般为 8.0～10m。

为了提高回采强度,宜采取多阶段、多区段和多矿块同时回采;但在相邻阶段同时回采中,应相互超前一定的安全距离。在矿块回采中,相邻窄分段的回采工作面都是由下而上同时回采。

采准工程布置如图 7－5－16 所示。

矿块内回采,实质上就是相邻凿岩天井之间极薄矿脉的分采。待各凿岩天井开掘后,就可在矿块下部开掘切割槽和放矿漏斗,然后由此沿矿脉倾向逐次进行钻孔和崩矿。在窄分段分采中,从相邻凿岩天井向其两侧的矿脉内钻凿炮孔,深度一般为 3.0～4.0m,主要取决于窄分段宽度,或矿脉厚定和矿石爆破性以及岩矿分离难易程度。炮孔一般采用单排或双排排列。炮孔直径一般为 30～40mm。最小抵抗线一般为 0.2～0.5m,主要根据矿脉厚度,矿石爆破性和以及岩矿分离难易程度。如果矿脉厚度较小,矿石爆破性较差以及岩矿难于分离时,应相应地选用单排炮孔、小直径炮孔及较小的最小抵抗线。每次爆破的炮孔一般为 3～6 排,主要根据矿脉厚度、矿石爆破性和岩矿难易程度而定。

如果矿脉厚度较大,矿石爆破性较好和岩矿容易分离时,一般应适当增加同时爆破的炮孔排数。

在急倾极薄矿脉回采中,分采矿石一般可以借助爆力和矿石自重,自行溜入采场下部的放矿漏斗而被运出。

在稳固围岩条件下,采后的狭窄空区一般不需进行支护;但是,为了防止回采过程中岩块冒落,应预先合理选定阶段斜长和矿块走向长度。

这种窄分段分采空场法一般具有以下优点:(1)它比现行一般留矿法的矿石贫化率低,从而可以进一步降低采矿和选矿费用以及提高金属回收率;(2)它比现行一般削壁充填采矿法的回采工序简单,可以降低材料消耗和回采费用,还可提高劳动生产率和采场生产能力;(3)采用此法,可以促使改变目前矿山计算和确定矿脉最低可采品位和可采厚度的界限,以扩大可采矿量范围,充分利用地下有限资源。但是,此法的采准工程量较大。

此法一般适用于以下条件的矿山:(1)矿脉厚度一般为 0.2 ~ 0.5m,而且形态变化较小,没有分支复合和错动等现象;(2)上下盘围岩一般由稳固至很稳固;(3)矿脉不够稳固或不稳固,岩矿容易分离;(4)矿脉倾角为 60° ~ 90°;(5)矿石品位一般较高或贵重金属。

(五)宽分段分采空场法

宽分段分采空场法与前述窄分段分采空场法相似,不同之点就是它沿走向划成的分段较宽,故称为宽分段分采空场法。再则,它是从凿岩天井向其两侧的极薄矿脉内,钻凿的炮孔是中深孔。图 7 - 5 - 17 为宽分段分采空场法示意图。

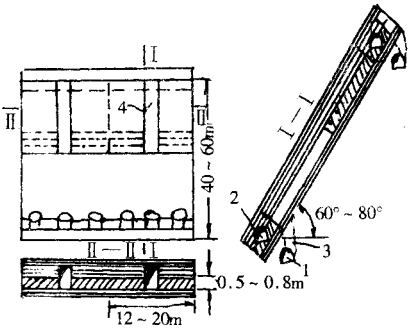


图 7 - 5 - 17　宽分段分采空场法

1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;4—凿岩天井

采场结构与窄分段分采空场法相似,不同之点就是它在矿块内沿矿脉走向划成宽分段。走向长度一般为 12 ~ 20m,主要根据矿脉厚度、形态变化,矿石爆破性以及岩矿分离难易程度等而定。

采准布置如图 7－5－17 中所示。

采场崩矿也与窄分段分采空场法相似，不同之点，就是它在宽分段回采中，炮孔深度一般为 5.0～10m，主要根据矿脉厚度、形态变化和矿石爆破性以及岩矿分离难易程度而定。

此法与窄分段分采空场法相比的优点，就是分段宽度较大，采用较深炮孔，可以相应地降低采准工程量和加速采场准备。

此法的适用条件，是要求矿脉厚度较大，一般在 0.5～1.0m，并且矿脉形态规则，矿石爆破性好，岩矿易于分离。

(六)宽窄分段分采空场法

宽窄分段分采空场法的特点，是根据矿脉厚度等沿走向变化的不同特征，分别划成宽分段和窄分段，并以此开掘凿岩天井；然后从相邻凿岩天井向其两侧的极薄矿脉钻凿炮孔，以分采出矿石，不采围岩。分采矿石一般自行溜入放矿漏斗运出。采后的狭窄矿区，一般不进行支护。图 7－5－18 为宽窄分段分采空场法示意图。

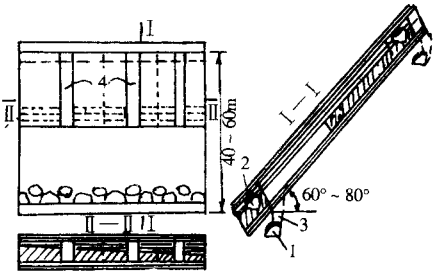


图 7－5－18　宽窄分段分采空场法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；4—凿岩天井

沿矿脉倾向划成阶段，其斜长一般为 40～60m。在阶段内，沿矿脉走向划成区段，走向长度一般为 200～300m。在区段内，根据矿脉厚度和矿脉形态变化以及矿石爆破性等，并沿走向变化的差异，因地制宜分别划成宽分段和窄分段，其走向长度一般为 6.0～25m。如果矿脉厚度较大，形态较规则，矿石不稳固或爆破性好，岩矿容易分离时，应适当选取宽分段；否则，应相应选用窄分段，以便获得预期的分采效果。

采准布置如图 7－5－18 中所示。其中凿岩天井的间距主要随分段宽度而定，而分段宽度又随矿脉厚度沿走向的变化而改变。

宽窄分段分采空场法的炮孔深度变化范围较大，一般为 3.0～20m，主要随矿脉厚度、矿脉形态变化和岩石爆破性以及岩矿分离难易程度而定。

此法的主要优点是，可以根据矿脉厚度、形态和爆破性等沿走向的多变性，灵活采取

分段划分，从而最大限度地降低采准工程量和矿损与贫化。此法还具有较大的适应性，可以适用于矿脉厚度等条件沿走向多变的极薄难采矿脉。

第二节　松软岩矿采矿法

一、矿体特征与分类

（一）矿体特征

松软岩矿（或称松软矿体）的主要特征是：矿体及其围岩一般不够稳固、不稳固或比较松软和破碎。矿体厚度一般在 1.5 ~ 40m，矿体倾角一般在 0° ~ 80°，矿石品位一般为富矿或中等富矿。

（二）矿体分类

根据矿体厚度和矿体倾角不同，此类难采矿体的类型也较多。为了有利于此类难采矿体采矿方法的研究、试验和科技进步，现将其分类于下：

- 缓倾斜
  - 松软、极薄矿脉
  - 松软薄矿脉
  - 松软中厚矿体
  - 松软厚矿体
- 倾斜
  - 松软极薄矿脉
  - 松软薄矿脉
  - 松软中厚矿体
  - 松软厚矿体
- 急倾斜
  - 松软极薄矿脉
  - 松软薄矿脉
  - 松软中厚矿体
  - 松软厚矿体

在此类难采松软矿体中，上下盘围岩稳固性、矿体稳固性、矿体厚度、矿体倾角、矿石品位等都直接影响生产安全性、回采强度、采矿成本和矿损与贫化，尤其是围岩和矿体稳固性还直接影响最佳采矿方法研究、试验和推广应用，具有较大的开采难度，难于获得最佳的成效。因而，在本章着重研究此类松软岩矿的采矿方法。

二、现行采矿法评述

从国内外矿山来看,有色金属矿山、黑色金属矿山、非金属矿山和贵金属矿山一般都有此类松软矿体,尤其是某些近地表的矿体或某些断层错动矿体,岩矿稳固性更差。

国内矿山对于此类缓倾斜松软极薄矿脉类型,一般都是广泛推广应用长壁崩落法、短壁崩落法或其它变型的壁式陷落法。从这些矿山的生产实践来看,现行采矿方法在安全上是可靠的,在技术上是成熟的,但是回采工艺复杂,支护材料消耗高,回采工效低,采矿成本高,采场生产能力小,甚至少数矿山的矿损与贫化也较大;尤其是遇有极薄矿脉时,矿损贫化更大,有时被迫将整条矿脉遗弃不采,导致地下有限资源的极大浪费。

对于倾斜、急倾斜松软薄矿脉类型,主要是推广应用分层崩落法、支柱充填法或方框支柱充填法,甚至有的采用向下水平分层胶结充填法及其它变型的采矿法。这些矿山的现行采矿方法存在的主要问题是:工艺复杂,材料消耗高,工效低,产量小,而且极薄矿脉回采中,矿石贫化率很大,甚至将大量矿脉丢弃而不采,造成较大的矿损与贫化。

对于缓倾斜中厚、厚的松软岩矿,一般都推广应用底盘漏斗崩落法(或有底部结构崩落法)、底盘漏斗分段崩落法(或有底部结构分段崩落法)、无底柱分段崩落法以及其它变型的崩落法。有的矿山应用分层崩落法或方框支柱充填法。底盘漏斗崩落法或底盘漏斗分段崩落法的采掘比高,不仅直接影响矿山生产能力和采矿成本,而且底盘漏斗结构有时受地压破坏,往往危及安全生产,遇有极不稳固的下盘围岩时,在底盘往往难于形成漏斗结构,有时无法进行开采而被迫丢弃不采,造成地下有限资源的极大浪费。另有少数矿山对于此类松软矿体,试验采用向下分层胶结充填法,结果造成矿山产量和经济效益下降的被动局面。

对倾斜、急倾斜中厚、厚的松软矿体类型,主要是推广应用无底柱分段崩落法、分层崩落法和向下分层胶结充填法,少数矿山至今仍旧沿用方框支柱充填法或方框支柱法。这些采矿方法的主要问题是:工艺复杂,材料消耗高,工效低,往往严重影响矿山产量和经济效益的进一步提高,甚至也有个别矿山为了简化充填工序,逐步形成了一种方框支柱崩落法,造成较大的矿损与贫化。更严重的,一些矿山为了片面追求产量和经济效益,将一些矿体丢弃不采,造成地下有限资源的极大浪费。

总之,从当前国内矿山生产实践来看,在此类松软矿体现行采矿方法应用中,主要存在以下问题:

(1)回采工艺复杂,回采工效低,严重限制了采场生产能力和矿山生产能力进一步提高;

(2)采切工程量大,各项材料消耗高,严重影响矿山采矿成本的进一步降低;

(3)由于矿体松软,回采难度较大,或者由于其它种种原因,使得一些可采矿体被迫丢弃而不采,从而导致地下有限资源的极大浪费。

三、采矿法的改进

作者认为,此类松软矿体的类型较多,回采难度确实很大,国内矿山现行采矿法应用中存在问题也确实不少,因此进一步研究改进和寻求更佳的新型采矿方法,应是当前迫切需要研究解决的重大科研课题。为此,今研究提出以下一些科研方向和科研途径:

(1)对于缓倾斜松软极薄矿体类型,一般应着重研究解决两个科研方向问题:一是只采矿脉不采围岩的有效方法和工艺,二是不用大量支护而自行崩落的有效方法和工艺,以达到降低矿石贫化率和大量支护工作的预期目的;

(2)对于缓倾斜松软薄矿体类型,一般应重点研究解决现行各类壁式崩落法应用中的大量支护工作量及其材料消耗,以达到进一步提高采场生产能力和经济效益的预期目的;

(3)对于倾斜、急倾斜松软极薄和薄矿脉类型,主要应着重研究解决以下若干科研课题;

①在松软极薄矿脉回采中,如何进一步降低矿石贫化率,降低各项材料消耗,减少地下有限资源的损失或浪费;

②在现行分层崩落法应用中,如何合理增大分层高度,进一步改进入工假顶的材料和铺设方式,以便获得最小的支护材料消耗和更大的采场生产能力;

③支柱充填法和方框支柱充填法很难适用当前矿山生产技术水平,所以一般不宜推广应用;

④在现行向下水平分层胶结充填法应用中,如何合理改变回采工作面结构要求,进一步简化充填工艺和接顶技术,以提高充填效率和出矿效率,降低水泥消耗;

(4)对于缓倾斜、倾斜厚、极厚松软矿体类型,应着重研究解决以下两方面科研课题:

①在底盘漏斗崩落法或底盘漏斗分段崩落法应用中,如何进一步降低采掘比,尤其是如何避免在极不稳固的下盘围岩内布置底盘漏斗结构,以进一步提高矿山生产能力,降低采矿成本;

②在无底柱分段崩落法应用中,如何进一步降低矿损与贫化。

(5)对于倾斜、急倾斜中厚、厚的松软矿体类型,应着重研究解决现行无底柱分段崩落法的矿损贫化问题和分层崩落法的产量低、成本高的问题以及向下水平分层胶结充填法的充填质量和充填效率问题等。

简而言之,应针对此类松软难采矿体类型的特征,进一步研究改进现行采矿方法,并

由此寻求更佳的采矿方法，以进一步提高采场生产能力和矿山生产能力，降低采矿成本，降低矿损与贫化，进一步改善通风安全条件。为此，现根据此类松软难采矿体的不同围岩稳固、不同厚度和不同倾角，进一步研究提出并简介以下一些新型采矿方法。

(一)缓倾斜松软薄矿脉

以松软薄矿脉来说，尤其是松软极薄矿脉，开采难度一般都不大，加之在已有论述，因此本章仅对松软岩矿的薄矿脉开采作一阐述。

1.分段漏斗全面空场崩落法

分段漏斗全面空场崩落法的特点，就是在矿块内沿倾向划成分段，各相邻分段以漏斗工作面同时平行沿走向全面回采，崩落矿石在空场下出矿，采后空区随后逐步自行昌落。图 7－5－19 为分段漏斗全面空场崩落法示意图。

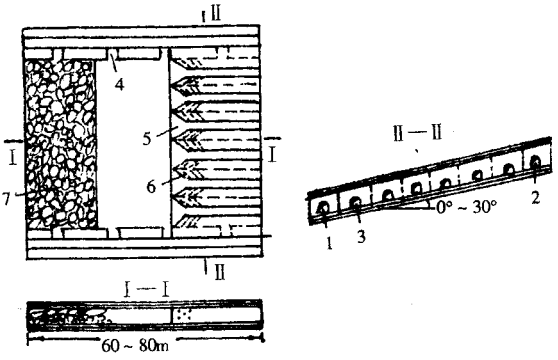


图 7－5－19　分段漏斗全面空场崩落法

1—脉内阶段运输平巷；2—脉内通风平巷；3—分段平巷；

4—联络道；5—漏斗口；6—炮孔；7—崩落废石

沿矿脉倾向划成阶段，斜长一般为 40～60m，主要根据矿脉倾角、上盘围岩稳固性、矿脉形态变化以及所选用装运设备类型而定。在阶段内，沿走向划成盘区或区段，长度一般为 200～300m，主要根据矿脉形态变化和矿山生产能力而定。在盘区或区段内，沿走向划成矿块或采场，长度一般为 40～60m，主要根据矿脉形态变化、岩矿稳固性及矿脉走向长度而定。阶段间柱一般为 6.0～8.0m。

相邻阶段依次回采或同时回采，主要根据矿脉走向长度和矿山生产能力而定。根据矿山生产能力合理选取多盘区或多区段和多矿块同时回采。在区段或矿块回采中，各相邻分段沿走向同时平行回采。

采准工程布置如图 7－5－19 所示。

采准工程完成后，在区段或矿块一侧开掘切割上山或切割槽，并由此沿走向进行各相邻分段的同时平行回采。在各相邻分段沿走向分段崩矿中，从各相邻分段平巷向两侧

钻凿倾斜炮孔，使各分段崩矿工作面始终保持漏斗型，以控制崩落矿石的抛掷距离，防止矿石抛入崩落区，导致矿损与贫化。

在各相邻分段沿走向每次分段崩矿之后，应采用电耙及时出矿。为了提高出矿能力，应采用大型电耙或多耙斗串联电耙出矿。

随各相邻分段沿走向同时平行回采，不稳固上盘岩层必将随着逐步自行冒落。为了有效控制上盘岩层的自行冒落，并使崩落矿石与冒落废石始终保持一定的空间距离，应根据上盘围岩稳固性，合理选定阶段斜长。

这种分段漏斗全面空场崩落法与现行一般崩落法和其它支柱采矿法相比，一般具有以下优点：

(1)回采方法及其工艺比较简单，而且可以采取多分段集中强采，从而可以提高采场生产能力；

(2)回采工艺简单，工效高，材料消耗少，从而可以降低采矿成本；

(3)充分利用不稳固上盘岩层的一定的稳固性，提供空场下出矿的有利条件，以提高矿石回采率和降低矿石贫化率；

(4)作业人员一般在各相邻分段平巷内进行一切回采作业，不需要和严禁进入采后空区，并具有良好的通风劳动条件。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿脉倾角一般为 0°～30°，局部可达 35°～40°；

(2)矿脉厚度一般为 1.5～4.0m，局部可达 4.5～5.0m；

(3)上盘围岩一般比较松软，其极限暴露面一般仅有 200～400m^2 以下；

(4)矿脉一般由稳固、中等稳固、不稳固至极不稳固；

(5)下盘围岩一般由稳固至极不稳固。

2.分段漏斗全面空场法

分段漏斗全面空场法的特点，就是在矿块内沿走向划成房柱，沿倾向划成分段，各相邻分段以漏斗工作面，沿走向同时平行全面回采，崩落矿石在矿房空场下出矿。图 7－5－20 为分段漏斗全面空场法示意图。

沿倾向划成阶段，斜长一般为 40～60m。在阶段内，沿走向划成区段，走向长度一般为 200～300m。在区段内，沿走向划成矿块或采场，走向长度一般为 40～60m。阶段间柱一般为 6.0～8.0m。

一般采取相邻阶段依次或同时回采以及多区段和多矿块同时回采，主要根据矿脉走向长度和矿山生产能力而定。在矿块或采场内，沿走向划成矿房和矿柱，并沿走向全面回采。

采准工程布置如图 7－5－20 所示。

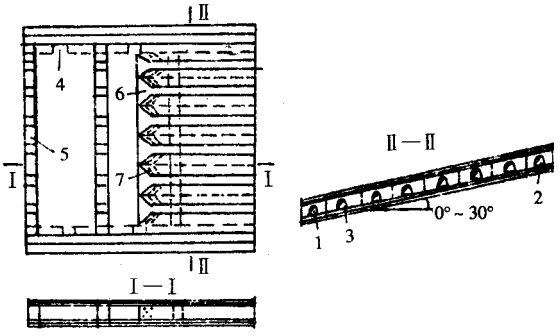


图 7－5－20　分段漏斗全面空场法

1—脉内阶段运输平巷；2—脉内通风平巷；3—分段平巷；4—联络道；

5—房间矿柱；6—漏斗口；7—炮孔

采准工程完成后，在矿块一侧开掘切割上山或切割槽，并由此沿走向进行各相邻分段的同时平行回采。在各相邻分段沿走向分段（分层）崩矿中，从各相邻分段平巷向两侧钻凿倾斜炮孔，始终保持各分段崩矿工作面的漏斗型，减小矿石抛掷距离，防止崩落矿石分散，有利电耙集中出矿。

各分段沿走向每次分段（分层）崩矿之后，及时进行电耙出矿。在矿房空场下进行出矿，可以避免较大的矿损与贫化。

为了有效控制上盘岩层地压，提供空场下出矿的有利条件，应根据上盘围岩稳固性，合理选定阶段斜长及矿房和矿柱宽度。在不稳固或松软上盘岩层的条件下，矿房宽度一般为 10～20m，其间矿柱宽度一般为 1.5～2.0m。

这种分段漏斗全面空场法与现行一般采矿方法相比，主要具有以下优点：

（1）回采工艺较为简单，有利于集中强采；

（2）工艺简单，工效高，材料消耗少；

（3）在空场下出矿，可以提高矿石回采率和降低矿石贫化率；

（4）在小断面巷道中进行一切回采作业，具有较好的通风安全条件。

此法主要适用于以下条件的矿山：

（1）矿脉倾角一般为 0°～30°；

（2）矿脉厚度一般为 1.5～4.0m；

（3）上盘围岩一般不很松软，其极限暴露面一般可达 400～800m^2 左右；

（4）矿脉一般由稳固至很不稳固；

（5）下盘围岩一般由稳固至极不稳固。

3.分段漏斗全面崩落法

图 7－5－21 为分段漏斗全面崩落法示意图。此法与前述的分段漏斗全面空场崩落法相似,不同点主要有以下几点：

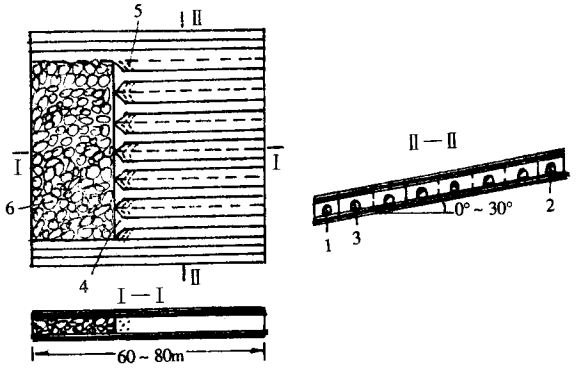


图 7－5－21　分段漏斗全面崩落法

1—脉内阶段运输平巷；2—脉内通风平巷；

3—分段平巷；4—漏斗口；5—炮孔；6—崩落废石

(1)在前法中,脉内阶段运输平巷和脉内通风平巷都有通向采后空区的通风人行联络道,如图 7－5－19 中(4)所示,而此法没有通风人行联络道；

(2)前法一般是采用电耙在空场下出矿,而此法一般宜采用装岩机或装运机在空场或崩落岩层下出矿；

(3)前法主要适用于不够稳固或不稳固的上盘围岩,但是可以容许 200～400m^2 以上极限暴露面,而此法主要适用于松软上盘或极不稳固的上盘围岩。

4.倾向高分段漏斗全面崩落法

图 7－5－22 为倾向高分段漏斗全面崩落法示意图。此法与前述的分段漏斗全面崩落法相似,不同点主要有以下几点：

(1)前法是各相邻分段沿走向同时平行全面回采,而此法是各相邻分段划成两组(或称倾向高分段)相互超前回采,超前距离一般为 15～20m；

(2)两种方法的适用条件相似,但是此法主要适用于上盘围岩相对更加松软或矿脉沿倾向形态多变的复杂难采矿脉；

(3)两种方法的优点相似,但是此法具有更好的适应性,能更有效地控制岩层地压,有利于提高矿石回采率和降低矿石贫化率,进一步改善矿山安全可靠性。

5.倾向分段漏斗崩落法

图 7－5－23 为倾向分段漏斗崩落法示意图。此法与前述的倾向高分段漏斗全面崩落法相似,不同点主要有以下几点：

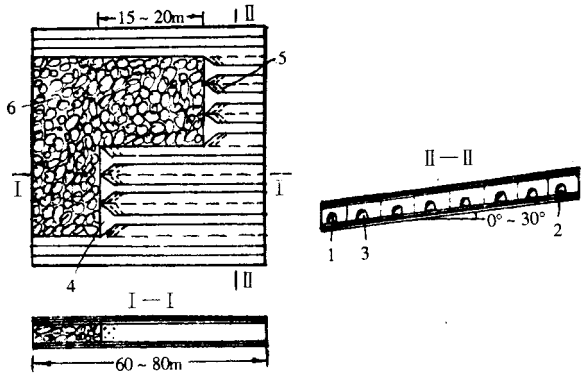


图 7－5－22　倾向高分段漏斗全面崩落法

1—脉内阶段运输平巷；2—脉内通风平巷；

3—分段平巷；4—漏斗口；5—炮孔；6—崩落废石

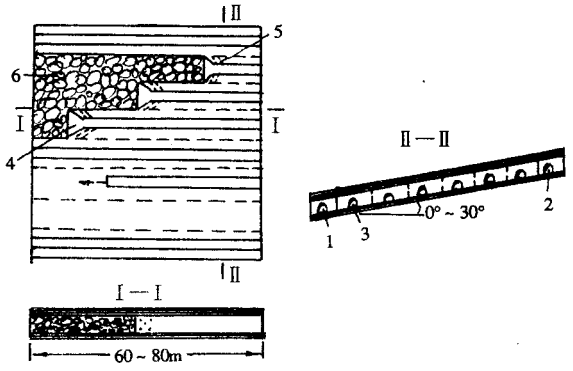


图 7－5－23　倾向分段漏斗崩落法

1—脉内阶段运输平巷；2—脉内通风平巷；

3—分段平巷；4—漏斗口；5—炮孔；6—崩落废石

(1)前法是各相邻分段沿走向同时平行全面回采，而此法是各相邻分段沿走向依次超前回采，相互超前距离一般为 15 ~ 20m；

(2)两种方法的适用条件相似，但是此法不仅适用于松软矿体，而且更适用于松软上盘岩层或极不稳固的上盘围岩；

(3)两种方法的优点相似，但是此法更适应松软矿体和松软围岩，更可以有效控制松软岩矿的地压，从而更有利于改善生产安全可靠性，有利于提高矿石回采率和降低矿石贫化率。

6.走向分段漏斗全面矿块空场崩落法。

走向分段漏斗全面矿块空场崩落法的特点，就是在矿块内沿走向划成分段，各相邻

分段以漏斗工作面，同时平行沿倾向全面回采，崩落矿石在空场下出矿，采后空区随后逐步自行冒落。图 7－5－24 为走向分段漏斗全面矿块空场崩落法示意图。

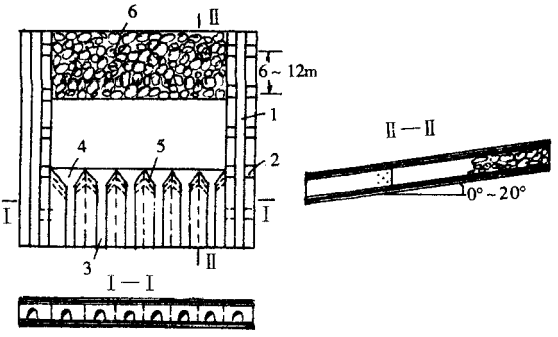


图 7－5－24　走向分段漏斗全面矿块崩落法

1—脉内上山；2—联络道；3—凿岩上山，4—漏斗口；5—炮孔；6—崩落废石

沿矿脉倾向划成阶段，斜长一般为 40～60m，主要根据矿脉形态和倾角的变化、上盘围岩稳固性和所选用的装运设备类型而定。在阶段内，沿走向划成区段及其矿块，前者走向长度一般为 200～300m，后者走向长度一般为 40～60m，主要根据矿脉走向长度、矿山生产能力和矿脉形态变化以及上盘围岩稳固性而定。在矿块间保留间柱，其宽度一般为 60～80m。阶段间柱一般为 6.0～8.0m。

根据矿脉走向长度和矿山生产能力，合理选取多阶段、多区段和多矿块同时回采或依次回采。在矿块回采中，各相邻分段沿倾向由上而下同时平行全面回采。

采准工程布置如图 7－5－24 所示。

采准工程完成后，在矿块上端开掘切割平巷或切割槽，并由此沿倾向由上而下进行各相邻分段的同时平行回采。在各相邻分段沿倾向分段或分层崩矿中，从各相邻凿岩上山向两侧钻凿倾斜炮孔和崩矿，使各上山的崩矿工作面始终保持漏斗型，以控制崩落矿石的抛掷距离，防止矿石混入废石。

各相邻上山沿走向每次分层或分段崩矿以后，应采取相应的装设备进行空场下出矿。根据矿脉倾角和采场生产能力的要求，合理选用相应的装运机或大型三卷筒电耙。

随各走向分段沿倾向同时平行回采，不稳固上盘岩层必将随着逐步自行冒落。为了有效控制上盘岩层的逐步自行冒落，并使崩落矿石与自行冒落废石始终保持必要的空间距离，应根据上盘围岩稳固性，合理选取矿块走向长度，保证空场下出矿条件。

这种走向分段漏斗全面矿块空场崩落法与现行一般采矿方法相比，主要具有以下优点：

(1)回采方法简单，回采工序少，并可以采取多分段集中强采，从而可以进一步提高

采场生产能力；

(2)回采工序少,工效高,材料消耗少,从而可以降低采矿成本；

(3)在空场下出矿可以进一步降低矿损与贫化；

(4)在各相邻上山内进行一切回采作业,可以进一步改善安全通风条件。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿脉倾角一般为 0°～20°,局部可达 25°；

(2)矿脉厚度一般为 1.5～4.0m,局部可达 5.0m；

(3)上盘围岩一般不稳固,其极限暴露面一般为 200～400m 以下；

(4)矿脉比较松软,但也可以适用于稳固至中等稳固的矿脉；

(5)下盘围岩一般由稳固、中等稳固、不稳固至极不稳固。

7.走向宽分段漏斗崩落法

图 7－5－25 为走向宽分段漏斗崩落法示意图。此法与前述的走向分段漏斗全面矿块空场崩落法相似,不同点主要有以下几点：

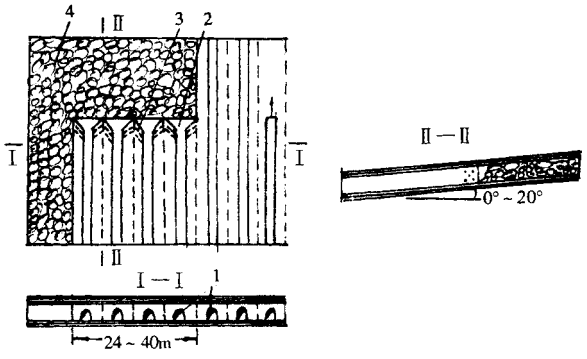


图 7－5－25　走向宽分段漏斗崩落法

1—凿岩上山；2—漏斗口；3—炮孔；4—崩落废石

(1)前法是在矿块内沿走向划成矿房及其间矿柱,而此法是沿走向划成宽分段；

(2)前法是先回采矿块内矿房,嗣后回采间柱,而此法是依次或超前回采各相邻宽分段；

(3)两种方法的采准工程布置有所差异,即在前法的间柱内需要开掘上山及其联络道；(4)两种方法的矿石运搬方式有时也有所不同,如果采用电耙出矿,前法需要二次耙运；

(5)两种方法的适用条件也略有不同,即此法主要适用于岩矿都比较松软的缓倾斜薄矿脉；

(6)两种方法的优点相似,而此法的采准工程量更小,并可以根据上盘围岩稳固性,

灵活调整同时平行回采的走向分段数，以有效控制上盘岩层地压，进一步降低矿损与贫化。

8.走向分段漏斗崩落法

图 7－5－26 为走向分段漏斗崩落法示意图。此法与前述的走向宽分段漏斗崩落法相似，不同点主要有以下几点：

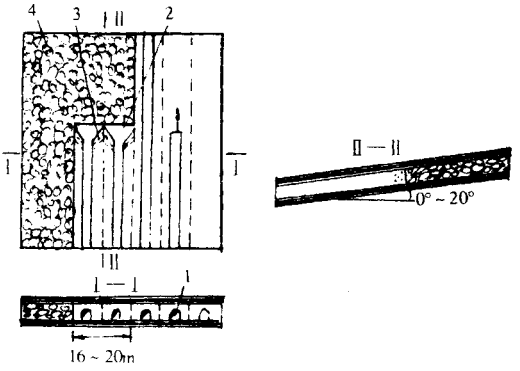


图 7－5－26　走向分段漏斗崩落法

1—凿岩上山；2—漏斗口；3—炮孔；4—崩落废石

(1)前法沿走向划成宽分段，其宽度一般为 24～40m，而此法是沿走向划成分段，其宽度一般为 16～20m；

(2)两种方法的适用条件稍有差异，即此法主要适用于上盘围岩更加松软，必要时还可以采取单分段依次回采或多分段超前同时回采，以有效控制上盘岩层地压。

9.方框支柱全面崩落法

方框支柱全面崩落法的特点，就是在矿块内一侧利用方框支柱开掘切割上山，并由此利用方框支柱沿走向全面回采，采后矿石采用电耙出矿，然后崩塌相邻一排方框支柱后，上盘松软岩层将随着自行冒落。图 7－5－27 为方框支柱全面崩落法示意图。沿矿脉倾向划成阶段，斜长一般为 20～40m，主要根据矿脉形态变化、岩矿稳固性和所选用的装运设备而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度一般为 200～300m，后者一般为 40～60m，主要根据矿脉走向长度、矿山生产能力。矿脉形态变化和上盘围岩稳固性而定。阶段间柱为 6.0～8.0m。

采取多阶段、多区段和多矿块同时回采或依次回采，主要根据矿山生产能力而定。在多阶段同时回采中，相邻阶段的回采工作面应相互超前 20～30m。

采准工程完成后，在矿块一侧开掘切割上山，并由此沿走向进行方框支柱全面回采和崩落。方框支柱的高度一般为 2.1～2.5m，宽度一般为 1.5～1.8m，其结构包括有顺梁、横梁和立柱，直径一般为 1.8～2.2m。为了保证方框支柱的架设质量，务必严格遵守

以下规定 梁要平,柱要直,方框要正,上下要抓紧,周边要抵紧。在松软矿脉回采中,一般可以采用风镐,必要时采用钻孔爆破。

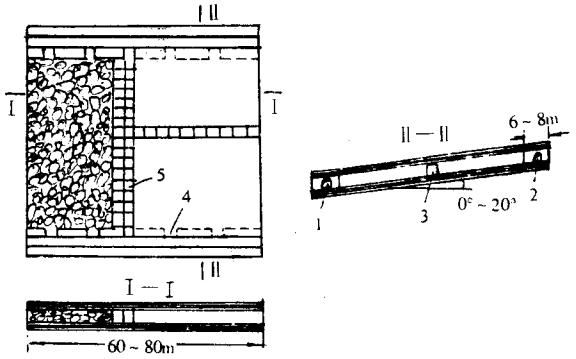


图 7－5－27　方框支柱全面崩落法

1—脉内阶段运输平巷;2—脉内通风平巷;3—分段平巷;
4—联络道;5—方框支架;6—崩落废石

为了保证必要的采场生产能力,采后矿石一般应采用小型电耙出矿。为了降低矿石贫化率,可以采取工作面手选就地充填。

在松软岩矿回采中,为了有效控制岩层地压,应根据上盘岩层稳固性,一般应及时崩塌一排方框支柱,并保留一排方框支柱,以保证工作面的人行通风安全。在沿走向全面回采中,一般可以采取侧翼回采或进路回采,主要根据上盘岩层稳固性或岩层地压而定。

这种方框支柱全面崩落法与现行长壁崩落法或短壁崩落法以及其它类型的壁式陷落法相比,一般具有以下优点:

(1)采用小型电耙出矿,具有较高的采场生产能力;

(2)支付材料消耗较小;

(3)方框支柱架设比较灵活,尤其是可以充分利用其灵活性,回采厚度多变的矿脉,从而可以进一步提高矿石回采率;

(4)具有较好的人行通风安全条件。

此法主要适用于以下条件的矿山:

(1)矿脉倾角一般为 0°～10°;

(2)矿脉厚度一般为 1.5～2.5m,局部可达 3.0～6.0m 以上;

(3)上盘围岩比较松软,其极限暴露面一般在 2.0～4.0m^2 以下;

(4)矿脉也很松软或很破碎;

(5)下盘围岩一般由稳固、中等稳固、不稳固至极不稳固。

(二)缓倾斜中厚、厚松软矿体

1.分段全面房柱空场法

分段全面房柱空场法的特点,就是在矿块内沿倾向划成分段,各相邻分段同时平行沿走向全面回采,并沿走向划成矿房和矿柱,崩落矿石在矿房空场下出矿。图 7－5－28 为分段全面房柱空场法示意图。

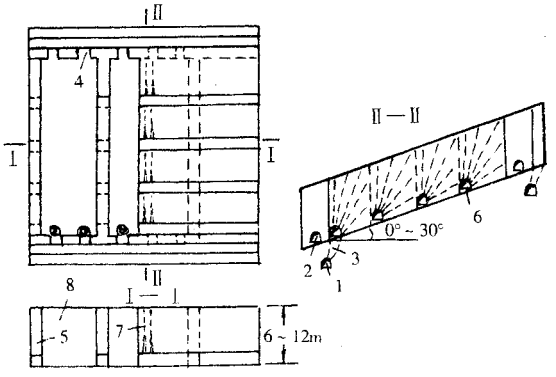


图 7－5－28　分段全面房柱空场法

1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;4—联络道;
5—间柱;6—分段凿岩平巷;7—放射形炮孔;8—采后空区

在阶段内,沿走向划成区段和矿块,前者走向长度为 200～300m,后者为 40～60m,主要根据矿体走向长度及其形态变化、矿体厚度和岩矿稳固性,尤其是上盘围岩稳固性而定。在矿块内,沿走向划成矿房和矿柱,前者宽度为 10～15m,后者为 2.0～3.0m。阶段间柱为 8.0～10m。

根据矿山生产能力,合理选用多阶段、多区段和多矿块同时回采或依次回采。在矿块内沿走向全面回采,但每个矿房回采结束后,需要在相邻矿房另行开掘切割槽,再沿走向继续回采。

采准工程布置如图 7－5－28 所示。

采准工程完成后,首先在矿块一侧开掘切割槽,并由此沿走向进行各相邻分段凿岩平巷同时平行后退回采。各相邻分段凿岩平巷之间距离一般为 10～12m,主要根据矿体厚度、岩矿稳固性、矿石爆破性以及运搬设备类型而定。

在各相邻分段凿岩平巷沿走向同时平行后退回采中,从各分段凿岩平巷钻凿放射形炮孔,并同时平行进行分层或分段崩矿,每次分层或分段崩矿的炮孔排数一般为 2～3 排,主要根据矿石爆破性、炮孔间距、矿体厚度和矿石装运设备类型而定。炮孔深度一般为 4.0～10m,主要根据矿体厚度和分段凿岩平巷间距而定。炮孔间距一般为 0.8～1.2m,主要根据矿石爆破性、炸药性能及其装药量及对矿石块度的要求。

每次分层或分段崩矿以后，应及时进行出矿。在一般情况下，可以采用三卷筒大型电耙，必要时可以试用遥控装运机进行出矿。

在松软矿体回采中，一方面应根据矿体稳定性，合理选定分段凿岩平巷断面、间距及其支护形式，另一方面又要根据上盘围岩稳固性，合理确定阶段斜长和房柱宽度，以提供空场下出矿条件和确保回采作业的安全可靠性。

这种分段全面房柱空场法与现行底盘漏斗采矿法或一般房柱法相比，主要具有以下优点：

(1)采准工程量小，采场生产周期短，并可以采取集中强采，能进一步提高采场生产能力和矿山生产能力；

(2)采掘比小，工效高，材料消耗少，可以进一步降低采矿成本；

(3)矿房内不需要残留其它永久性矿柱，又可避免底盘漏斗间残矿残柱，并可在空场下出矿，能进一步提高矿石回采率和降低矿石贫化率；

(4)在各分段凿岩平巷内进行一切回采作业，具有较好的通风安全条件。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为 0°～30°；

(2)矿体厚度一般为 6.0～12m；

(3)矿体上盘岩层一般为中等稳固至不够稳固，其极限暴露面一般为 400～600m^2 以上；

(4)矿体由不稳固至极不稳固，其极限暴露面一般仅在 10～20m^2 以下；

(5)下盘围岩一般由稳固、中等稳固、不稳固至极不稳固。

2.分段全面空场崩落法

分段全面空场崩落法的特点，就是在区段或矿块内沿倾向划成分段，各分段同时平行沿走向全面回采，崩落矿石在空场下出矿，采后空区上部岩层随着自行逐步冒落，如图 7－5－29 所示。

沿矿体倾向划成阶段，斜长一般为 40～60m，主要根据岩矿稳固性、矿体倾角及其形态变化和装运设备类型而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度为 200～300m，后者为 40～60m，主要根据矿体走向长度、矿山生产能力、矿体厚度及其形态变化以及岩矿稳固性而定。阶段间柱为 6.0～10m。

采取多阶段、多区段和多矿块同时回采或依次回采，主要根据矿山生产能力而定。但是，为了有效控制岩层地压和简化生产技术管理，应采取集中强采。在矿块回采中，各分段沿走向同时平行全面回采。

采准工程布置如图 7－5－29 所示。

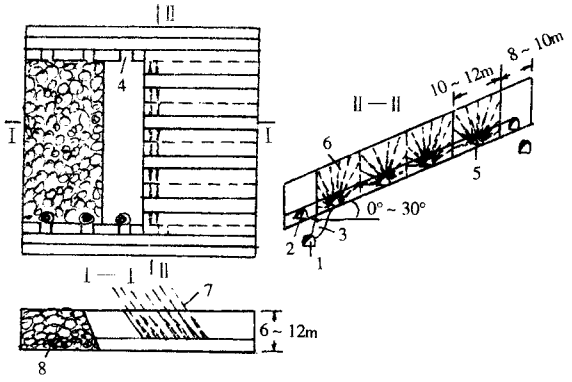


图 7－5－29　分段全面空场崩落法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；4—联络道；

5—分段凿岩平巷；6—放射形炮孔；7—控顶深孔；8—崩落废石

采准工程完成后，在区段或矿块一侧开掘切割上山及其切割槽，并由此沿走向进行各分段同时平行后退回采。在回采中，从各分段凿岩平巷钻凿放射形炮孔，并同时平行进行分层或分段崩矿，每次崩落 2～3 排炮孔。炮孔深度为 4.0～10m，炮孔间距为 0.8～1.2m。

每次崩矿之后，应及时进行出矿。为了提高采场出矿能力，应合理选取爆破参数，尽量避免或减少产出大块。

在松软岩矿回采中，既要合理选取分段凿岩平巷的断面、间距及其支护形式，又要根据岩矿性质，合理确定阶段斜长，以提供空场下出矿条件，并使上盘围岩具有一定的可崩性，能够随走向全面回采逐步自行冒落，必要时，辅以深孔强制崩落，严防冲击地压，确保生产安全。

这种分段全面空场崩落法，具有与前述的分段全面房柱空场法相似的优点，而且此法的采准工程量和矿柱损失比前法更小。

此法的适用条件与前述的分段全面房柱空场法相似，但是更适应于上盘围岩稳固性多变的缓倾斜中厚松软矿体。

3. 分段全面崩落法

分段全面崩落法与前述的分段全面空场崩落法相似，如图 7－5－30 所示，不同点主要有以下几点：

(1)前法的分段斜长为 10～12m，而此法为 8.0～10m，以提高矿石回采率；

(2)前法的采场出矿一般应以电耙出矿为主，而此法一般应采用装运机进行端部出矿；

(3)前法是在空场下出矿,随着上盘岩层逐步自行冒落,而此法是在覆盖岩石下进行出矿,因此矿损与贫化相应地增加;

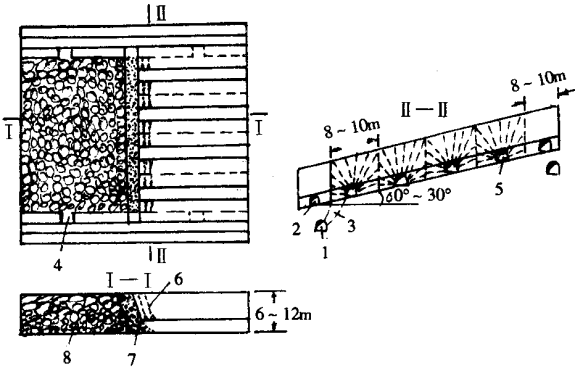


图 7－5－30　分段全面崩落法
1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;4—联络道;
5—分段凿岩平巷;6—放射形炮孔;7—矿石;8—崩落废石

(4)此法的优点与前述的分段全面空场崩落法相似,但是此法的矿损贫化稍高;

(5)此法的适用条件与前述的分段全面空场崩落法相似,但此法主要适用于矿体和上盘围岩都很松软的缓倾斜中厚矿体。

4.倾向高分段崩落法

倾向高分段崩落法与前述的分段全面崩落法相似,如图 7－5－31 所示,不同点主要有以下几点:

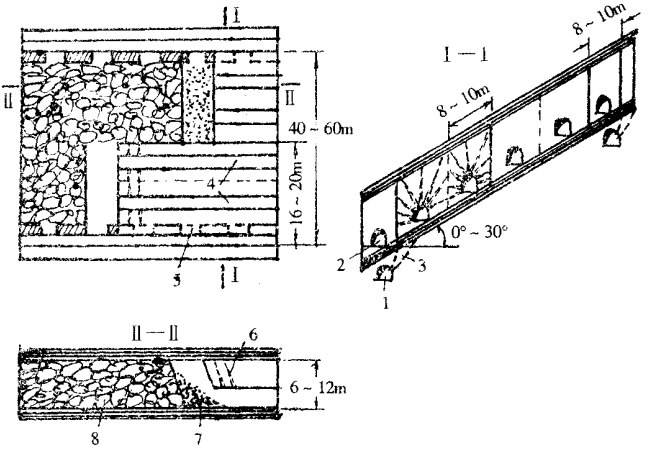


图 7－5－31　倾向高分段崩落法
1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;
4—分段凿岩平巷;5—联络道;6—放射形炮孔;7—矿石;8—崩落废石

(1)前法是各分段同时平行沿走向全面回采,而此法是沿矿块倾向划成两个高分段,并相互超前回采。超前距离一般为 20 ~ 30m;

(2)前法完全是在覆盖岩石下进行端部出矿,而此法一般具有两种出矿条件:覆盖岩石下出矿或空场下出矿,主要取决于上盘围岩稳固性和高分段斜长;

(3)前法一般适用于松软岩矿,而此法主要适用于很松软的上盘岩层,因为在很松软的上盘岩层下,使全面回采改为高分段回采,可以相应减小回采工作面的岩层地压,有效控制岩层崩落,以提高矿石回采率和降低矿石贫化率;

(4)此法优点与前述的分段全面崩落法相似,但是在很松软的上盘岩层条件下采用此法,可以进一步降低矿损与贫化。

5.倾向低分段崩落法

倾向低分段崩落法与前述的倾向高分段崩落法相似,如图 7 - 5 - 32 所示,不同点主要有以下几点:

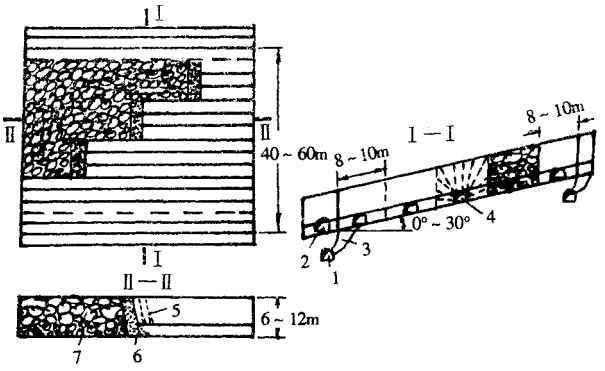


图 7 - 5 - 32　倾向低分段崩落法

1—阶段运输平巷;2—脉内平巷;3—放矿漏斗;
4—分段凿岩平巷;5—放射形炮孔;6—矿石;7—崩落废石

(1)前法是以高分段(即两个以上分段)沿走向相互超前回采,而此法是各分段相互超前回采,其间距一般为 20 ~ 30m;

(2)前法是在空场下出矿或覆盖岩石下出矿,出矿方法主要取决于上盘围岩稳固性及其变化,而此法完全是在覆盖岩石下出矿;

(3)此法适用条件与前述的倾向高分段崩落法相似,但此法最适用于很松软的上盘围岩。

6.走向宽分段崩落法

走向宽分段崩落法的特点,就是在阶段内沿走向划成宽分段(由若干分段组成),再由各分段的凿岩上山钻凿放射形炮孔,并沿倾向由上而下同时平行后退回采,采后矿石

一般在覆盖岩石下出矿，如图 7－5－33 所示。

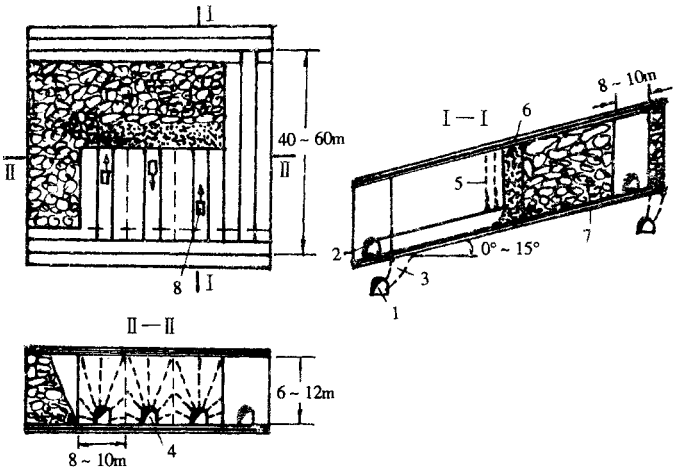


图 7－5－33　走向宽分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；
4—分段凿岩平巷；5—放射形炮孔；6—矿石；7—崩落废石；8—装运机

阶段斜长一般为 40～80m，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体厚度和矿体倾角，以及所选用的矿石装运设备类型而定。在阶段内，沿走向划成宽分段，或者若干分段为一组，其走向长度一般为 24～40m，主要根据岩矿稳固性、矿体形态变化而定。阶段间柱为 8.0～10m。

根据矿山生产能力，可以采取多阶段、多区段和多宽分段同时回采或依次回采。在区段或矿块内，可以采取多宽分段相互超前回采，其间距离一般为 20～30m。

采准工程布置如图 7－5－33 所示。

采准工程完成后，在宽分段的上端开掘切割槽，并由此沿倾向由上而下进行宽分段内各分段同时平行后退回采。在回采中，从各分段凿岩上山钻凿放射形炮孔，并同时平行沿倾向进行分层或分段崩矿，每次崩矿 2～3 排炮孔。炮孔深度为 4.0～10m，炮孔间距为 0.8～1.2m。

每次崩矿之后，应及时进行出矿。在松软上盘岩层下出矿一般都是在覆盖岩石下装运矿石。为了提高工作面矿石装运能力，应合理确定爆破参数。

在松软岩矿条件下，一方面应合理各分段凿岩上山的断面、间距及其支护形式，另方面又要根据上盘围岩稳固性，合理确定宽分段的走向长度或同时平行后退回采的分段数，以有效控制岩矿地压，保证安全生产和降低矿损贫化。

这种走向宽分段崩落法与现行底盘漏斗崩落法或现行其它采矿法相比，一般具有以

下优点：

(1)回采工艺简单，回采工序少，并可以采用多分段同时平行集中强采，使采场生产能力进一步提高；

(2)采准工程量小，回采工序简单，工效高，材料消耗少，使采矿成本进一步降低；

(3)合理确定宽分段的走向长度，有效控制上盘岩层地压，采取均匀出矿的措施，可以获得较佳贫损指标；

(4)在各分段上山内进行一切回采作业，可以确保安全生产。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿脉倾角一般为 0°～15°；

(2)矿脉厚度一般为 6.0～12m；

(3)矿脉一般比较松软；

(4)上盘围岩一般也比较松软或不稳固，其极限暴露面一般都在 50～60m^2 以下；

(5)下盘围岩一般由稳固、中等稳固至极不稳固，尤其是极不稳固的下盘围岩。

7.走向分段崩落法

走向分段崩落法与前述的走向宽分段崩落法相似，如图 7－5－34 所示。不同点主要有以下几点：

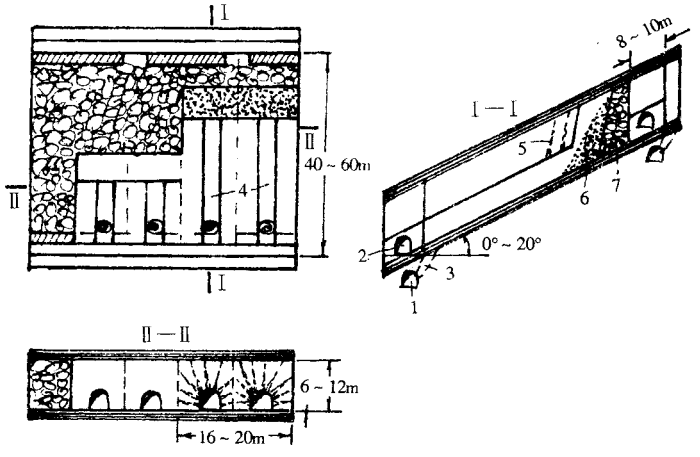


图 7－5－34　走向分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；

4—分段凿岩上山；5—放射形炮孔；6—矿石；7—崩落废石

(1)前法是沿走向划成宽分段，走向长度一般为 24～40m 以上，而此法是沿走向划成分段，走向长度一般为 16～20m；

(2)前法主要是在覆盖岩石下进行端部出矿，而此法一般可能出现覆盖岩石下出矿

或空场下出矿，主要取决于上盘岩层稳固性和分段走向长度的适应性；

(3)前法一般适用于松软岩矿条件，而此法适用于更松软的岩矿或者适当减少同时平行后退回采的走向分段数，以灵活调整松软上盘岩层的可崩性；

(4)此法优点与前述的走向宽分段崩落法相似，但是在相同的上盘岩层稳固性的条件下，以走向分段代替走向宽分段，有利于控制上盘岩层的可崩性，有利于降低矿损贫化。

8.走向窄分段崩落法

走向窄分段崩落法与前述的走向分段崩落法相似，如图 7－5－35 所示，不同点主要有以下几点：

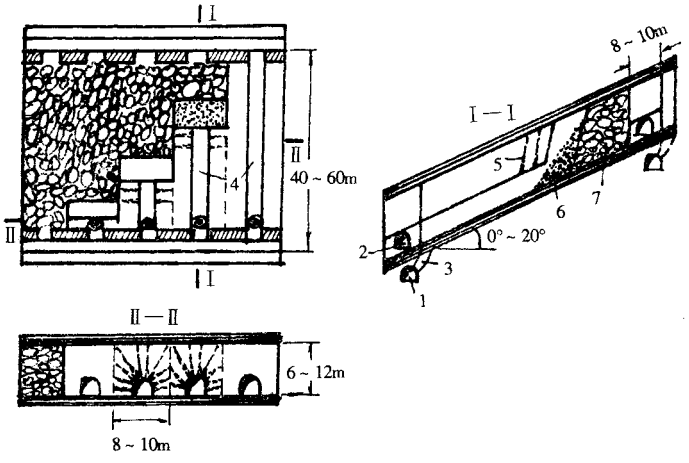


图 7－5－35　走向窄分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—脉内平巷；3—放矿漏斗；
4—分段凿岩上山；5—放射形炮孔；6—矿石；7—崩落废石

(1)前法的分段宽度为 16～20m，而此法的分段宽度一般为 8.0～10m；

(2)此法的适用条件与前法相似，但是此法主要适用于更松软的上盘围岩，也就是说，此法更适用上盘岩层的极限暴露，从而可以进一步降低矿损贫化；

(3)此法优点与前法相似，而且此法更适应松软上盘围岩，使矿石回采率进一步提高。

9.柔性假顶分层切顶分段全面崩落法

柔性假顶分段全面崩落法的特点，就是在矿块内先在矿体顶部沿走向进行分层切顶，并铺设柔性假顶，然后沿倾向划成分段，并利用各分段凿岩平巷钻凿放射形炮孔和崩矿，最后松软上盘岩层随着自行冒落，如图 7－5－36 所示。

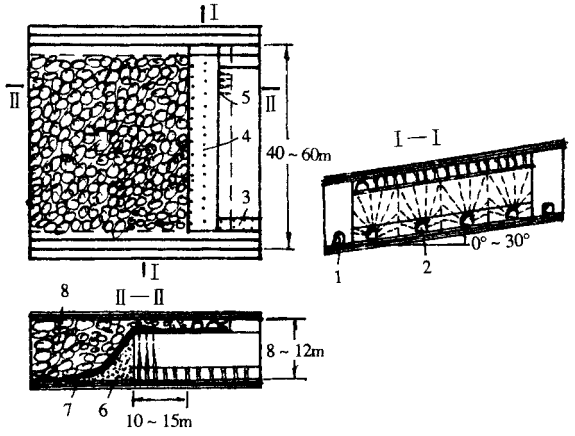


图 7－5－36　柔性假顶分层切顶分段全面崩落法

1—脉内平巷；2—分段凿岩平巷；3—分层切顶平巷；4—分层切顶工作面；5—分层切顶回采工作面浅孔；6—矿石；7—柔性假顶；8—崩落废石

阶段斜长一般为 40～60m，主要根据岩矿稳固性、矿体形态变化和矿体倾角而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度为 200～300m，后者为 40～60m，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体厚度而定。阶段间柱为 8.0～10m。

为了提高矿山生产能力，可以采取多阶段、多区段或多矿块同时回采。在区段或矿块回采中，首先超前分层切顶和铺设假顶，继而在柔性假顶掩护下同时平行沿走向全面回采各相邻分段。分层切顶回采工作画与各相邻分段全面回采工作面之间距离一般为 15～20m。

采准工程布置如图 7－5－36 所示。

采准工程完成后，先在矿体顶部沿走向进行分层切顶回采，并及时铺设柔性假顶。待分层切顶回采工作面超前 15～20m 以后，再在区段或矿块一侧开掘切割槽，并由此沿走向进行各相邻分段的同时平行后退全面回采。在回采中，从各分段凿岩平巷钻凿放射形炮孔，并沿走向依次进行分层或分段崩矿，每次崩矿 2～3 排炮孔。炮孔深度一般为 4.0～10m，主要取决于矿体厚度和分段凿岩平巷间距。炮孔间距一般为 0.8～1.2m，主要根据矿石爆破性、炸药性能、装药量及对矿石块度的要求而定。

每次分层或分段崩矿之后，应及时出矿。在松软上盘岩层条件下，可以在柔性假顶掩护下进行出矿，并可以获得较高的矿石回采率和较低的矿石贫化率。为了提高出矿工作面装运机的效率，应合理选定爆破参数，设法避免大块产出。

在松软岩矿回采中，有效控制岩矿地压，是此法获得预期效果的重要关键。为此，一般应注意以下几点：

(1)应根据松软岩矿的特点,合理选取阶段斜长和矿块走向长度;

(2)应根据岩矿松软特征和矿体厚度,以及采场回采周期,研究应用相应的柔性假顶的材料及其结构,严防回采过程中断裂或失效;

(3)应根据岩矿性质和矿体厚度、出矿生产能力以及柔性假顶的性质和质量,合理选定同时平行分层或分段崩矿的炮孔排数;

(4)在整个矿块回采中,自始至终坚持"三强",其中尤其要选用高效装运机,实行集中出矿,尽量缩短采场生产周期,以有效控制岩矿地压。

这种柔性假顶分层切顶分段全面崩落法与现行一般分层崩落法、方框支柱充填崩落法、无底柱分段崩落法以及底盘漏斗崩落法相比,一般具有以下优点:

(1)矿体下部采用无底柱分段崩落法,有利于高效装运设备的推广应用,并可集中强采,从而可以获得较大的采场生产能力;

(2)采准工程量小,分段全面回采的工效高,材料消耗少,从而可以获得较低的采矿成本;

(3)矿体顶部采用分层崩落法,其下部采用柔性假顶作掩护的无底柱分段崩落法,从而可以获得较高的矿石回采率和较低的矿石贫化率;

(4)人员一般都是在狭窄工作面和巷道中进行一切回采作业,可以获得较好的通风安全条件。

此法主要适用于以下条件的矿山:

(1)矿脉倾角一般为 0°~30°;

(2)矿体厚度一般为 8.0~12m;

(3)矿脉品位高,而且很松软;

(4)上盘围岩很松软或很破碎;

(5)下盘围岩一般可以由稳固、中等稳固至不稳固,尤其是最适用于很松软的下盘围岩。

10.多分段全面崩落法

多分段全面崩落法的特点,就是在矿块内沿倾向,划成若干分段,并沿走向进行多分段同时平行全面回采,采后空区随着自行逐步崩落,如图 7-5-37 所示。

阶段斜长为 40~60m,主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体厚度和矿体倾角而定。在阶段内,沿走向划成区段或矿块,前者走向长度为 200~300m,后者为 40~60m,王要根据矿体形态变化、矿体走向长度、矿体厚度和岩矿稳固性以及矿石运搬方式而定。阶段间柱为 8.0~10m。

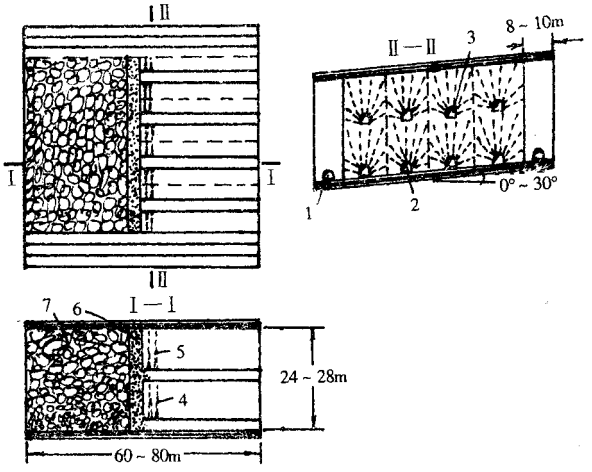


图 7－5－37　多分段全面崩落法

1—阶段脉内平巷；2—下分段凿岩平巷；3—上分段凿岩平巷；
4—下分段放射形炮孔；5—上分段放射形炮孔；6—矿石；7—崩落废石

可以采取多阶段、多区段和多矿块同时回采，以提高矿山生产能力，但是为了有效控制岩矿地压，一般应采取集中强采。在矿块回采中，各分段都是沿走向同时平行全面回采，以有效控制岩矿地压和降低矿损贫化。

采准工程布置如图 7－5－37 所示。

采准工程完成后，在矿块一侧开掘切割槽，并由此沿走向进行各分段同时平行全面回采。在回采中，从各分段平巷分别钻凿放射形炮孔，并沿走向同时平行进行分层或分段崩矿。每次崩矿一般为 2～3 排炮孔，主要根据矿石爆破性、炮孔间距、上盘岩层稳固性和矿石装运方式及其设备而定。炮孔深度一般为 4.0～10m，主要取决于各分段的宽度和高度。炮孔间距一般为 0.8～1.2m，主要根据矿石爆破性、炸药性能及其装药系数以及对矿石块度的要求而定。

在各分段同时平行回采中，每次分层或分段崩矿之后，应在各分段平巷同时集中出矿。为了提高矿石回采率和降低矿石贫化率，各分段一般应遵循由上而下的依次出矿顺序，并严格遵守端部出矿的有关规程。

在此法的岩矿地压控制中，一般应注意以下几点：

(1)应根据岩矿稳固性，合理确定分段高度和宽度，以及分段平巷断面及其支护形式，确保各分段平巷的稳定性；

(2)应根据上盘岩层稳固性，合理确定阶段斜长，充分利用上盘岩层的稳定性，提供空场下出矿条件，防止废石过早渗入矿石，引起较大矿损贫化；

(3)在松软矿体回采中，上分段平巷出现有断裂或移动现象时，应及时调整上下分段

的回采顺序，必要时立即停止下分段回采，而使上分段相应超前回采。超前距离一般为5.0～10m。

这种多分段全面崩落法与现行一般无底柱分段崩落法、底盘漏斗崩落法以及其它现行采矿法相比，一般具有以下优点：

(1)采准工程量小，采场生产周期短，并可以广泛推广应用高效采、装、运设备和采取集中强采，从而可以进一步提高采场生产能力和矿山生产能力；

(2)采掘比小，工效高，材料消耗少，从而可以进一步降低采矿成本；

(3)采取多分段同时平行全面回采，努力减少矿石与废石的接触面，有利于进一步降低矿损贫化；

(4)在各分段平巷内进行一切回采作业，可以保证生产安全性。

此法一般适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为0°～30°；

(2)矿体厚度一般为24～28m左右；

(3)上盘围岩一般由不稳固至极不稳固，其极限暴露面一般为10～100m^2左右，属于松软岩层；

(4)矿体一般由不稳固至不够稳固，极限暴露面一般为100～400m^2左右，也属于松软矿体；

(5)下盘围岩一般由稳固至极不稳固，尤其适用于不稳固的下盘岩层。

11.多倾向分段崩落法

多倾向分段崩落法与前述的多分段全面崩落法相似，如图7－5－38所示。不同点主要有以下几点：

(1)前法的回采工作面长度相当于阶段斜长，一般为30～50m，而此法回采工作面长度仅是前法的一半；

(2)前法中各分段同时平行沿走向全面回采，而此法是两个倾向分段相互超前回采，其间距离一般为20～30m；

(3)在相同的岩矿条件下，尤其是在很松软的上盘岩层下，采用此法可以相应缩小岩层暴露面，避免崩落废石过早渗入矿石，引起矿损贫化；

(4)此法适用条件与前法相似，但是此法更适用于上盘岩层很松软或破碎的缓倾斜厚矿体。

12.多走向宽分段崩落法

多走向宽分段崩落法的特点，就是在矿块内沿倾向划成两个以上走向宽分段，并沿倾向由上而下同时平行回采，采后空区随着自行逐步冒法，如图7－5－39所示。

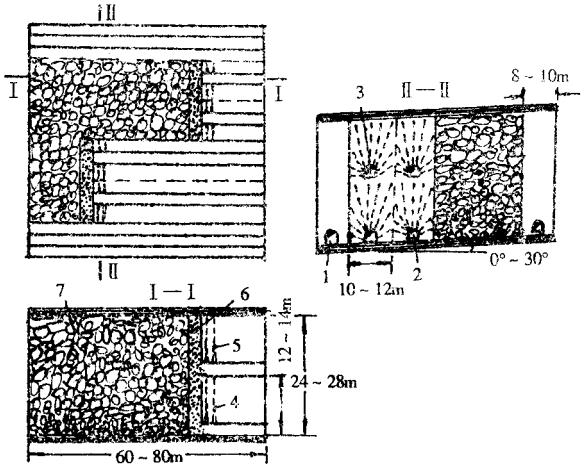


图 7－5－38　多倾向分段崩落法

1—阶段脉内平巷；2—下分段凿岩平巷；3—上分段凿岩平巷；
4—下分段放射形炮孔；5—上分段放射形炮孔；6—矿石；7—崩落废石

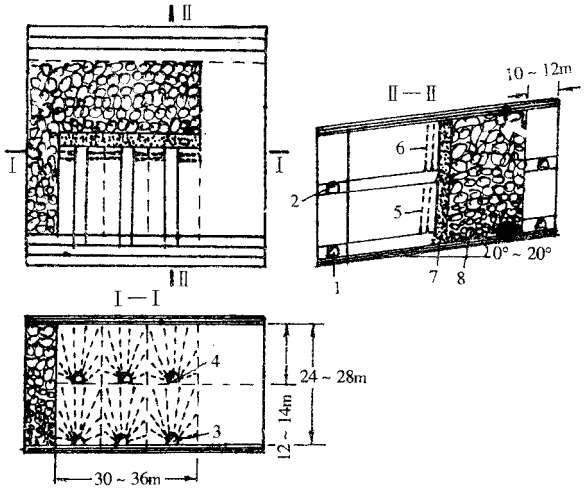


图 7－5－39　多走向宽分段崩落法

1—阶段脉内平巷；2—分段联络平巷；3—下分段凿岩上山；4—上分段凿岩上山；
5—下分段放射形炮孔；6—上分段放射形炮孔；7—矿石；8—崩落废石

阶段斜长一般为 60～120m，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体倾角和矿体厚度，以及矿石运搬方式及其设备类型而定。在阶段内，沿走向划成区段，走向长度一般为 200～300m。在区段内，沿走向划成宽分段，走向长度一般为 30m 以上，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体倾角和厚度而定。阶段间柱为 10～12m。

在松软岩矿条件下，一般不宜采取多阶段、多区段和多矿块同时分散慢，而应采取依次集中强采，以有效控制岩矿地压，努力降低矿损贫化和确保安全生产。在宽分段回采中，各分段沿倾向由上而下同时平行回采，以减少矿石与废石接触面和降低矿损贫化。

采准工程布置如图 7－5－39 所示。

采准工程完成后，在宽分段的上端开掘切割槽，并由此沿倾向由上而下进行各分段同时平行后退回采。在回采中。从各分段上山分别钻凿放射形炮孔，并沿倾向由上而下同时平行进行分层或分段崩矿，每次崩矿一般为 2～3 排炮孔，主要根据上盘岩层稳固性、矿石爆破性、炮孔间距以及矿石装运方式及其设备类型而定。炮孔深度一般为 4.0～10m，主要取决于各分段的高度及其宽度。炮孔间距一般为 0.8～1.2m，主要根据矿石爆破性、炸药性能及其装药系数以及对矿石块度要求而定。

在各分段同时平行回采中，每次分层或分段崩矿之后，应在各分段上山同时集中出矿，并严格遵守由上而下的依次出矿顺序，以减少矿石与废石接触面，为降低矿损贫化提供条件。

为了有效控制岩矿地压，确保安全生产和降低矿损贫化，一方面应根据岩矿特性，合理选定分段高度及其宽度以及分段上山断面及其支护形式；另一方面又要根据上盘岩层特性，合理选定阶段斜长。除此，在整个回采过程中，应加强岩矿地压监测，尤其要加强上分段上山的稳定性监测，防止倒塌或破坏。

这种多走向宽分段崩落法与现行一般采矿法相比，一般具有以下优点：

(1)可以进一步提高采场生产能力和矿山生产能力；

(2)可以进一步降低采矿成本；

(3)可以进一步降低矿损贫化；

(4)可以进一步改善生产安全条件。

此法一般适用于以下条件：

(1)矿体倾角一般为 0°～20°，矿体厚度一般为 24m 以上；

(2)矿体及其上盘岩层都不够稳固，尤其是上盘和下盘围岩比较松软或破碎，极限暴露面一般在 80m^2 以下。

13.多走向分段崩落法

多走向分段崩落法与前述的多走向宽分段崩落法相似，如图 7－5－40 所示，不同点主要有以下几点：

(1)前法是采用宽分段，走向长度一般为 30m 以上，而此法是采用分段，走向长度一般为 20～24m；

(2)此法的优点与前法相似，但是此法中矿石与废石接触面较大，矿损贫化也相应增

加；

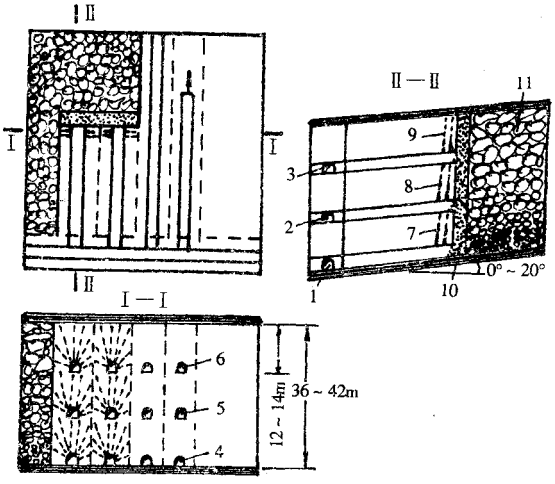


图 7－5－40　多走向分段崩落法

1—阶段脉内平巷；2—二分段联络道；3—三分段联络道；4—一分段凿岩上山；5—二分段凿岩上山；6—三分段凿岩上山；7—一分段放射形炮孔；8—二分段放射形炮孔；9—三分段放射形炮孔；10—矿石；11—崩落废石

(3)此法的适用条件与前法相似，但此法采后空区暴露面小，在上盘岩层稳固性相同条件下，可以避免废石过早渗入矿石，引起矿损贫化。

14.底盘漏斗多分段全面留矿崩落法

底盘漏斗多分段全面留矿崩落法的特点，就是在区段或矿块内，沿倾向和走向划成若干分段。各分段沿走向同时平行全面回采，并暂留大部分矿石，最后通过底盘漏斗运出采场，采后空区随着逐步自行冒落，如图 7－5－41 所示。

阶段斜长一般为 40～120m，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体厚度、矿体倾角、底部结构型式及其矿石运搬方式和设备类型而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度一般为 200～300m，后者一般为 60～80m，主要根据矿体形态变化、岩矿稳固性、矿体厚度、底部结构型式和矿石运搬方式及其设备的生产能力而定。各分段的高度和宽度分别为 15～20m 和 10～12m，主要根据岩矿稳固性、矿体厚度、阶段斜长以及所选用凿岩设备类型而定。

在松软岩矿条件下，为了有效控制岩矿地压，保证安全生产和降低矿损贫化，一般应采取集中强采。必要时，可以采取多阶段、多区段和多矿块同时回采。在区段或矿块回采中，各分段沿走向同时平行全面回采，并随着沿走向进行最后均匀放矿，以减少矿石与废石接触面和提高矿石回采率，降低矿石贫化率。

采准工程布置如图 7－5－41 所示。

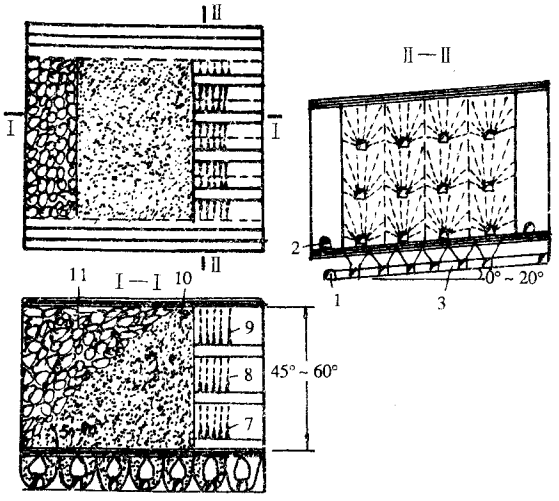


图 7－5－41　底盘漏斗多分段全面留矿崩落法

1—电耙联络平巷；2—阶段脉内平巷；3—电耙道；4—分段凿岩平巷；5—二分段凿岩平巷；6—三分段凿岩平巷；7—一分段放射形炮孔；8—二分段放射形炮孔；9—三分段放射形炮孔；10—矿石；11—崩落废石

采准工程完成后，在区段或矿块一侧开掘切割槽，并由此沿走向进行各分段同时平行全面回采。在回采中，从各分段凿岩平巷分别钻凿放射形炮孔，并沿走向同时平行进行分层或分段挤压崩矿。每次崩矿一般为 2～6 排炮孔，主要根据岩矿稳固性、矿石爆破性、炮孔间距以及对采场生产能力的要求和矿石装运设备类型而定。炮孔深度一般为 4.0～10m，主要取决于各分段的高度及其宽度。炮孔间距一般为 0.8～1.2m。

在各分段沿走向同时平行回采中，随着沿走向分层或分段挤压崩矿，同时底盘漏斗也沿走向进行相应的出矿或放矿，并使各放矿漏斗有计划地等量放矿。必要时制订各漏斗放矿图表，以便使矿石与废石的放矿界线，自始至终保持规定的倾斜角度，一般为 50°～70°，主要根据岩矿稳固性、矿体厚度、矿体形态变化、区段或矿块走向长度以及对采场生产能力的要求和矿石装运设备类型而定。

在厚大松软矿体回采中，为了有效控制岩矿地压，应集中强采，其中“强出”是一个重要关键。为了大力提高采场出矿能力，应研究推广应用现代高效装运设备和设施。除此，还应根据岩矿稳固性，合理确定阶段斜长、分段高度及其宽度、分段凿岩平巷断面及其支护形式以及合理选取矿石与废石的倾斜放矿角。同时，在整个回采过程中，应切实加强岩矿地压的监控工作，确保安全生产。

这种底盘漏斗多分段全面留矿崩落法一般具有以下优点：

(1)采取崩矿和出矿平行作业,尤其是研究推广应用高效采、装、运设备,可以大力提高采场生产能力和矿山生产能力;

(2)低工效、低消耗和低成本;

(3)采取连续均匀放矿,可以获得较佳的贫损指标;

(4)在巷道内进行一切回采作业,具有较好的生产安全性。

此法一般适用于以下条件的矿山:

(1)矿体倾角一般为 0°~20°,可以适用于高效采、装、运设备的应用;

(2)矿体厚度一般为 45~60m 以上;

(3)矿体上盘围岩和矿体一般不够稳固,尤其是上盘围岩比较松软或破碎,其极限暴露面一般在 40~100m² 以下;

(4)下盘围岩一般由很稳固、稳固至中等稳固以上。

15.底盘漏斗走向分段深孔留矿崩落法

底盘漏斗走向分段深孔留矿崩落法与前述的底盘漏斗多分段全面留矿崩落法相似,如图 7-5-42 所示,不同点主要有以下几点:

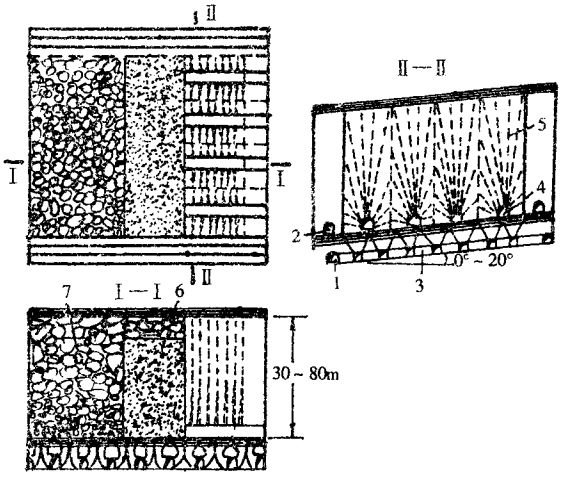


图 7-5-42　底盘漏斗走向分段深孔留矿崩落法

1—电耙联络平巷;2—阶段脉内平巷;3—电耙道;4—分段凿岩平巷;5—放射形深孔;6—矿石;7—崩落废石

(1)前法是沿走向全面留矿,并具有 50°~70°的倾斜放矿角,而此法是沿走向分段留矿,其走向长度一般为 12~14m,主要根据岩矿稳固性及其岩矿地压而定;

(2)前法是在各分段凿岩平巷中钻凿放射形中深孔,而此法是在各切底凿岩平巷中钻凿深孔,其深度一般由 5.0~80m 以上,主要取决于矿体厚度;

(3)此法与前法的适用条件相似,但是此法主要适用于岩矿较为松软,岩矿地压较大,尤其是下盘围岩稳固性较差及其底盘漏斗结构稳定性较差;

(4)此法与前法的优点相似,但是此法的采准工程量较小,而贫损指标稍差。

16.底盘漏斗自然崩落法

底盘漏斗自然崩落法与前述的底盘漏斗走向分段深孔留矿崩落法相似,如图 7-5-43 所示,不同点主要有以下几点:

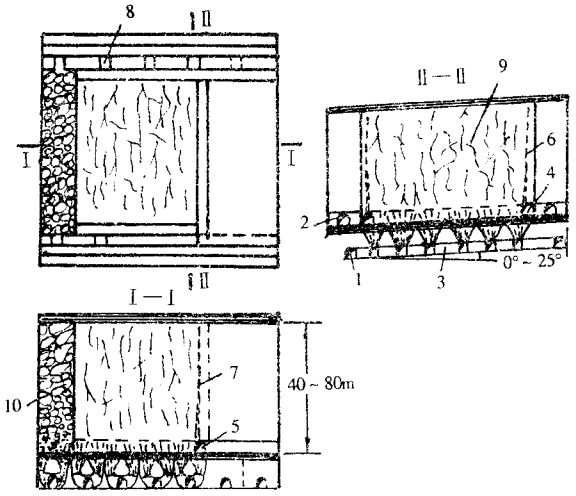


图 7-5-43　底盘漏斗自然崩落法

1—电耙联络平巷;2—阶段脉内平巷;3—电耙道;4、5—切割巷道;6、7—切割深孔;8—联络道;9—崩落矿石;10—崩落废石

(1)前法是利用深孔进行崩矿,而此法完全是利用矿体可崩性进行自然崩落;

(2)前法是利用深孔崩矿所形成的走向分段留矿后,从底盘漏斗进行集中均匀出矿或放矿,而此法是利用中深孔扩漏形成底部切割和侧面深孔切割,使松软矿体进一步失去支撑点和进一步增大矿体的可崩性,并随着采场底盘漏斗的逐步出矿或放矿,使松软矿体的可崩性不断发展和加速自然崩落;

(3)此法适用条件与前法相似,但是此法主要适用于更加松软的矿体,并具有必要的可崩性;

(4)此法优点与前法相似,但是此法不需要采取深孔崩矿,可以进一步降低采矿成本。

(三)急倾斜松软薄矿脉

1.分段全面房柱空场法

分段全面房柱空场法的特点,就是在矿块内沿倾向划成分段,并沿走向划成矿房及

其间矿柱，然后各分段沿走向同时平行全面回采，崩落矿石在空场下出矿，如图 7－5－44 所示。

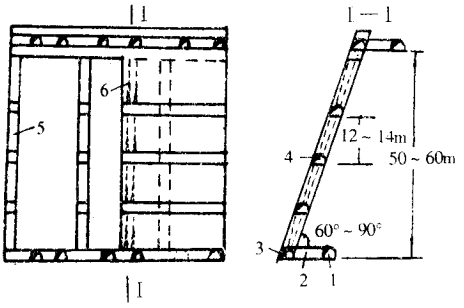


图 7－5－44　分段全面房柱空场法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底平巷；

4—分段平巷；5—矿柱；6—向上炮孔

阶段高度一般为 50～60m，主要根据矿脉倾角、上盘围岩稳固性和矿脉形态变化而定。在阶段内，沿倾向划成分段，垂高一般为 12～14m，主要根据岩矿稳固性、矿脉厚度、阶段高度和所选用的凿岩设备类型而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度一般为 200～300m，后者一般为 40～60m，主要根据矿脉走向长度、矿脉形态变化、岩矿稳固性和矿山生产能力而定。在区段或矿块内，沿走向划成矿房和矿柱，前者走向长度一般为 1.0～20m，后者一般为 2.0～3.0m，主要根据岩矿稳固性、矿脉形态变化、矿脉厚度及其品位以及阶段高度而定。

在松软薄矿脉回采中，为了有效控制岩矿地压，保证安全生产，提高采场生产能力和降低矿损贫化，一般也应采取集中强采。但是，为了保证矿山生产能力，必要时可以采取多阶段、多区段和多矿块同时回采。在矿块回采中，各分段一般应沿走向同时平行全面回采，但遇有极松软矿脉时，为了确保上分段平巷的稳固性，可以采取上分段超前于下分段回采。

采准工程布置如图 7－5－44 所示。

采准工程完成后，在矿块一侧的矿房内开掘切割槽，并由此沿走向进行各分段同时平行回采。在回来中，从各分段凿岩平巷向上钻凿炮孔，并沿走向同时平行进行分层崩矿。每次崩矿一般为 2～4 排炮孔，主要根据岩矿稳固性、炮孔间距以及对采场生产能力的要求和矿石装运生产能力而定。炮孔深度一般为 8.0～12m，主要根据各分段高度。炮孔间距一般为 0.8～1.2m，主要根据矿石爆破性、炸药性能及其装药量以及矿脉厚度而定。

每次分层崩矿之后，及时进行出矿，同时也可以边崩矿边出矿，以提高采场生产能

力。在采场平底结构中，一般采用装运机在出矿横巷中进行出矿。为了提高采场出矿能力，应合理选定爆破参数，努力降低大块产出率。

为了有效控制岩矿地压，确保安全生产，并提供空场下出矿条件，应根据岩矿稳固性，合理确定各分段凿岩平巷断面及其支护形式，并合理选取阶段高度和矿房宽度以及采取有效措施，实行‘三强’开采措施。

这种分段全面房柱空场法与现行一般向下分层胶结充填法、分层崩落法和支柱充填法相比，主要具有以下优点：

(1)回采工序少，并可采取多分段同时集中强采，可以进一步提高采场生产能力；

(2)回采工艺简单，回采工效高，材料消耗少，可以进一步降低采矿成本；

(3)除残留矿柱以外，矿房内采下矿石都是在空场下出矿，可以获得较佳矿石回采率；

(4)人员都是在分段平巷和出矿横巷中进行一切回采作业，具有较好的安全可靠性。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿脉倾角一般在 60°～90°左右；

(2)矿脉厚度一般为 1.5～3.0m 以上。在 1.0m 以下的富矿脉，也可推广应用；

(3)矿脉比较松软或很松软，其极限暴露面一般在 2.0～8.0m² 以下；

(4)上下盘围岩一般也比较松软，其极限暴露面一般可达 400～600m² 以上。

2.分段全面留矿房柱空场法

分段全面留矿房柱空场法与前述的分段全面房柱空场法相似，如图 7－5－45 所示。不同点主要有以下几点：

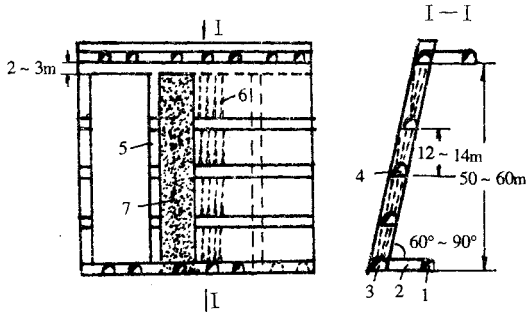


图 7－5－45　分段全面留矿房柱空场法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底平巷；4—分段平巷；5—矿柱；6—向上炮孔；7—矿石

(1)前法的矿房走向长度为 10～20m，而此法是 15～25m，主要由于留矿具有一定的

支撑作用；

(2)前法一般是在空场下出矿，而此法一般都是在留矿条件下进行崩矿和出矿，最后才进行最终放矿，并应采取集中强出，以有效控制岩层地压；

(3)此法适用条件与前法相似，在岩矿松软相同条件下，此法可以适当加大矿房走向长度，从而可以进一步提高矿石回采率和改善安全可靠性。

3.分段全面走向宽分段留矿崩落法

分段全面走向宽分段留矿崩落法的特点，就是在区段或矿块内沿倾向划成分段，沿走向划成宽分段，并且各倾向分段沿走向同时平行全面回采，采下矿石大部暂留采场，随着最后出矿或放矿，上下盘岩层也将随之自行逐步冒落，如图 7－5－46 所示。

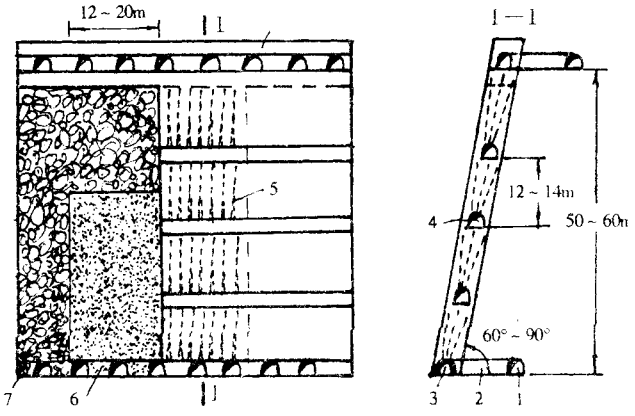


图 7－5－46　分段全面走向宽分段留矿崩落法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底干巷；

4—分段平巷；5—向上炮孔；6—矿石；7—崩落废石

阶段高度一般为 50～60m。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度为 200～300m，后者为 40～60m。在区段或矿块内，沿走向划成宽分段，走向长度一般为 20m，主要根据上下盘围岩稳固性和阶段高度而定。沿倾向划成分段，垂高一般为 12～14m，主要根据阶段高度和凿岩设备类型而定。

在松软薄矿脉回采中，尤其是围岩也较松软的条件下，一般应采取集中强采，以有效控制岩矿地压，确保安全生产和降低矿损贫化。在矿块回采中，各分段应沿走向同时平行全面回采。

采准工程布置如图 7－5－46 中所示。

采准工程完成后，在矿块一侧开掘切割槽，并由此沿走向进行各倾向分段同时平行回采。在回采中，从各倾向分段凿岩平巷向上钻凿炮孔，并同时平行进行分层或分段崩矿，每次崩矿一般为 2～4 排炮孔。炮孔深度一般为 8.0～12m，其间距一般为 0.8～

1.2m。

每次分层或分段崩矿之后，应在相应的分段凿岩平巷或采场下部出矿横巷中进行局部出矿或放矿，待崩矿宽度达到 12～20m 时（即宽分段的走向长度），即开始宽分段内的最后出矿或放矿。此宽分段内最后放矿结束后，又开始下一个宽分段内的分层或分段崩矿，如此反复进行，直至整个矿块回采结束为止。

宽分段内最后出矿或放矿，主要是在采场下部各出矿横巷中进行。为了提高出矿横巷中装运机的出矿能力，应合理选定爆破参数，避免或减少大块产出率。

为了确保安全生产和降低矿损与贫化，应根据岩矿稳固性，合理确定各分段凿岩平巷断面及其支护形式，并正确选取阶段高度和宽分段的走向长度，尤其要采取“三强”措施，以有效控制岩矿地压。

这种分段全面走向宽分段留矿崩落法与现行一般采矿法相比，主要具有以下优点：

（1）回采工序一般仅有崩矿和出矿，并可以采取多分段集中强采，从而可以获得较大采场生产能力和矿山生产能力；

（2）回采工序少，工效高，材料消耗小，从而可以提高矿山经济效益；

（3）充分利用围岩的稳定性，合理选定宽分段，减少矿石与废石接触面，从而可以获得较低的矿损贫化；

（4）在各分段凿岩平巷和出矿横巷中进行一切回采作业，可以获得较好的安全可靠性。

此法主要适用于以下条件的矿山：

（1）矿脉倾角一般为 60°～90°；

（2）矿脉厚度一般为 1.5～4.0m；

（3）矿脉不够稳固或不稳固，其极限暴露面一般在 100～400m^2 左右；

（4）矿脉的上下盘一般比较松软或破碎，极限暴露面一般在 200～400m^2 以下。

4.分段全面走向分段留矿崩落法

分段全面走向分段留矿崩落法与前述的分段全面走向宽分段留矿崩落法相似，如图 7－5－47 所示，不同点主要有以下几点：

（1）前法是采用宽分段，走向长度一般为 12～20m，而此法是采用分段，走向长度一般为 5.0～6.0m，主要根据上下盘围岩稳固性和阶段高度而定；

（2）此法的优点与前法相似，但是此法中矿石与废石接触面较大，矿损贫化相应增高；（3）此法适用条件与前法相似，但是此法主要适用于更松软的岩矿条件。

5.分段全面走向窄分段留矿崩落法

分段全面走向窄分段留矿崩落法与前述的分段全面走向分段留矿崩落法相似，如图

7－5－48 所示，不同点主要有以下几点：

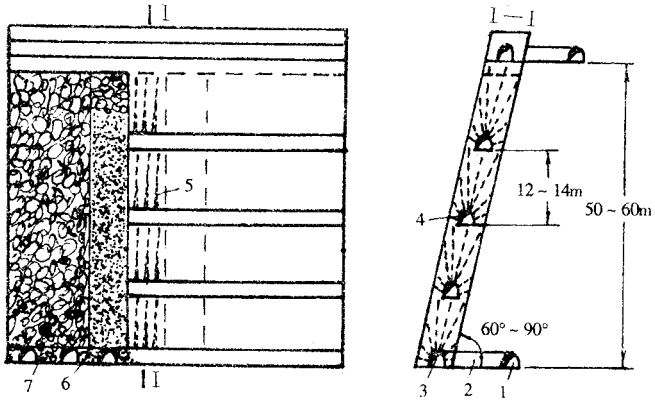


图 7－5－47　分段全面走向分段留矿崩落法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底平巷；

4—分段平巷；5—向上炮孔；6—矿石；7—崩落废石

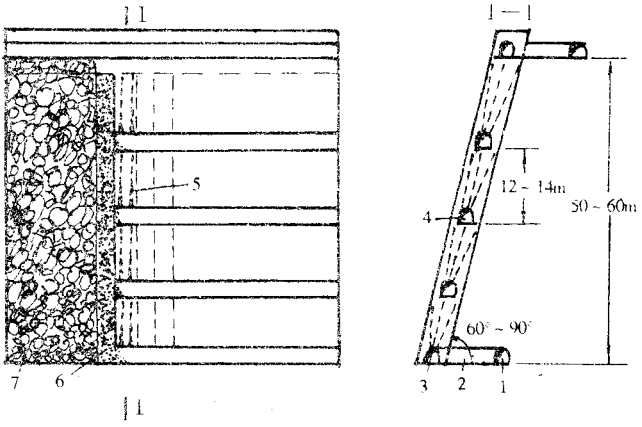


图 7－5－48　分段全面走向窄分段留矿崩落法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；2—切底平巷；

4—分段平巷；5—向上炮孔；6—矿石；7—崩落废石

(1)前法是采用分段，走向长度一般为 5.0～6.0m，而此法是采用窄分段，一般仅为 1.8～2.5m，主要根据围岩稳固性和矿石铲运设备类型而定；

(2)此法与前法的优点相似，但是此法的矿损贫化较大；

(3)此法与前法的适用条件相似，但是此法主要适用于更加松软的岩矿条件。

(四)急倾斜中厚、厚松软矿体

1. **分段全面留矿房柱空场法**

分段全面留矿房柱空场法的特点，就是在矿块内沿倾向划成分段，并沿走向划成矿房和矿柱，然后各分段沿走向同时平行全面回采，崩落矿石进行局部出矿。矿房回采结束后，再在空场下进行最后全部出矿，如图 7－5－49 所示。

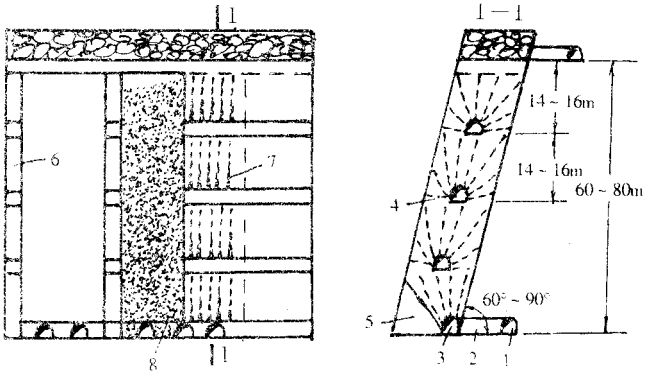


图 7－5－49　分段全面留矿房柱空场法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底平巷；
4—分段平巷；5—三角底柱；6—矿柱；7—向上炮孔；8—矿石

阶段高度一般为 60～80m。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度一般为 200～300m，后者一般为 60～80m。在区段或矿块内，再沿走向划成矿房和矿柱，前者为 10～30m，后者为 2.0～3.0m，并沿倾向划成分段，垂高一般为 14～16m。采场顶柱高度为 4.0～6.0m，采场底柱改为斜底，或称三角底柱。

在松软中厚矿体回采中，更应采取集中强采，不应采取多阶段、多区段和多矿块同时回采。在矿块回采中，一般沿走向依次回采各相邻矿房。在矿房回采中，各分段沿走向同时平行全面后退回采。

采准工程布置如图 7－5－49 所示。

采准工程完成后，在矿块一侧的矿房内开掘切割槽，并由此在矿房内沿走向进行各分段同时平行回采。待矿房回采结束或采至矿柱后，又隔以矿柱重新在相邻矿房内开掘新的切割槽，并由此在矿房内继续沿走向进行各分段同时平行回采。如此反复进行，直至全矿块全部回采结束。

在矿房回采中，从各分段凿岩平巷向上钻凿放射形炮孔，并同时进行分层或分段崩矿。每次崩矿一般为 2～4 排炮孔。炮孔深度一般为 12～14m，炮孔间距一般为 0.8～1.2m。

每次分层或分段崩矿之后，应在相应的分段凿岩平巷或采场下部出矿横巷中进行局部出矿或放矿。待矿房回采结束后，再进行矿房内的最后出矿或放矿。

在矿房内进行局部出矿或最后出矿，主要是在采场下部出矿横巷中，采用相应的装运设备。在矿房内沿走向分层或分段崩矿之中，应正确选定矿石爆破参数，努力减少大块产出率，以提高采场出矿能力。

为了有效控制岩矿地压，确保安全生产，降低矿损贫化，应根据岩矿稳固性，正确选取各分段平巷断面及其支护形式，并合理确定阶段高度、矿房宽度以及采场顶柱高度，尤其要采取集中强采措施，提供空场下出矿条件。

这种分段全面留矿房柱空场法与现行一般采矿法相比，主要具有以下优点：

(1)回采工序简单，并可以采取平行作业和多分段集中强采，从而可以进一步提高采场生产能力和矿山生产能力；

(2)回采工序较少，工效较高，材料消耗较小，从而可以进一步降低采矿成本；

(3)可以充分利用岩矿稳固性，提供空场下出矿条件，从而可以获得较小的矿损贫化；

(4)在小断面巷道中进行一切回采作业，从而具有较好的生产安全性。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为 60° ~ 90°；

(2)矿体厚度一般为 5.0 ~ 12m；

(3)矿体比较松软或不够稳固，其极限暴露面一般在 100 ~ 200m^2 左右；

(4)围岩一般也不够稳固，但极限暴露面一般在 200 ~ 400m^2。

2.分段全面走向宽分段留矿崩落法

分段全面走向宽分段留矿崩落法的特点，就是在矿块内沿倾向划成分段，沿走向划成宽分段，而且各倾向分段沿走向同时平行全面回采，大部矿石暂留在采场，最后进行出矿或放矿，上复岩石也将随之自行逐步冒落，如图 7 - 5 - 50 所示。

阶段高度 40 ~ 80m。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度为 200 ~ 300m，后者为 50 ~ 80m。在矿块内，沿走向划成宽分段，走向长度为 10 ~ 25m。沿倾向划成分段，垂高为 14 ~ 16m。

在松软中厚矿体回采中，一般应采取集中强采，这样既有利于松软岩矿地压的有效控制，又便于生产技术的集中管理。在矿块回采中，各倾向分段应沿走向同时平行回采。

采准工程布置如图 7 - 5 - 50 所示。

采准工程完成后，在矿块一侧开掘切割槽，并由此沿走向进行各倾向分段同时平行回采。在回采中，从各倾向分段凿岩平巷向上钻凿炮孔，并同时平行进行分层或分段崩矿。每次崩矿一般为 3 ~ 6 排炮孔。炮孔深度一般为 2.0 ~ 14m。炮孔间距一般为 1.0 ~ 1.4m。在矿块沿走向回采中，各倾向分段的每次分层或分段崩矿之后，应在相应的分段

凿岩平巷或采场下部出矿横巷中进行局部出矿或放矿，直至崩矿宽度达到预定的宽分段，即 10～25m 时，开始宽分段内的最后出矿或放矿。待此宽分段内最后出矿结束后，又开始下一个宽分段的分层或分段崩矿以及最后出矿。如此反复进行，直至整个矿块回采结束为止。

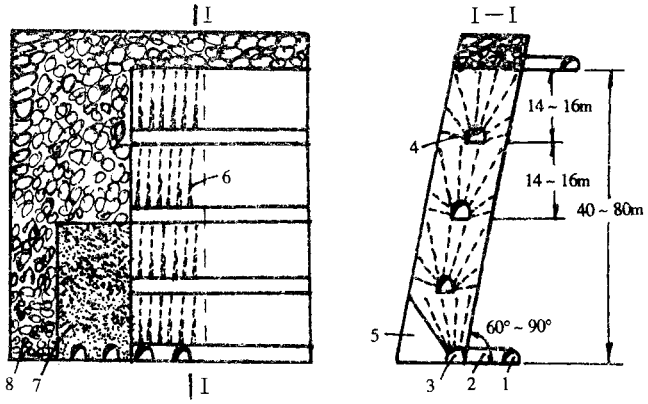


图 7－5－50　分段全面走向宽分段留矿崩落法

1—脉外阶段运输平巷；2—装矿横巷；3—切底平巷；4—分段平巷；5—三角底柱；6—向上炮孔；7—矿石；8—崩落废石

宽分段内最后出矿或放矿，主要是在采场下部各出巷横巷中进行。在松软中厚矿体回采中，提高采场出矿能力，是实现集中强采的关键。为此，一方面应推广应用相应的高效装运设备，另一方面应合理选取爆破参数，设法避免或减少大块产出率。

在松软中厚矿体回采中，为了有效控制岩矿地压，确保安全生产和降低矿损与贫化，一般应注意以下几点：

(1)正确选定各分段凿岩平巷和出矿横巷的断面及其支护形式；

(2)合理确定阶段高度和宽分段走向长度；

(3)积极采取集中强采，尤其是采取集中强采和强出。

这种分段全面走向宽分段留矿崩落法与现行一般分层崩落法、方框支柱充填法、方框支柱崩落法和向下分层胶结充填法相比，一般具有以下优点：

(1)回采工序简单，主要仅有崩矿和出矿，并可以采取多分段集中强采和强出，从而可以进一步提高采场生产能力和矿山生产能力；

(2)工序少，工效高，材料消耗小，从而可以进一步降低采矿成本；

(3)充分利用围岩稳固性，合理选取阶段高度和宽分段走向长度及严格规定均匀出矿，使矿石与废石接触面降低到最低限度，从而可以获得较低矿损贫化；

(4)在小断面的分段凿岩平巷和出矿横巷中进行回采作业，具有较好的生产安全性。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为 60°～90°；

(2)矿体厚度一般为 5.0～12m；

(3)矿体一般不够稳固，极限暴露面一般在 100～400m² 以下；

(4)上下盘围岩一般也不够稳固或不稳固，甚至也较松软，极限暴露面一般在 400m² 以下。

3.分段全面崩落法

分段全面崩落法与前述的分段全面走向宽分段留矿崩落法相近似，如图 7－5－51 所示，不同点主要有以下几点：

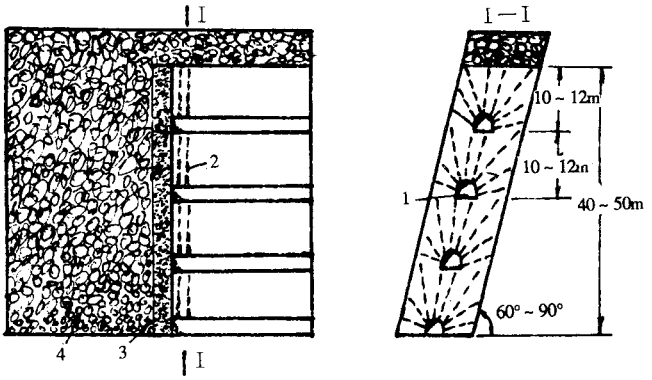


图 7－5－51　分段全面崩落法

1—分段平巷；2—放射形炮孔；3—矿石；4—崩落废石

(1)前法的阶段高度为 40～80m，倾向分段高度为 14～16m，而此法的阶段高度为 40～50m，倾向分段高度为 10～12m；

(2)前法是采用脉外采准工程布置，而此法是采用脉内采准工程布置；

(3)前法主要采取多排炮孔的分段崩矿，并采用宽分段留矿和出矿横巷中出矿，而此法主要采用单排或双排炮孔的分层崩矿，并随着在各分段凿岩平巷中进行出矿；

(4)此法优点与前法相似，但是此法中矿石与废石接触面较大，矿损贫化也相应较大；

(5)此法适用条件与前法相似，但是此法主要适用于岩矿都很松软的中厚矿体。

4.柔性假顶低分段崩落法

柔性假顶低分段崩落法的特点，就是在矿块内沿倾向划成分段，并在柔性假顶掩护下，由上而下依次回采各相邻倾向分段。随着回采，上覆岩层也将自行冒落，如图 7－5－52 所示。

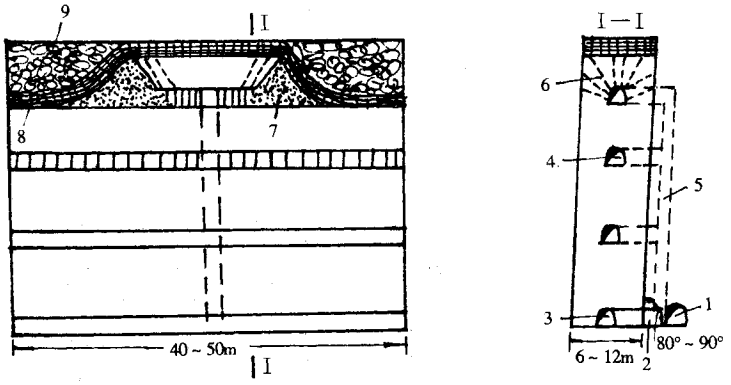


图 7－5－52　柔性假顶低分段崩落法

1—脉外阶段运输平巷；2—横巷；3—脉内阶段平巷；4—分段平巷；5—脉外天井；6—放射形炮孔；7—矿石；8—柔性假顶；9—崩落废石

阶段高度一般为 40～60m，主要根据岩矿稳固性、矿体形态变化、矿体厚度、矿体倾角而定。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度为 200～300m，后者为 40～60m，主要根据矿体走向长度及其形态变化、岩矿稳固性和开采强度而定。在矿块内，沿倾向划成分段，垂直高度一般为 5.0～10m，主要根据岩矿稳固性、矿体倾角和回采速度而定。

在松软岩矿条件下，一般都应采取集中强采、不宜采取多阶段、多区段和多矿块同时回采。在矿块回采中，各倾向分段一般应由上而下进行依次回采，而每个倾向分段应由矿块两侧向中间回采。

采准工程布置如图 7－5－52 所示。

采准工程完成后，首先在一分段顶部沿走向进行分层切顶回采，并及时铺设柔性假顶，其回采方法及其工艺类似一般分层崩落法。待一分段顶部的柔性假顶形成后，在一分段的两侧开掘切割槽，并由此沿走向进行后退式回采。在回采中，由一分段的分段凿岩平巷向上钻凿放射形炮孔，并沿走向进行分层崩矿。分层宽度一般为 1.8～2.0m，炮孔深度一般为 4.0～8.0m，主要取决于分段高度。炮孔间距一般为 0.8～1.2m。

各倾向分段沿走向同时平行进行分层崩矿之后，应及时在各分段凿岩平巷进行端部出矿。在柔性假顶掩护下进行分段端部出矿，可以防上覆岩石混入矿石，同时端部残余矿石又可以从下分段回收。但是，为了集中强采，还必须注意采用高效装运机，设法避免或减少大块产出。

在松软中厚矿体的此法应用中，为了有效控制岩矿地压，确保安全生产，降低矿损贫化，还应注意以下几点：

(1)合理选取各倾向分段凿岩平巷和人行通风材料天井的位置、断面和支护形式；

(2)合理确定阶段高度和分段高度，并采取集中强采和强出，设法减少采场生产周期；

(3)应采取措施，加强各分段凿岩平巷的独头工作面的局部通风。

这种柔性假顶低分段崩落法与现行一般分层崩落法、无底柱分段崩落法、方框支柱充填法、方框支柱崩落法和向下分层胶结充填法相比，一般具有以下优点：

(1)回采工序少，回采工艺简单，并可以采取集中强采，有利于进一步提高采场生产能力；

(2)回采工效高，材料消耗小，有利于进一步降低采矿成本；

(3)利用柔性假顶隔离上覆岩石，有利于进一步降低矿损贫化；

(4)在各分段凿岩平巷内进行一切回采作业，具有较好的生产安全性。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为 60°～90°；

(2)矿体厚度一般为 6.0～12m 以上；

(3)矿体松软或破碎，极限暴露面一般在 10m 以下；

(4)上下盘围岩也比较松软或破碎，极限暴露面一般也在 $10～20m^2$ 以下；

(5)矿石品位一般在中等以上。

5.分段留矿底盘漏斗崩落法

分段留矿底盘漏斗崩落法的特点，就是在矿块内沿倾向划成分段，并垂直走向同时平行回采。崩落矿石一般在各倾向分段凿岩平巷进行局部出矿，随后从底盘漏斗进行最后出矿或放矿，上覆岩层或废石也随着自行冒落，如图 7－5－53 所示。

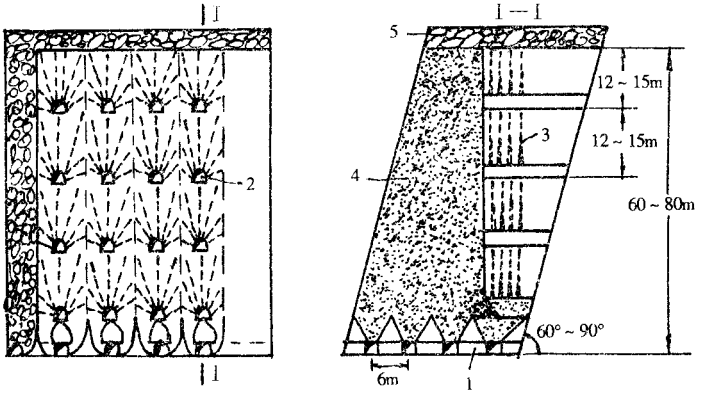


图 7－5－53　分段留矿底盘漏斗崩落法

1—电耙巷道；2—分段巷道；3—放射形炮孔；4—矿石；5—崩落废石

阶段高度一般为 60 ~ 80m。在阶段内，沿走向划成区段或矿块，前者走向长度一般为 200 ~ 300m，后者一般为 48 ~ 60m。在矿块内，沿倾向划成分段，垂高一般为 12 ~ 15m。

在松软厚矿体回采中，务必采取集中强采，切忌采用多阶段、多区段和多矿块同时分散慢采。也就是说，应采取“强掘”、“强采”和“强出”的必要措施，以有效控制岩矿地压。各相邻矿块一般沿走向依次回采，在矿块内的各相邻倾向分段一般由上盘向下盘回采。

采准工程布置如图 7 - 5 - 53 所示。

采准工程完成后，在矿块的上盘开掘切割槽，并由此从上盘至下盘进行各倾向分段同时平行回采。在回采中，从各倾向分段凿岩横巷分别钻凿放射形炮孔，并垂直走向同时平行进行分层或分段挤压崩矿。每次崩矿一般 2 ~ 6 排炮孔。炮孔深度一般为 5.0 ~ 12m，炮孔间距一般为 0.8 ~ 1.2m。

待各倾向分段回采到下盘以后，开始从各底盘漏斗进行均匀出矿或放矿，并使各放矿漏斗有计划地等量出矿，使矿石与废石接触面始终保持水平面。为此，必要时可以预先制订放矿图表。

在急倾斜松软矿体回采中，务必有效控制岩矿地压，确保安全生产，努力降低矿损贫化。为此，一般应注意以下几点：

(1)合理确定阶段高度和矿块走向长度，以及各倾向分段高度及其宽度；

(2)合理选取底盘漏斗结构及其断面和支护形式，并合理选定各倾向分段凿岩平巷的断面和支护形式；

(3)切实采取“三强”措施，其中着重采取“强出”措施，尤其要采用高效装运设备，大力提高采场出矿能力，缩短采场生产周期；

(4)加强采场岩矿地压的监控和研究。

这种分段留矿底盘漏斗崩落法与现行一般采矿法相比，主要具有以下优点：

(1)回采工序较少，回采工艺较为简单，并可以集中崩矿和集中出矿，可以大力提高采场生产能力；

(2)回采工序少，回采工效高，材料消耗小，可以大力降低采矿成本；

(3)采取大面积水平均匀出矿或放矿，可以最大限度地降低矿损与贫化；

(4)在小断面巷道中进行回采作业，具有较好的生产安全条件。

此法主要适用于以下条件：

(1)矿体倾角一般为 60° ~ 90°；

(2)矿体厚度一般为 15m 以上；

(3)矿体一般不够稳固或中等稳固，极限暴露面一般在 400m^2 以下。如果矿体太松软，一般难于形成或维护底盘漏斗结构；

(4)上下盘围岩也不够稳固或中稳,极限暴露面一般为 400m² 以下。

6.矿石垫层全面分段崩落法

矿石垫层全面分段崩落法的特点,就是在矿块内沿倾向划成分段,并由上而下依次或超前回采。在同一分段水平中,各分段同时平行垂直走向全面回采,崩落矿石在分段凿岩平巷进行局部出矿,并逐步形成一定厚度的矿石垫层,自此以下各分段都是在矿石垫层下进行回采。上覆岩层或废石也将随着矿石垫层的下降而逐步冒落,如图 7-5-54 所示。

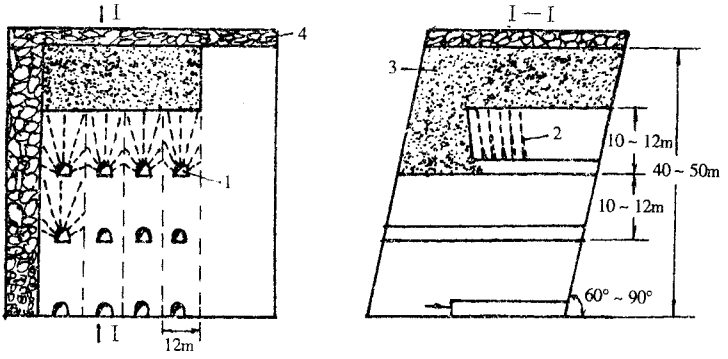


图 7-5-54　矿石垫层全面分段崩落法

1—分段巷道;2—放射形炮孔;3—矿石垫层;4—崩落废石

阶段高度一般为 40~50m。在阶段内,沿走向划成区段或矿块,前者走向长度一般为 200~300m,后者一般为 80~100m。在矿块内,沿走向和倾向划成分段,前者走向长度一般为 40~50m,后者的垂高一般为 10~12m。

在松软厚矿体中,岩矿地压较大,一般应采取强掘、强采和强出等集中强采措施,以确保安全生产和降低矿损贫化。各相邻矿块一般应沿走向依次回采。在矿块内的各相邻倾向分段一般应上分段超前下分段回采,超前距离一般为 20~25m,并由上盘向下盘回采。

采准工程布置如图 7-5-54 所示。

采准工程完成后,先在矿块内一分段的上盘开掘切割槽,并由此从上盘至下盘进行一分段中各相邻分段同时平行回采。在回采中,从各相邻分段凿岩平巷钻凿放射形炮孔,并从上盘至下盘同时平行进行分层或分段崩矿,每次崩矿 2~4 排炮孔。为了首先形成矿石垫层,一分段回采后矿石基本上不出矿或局部出矿。炮孔深度一般为 5.0~10m,炮孔间距一般为 0.8~1.2m。

待矿块内一分段回采结束后,依次回采二分段。在二分段中,各相邻分段由上盘至下盘同时平行回采中,在上部矿石垫层已经形成的条件,每次分层崩落矿石应及时进行出矿,并始终保持下分段的同等厚度的矿石垫层,以此类推,使矿石与废石接触面降到最低限度,使矿损贫化达到最小。

为了有效控制岩矿地压,确保安全生产和降低矿损贫化,一般应注意以下几点:

(1)正确选取阶段高度、矿块走向长度,以及倾向分段高度和宽度;

(2)正确选定各倾向分段凿岩平巷的断面及其支护形式;

(3)切实加强强掘、强采和强出的有效措施,并加强采场岩矿地压活动的监测。

这种矿石垫层全面分段崩落法与现行分层崩落法、无底柱分段崩落法相比,一般具有以下优点:

(1)回采工序少,并有利于集中强掘、强采和强出,使采场生产能力进一步提高;

(2)工序少,工效高,材料消耗小,使采矿成本进一步降低;

(3)利用矿石垫层,减少矿石与废石接触面,使矿损贫化进一步降低;

(4)在巷道内进行回采作业,使生产安全性进一步改善。

此法主要适用于以下条件的矿山:

(1)矿体倾角一般为 60°~90°;

(2)矿体厚度一般为 20m 以上;

(3)矿体一般比较松软或破碎,极限暴露面一般在 $40m^2$ 以下;

(4)上下盘围岩一般不稳固或松软,极限暴露面一般为 $40m^2$ 以下。

7.分段全面崩落法

分段全面崩落法的特点,就是在阶段内沿走向或垂直走向划成分段,并在矿块内沿倾向划成分段,然后各倾向分段沿走向或垂直走向同时平行全面回采,崩落矿石在各倾向分段分别装运,随着上覆岩层将自行冒落,如图 7-5-55 所示。

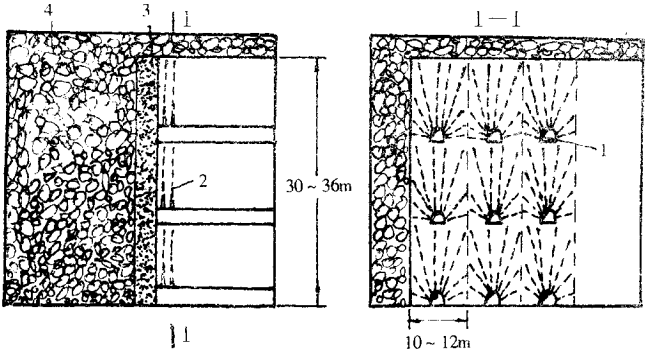


图 7-5-55　多分段全面崩落法

1—分段巷道;2—放射形炮孔;3—矿石;4—崩落废石

阶段高度一般为 90~120m。在阶段内,沿倾向划成高分段,高度一般为 20~36m。在高分段内,再沿倾向划成分段,高度一般为 10~12m。在矿块内,沿走向或垂直走向划成分段,长度或宽度一般为 30~48m。

在松软厚和极厚矿体回采中，一般更应采取集中强采，切忌盲目采用多矿块同时回采，以有效控制岩层地压，确保安全生产，努力降低矿损贫化。为此，应大力推广采用相应的新型高效的采、装、运设备，尤其是采用高效装运设备，最大限度地提高采场出矿能力，努力缩短采场周期。

采准工程布置如图 7－5－55 所示。

采准工程完成后，在高分段的一侧或上盘开掘切割槽，并由此沿走向或垂直走向进行各倾向分段同时平行全面回采。在回采中，从各倾向分段凿岩平巷向上钻凿放射形炮孔，并同时平行进行分层崩矿。每次崩矿的宽度一般为 1.8～2.5m，或者每次崩落 2 排炮孔。炮孔深度一般为 8.0～10m，炮孔间距一般为 0.9～1.2m。

在高分段沿走向或垂直走向回采中，各倾向分段每次分层崩矿之后，应在各倾向分段凿岩巷道及时进行出矿。为了降低矿损贫化，各倾向分段凿岩巷道的出矿一般应按照由上而下的顺序，使高分段内分层崩落矿石由上而下地均匀下降，必要时可以部分或全部从最低的倾向分段凿岩巷道进行出矿或放矿。在高分段回采中，每次分层崩矿之后，及时进行出矿。出矿完毕后，又进行下一个分层的崩矿。如此反复进行，直至此高分段回采结束为止。

在松软厚大矿体回采中，采场内出矿是一项工作量最大而繁重的回采工序，它又是实现强化开采和有效控制岩矿地压以及提高矿石回采率的重要关键。为此，应在积极推广应用新型高效装运设备的同时，合理选取爆破参数，努力改善爆破效果，设法消灭或减少大块产出率，以最大限度地提高采场出矿能力，加速回采进度，缩短采场生产周期。

为了有效控制岩矿地压，确保安全生产和降低矿损贫化，一般应着重注意以下几点：

(1)正确选定阶段高度、高分段高度和分段高度，同时又要综合考虑和合理选取走向分段宽度或垂直走向分段宽度；

(2)合理确定各分段凿岩巷道的断面及其支护形式；

(3)合理选取分层崩矿宽度或崩矿步距，并及时在各分段凿岩巷道进行由上而下的均匀出矿顺序；

(4)切实坚持强化开采，采取措施，实现“三强”，尤其要坚持强出；

(5)加强岩矿地压观测和研究。

此法主要适用于以下条件的矿山：

(1)矿体倾角一般为 60°～90°；

(2)矿体厚度一般为 20m 以上；

(3)矿体较不稳固或破碎，极限暴露面一般在 200m² 以下；

(4)上下盘较松软或破碎，极限暴露面一般也在 100m² 以下。