马海盐湖高不溶物、低品位地表固体钾矿擦洗脱泥技术研究

马金元¹, 李海民², 朱翠琴¹, 夏义忠¹

(1. 青海中航资源有限公司, 青海 德令哈 817000;

2. 中国科学院青海盐湖研究所, 青海 西宁 810008)

摘要: 采用筛分脱泥、一级旋流脱泥、二级旋流脱泥、旋流-筛分脱泥4种脱泥工艺对马海盐湖高不溶物、低品位地表固体钾矿进行了脱泥试验,给出了试验结果。试验结果表明,马海盐湖高不溶物、低品位地表固体钾矿经旋流-筛分脱泥后,脱泥矿可以达到浮选法生产氯化钾对原料不溶物的要求,使高不溶物地表固体钾矿得到了较好的开发利用,高效利用了钾资源。

关键词: 低品位地表固体钾矿; 擦洗; 旋流; 筛分; 脱泥

中图分类号: TQ131.13

文献标识码: A

文章编号: 1008-858X(2013)01-0050-07

1 前言

马海盐湖有着丰富的地表固体钾矿资源,然而经过10余年掠夺性的开采利用,高品质的地表矿已所剩无几,而品位低于12%,泥含量高于40%的地表矿储量尚较大,约 9.0×10^6 t以上(折合KCl 1.0×10^6 t)。在生产中,品位高于8%的该矿进入浮选工艺后,高的含泥量将阻碍捕收剂与氯化钾的结合,降低氯化钾的回收率,恶化浮选工艺,致使药剂消耗量增大,设备空转严重,难以达产。至于品位低于8%,总量约 8.0×10^6 t的地表矿基本无法入选。因此,为充分开发利用低品位的地表矿,矿物不溶物的脱除成为必须攻克的技术难题之一。同时,该项技术的研发成功,也将延长马海盐湖的使用年限,对盐湖资源的可持续发展具有重要意义。

2 技术方案

用复振筛和旋流器^[1-4]作为脱泥设备,通

过这两种设备的不同组合,比较筛分、水力旋流、二级水力旋流及水力旋流-筛分脱泥4种方法的脱泥效果,以确定最合理的脱泥工艺流程,并探索最佳的工艺操作参数,为规模化脱泥生产提供技术参数及相关的设备配置方案,从而获得满足氯化钾生产车间所需的地表矿原料。

3 脱泥试验及结果

3.1 试验原料

1) 地表矿的来源、品级与化学组成 试验针对马海钾矿区70线以西的高含泥地表固体矿进行。根据地质报告,其平均厚度0.75 m,总储量为 7.8×10^4 t, KCl品位3%~12%,平均泥含量42%。为保证试验结果的完整性,分别取9.21%、4.78%两个品位的矿作筛析试验,以考查不同品位的地表矿中KCl与水不溶物的分布情况。筛析结果分别见表1、表2。

收稿日期: 2012-10-17

作者简介: 马金元(1968-),男,总地质师。E-mail: mjjy681004@163.com。

表 1 品位 9.21% 的地表矿的筛析结果

Table 1 The screening test results of low-grade surface solid potassium deposit with the potassium chloride content 9.12%

筛分级别 /目	产率 /%	组分 /%		KCl 分配率 / %	水不溶物分配率 / %
		KCl	不溶物		
+20	12.50	16.25	16.32	22.05	3.44
-20+60	18.00	26.58	8.84	51.95	2.68
-60+100	5.00	28.18	14.01	15.30	1.18
-100+140	1.25	18.00	34.64	2.44	0.73
-140	63.25	1.20	86.32	8.25	91.97
合计	100.00	9.21	59.36	100.00	100.00

表 2 品位 4.78% 的地表矿的筛析结果

Table 2 The screening test results of low-grade surface solid potassium deposit with the potassium chloride content 4.78%

筛分级别 /目	产率 /%	组分 /%		KCl 分配率 / %	水不溶物分配率 / %
		KCl	不溶物		
+20	21.50	6.13	18.40	27.59	7.03
-20+60	20.37	12.13	10.26	51.67	3.72
-60+100	5.99	8.70	15.68	10.90	1.67
-100+140	3.34	9.15	40.62	6.39	2.41
-140	48.81	0.34	98.07	3.45	85.16
合计	100.00	4.78	56.21	100.00	100.00

从表 1 的筛析结果可看出,品位 9.21% 的地表矿在 +100 目的粒级中 KCl 分布占到 89.30%,水不溶物占 7.30%,即有 92.70% 的水不溶物全部分布在 -100 目的粒级中。如用 100 目网筛筛分,KCl 的回收率可达 89.30%,脱泥率高达 92.70%,产率为 35.50%。此外,地表矿中有 7.30% 的水不溶物与有用矿物紧密共生或紧密附着,靠筛分、旋流等物理分离方法难以脱除。从表 1 还可看出,该地表矿经 100 目筛分脱泥后,筛上物品位达 23.17%,品位富集比 2.52,含泥 12.20%。筛下物品位为 1.53%,含泥 85.32%。

从表 2 的筛析结果可看出,品位 4.78% 的地表矿在 +100 目的粒级中 KCl 分布占到 90.16%,水不溶物占 12.42%,即有 87.58% 的水不溶物全部分布在 -100 目的粒级中。如用 100 目网筛筛分,KCl 的回收率可达 90.16%,脱泥率可达 87.58%,产率为 47.85%。此外,

地表矿中有 12.42% 的水不溶物与有用矿物紧密共生或紧密附着,靠筛分、旋流等物理分离方法难以脱除。从表 2 还可看出,该地表矿经 100 目筛分脱泥后,筛上物品位达 9.01%,品位富集比 1.88,含泥 14.60%。筛下物品位为 0.90%,含泥 94.39%。

通过筛析结果可看出,品位不同的地表矿均可通过物理方法脱除 -100 目的不溶物,以达到脱泥的目的。

2) 卤水的制备与组分 地表矿的脱泥过程需用饱和卤水。在试验中该卤水取自老卤渠。因老卤渠中混入了少量的淡卤水,使得该卤水呈不饱和状态。不饱和卤水将在脱泥段分解光卤石,降低钾收率,同时也会使 KCl 的分布趋向细化,影响脱泥段的收率。因此,本试验将所用卤水中加入足量的氯化镁固体,使其溶解,以制备饱和卤水。各组试验所用的卤水组分见表 3。

表 3 试验用卤水的主要化学组成

Table 3 The main brine chemical content for desliming test

试验序号	KCl	NaCl	MgCl ₂	CaSO ₄	MgSO ₄
A 组	0.38	1.00	28.21	0.00	2.04
B 组	0.72	4.32	19.99	0.00	2.39
C 组	0.35	1.41	25.97	0.00	2.84

3.2 试验流程及方法

依据前期实验室小试验结果,本次扩大试验是在日处理 20t 高泥矿的小型试验设备上进行的,共进行了筛分脱泥、一级水力旋流脱泥、二级水力旋流脱泥及水力旋流-筛分脱泥 4 种方法的脱泥试验。

1) 筛分脱泥 用氯化镁饱和卤水以一定的液矿比,在搅拌槽中对原料矿中的不溶物进行搅拌擦洗,让矿物中的不溶物与粘附的不溶物脱离,不溶物与矿物完成脱离得料浆送入振动筛 振动脱泥。

2) 一级水力旋流脱泥 用氯化镁饱和卤水以一定的液矿比,在搅拌槽中对原料矿中的不溶物进行搅拌擦洗,让矿物中的不溶物与粘附的不溶物脱离,不溶物与矿物完成脱离的料浆送入调浆槽调浆,然后送入水力旋流器进行旋流脱泥。

3) 二级水力旋流脱泥 用氯化镁饱和卤水以一定的液矿比,在搅拌槽中对原料矿中的不溶物进行搅拌擦洗,让矿物中的不溶物与粘附的不溶物脱离,不溶物与矿物完成脱离的料浆送入调浆槽调浆,调浆完成料浆送入一级水力旋流器进行旋流脱泥,一级旋流器溢流打入

澄清池回收母液,一级旋流器底流打入调浆槽进行二级调浆,然后送入二级旋流器,二级旋流器溢流打入澄清池回收母液,底流打入底流澄清池回收母液,得到脱泥物料。

4) 水力旋流-筛分脱泥 用氯化镁饱和卤水以一定的液矿比,在搅拌槽中对原料矿中的不溶物进行搅拌擦洗,让矿物中的不溶物与粘附的不溶物脱离,不溶物与矿物完成脱离的料浆送入调浆槽调浆,调浆完成料浆送入一级水力旋流器进行旋流脱泥,一级旋流器溢流打入澄清池回收母液,一级旋流器底流打入振动筛直接进行筛分脱泥,筛上物即为脱泥产品,筛下物送入澄清池回收母液。

本次试验采取间歇运行的方式。每组试验均控制一定的设备参数及工艺参数,分别测试脱泥设备在不同工艺条件下的除泥效果、地表矿处理能力及氯化钾回收率。

3.3 试验结果

1) 筛分脱泥试验结果 将搅拌槽中的料浆作为筛分系统的起始料浆直接筛分脱泥,测得筛分试验输入-输出物料的重量与组分,筛分试验各指标见表 4。

表 4 筛分试验结果表
Table 4 The screening test results

筛分试验	A 组	B 组	C 组	
地表矿料浆浓度 /%	35.00	35.70	25.30	
卤水消耗量 / (t/h)	2.41	3.15	6.32	
地表矿料浆	KCl 含量 /%	8.60	8.74	8.51
	泥含量 /%	45.07	40.91	42.81
	处理重量 / (t/h)	1.30	1.75	2.14
筛上物	KCl 含量 /%	22.52	18.40	18.15
	泥含量 /%	10.56	10.71	10.22
	处理重量 / (t/h)	0.41	0.63	0.94
筛下物	KCl 含量 /%	1.68	2.21	1.27
	泥含量 /%	58.74	52.95	70.20
	处理重量 / (t/h)	0.89	1.12	1.20
脱泥率 /%	88.98	82.71	91.76	
品位富集比	2.62	2.10	2.13	
产率 /%	31.73	36.10	44.04	
KCl 回收率 /%	83.08	76.00	93.93	

从表 4 可看出,品位约 8.5% 含泥 42% 左右的地表矿浆经 3 组试验筛分后,泥含量位于 10% ~ 11% 之间,脱泥率均达 85% 左右;产品氯化钾的含量均可达 18% 以上,品位大大提高,氯化钾的富集比高于 2;筛下物氯化钾的含量为 2% 左右,氯化钾损失量较小,回收率高于 75%;产率约为地表矿的 40%,在地表矿向车

间的运输过程中,可节约 40% 的成本。各指标均符合生产要求。

2) 一级旋流脱泥试验结果 将搅拌槽中的料浆作为一级旋流系统的旋流脱泥起始料浆旋流脱泥,测得旋流试验输入-输出物料的重量与组分,一级旋流试验各指标见表 5。

表 5 一级旋流试验结果表

Table 5 One stage hydrocyclone desliming test results

旋流试验	D 组	E 组	F 组	G 组	
地表矿料浆浓度 /%	36.30	30.06	26.93	21.20	
卤水消耗量 / (t/h)	42.26	37.69	22.90	30.40	
地表矿料浆	KCl 含量 /%	9.91	7.82	9.30	10.71
	泥含量 /%	44.02	50.64	44.20	40.98
	+100 目泥含量 /%	9.04	7.77	7.64	7.52
	处理重量 / (t/h)	24.08	16.20	8.44	8.18
底流	KCl 含量 /%	14.28	13.45	16.16	13.58
	泥含量 /%	26.19	26.53	25.50	22.47
	+100 目泥含量 /%	7.70	7.34	7.33	7.42
	重量 / (t/h)	8.41	2.99	3.04	5.01
溢流	KCl 含量 /%	7.60	6.17	6.31	4.68
	泥含量 /%	53.74	53.64	58.88	64.44
	重量 / (t/h)	15.67	13.21	5.40	3.17
脱泥率 /%	79.45	86.40	85.22	61.00	
品位富集比	1.44	1.72	1.74	1.27	
产率 /%	34.92	18.43	36.03	61.21	
KCl 回收率 /%	50.32	31.70	62.60	77.61	

从表 5 可看出,进料浓度越高,设备处理能力越大;D 组、E 组、F 组、G 组 4 组试验的品位富集比均为 1.5 左右,底流泥含量约 25%,该结果较为理想;但当进料浓度为 30.06% ~ 36.30% 时,底流中泥含量不低于 25%,而产率却显著降低,仅 18.43% ~ 34.92%,矿浆中的氯化钾随溢流流失,回收率低于 60%。当进料浓度为 26.93% 时,回收率为 62.60%,低于进料浓度为 21.20% 时的回收率,但在相同处理量的情况下,浓度为 21.20% 时的卤水消耗量远高于浓度为 26.93% 的消耗量。在实际生产

中,卤水非常紧缺。因此,综合考虑各指标,旋流器的最佳进料浓度应控制在 25% 左右。此时产能为 8.44t/h,远高于复振筛的筛分能力。

综上所述,经一级旋流后,底流含泥量仍达 25% 左右,为进一步提高脱泥率,降低生产原料中的泥含量,在调节最佳进料浓度的前提下,设计使用二级旋流的方式脱泥。

3) 二级旋流脱泥试验结果 将一级旋流底流作为二级旋流系统的起始料浆进行二级旋流脱泥,测得二级旋流段输入-输出物料的重量与组分,二级旋流试验各指标见表 6。

表 6 二级旋流试验结果表

Table 6 Two stage hydrocyclone desliming test results

K 组试验		二级旋流指标	
一旋底流浓度 /%		40	
一旋底流调整浓度 /%		25.52	
调整一旋底流浓度补充卤水量 /t/h		10.61	
一旋底流	KCl 含量 /%	13.15	
	泥含量 /%	26.46	
	处理重量 / (t/h)	7.48	
二旋底流	KCl 含量 /%	13.32	
	泥含量 /%	13.05	
	重量 / (t/h)	4.74	
二旋溢流	KCl 含量 /%	11.31	
	泥含量 /%	46.48	
	重量 / (t/h)	2.74	
	脱泥率 /%	64.46	
	品位富集比	1.01	
	产率 /%	63.30	
	KCl 回收率 /%	64.12	

从表 6 可看出 经过二级旋流后 底流泥含量降低至 13.05% ,脱泥率为 64.46% ,脱泥效果较好。但溢流中的氯化钾含量达 11.31% ,钾流失严重 氯化钾的回收率仅 64.12% ,且底流品位基本没有提高。将一级旋流的收率按照 G 组试验的 77.61% 计 ,经二级旋流后 ,整个脱泥工艺的回收率仅为 49.76% ,严重偏低。因此 ,二级旋流的方案不予推荐。

4) 旋流 - 筛分脱泥试验结果 鉴于将地

表矿直接筛分脱泥时设备的处理能力太低 ,经一级旋流后 产品含泥仍然偏高 ,而经二级旋流后 收率又太低的现状 ,设计使用旋流 - 筛分工艺 将旋流底流以过筛的方式进行脱泥。

考查入筛浓度对旋流 - 筛分工艺脱泥的影响。将旋流底流作为旋流 - 筛分系统的起始料浆 测得筛分段试验输入 - 输出物料的重量与组分 ,旋流 - 筛分脱泥试验筛分段试验各指标见表 7。

表 7 旋流 - 筛分试验筛分段试验结果

Table 7 Sieving stage desliming test results on hydrocyclone-sieving desliming process

旋流 - 筛分试验		L 组	M 组
底流原浓度 /%		54.40	54.40
底流调整浓度 /%		16.28	54.40
调整底流浓度补充卤水量 / (t/h)		13.26	0
入筛料浆	KCl 含量 /%	12.24	14.46
	泥含量 /%	23.83	25.37
	处理重量 / (t/h)	3.08	12.83
筛上物	KCl 含量 /%	16.94	16.55
	泥含量 /%	9.06	13.82
	重量 / (t/h)	1.97	10.32
筛下物	KCl 含量 /%	5.10	2.10
	泥含量 /%	52.28	66.13
	重量 / (t/h)	1.11	2.51
	脱泥率 /%	79.19	51.07
	品位富集比	1.38	1.14
	产率 /%	63.91	80.41
	KCl 回收率 /%	88.44	92.03

从表 7 可看出,将旋流底流经筛分后,较 L 组试验, M 组试验虽然脱泥率及品位富集比均稍低,但此时氯化钾的回收率达 92.03%,损失很小,且处理能力为 L 组的 4 倍,并远高于旋流器最佳工艺条件下的处理能力。在生产过程中,筛分工序将不会对整体工艺的处理能力造成影响。因此,入筛前底流的浓度不宜进行调整。

进行不同品位地表矿的脱泥试验研究。本次试验考查不同品位的高含泥地表矿的脱泥效果及设备的处理能力,以尽可能地扩大资源量,有效利用低品位的高含泥地表矿。将搅拌槽地表矿料浆作为旋流-筛分系统的起始料浆,分别测得旋流段、筛分段试验输入-输出物料的重量与组分,据试验时间及物料平衡算得旋流-筛分各指标见表 8。

表 8 旋流-筛分试验结果
Table 8 Hydrocyclone-sieving desliming test results

旋流-筛分试验		N 组	O 组	P 组
地表矿料浆	KCl 含量/%	4.37	4.14	8.39
	泥含量/%	52.73	49.59	47.58
底流	KCl 含量/%	7.51	5.44	15.38
	泥含量/%	36.47	25.36	23.81
	重量/(t/h)	0.91	2.93	3.93
溢流	KCl 含量/%	3.68	1.17	3.23
	泥含量/%	57.86	66.72	60.68
	重量/(t/h)	3.64	2.21	5.88
筛上物	KCl 含量/%	13.89	7.11	19.21
	泥含量/%	14.57	11.03	14.84
	重量/(t/h)	5.79	6.87	16.12
筛下物	KCl 含量/%	1.77	0.91	2.31
	泥含量/%	69.54	67.21	61.63
	重量/(t/h)	5.02	2.41	4.14
脱泥率/%	旋流段	87.89	57.89	76.46
	筛分段	88.59	68.89	52.86
	旋流-筛分	98.62	86.9	88.90
品位富集比	旋流段	1.72	1.31	1.83
	筛分段	1.85	1.31	1.25
	旋流-筛分	3.18	1.72	2.29
处理能力/(t/h)	旋流段	4.55	5.14	9.81
	筛分段	10.81	9.28	20.26
	旋流-筛分	-	-	-
产率/%	旋流段	19.9	56.97	40.05
	筛分段	53.54	74.01	79.58
	旋流-筛分	10.65	42.16	31.87
KCl 回收率/%	旋流段	34.21	74.86	73.42
	筛分段	99.03	96.73	99.39
	旋流-筛分	33.88	72.41	72.97

从表 8 可看出,经旋流-筛分后,不同品位的地表矿均有很大的品位富集作用。品位为 8.39% 的高含泥矿经旋流筛分后,可成为品位

19.21%、含泥 14.84% 的优质地表矿;而品位为 4% 左右无法进入生产工艺的高含泥矿经旋流-筛分后,品位高于 7%,含泥量在 10% ~

15% 之间,该矿与优质地表矿掺兑使用后,可进入车间进行生产。这就大大扩大了资源的使用范围,增加了公司的收益。

综上所述,旋流-筛分脱泥的工艺取得成功。

4 结论及建议

4.1 结论

1) 本脱泥扩大试验针对品位 4% ~ 12%、含泥量 50% ~ 60% 的高含泥地表矿进行了脱泥,依据脱泥率、回收率、品位富集率及处理能力等各项指标综合评判,脱泥试验取得成功。

2) 通过试验,确定选用旋流-筛分作为脱泥工艺。对不同品位的地表矿进行旋流-筛分,地表矿的品位均有很大的富集作用。品位 8% ~ 12% 的高含泥矿可富集为品位 16% ~ 20%、含泥 10% ~ 15% 的优质矿。而品位为 4% 左右无法进入生产工艺的高含泥矿,可富集至含钾 8%、含泥量在 10% ~ 15% 之间的矿;该矿与优质地表矿掺兑使用,可进入车间进行生产,扩大了资源的使用范围。

3) 操作状况稳定的前提下,收率随着地表矿钾含量的降低而降低。品位高于 5% 的地表矿,其脱泥效果较好。而品位低于 4% 的地表矿的回收率则很难控制,常低于 40%。因此,建议选用品位高于 5% 的矿脱泥,品位低于 4% 的矿,需核算收益后再确定是否作为原料。

4) 由于脱泥用卤水并不饱和,在脱泥过程中,卤水会将原矿中的部分氯化钾溶解,使其转入液相,从而降低钾回收率及脱泥矿的品位。在生产中,随着卤水的循环使用,卤水将趋于饱和,该情况会有所改善。

5) 规模生产后,需对不同品位的地表矿划分片区,并对各片区的地表矿在试验室作 100

目筛分小试,以指导生产工艺操作。

4.2 建议

1) 将地表矿经调浆后直接筛分,在最佳工艺条件下,复振筛的最大筛分能力为 2.14t/h,而车间需矿量约为 320t/h。依照该筛分能力,欲满足需矿量,需 140 台复振筛同时作业,生产成本将大幅增加。因此,不推荐地表矿经调浆直接过筛的脱泥方法。

2) 对地表矿只作旋流,在最佳工艺条件下,回收率、生产能力、品位富集率均较理想,但产品中的泥含量仍高于 20%,尚不达生产要求。因此,不推荐单用旋流的方法脱泥。

3) 地表矿经过二级旋流后,脱泥效果较好,但溢流中的氯化钾含量达 11.31%,钾流失严重,氯化钾全程的回收率仅 49.76%。因此,二级旋流的方案亦不予推荐。

4) 地表矿经旋流-筛分工艺处理后,脱泥率、回收率、生产能力及品位富集率等各项指标均很理想。地表矿品位高于 5% 时,脱泥后产品氯化钾的含量不低于 11%,含泥量不高于 16%;如地表矿品位低于 5%,脱泥效果不太稳定,应视原矿的粒度分布而定,可利用试验室小试确定可否用于脱泥。脱泥产品进入浮选工艺后,可大大改善浮选效果,减少药剂用量。因此,推荐使用旋流-筛分工艺进行脱泥。

参考文献:

- [1] 谭兆衡. 国内筛分设备的现状和展望[J]. 矿山机械, 2004(1): 34-37.
- [2] 雷小斌, 陈伟. 脱泥振动筛的技术改造[J]. 煤质技术, 2004(1): 51-52.
- [3] 赵庆国, 崔振亚, 马重芳. 水力旋流器分离性能的分析与预测[J]. 安全与环境学报, 2005, 1(5): 9-12.
- [4] 张宜生. 水力旋流器脱泥和分级实践[J]. 有色金属, 1964(7): 36-41.

(下转第 72 页)

The Application of Isotopic Composition in Aeolian Sediments Provenance Discriminance

ZHANG Shu-heng¹, AN Fu-yuan², GUO Shou-jun¹, MA Ming¹, ZHANG Qi-xing⁴, FAN Qi-shun²
(1. The Survey Institute of Hydrogeology Engineering Geology and Environmental Geology of Qinghai Province, Xining 810008, China; 2. Qinghai Institute of Salt Lakes, Chinese Academy of Sciences, Xining 810008, China)

Abstract: As an effective detector of provenance in the provenance-researching realm of aeolian sediments, the isotopic tracer technique is applied extensively. And the principle of which is: because of the geochemical characteristic of aeolian sediments will not change in the course of weathering, transportation and precipitation, so by the comparison, if they bear the similarity on the isotopic compositions between the provenance area and trap area, we can generally ascertain the origin of the aeolian sediments. The isotopic tracer technique mainly includes the $\delta^{18}\text{O}$ of quartz grains, Sr-Nd isotopic composition of silicate fraction and other isotopes such as Hf and Pb. The above technique was used widely on the phases which were to trace the origin of sand in Chinese western basins (such as the Tarim Basin), to certain the provenance of Chinese Loess Plateau (e. g. the provenance contribution of Qaidam Basin to the loess plateau), and it got tremendous progress on the above researching realm in recent years.

Key words: Isotopic composition; Aeolian sediments; Provenance discriminance

(上接第 56 页)

Study on Scrubbing and Desliming Technique for High Insoluble and Low-grade Solid Potassium Deposit in Mahai Salt Lake

MA Jin-yuan¹, LI Hai-min², ZHU Cui-qin¹, XIA Yi-zhong¹
(1. Qinghai Zhonghang Resources Co. Ltd., Delingha 817000, China;
2. Qinghai Institute of Salt lakes, Chinese Academy of Sciences, Xining 810008, China)

Abstract: This paper uses the four kinds of desliming technology of screening desliming, one stage hydrocyclone desliming, two stage hydrocyclone desliming and hydrocyclone-sieving desliming process to have a desliming test for mohair Saline Lake high insoluble, low-grade surface solid potassium deposit, the test results were provided. The test results show that the desliming mine of mohair Saline Lake high insoluble, low-grade surface solid potassium deposit by hydrocyclone-sieving process can produce potassium chloride by flotation method. The high insoluble surface solid potassium deposit has been well developed and utilized, which means the potassium deposit can be used efficiently.

Key words: Low-grade surface solid potassium deposit; Scrubbing; Hydrocyclone desliming; Screening desliming.