

0/T1057



UNIVERSIDAD DE SONORA
DIVISIÓN DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA
QUÍMICA Y METALURGIA

EXTRACCIÓN POR SOLVENTES PARA PLATA
UTILIZANDO LIX-79 DE SOLUCIONES
DE TIOSULFATO DE AMONIO

TESIS

QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:

MAESTRO EN METALURGIA EXTRACTIVA

PRESENTA:

JUAN AREVALO AMEZCUA

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess

CONTENIDO

Página

INDICE DE TABLAS.

INDICE DE FIGURAS.

OBJETIVOS.

RESUMEN.

I.- INTRODUCCION Y OBJETIVOS	1
II.- ANTECEDENTES	5
2.1.- Generalidades sobre el tiosulfato de amonio.....	8
2.2.- Propiedades químicas.....	9
2.3.- Reacciones con nitrato de plata.....	10
2.4.- Extractantes guanidina.....	11
III.- METODOLOGIA EXPERIMENTAL	13
3.1.- Materiales.....	14
3.1.1.- Equipos utilizados.....	14
3.1.2.- Reactivos.....	14
3.1.3.- Variables del proceso.....	18
3.2.- Condiciones de operación.....	19
IV.- RESULTADOS EXPERIMENTALES Y DISCUSION	21
4.1.- Pruebas experimentales Etapa I.	22
4.1.1.- Tiempo de agitación	23
4.1.2.- Tiempo de separación de fases	24
4.2.- Extractante – Keroseno.....	25
4.2.1.- Influencia del pH en el porcentaje de extracción.....	26
4.2.2.- Concentración inicial de plata.....	28
4.2.3.- Variación fase acuosa.....	29
4.2.4.- Variación fase orgánica.....	30
4.2.5.- Extracción por etapas.....	31

4.2.6.-Conclusiones de la primera fase experimental de extracción.....	32
4.3.- experimentación metalúrgica. Etapa II.....	33
4.3.1.- Isotermas de extracción.....	34
4.3.2.- Coeficiente de distribución y extracción.....	38
4.3.3.- Diagrama McCabe-Thiele.....	39
4.3.4.- Capacidad de carga del orgánico.....	41
4.3.5.- Evaluación de la estabilidad del LIX-79.....	45
V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	49
VI.- REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	52

INDICE DE TABLAS.

	Pagina
Tabla I.- Licor de lixiviación con tiosulfato de amonio.....	6
Tabla II.- Efecto de la concentración del LIX-79 en al extracción de plata.....	25
Tabla III .- Extracción (%) en las diferentes etapas.....	31
Tabla IV.- Isotermas de extracción.....	36
Tabla V.- Porcentajes de extracción.....	36

ANEXO.

Tabla	Página
A-1.- Velocidad de agitación.....	55
A-2.- Tiempo de agitación.....	56
A-3.- Tiempo de separación de fases.....	57
A-4.- Influencia del pH en el porcentaje de extracción.....	58
A-5.- Concentración inicial de plata.....	59
A-6.- Variación de la fase acuosa.....	60
A-7.- Variación de la fase orgánica.....	61
A-8.- Coeficiente de distribución y extracción.....	62
A-9.- Capacidad de carga del orgánico con una relación O/A de 1/1 utilizando el mismo orgánico y acuoso fresco por etapa.....	63
A-10.- Capacidad de carga en función de diferente relación O/A, utilizando el mismo orgánico y acuoso fresco por etapa.....	64
A-11.- Porcentaje de despojamiento.....	65
A-12.- Estabilidad del LIX-79.....	66
A-13.- Licor de lixiviación con tiosulfato de amonio.....	67
A-14.- Efecto de la concentración del LIX-79 en la extracción de plata.....	68
A-15.- Extracción (%) en las diferentes etapas.....	69
A-16.- Isotermas de extracción.....	70
A-17.- Porcentajes de extracción.....	71

INDICE DE FIGURAS

Página

Fig. 1.- Diagrama de flujo del proceso de extracción por solventes.....	4
Fig. 2.- Espectrofotómetro de absorción atómica.....	16
Fig. 3.- Potenciómetro Eijkelkamp 18.26.....	16
Fig. 4.- Agitador magnético: VWR. Scientific Products 371.....	17
Fig. 5.- Embudo de separación.....	17
Fig. 6.- Efecto de la velocidad de agitación.....	22
Fig. 7.- Efecto de la velocidad de agitación en la extracción.....	23
Fig. 8.- Efecto de tiempo de separación en diferentes fases.....	24
Fig. 9.- Influencia del pH en el porcentaje de extracción	26
Fig. 10.- Porcentaje de extracción en función de la concentración de plata.....	28
Fig. 11.- Efecto de la relación de fases en el porcentaje de extracción de plata.....	29
Fig. 12.- Variación de fase orgánica.....	30
Fig. 13.- Isoterma de extracción. Coeficiente de extracción en función de diferente relación de fases.....	38
Fig. 14.- Diagrama de McCabe-Thiele.....	40
Fig. 15.- Capacidad de carga del orgánico.....	43
Fig. 16.- Capacidad de carga en función de diferente relación (O/A) utilizando el mismo orgánico y acuoso fresco por etapa.....	44
Fig. 17.- Estabilidad LIX-79.....	46
Fig. 18.- Porcentaje de despojamiento de Ag^+ en diferentes etapas.....	47
Fig. 19.- Estabilidad del LIX-79. Mismo orgánico acuoso fresco por etapa.....	48

OBJETIVOS

El objetivo de este estudio es, evaluar la posibilidad de concentrar valores de plata a partir de soluciones acuosas de tiosulfato de amonio, utilizando LIX-79 como extractante.

Para lograr lo anterior, estudiaremos las reacciones químicas que se llevan a cabo entre el tiosulfato de amonio y soluciones de nitrato de plata, así como las propiedades del LIX-79, extractante orgánico de base guanidina.

La experimentación se dividirá en dos etapas:

En la primera fijaremos los rangos operativos en lo concerniente a : velocidad de agitación, tiempos de separación y contacto, porcentajes de extracción en función de la concentración de plata, influencia del pH, etapas de extracción y extracción con diferente relación de fases.

En la segunda, mediante la elaboración de curvas de equilibrio y el Diagrama de McCabe-Thiele, determinaremos el número requerido de etapas y finalmente, la capacidad de carga del orgánico, para conocer el valor de saturación del poder activo del extractante.

RESUMEN

La cada vez mayor restricción en el uso de cianuro para la lixiviación de metales preciosos, por cuestiones relacionadas con el medio ambiente y por los buenos resultados obtenidos en la lixiviación de oro y plata con tiosulfato de amonio, $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, en trabajos previos, en los que se ha demostrado que forma complejos estables y de cinética de disolución muy rápida, entre otras características igual de importantes, nos obliga a llevar a cabo este estudio en la etapa subsiguiente que es la extracción por solventes.

La extracción por solventes implica el uso de un extractante orgánico inmisible en la solución acuosa, formada por nitrato de plata y el propio tiosulfato y este extractante es el LIX-79, reactivo de base guanidina, que junto con las sales cuaternarias de amonio, es la base orgánica mas fuerte conocida. El diluyente utilizado fue el keroseno.

El mecanismo al que se le atribuye la extracción de plata es del tipo de intercambio aniónico y las principales variables en las pruebas experimentales fueron: la agitación, tiempos de contacto y separación y la concentración de tiosulfato de amonio. Las determinaciones analíticas por Absorción Atómica de las soluciones acuosas, las concentraciones de los orgánicos por balances de masa. Toda la experimentación se llevó a cabo a temperatura ambiente.

Los factores de mayor relevancia evaluados en la primera fase experimental y que arrojaron los mejores resultados fueron: Una relación LIX-79 – keroseno de 12 y 88% respectivamente, concentración de plata en el acuoso de 6 ppm, pH de operación entre 6 y 9 y tres etapas de extracción para recuperar el 98.42 % de plata.

En la fase experimental II, se logró establecer que la mejor relación A/O fue de 2/1, aunque independientemente de esta relación, en todos los casos, el Coeficiente de Distribución fue mayor de 0.5. lo que muestra la gran viabilidad del proceso.

Se elaboraron también curvas de equilibrio del contacto entre fases y la isoterma de extracción, para calcular el número de etapas teóricas necesarias para llevar a cabo la saturación orgánica, con un mínimo de pérdida de metal en el refinado y se logró establecer que una relación O/A de 2/1 se obtiene una extracción de 97.89% y un coeficiente de distribución de 14.52, en dos etapas de extracción, de esta forma se manifiesta también, que la extracción de un metal, por un solvente particular, no necesariamente se incrementa en forma lineal, con el aumento del extractante en la fase orgánica.

Finalmente y aunque no es el objetivo en el presente trabajo el estudiar el proceso de despojamiento, logramos establecer que una solución 0.5M de NaOH y 70 g/L de tiosulfato de sodio, con un pH de 14, resulta ser una solución despojante que brinda muy buenos resultados, dado que con alimentaciones de 5.1 mg/L de Ag obteníamos refinados en el orden de 0.22 y 0.25 mg/L de este metal.

I.- INTRODUCCION.

Desde la explotación minera hasta la obtención de metales puros, se realizan un conjunto de operaciones físicas y procesos químicos, estos se eligen para cada tipo de mena de acuerdo a sus características y determinadas consideraciones económicas y metalúrgicas, sin embargo, con frecuencia su secuencia se repite en el beneficio de minerales diferentes.

El límite inferior de concentración de un metal no se puede definir con un criterio unívoco, existen varios factores que conllevan a imprecisiones, de cualquier forma, se puede afirmar que en un futuro inmediato, el tratamiento y beneficio de menas cada vez mas pobres, es la lógica evolución que se presentará al disponerse de mejores y nuevos conocimientos tecnológicos, que harán rentables las operaciones y procesos de beneficio (1).

En la actualidad, la cianuración y sus diferentes métodos para llevar a solución valores de oro y plata, es el principal proceso utilizado. La cianamida de calcio fue descubierta primero en Alemania a principios de 1900. En 1916, una seria falta de cianuro en Estados Unidos de Norteamérica, provocó que American Cyanamid Company, diseñara una planta en Canadá y en 1918, mediante un horno eléctrico y mejoramientos continuos del proceso, incrementaron la pureza a 50 % del cianuro de sodio equivalente.

La recuperación del oro y la plata de soluciones ricas de cianuro, es generalmente efectuada por uno de los tres procesos: Merrill-Crowe convencional, carbón en pulpa (CEP) y carbón en lixiviación (CEL). Las isothermas de despojo han mostrado que el cianuro de sodio es recomendado sobre el cianuro de calcio, porque convierte los complejos aurocianuro de calcio a aurocianuro de sodio, los cuales no están firmemente enlazados al carbón y así pueden ser despojados fácilmente. (15).

Sin embargo, es requisito indispensable que para que se lleve a cabo la disolución de oro y plata, se debe utilizar oxígeno, pero un exceso de este, produce cianatos y con estos la inhibición del poder activo del cianuro. Entre otras desventajas, no necesariamente referidas a su toxicidad ó por cuestiones ambientales se encuentran:

Si el mineral contiene alrededor del 1% de sulfuros, el consumo de cianuro se incrementa hasta 10 veces el consumo normal.

Tiene poca selectividad en presencia de cianoaniones como, arsénico, antimonio, manganeso, entre otros.

Se incrementa la pérdida de valores, cuando en la zona mineralizada se encuentran especies de carbón y son llevadas al proceso.

No penetra en minerales que contienen valores encapsulados en cuarzo, etc.

Contrario a las desventajas que presenta la utilización de cianuros en la lixiviación de metales preciosos, el tiosulfato de amonio se propuso como alternativa a principios del siglo XX y se sabe cómo muchos tipos de materiales de desecho han sido probados, incluso metales puros, menas sulfurosas, menas carbonosas, menas oxidadas y menas de cobre-manganeso. En general, el tiosulfato de amonio es superior para lixiviar menas de difícil tratamiento, incluyendo menas de pirita asociadas con plata. Para concentrados complejos de oro y plata asociados a la pirita, lixiviados directamente con soluciones de tiosulfato, se obtuvieron recuperaciones del 98% para oro y 87% para plata. (16).

Para el caso de nuestro estudio, la vía hidrometalúrgica para concentrar la plata de soluciones de tiosulfato de amonio, será mediante la operación de extracción líquido-líquido, que se basa en la transferencia de un componente de una solución, a otra fase líquida, que es insoluble en la primera.

La Extracción por Solventes debe cumplir con tres objetivos principales:

- 1).- Purificación de un metal de otros elementos contaminantes.
- 2).- Concentración de valores metálicos, al punto que el procesamiento subsecuente sea económico.
- 3).- Conversión de valores metálicos a una forma que simplifique su recuperación.

El proceso consiste en poner en contacto un licor de lixiviación acuoso, con un solvente orgánico, que extraerá selectivamente uno o más de los iones metálicos contenidos en una solución o un complejo.(14)

El solvente orgánico es la “solución extractante”, que consta de una solución de un componente activo, el LIX-79 que contiene guanidina que junto con las sales cuaternarias de amonio son las bases mas fuertes conocidas y de rápida cinética de extracción y el “diluyente”. Los diluyentes frecuentemente son líquidos hidrocarbonados y se añaden para mejorar las propiedades físicas de una solución extractante, por ejemplo la viscosidad, en nuestro estudio utilizamos el keroseno.

La etapa final en el proceso de extracción por solventes es el despojamiento, en la que se pone en contacto la solución extractante cargada, con una solución de despojamiento acuosa, para formar un licor rico y una solución extractante de despojamiento. El licor rico se envía a otra etapa del proceso y la solución extractante se recicla a la etapa de extracción. Esto se lleva a cabo en varias etapas de extracción y despojamiento. Cada etapa es un contactor y este es un mezclador-asentador, donde se verifica la dispersión y la separación de fases respectivamente. Las fases fluyen a contracorriente a través de varias etapas.

La representación del proceso descrito anteriormente se muestra a continuación en el diagrama de flujo.

Etapas de extracción.

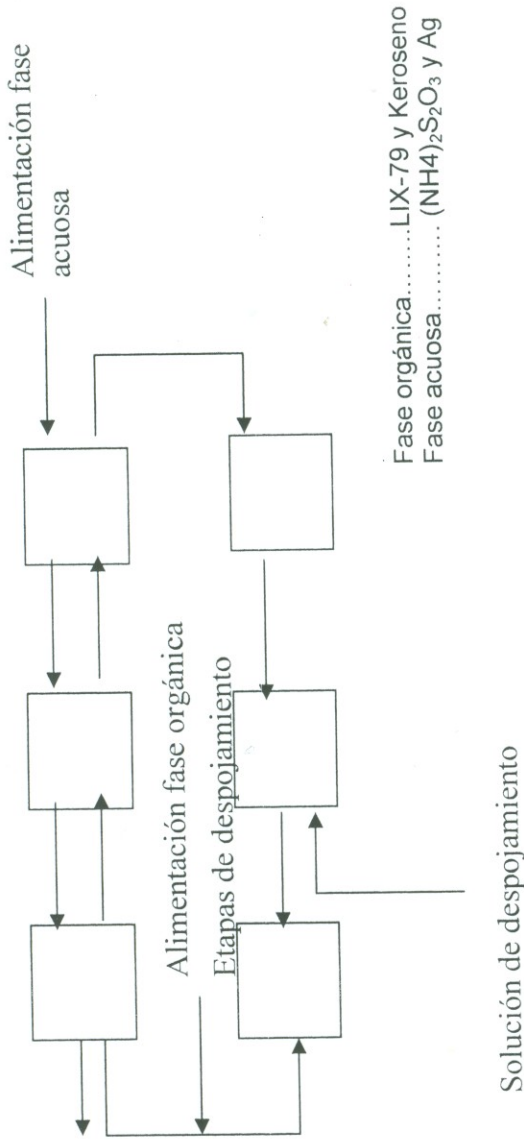


FIGURA 1. Diagrama de flujo del proceso de extracción por solventes.

II.- ANTECEDENTES.

El proceso para la disolución de oro más comúnmente usado durante más de un siglo, involucra la cianuración. Industrialmente, la recuperación de oro de soluciones alcalinas diluidas de cianuro, se realizan por procedimientos altamente conocidos como la adsorción en carbón y cementación con zinc en polvo. Procesos alternativos han sido estudiados extensamente, que incluyen, intercambio iónico con resinas, extracción por solventes y electrodeposición.

La lixiviación de minerales de oro y plata con soluciones alcalinas de cianuro, comienza a restringirse debido a estrictas regulaciones ambientales y una alternativa potencial, está en el uso del tiosulfato de amonio. Para probar el LIX-79 en la recuperación de Au y Ag con licores de lixiviación del tiosulfato, se generaron estos licores por lixiviación en columna, provenientes de un mineral mezclado de óxidos y sulfuros, conteniendo principalmente plata, con pequeñas cantidades de oro, cobre y zinc. La solución inicial consistió en 10 g/L de sulfato de amonio y 6 g/L de tiosulfato de amonio. El pH se ajustó a 9.8 – 10.0 con hidróxido de amonio. Se realizaron varias pruebas por lotes para juntar los licores a usarse en el circuito de Extracción por Solventes (3).

Los resultados se muestran en la siguiente tabla:

TABLA I
LICOR DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO

Metal	Acuoso- alimentación (mg/l) pH=9.2	Acuoso-rafinado (mg/l) pH=9.4	Recuperación. (%)
Au	0.26	0.087	67.00
Ag	5.87	0.000	100.00
Cu	64.00	56.000	13.00
Zn	25.10	24.000	4.50

El circuito consistió en dos etapas de extracción y dos de despojamiento con tres minutos de contacto. La solución de despojo fue hidróxido de sodio 0.5M, conteniendo 0.5 g/L de cianuro de sodio. La fase orgánica consistió de 30% (v/v) de XI-7950 en Conosol 170 E, conteniendo 75 g/L de isotridecanol. La extracción de plata fue completa. La extracción de oro fue de 67%.

La fluctuación en el precio de los metales preciosos, cuestiones ambientales y la refractabilidad de algunos minerales, han hecho necesario el estudio de nuevos procesos, como los relacionados con sistemas tiosulfato(5). Como agente lixivante para el oro, en pruebas de laboratorio y a nivel piloto realizadas en Newmont Gold Company, han demostrado que el cobre funciona como catalizador, aún en minerales con contenidos bajos de material carbonoso y con valores encapsulados en sílice.

Se ha investigado la extracción por solventes para oro en soluciones alcalinas de cianuración, utilizando como agente extractante de base guanidina el LIX-79, donde se evaluaron variables tales como: tiempo de equilibrio, pH de fase acuosa,

concentración de extractante y modificador, (Valenzuela et al 2001), con resultados altamente satisfactorios en cuanto al oro se refiere. Se incluyó como cianoanión a la plata, que ocupó el segundo lugar en la cadena de selectividad, siguiéndole el cobre, el zinc y finalmente el hierro.

El porcentaje de extracción para la plata fue de 85% a pH de 10.2 con un 8% del extractante LIX-79 y de 98% de extracción a pH de 10.6 y 10% de LIX-79.

En otros estudios para plata, con licores de lixiviación de colas, a nivel piloto, en Southern Nevada, USA, se obtuvieron recuperaciones del 90%, utilizando en la fase orgánica un 10% (v/v) de LIX-79, con tres etapas de extracción y una de despojamiento(3).

Sin embargo, a mediados de 1998, en un estudio de extractantes para plata, en soluciones acuosas, realizado por Montes García, E.M. (4) en la Universidad de Sonora, concluye en cuanto a la clasificación de los sistemas de extracción por solventes que , la naturaleza de las especies metálicas a ser extraídas es de fundamental importancia , dado que normalmente, un ión metálico existe en solución acuosa como un ión hidratado, con poca o nula tendencia a ser transferido a una fase orgánica, para convertir un ión metálico a una especie extractable. Su carga requiere neutralización y que alguna o toda su agua de hidratación sea reemplazada por otra molécula o ión. Este requerimiento de transferencia, puede lograrse acomplejando el ión con otro de carga opuesta para formar una especie neutral, la cual al mismo tiempo, reemplaza alguna o toda el agua de hidratación del ión metálico; por formación de complejos de asociación iónica, los cuales promueven la formación de especies neutras con el extractante y por reemplazo del agua por moléculas de un extractante.

Algunas aminas extraen plata de medios de cloruros, sulfatos, cianuro y nitratos pero la eficiencia del proceso, siempre depende de la concentración del ácido en la fase acuosa. Se ha encontrado que la extracción de plata por aminas es más eficiente en medios de cloruros que en medios de nitratos y sulfatos. La reacción

de extracción es un medio de intercambio aniónico. La selectividad de aminas para extracción de plata es bastante ineficiente

Por todo lo anterior, se requiere estudiar con mayor profundidad las generalidades del tiosulfato de amonio y las propiedades del LIX-79, lo cual se discute en las siguientes páginas.

2.1.- Generalidades sobre el tiosulfato de amonio.

La importancia principal en el estudio de agentes lixiviantes diferentes del cianuro, estriba en cuestiones relacionadas con el medio ambiente y su toxicidad, seguido por la formación de cianoaniones y su uso se restringe a minerales oxidados solamente.

Digno de mención es también, que cada vez son más los estados de la Unión Americana en los que se ha prohibido el uso del cianuro y existen otros países en Europa donde la restricción en su uso es total.

El tiosulfato de amonio, $(\text{NH}_4)_2 \text{S}_2\text{O}_3$, se presenta en forma de cristales tabulares anhidros, incoloros ó blancos. Es muy soluble en agua, ligeramente soluble en acetona e insoluble en alcohol y éter.

Calentado a 150°C , sublima con algo de descomposición en sulfito de amonio, azufre, amoniaco, sulfuro de hidrógeno y agua. Se utiliza en fotografía y en la agricultura.(7)

Forma complejos estables, de cinética de disolución de metales muy rápida, se puede utilizar en minerales refractarios, sulfurosos y que contengan: cobre, manganeso y otros altamente cianicidas.

Entre las principales variables que afectan a la estabilidad de las soluciones de tiosulfato figuran: El pH, la presencia de microorganismos y otras impurezas, la exposición a la luz solar, la presencia de oxígeno atmosférico y la concentración de

la solución. Experimentalmente se ha visto que la estabilidad de las soluciones de tiosulfato, es máxima en el rango de pH entre 9.0 y 10.0, aunque en general un pH de 7.0 es suficiente. La causa mas importante de la inestabilidad del tiosulfato, es debida a ciertas bacterias, capaces de metabolizar el ión tiosulfato, convirtiéndolo en sulfito, sulfato y azufre elemental. Las soluciones exentas de bacterias son notablemente estables, por eso, en la práctica, es recomendable imponer condiciones razonables de esterilidad al preparar las soluciones de tiosulfato. Parece ser, que la actividad bacteriana es mínima a valores de pH comprendidos entre 9.0 y 10.0, lo cual explica, por lo menos parcialmente la máxima estabilidad de las soluciones en este rango de pH.

2.2.- Propiedades químicas.

Las reacciones para la disolución de la plata y sus diferentes formas (nativa, cloruro y sulfuro), forman complejos solubles como $\text{Ag}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 2(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, mientras que el tiosulfato de plata y el complejo mencionado es insoluble. Asegurando que la concentración inicial de tiosulfato de amonio sea dos veces y media veces mas grande que la concentración de cobre, puede esperarse que el tiosulfato de plata que se forme sea soluble.

Se menciona el cobre en vista de que al hacer reaccionar el tiosulfato amónico con Ag_2S , se forma un precipitado de Cu_2S y el complejo antes mencionado.

En un proceso que emplee esta química de lixiviación para recuperar plata, puede precipitarse de la solución, por medio de una solución sulfurosa con regeneración de tiosulfato.(7).

El ión tiosulfato, $\text{S}_2\text{O}_3^{=}$, es el anión del ácido tiosulfúrico, $\text{H}_2\text{S}_2\text{O}_3$, que es mas inestable que el ácido sulfuroso, H_2SO_3 .

Los ácidos separan de la solución de tiosulfato:



que por su inestabilidad se descompone en :



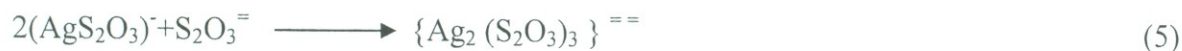
Este azufre elemental produce una turbidez que se incrementa en la medida que aumenta la temperatura y la concentración del ión tiosulfato. Esto se puede aprovechar para la determinación de tiosulfato libre, dado que en condiciones análogas, los sulfitos liberan SO_2 pero no se forma la turbidez. Por lo tanto, podemos identificar el $\text{S}_2\text{O}_3^{=}$ en presencia del ión sulfito, $\text{SO}_3^{=}$ y es una de las reacciones más importantes del ión tiosulfato. También, los propios productos de descomposición causan inestabilidad en la solución, en consecuencia, hay que evitar la exposición a la luz solar y la presencia de oxígeno atmosférico, que hacen aumentar la velocidad de descomposición. Esta velocidad es tanto mayor, cuanto más diluidas son las soluciones.

2.3.- Reacciones con nitrato de plata.

El ión tiosulfato al reaccionar con nitrato de plata, produce un precipitado blanco, el cual cambia de color, a amarillo, pardo y finalmente negro por formación de sulfuro de plata (7), de acuerdo a las siguientes reacciones:



Este compuesto, $\text{Ag}_2\text{S}_2\text{O}_3$ se combina con más tiosulfato, formando una sal compleja soluble.



Hirviendo la solución diluida, se precipita sulfuro de plata.



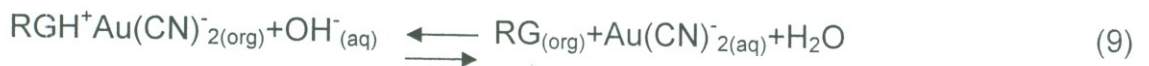
2.4.- Extractantes guanidina.

El reactivo químico, LIX-79, es un producto orgánico que contiene guanidina, misma que junto con las sales cuaternarias de amonio, la base orgánica mas fuerte conocida (10), tiene la capacidad de extraer un protón del agua, para formar un catión guanidina y un anión hidróxido a valores de pH entre 10.0 y 11.5, como se muestra en la siguiente reacción; que aunque está referida para oro en soluciones cianuradas, nos sirve de referencia en el uso de plata y $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$.

EXTRACCION



DESPOJAMIENTO



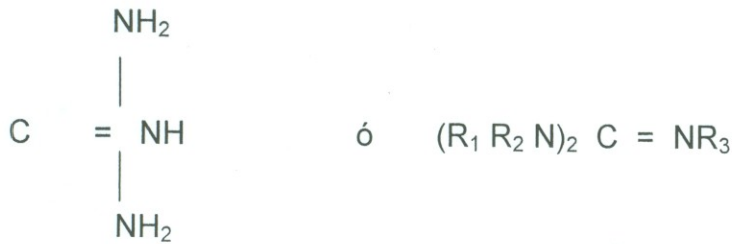
Donde:

G = guanidina

R = grupo alquil ó Hidrógeno

A pH mayor de 13, el catión guanidina cede el protón extraído del agua, al ponerse en contacto con la solución acuosa de despojamiento y de esta forma se regenera, por transferencia, la trialquil guanidina, de carga neutra. (10)

La alta basicidad de la guanidina, es atribuible a la distribución simétrica de la carga (8):



Se ha demostrado que la extracción ocurre por un mecanismo de par iónico. La cinética de extracción es muy rápida. El equilibrio se lleva a cabo en 60 segundos.

Este novedoso método, permite la extracción de oro y plata, a partir de un reactivo que se regenera y evita la contaminación de las cuencas hidrológicas, además que evita la generación de polvos contaminantes y la emisión de gases a la atmósfera.

III.- METODOLOGIA EXPERIMENTAL.

Una vez que se realizó la investigación bibliográfica sobre las propiedades del tiosulfato de amonio, $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ y la capacidad de extracción del LIX-79, se procedió a la preparación de soluciones. En este punto se debe mencionar que en la preparación de la solución de nitrato de plata, se debe alcalinizar la solución de tiosulfato con hidróxido de amonio, para evitar la precipitación de la plata como Ag_2S , se lleva hasta pH de 10.5, el cual desciende hasta 9.0, pH de operación, al efectuarse la mezcla. De otra forma, por la generación de H_2SO_4 se llevan a cabo las siguientes reacciones:



La cantidad necesaria de sulfato de amonio recomendada por la bibliografía (3), fue de 10g/l. Finalmente, la solución orgánica en las primeras pruebas se preparó con 10% (v/v) de tridecanol, 10% de LIX-79 y 80% de diluyentes SX12. Se terminaron las fases experimentales con solo LIX-79 y keroseno en una relación de 10 y 90% respectivamente.

Las primeras pruebas se llevaron a cabo con agitación manual, directamente en un embudo de separación, a diferentes tiempos de agitación y separación, pero los resultados no fueron satisfactorios, incluso se utilizó un reactor cúbico con baffles perforados en cada ángulo, diferentes concentraciones de plata y de tiosulfato, pero se obtenían grados muy bajos de extracción. De ahí que se corrió una serie de pruebas, a diferentes velocidades, siempre con agitación magnética, en vasos de precipitados, la misma relación de acuoso – orgánico, manteniendo constantes los volúmenes de 50 – 50 ml. La concentración de plata de 5 ppm y 0.6% de tiosulfato de amonio.

3.1.- Materiales

- Embudos de separación.
- Plato caliente con agitación.
- Probetas
- Gradillas
- Cronómetro.
- Matraces volumétricos.
- Vasos de precipitados
- Agitadores magnéticos.

3.1.1.- Equipos utilizados.

- Espectrofotómetro de absorción atómica.
- Potenciómetro.
- Agitador magnético.
- Tacómetro AMETEK. Mod. 1726.
- Balanza analítica Sartorius, BL 120S.

3.1.2.- Reactivos:

- Tiosulfato de amonio $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$
- Nitrato de plata. Ag NO_3
- Hidróxido de amonio NH_4OH
- Sulfato de amonio $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$
- Keroseno
- Agua destilada

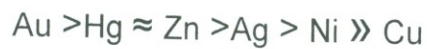
Y el extractante LIX-79 que tiene las siguientes propiedades típicas.

Propiedades típicas del LIX-79.

Apariencia física.....	líquido amarillento.
Gravedad específica (25°/25°C).....	0.80 – 0.85
Viscosidad (20°C).....	4.4 centistokes.
Capacidad de carga, para Au(CN) ₂ ⁻	410 – 430 mg/L. **
Cinética de extracción.....	95% (30 segundos)

** La capacidad de carga fue determinada a una concentración de 15 % (v/v) en cuatro etapas de contacto a una relación de O/A de 1/10 con una solución acuosa de 25 ppm de Au y – 100 ppm de cianuro de sodio libre, a pH de 10.25.

Selectividad.- El LIX-79 muestra alta selectividad para el oro en soluciones cianuradas. El orden de extracción es (3):



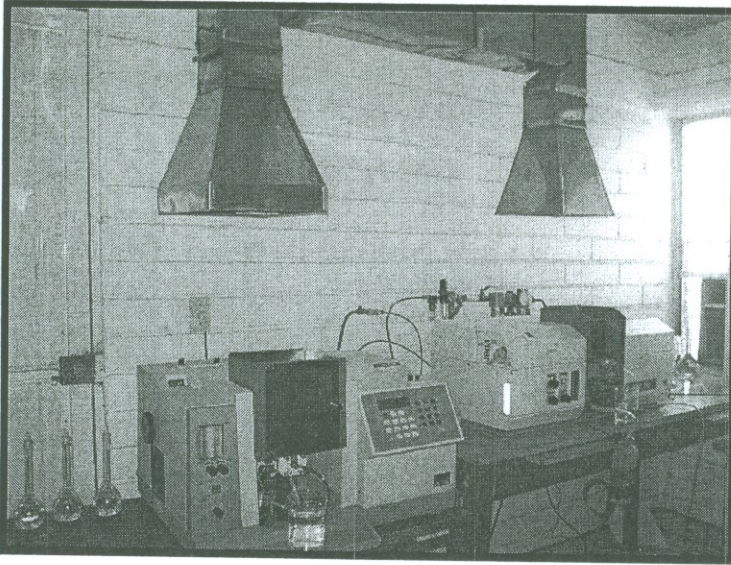


FIGURA 2 :Espectrofotómetro de Absorción Atómica PERKIN ELMER 3110

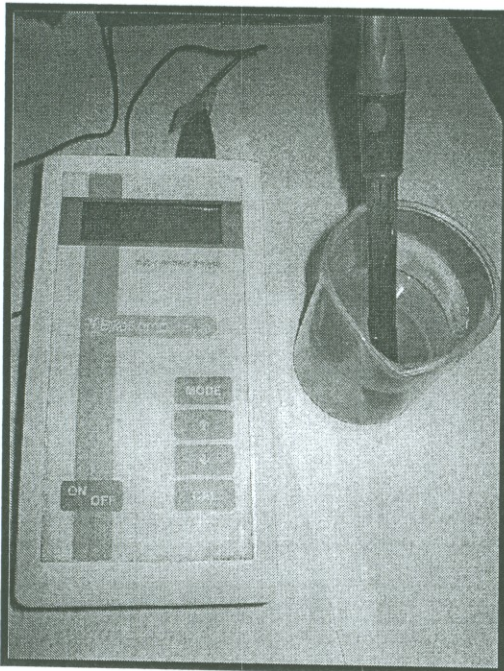


FIGURA 3: Potenciómetro Eijkelkamp 18.26.

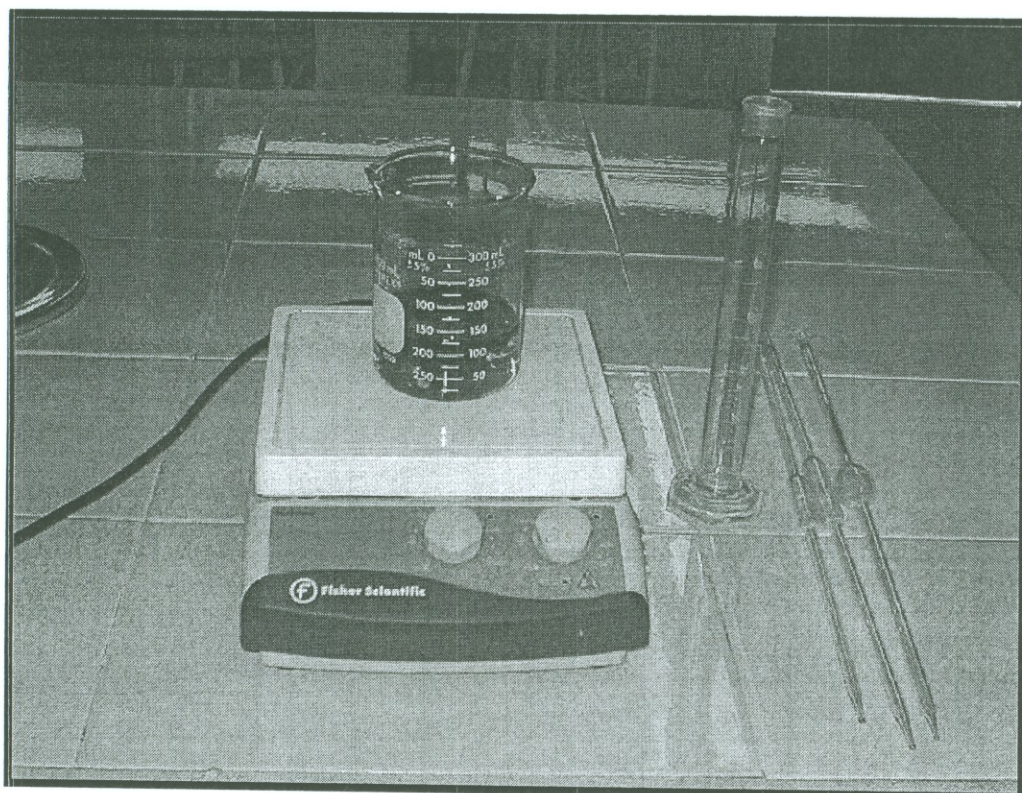


FIGURA 4: Agitador magnético: VWR Scientific products 371.

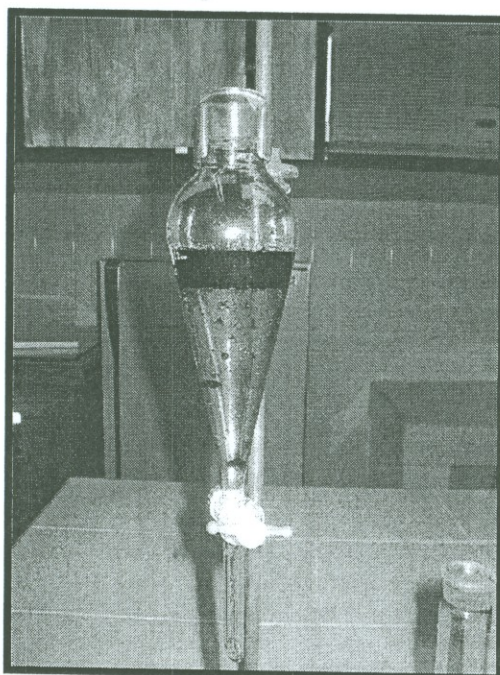


FIGURA 5: Embudos de separación.

3.1.3.- Variables del proceso.

Velocidad de agitación. Los niveles de variación a utilizar serán del orden de 300 a 800 rpm., en vista de que se utilizará agitación magnética y estos valores corresponden a las velocidades mínima y máxima que se alcanzan con estos equipos. Se descarta la utilización de agitación mecánica, debido a que los volúmenes a manejar serán pequeños, del orden de 100 ml y se pueden tener pérdidas por salpicaduras a mayores velocidades.

Tiempo de separación y contacto. Se contempla iniciar la experimentación de esta variable, en lapsos de dos minutos, hasta 16 minutos, dado que en pruebas preeliminares se observó una separación de fases casi instantánea.

Extracción en función de la concentración de plata. En el apartado previo, concerniente a la preparación de soluciones, se observó que a concentraciones de plata de 50 ppm ó mayores, se producía turbidez e incluso precipitaciones del metal como sulfuro, propio de las reacciones químicas estudiadas, razón por la que se decidió iniciar la experimentación, con concentraciones de 0.5 a 4.0 mg/L, e incrementarlas en forma paulatina, hasta obtener el máximo valor del porcentaje de extracción.

Influencia del pH. De acuerdo a las referencias bibliográficas, se estableció que el pH, producto de la lixiviación, se ajustaba a 9.0 – 10.0 con la adición de hidróxido de amonio y por observarse en la preparación de soluciones y por el estudio de las reacciones químicas en las que se determinó que se formaba H_2SO_4 , decidimos establecer un rango de operación entre 5.5 a 12.5, con pruebas cada dos unidades, elaborar una curva del porcentaje de extracción y ajustar el pH con hidróxido de amonio, con la cantidad necesaria al mejor resultado obtenido.

Etapas de extracción y Relación de fases. En el estudio de estas variables, se predeterminó que el mayor número de etapas a realizar, sería de tres como máximo, en vista que al elaborar el Diagrama de McCabe-Thiele se fijaría el número adecuado y la relación de fases estará sujeta a los resultados obtenidos, en la elaboración de las isotermas de extracción y la evaluación de la capacidad de carga del orgánico.

3.2.- Condiciones de operación.

La separación de fases se llevó a cabo en embudos de separación de 125 y 250 ml. La agitación se hizo inicialmente en forma manual, posteriormente en reactores cuadrados con baffles perforados en cada esquina, finalmente, se continuó y terminó este estudio con vasos de precipitados y agitación magnética a 430 rpm.

En ambas fases de la experimentación, la concentración de tiosulfato de amonio fue de 0.6 % y antes de correr las pruebas, utilizando como variable el pH, se alcalinizó la solución acuosa con hidróxido de amonio. En la primera etapa experimental, la relación acuoso / orgánico se mantuvo en 1 / 1.

Los análisis de los iones metálicos en solución se realizaron en Absorción Atómica del acuoso solamente y por balance de masa se calculó la concentración de plata en el orgánico.

La solución estándar de trabajo de 100 mg/L se preparó, pesando 0.1574 gr de nitrato de plata y aforando a un litro con agua destilada y tanto los estándares de calibración del espectrofotómetro como para la experimentación, se tomaron las alícuotas correspondientes y se aforaron con la solución de tiosulfato de amonio.

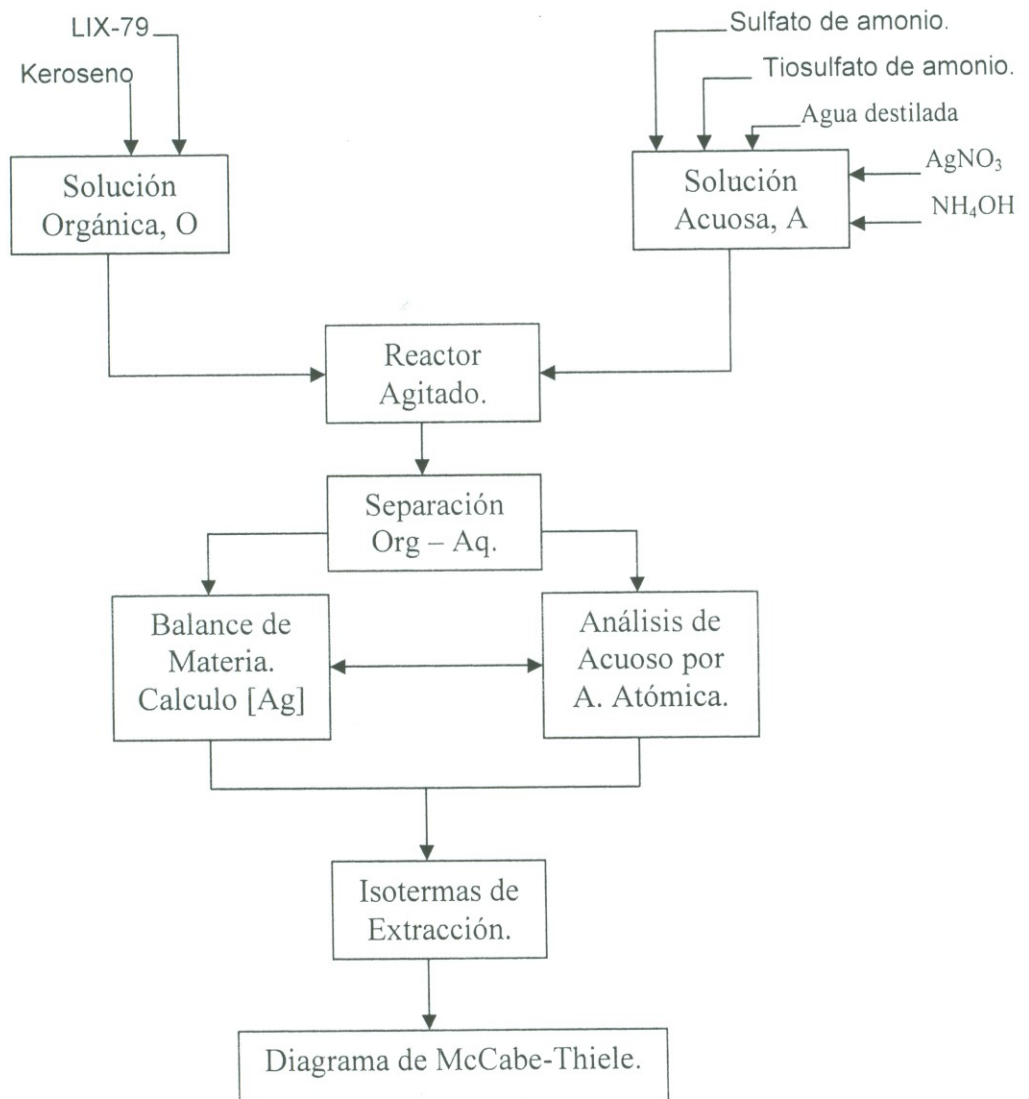
Basados en la experimentación de la empresa estadounidense Cognis, que fue la que proporciono el extractante LIX-79, en pruebas nivel piloto, con licores de lixiviación para concentraciones de 0.65 a 1.3 mg/L de Au, recomiendan utilizar

concentraciones de orgánico entre 10-15% (v/v). El LIX-79 debe ser diluido con alcohol etílico como el isotridecanol, en una concentración de 75g/L y el compuesto hidrocarbonado, con el objeto de asegurar la solubilidad del complejo la fase orgánica.

El despojamiento se lleva a cabo al poner en contacto la fase orgánica cargada con una solución 0.8-1.0M de NaOH, la eficiencia en esta etapa disminuye a concentraciones menores.

IV.- RESULTADOS EXPERIMENTALES Y DISCUSIÓN.

La experimentación metalúrgica se llevó a cabo en dos etapas. En la primera el principal objetivo fue establecer los parámetros de operación. Las primeras pruebas se llevaron a cabo a diferentes concentraciones de plata y tiosulfato, pero se obtenían grados muy bajos de extracción. De ahí que se corrieron una serie de pruebas a diferentes velocidades, siempre con agitación magnética, en vasos de precipitados, la misma relación acuoso – orgánico, manteniendo constantes los volúmenes de 1/1 ml. La concentración de plata de 5 mg/L y 0.6% de tiosulfato de amonio.



4.1.- Pruebas experimentales Etapa I.

Velocidad de agitación.

La importancia de esta variable estriba en que, todo sistema de extracción por solventes debe estar sujeto a cierta turbulencia, para imprimirle las condiciones requeridas de una adecuada transferencia de masa. Además, es muy conveniente conocer estos requerimientos porque muchas veces se oponen a ciertos detalles operacionales, tales como la formación de emulsiones ó de separación de fases (11).

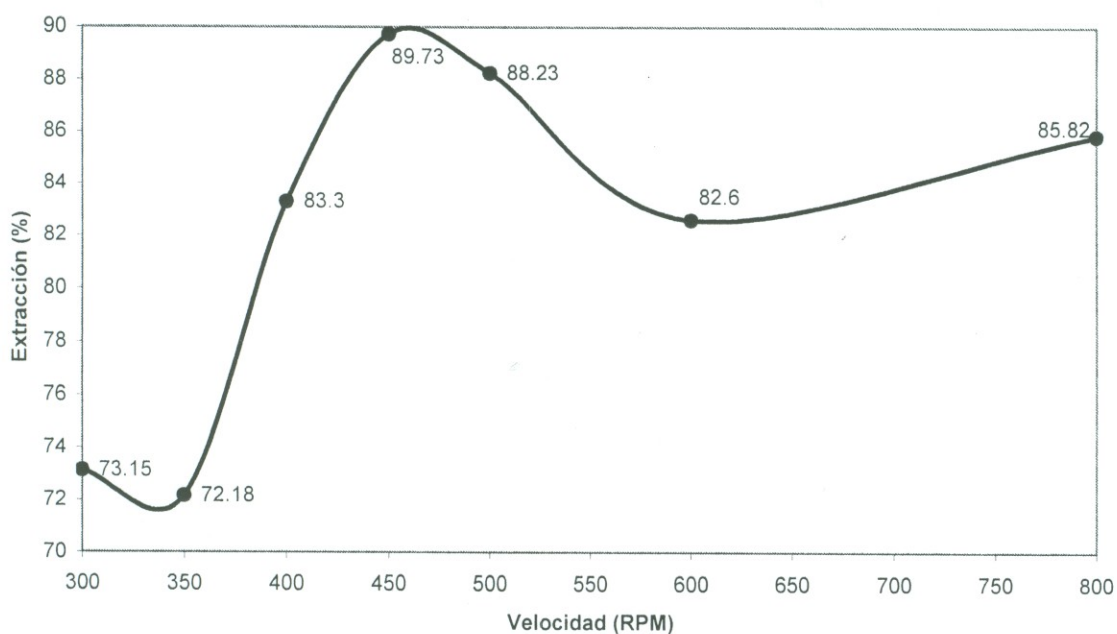


Figura 6: Efecto de la velocidad de agitación en la extracción de plata.

Se seleccionó la velocidad de agitación entre 400 y 450 rpm.

Velocidades más altas de 600 rpm generaban problemas de salpicaduras por los bajos volúmenes de solución, además que no se notó incremento significativo de extracción.

4.1.1.-Tiempo de agitación.

Con respecto a los tiempos de contacto y separación se determinó que los mejores resultados se llevaban a cabo en 5.5 – 6.5 minutos como lo podemos ver a continuación:

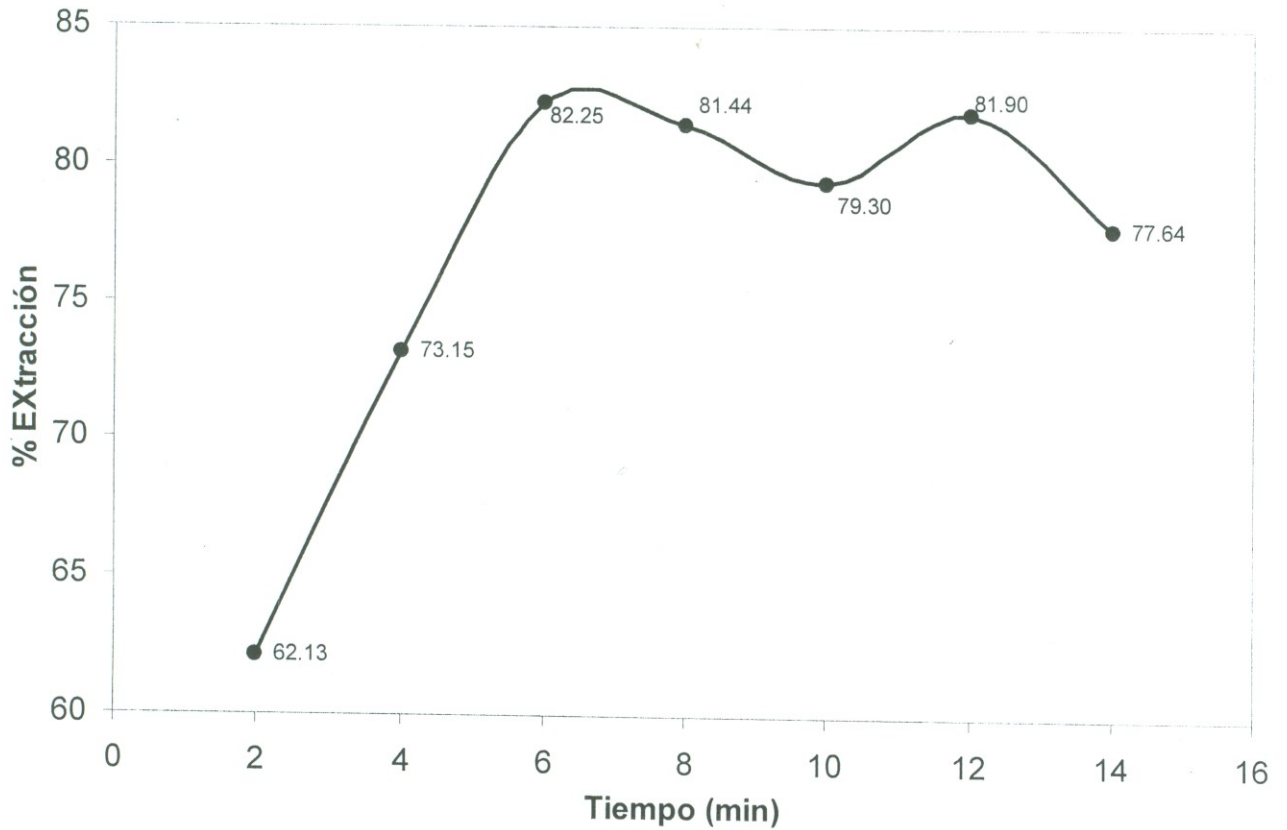


Figura 7: Efecto del tiempo de agitación en la extracción.

4.1.2.- Tiempo de separación de fases.

De acuerdo al análisis de resultados, se determinó utilizar tiempos de contacto y separación de las soluciones en 5.5 ó 6.5 minutos. Más allá de este lapso no se observaron mejoras significativas en el porcentaje de extracción. Los resultados se muestran congruentes a los principios básicos de transferencia de masa.

Otra importante relación digna de tomarse en cuenta para continuar con la fase experimental del porcentaje de extracción, fue la de evaluar las cantidades de extractante LIX-79 y keroseno en la solución orgánica, para tener un volumen de 50 ml que se mezclarían con otros 50 ml de la solución acuosa. De acuerdo a la bibliografía consultada, esta última solución se prepararía con una concentración de 0.6 % de tiosulfato, a un pH de 9.0 con hidróxido de amonio, 10 gr/L de sulfato de amonio.

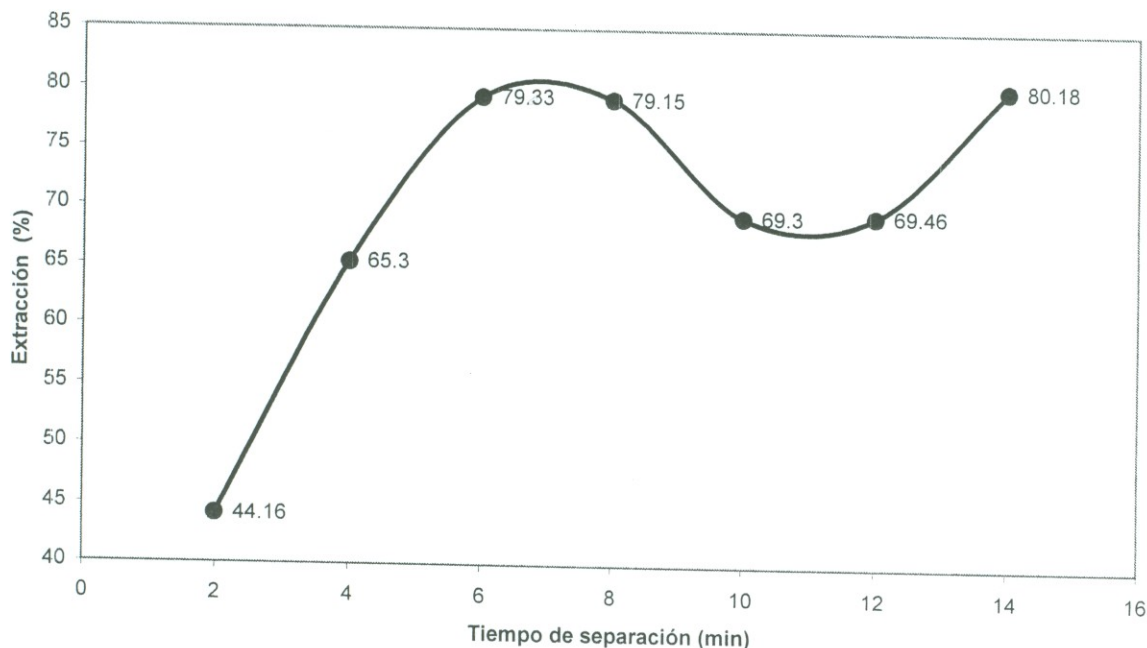


Figura 8.- Efecto de tiempo de separación en diferentes fases.

4.2.- Extractante – keroseno.

En una prueba preeliminar a diferentes concentraciones de Ag en el acuoso de 2, 4 y 6 mg / L, se obtuvieron porcentajes de extracción de 40.59, 70.57 y 60.78% respectivamente, por lo que se decidió utilizar una solución acuosa de 5.12 mg / L de Ag y variar la concentración del LIX-79, manteniendo constante la concentración de tiosulfato de amonio en 0.6% y una relación A/O de 1/1, o sea 50 / 50 ml. Los resultados se muestran en la tabla II.

TABLA II

Efecto de la concentración del LIX-79 en la extracción de Ag.

PRUEBA No.	VOL. DE LIX-79 (ml)	VOL. DE KEROSENO (ml)	EXTRACCION (%)
1	6	44	37.28
2	8	42	48.93
3	10	40	90.09
4	12	38	91.65
5	14	36	89.15
6	16	34	90.56

Se observa un gradiente de extracción muy pronunciado, en la medida que se incrementó el volumen de LIX-79, a partir de la relación 10-40, pudiendo utilizarse esta ó 12-38.

4.2.1.-Influencia del pH en el porcentaje de extracción.

La fase experimental hasta este punto se efectuó a un pH de 9.0. En esta prueba, mediante la adición de hidróxido de amonio a la solución de tiosulfato, a una concentración de 5 mg / L de Ag, se incrementó en una unidad el pH con sucesivas dosificaciones de 1, 2, 3 y 4 ml de hidróxido de amonio, por cada 50 ml de acuoso.

Se mantuvieron los mismos parámetros de operación, incluyendo la relación keroseno LIX-79 de 38 y 12 ml respectivamente. En la figura 9 se muestra el efecto del pH en la extracción de plata.

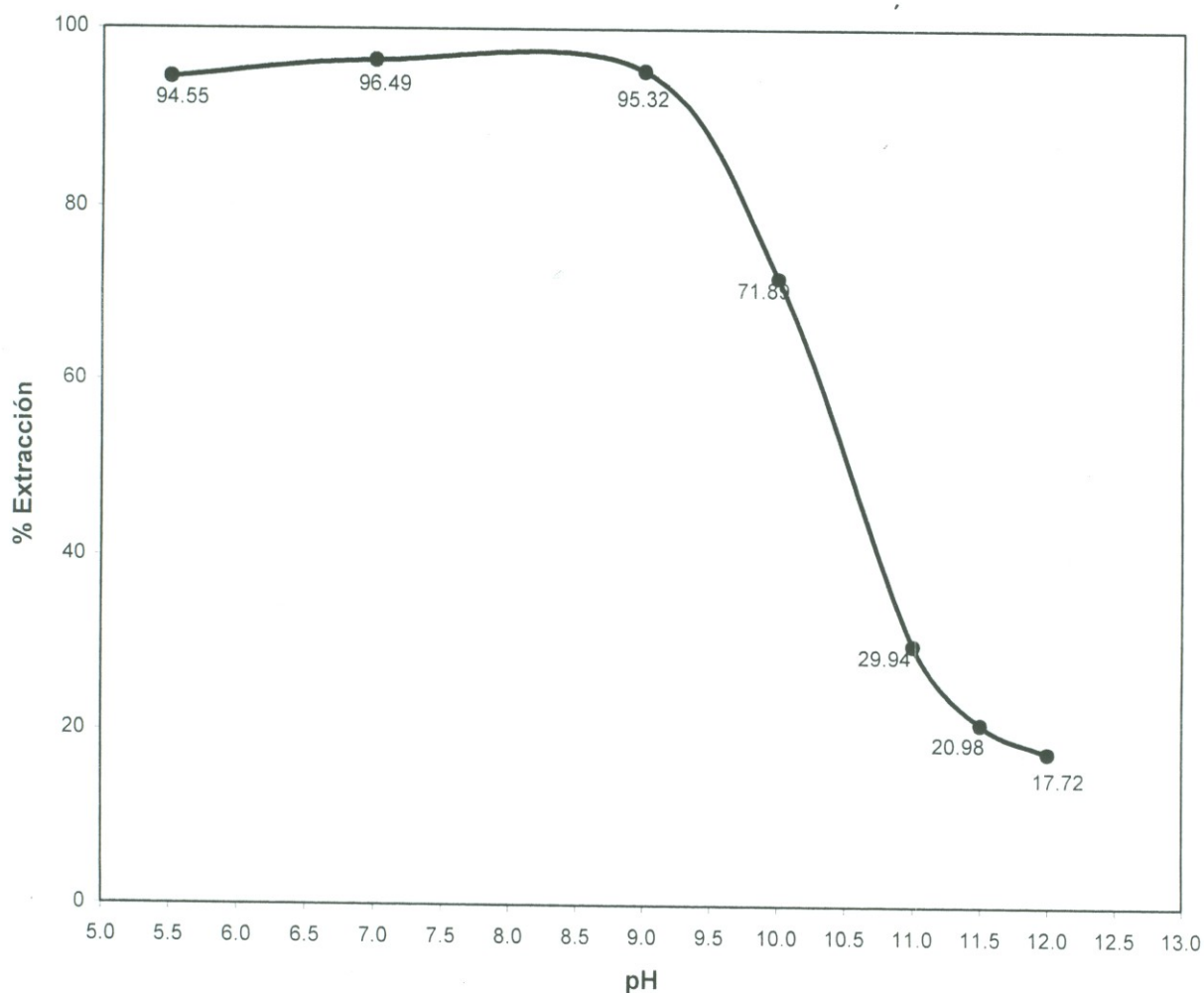


Figura 9.- Influencia del pH en el porcentaje de extracción.

En vista del notable decremento en el porcentaje de extracción, en relación al incremento en la dosificación de hidróxido de amonio, se corrió una quinta prueba, sin dosificación de hidróxido de amonio, salvo el que contenía la solución original, para mantener el pH en 9.0 y el porcentaje de extracción subió a 95.32.

Manteniendo estrictamente las mismas condiciones de la prueba anterior, se corrió una última prueba, dosificando medio mililitro de hidróxido de amonio al acuoso, para subir a 7.0 el pH y así se eliminó la leve turbidez, el porcentaje de extracción volvió a incrementarse a 96.49, por lo que concluimos que se obtienen resultados aceptables trabajando con rangos de pH entre 6.0 y 9.0.

4.2.2.- Concentración inicial de plata.

Como prueba preeliminar a la evaluación de la cantidad de plata en la solución de tiosulfato de amonio y con los parámetros establecidos hasta el momento, se intentó preparar una solución de plata de 50 mg / L en 500 ml de solución de tiosulfato de amonio al 0.6% (w/v), pero se observó un ennegrecimiento de la mezcla por posible precipitación de iones plata. De ahí que se optó por diluir el nitrato de plata necesario en agua destilada, alcalinizar la solución de tiosulfato con hidróxido de amonio y hasta entonces, tomar el volumen necesario de nitrato de plata para preparar la solución requerida con el tiosulfato. Los resultados de las pruebas se muestran en la grafica de la figura 10.

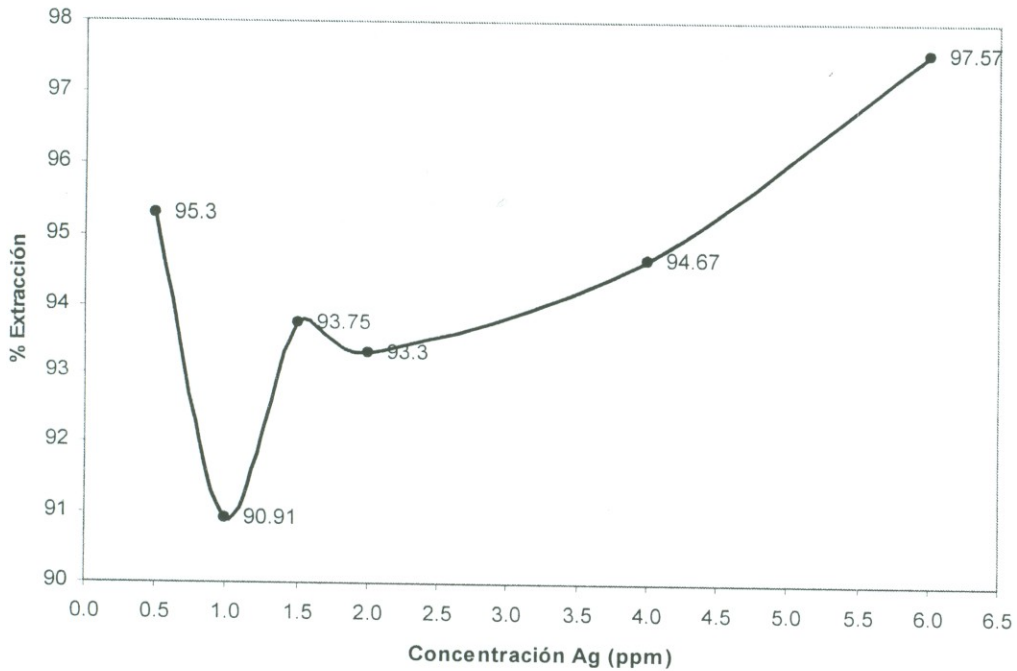


Figura 10: Porcentaje de extracción en función de la concentración de plata.

Parece no haber una influencia determinante en la concentración de la plata, sin embargo, el valor de la prueba No. 6 es bastante aceptable, por lo que se decidió continuar las pruebas con una concentración de 5 y 6 mg / L de plata en el acuoso.

4.2.3.- Variación de fase acuosa.

Generalmente, el criterio para evaluar la conveniencia de la utilización o adopción de ciertas alternativas operativas, está regido por la magnitud de la inversión o por el tamaño o complejidad de la operación. Es por ello y especialmente en el caso de extracción por solventes, que es muy necesaria la estimación de la cantidad de un cierto reactivo para la recuperación del metal, pues influye directamente en el costo inicial global de la inversión de aquí que se requiere evaluar el costo del extractante, la periodicidad en la reposición del mismo, tiempo de vida media y volumen de inventario.

Por lo anterior, se llevaron a cabo 5 pruebas manteniendo constante el volumen de orgánico (50ml) y variando el acuoso en el orden de 30, 40, 50, 60 y 70 ml. El orgánico se preparó con 10% de LIX-79 y 90% de keroseno.

La concentración inicial de Ag en el acuoso fue de 4.97 mg / L, los resultados se muestran en la figura 11.

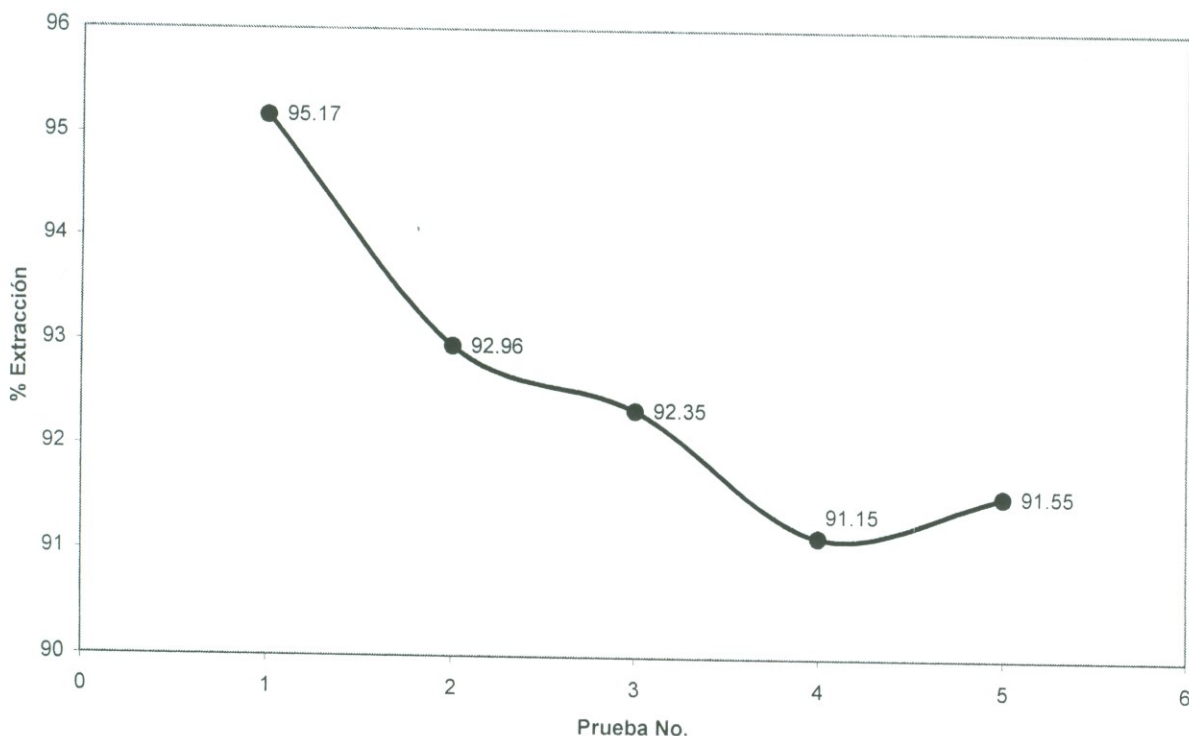


Figura 11.- Efecto de la relación de fases en el porcentaje de extracción de plata.

4.2.4.- Variación de fase orgánica.

Como puede observarse en la figura 11 los resultados son lógicos en vista de que los iones plata a extraer se encuentran en menor cantidad. En la prueba numero 1, relación A / O de 30 / 50 ml (95.17% de extracción). En la siguiente serie, también de 5 pruebas pero esta vez manteniendo constante el volumen de acuoso (50 ml) y variando el volumen de orgánico en el orden de 30, 40, 50, 60 y 70 ml. Igualmente, el orgánico con 10% de LIX-79 y 90% de keroseno y una concentración inicial de plata en el acuoso de 5.38 mg / L.

Los resultados que se observan en la figura 12 nos muestran que el mayor porcentaje de extracción también es en la prueba numero 1 (92.24%) con una relación A / O de 50 / 30 ml por lo que se concluye que parece de poca influencia en la extracción la relación de estos componentes.

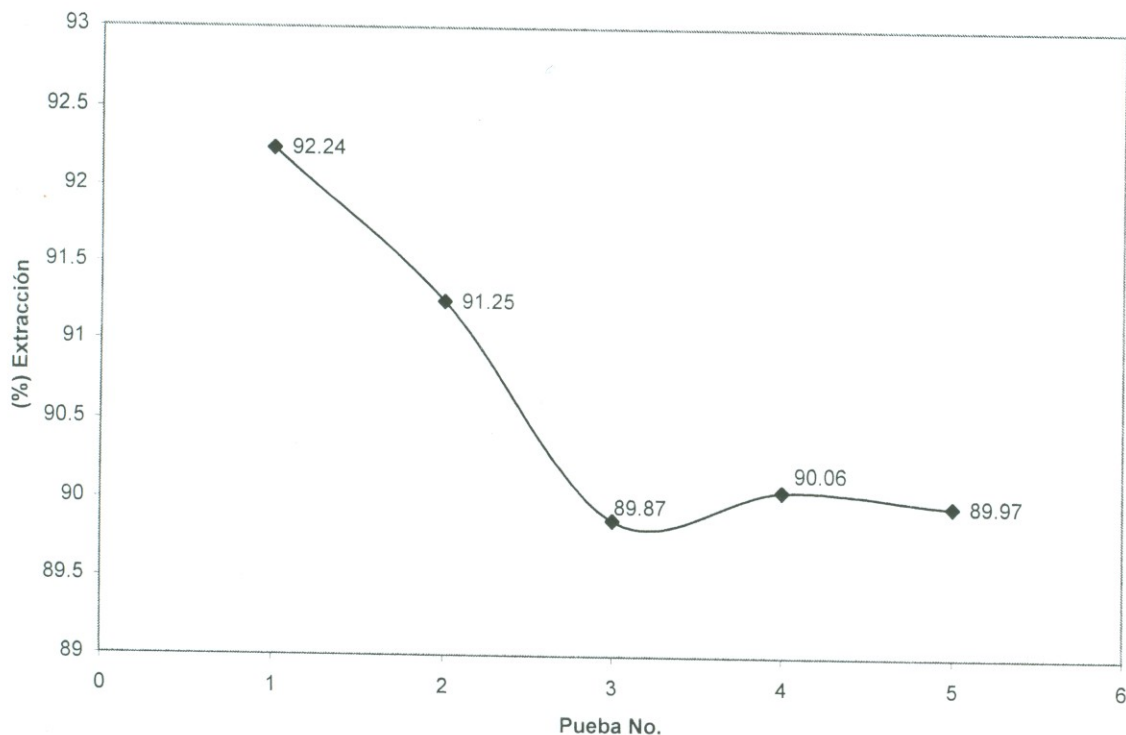


Figura 12: Variación de fase orgánica.

4.2.5.- Extracción por etapas.

Previo a la determinación de la capacidad de carga del LIX-79, decidimos realizar una prueba en tres etapas. Utilizando la misma solución acuosa y dosificando orgánico fresco en cada una. Siempre a la misma relación A / O de 1 / 1 pH de 7.0.

La manera como se llevó a cabo la prueba fue tomando 75 ml del acuoso y 75 ml de orgánico, se agitó durante 5 minutos y la separación de 5 minutos. De esta solución acuosa se tomaron 50 ml y se mezclaron con 50 ml de orgánico fresco, se realizó la separación en el mismo tiempo y finalmente se toman 25 ml del mismo acuoso y 25 ml de orgánico fresco y se obtuvieron los resultados que se muestran en la tabla 3:

TABLA 3
Extracción (%) en las diferentes etapas.

ETAPA No.	EXTRACCION (%)
1	76.19
2	96.03
3	98.42

Con el objeto de verificar la consistencia de resultados, se repitió exactamente igual otra prueba, obteniéndose prácticamente el mismo gradiente de extracción, o sea: 76.86, 95.66 y 99.17 % por lo que es definitivo que el % de extracción se incrementa con las etapas de contacto entre el acuoso y orgánico. La concentración inicial de plata en el acuoso en los datos tabulados fue de 5.04 mg / L y en la prueba de verificación de consistencia de resultados fue de 4.84 mg / L. Esta pequeña diferencia no parece influir en los porcentajes de extracción.

4.2.6.- Conclusiones de la primera etapa experimental de extracción.

- Todas las pruebas se realizaron con agitación magnética. La extracción máxima se logró a 450 rpm. 89.73%
- Los tiempos de agitación y separación fueron de 5-6 minutos. 82.25 % de extracción.
- En función de la concentración de plata en el acuoso, que se varió de 0.5 a 6 ppm, los porcentajes de extracción oscilaron entre 90.91 y 97.57, correspondiendo este último valor a una concentración de 6 mg / L. No se manifiesta un gradiente definido, ni se utilizaron concentraciones mayores en el acuoso.
- El porcentaje de extracción decrece notablemente, a pH mayor de 9.0, por lo que se pudiera trabajar sin alcalinizar la solución acuosa. Rango aceptable de operación con pH entre 6.0 y 8.5.
- En cuanto al número de etapas de extracción, el mayor porcentaje correspondió a 99.17 en la tercera etapa. En cada una de ellas se utilizó el mismo acuoso con orgánico fresco. El perfil de extracción se manifestó claramente.
- Para un volumen de orgánico de 50 ml, la relación LIX-79 - keroseno de 12 - 38 ml respectivamente, arrojó el mejor porcentaje de extracción de 91.65.
- La mejor relación A/O resultó de 30/50 ml para una extracción de 95.17 % y de 92.24 % para 50/30 respectivamente. Parece no tener relevancia la variación de volúmenes.

4.3.- Experimentación metalúrgica. Etapa II.

Cuando una fase acuosa que contiene el metal es contactada con la fase orgánica, da como resultado el metal extraído, este es distribuido entre las dos fases. La distribución puede ser de naturaleza física o química, depende del sistema. Los procesos físicos son aquellos que involucran la extracción simple de moléculas covalentes no cargadas. En estos casos la Ley de Distribución de Nernst es usualmente válida y el Coeficiente de Distribución D , es la relación de la concentración del soluto (metal) en las dos fases.

$$D = \frac{[M]_O}{[M]_A} \quad (12)$$

Donde: $[M]_O$ = Concentración del ión metálico en la fase orgánica.

$[M]_A$ = Concentración del ión metálico en la fase acuosa.

Este coeficiente es un parámetro básico que es esencial en estudios de extracción por solventes. Una extracción puede ser considerada efectiva, si el valor del Coeficiente de Distribución es superior a 0.5. Es una medida adimensional que indica qué tan efectivamente un solvente orgánico puede extraer un ión metálico. El cual depende de algunos factores, tales como la relación de fases (A/O), concentración del extractante, pH y la concentración del metal en la fase acuosa. Así la Ley de Nernst depende únicamente de la solubilidad de la especie del metal en la fase orgánica, sin tomar en cuenta interacciones químicas. Esto es, el soluto es de idéntica forma química en ambas fases, tal es el caso de la extracción preferencial de un soluto polar en un solvente polar(4).

En este estudio se utilizó la relación:

$$D = \frac{[Ag]_{ORG}}{[Ag]_{AQ}} \quad (13)$$

$[Ag]_{ORG}$ = Concentración del ion plata en la fase orgánica.

$[Ag]_{AQ}$ = Concentración del ion plata en la fase acuosa.

4.3.1.- Isotermas de extracción.

El contacto entre fases y la elaboración de curvas de equilibrio, es probablemente el método más significativo de caracterización del sistema de extracción por solventes. Básicamente es una pendiente de la concentración de un elemento en la fase acuosa.

Las técnicas experimentales para la determinación de la isoterma de extracción son las siguientes:

- a).- Variación de la concentración del elemento en la solución acuosa.
- b).- Variación de la relación de fases (A/O), utilizando una composición fija en el acuoso.
- c).- Utilización de repetidos contactos de la solución acuosa con orgánico nuevo.

Utilizando una de estas técnicas, se ponen en contacto las dos fases, orgánica y acuosa, a la velocidad óptima, por el mejor tiempo de contacto que permitan la máxima capacidad de carga. Una vez que se termina la agitación, se separan las fases y posteriormente se lleva a cabo el análisis cuantitativo del metal de interés, tanto en la fase acuosa como la orgánica. Ya teniendo estos datos tabulados para las diferentes relaciones, se procede a graficar la Curva de Equilibrio, con la composición del metal en el acuoso en la abscisa y del orgánico en la ordenada (14).

La isoterma de extracción viene a ser de un valor adicional cuando se utiliza, para calcular el número de etapas teóricas de extracción ó despojamiento, necesarias para llevar a cabo la saturación orgánica requerida, con un mínimo de pérdida de metal en el refinado. Esto se conoce como un Diagrama de McCabe-Thiele.

La distribución en equilibrio entre las dos fases está determinada por las concentraciones en cada fase. Si la concentración del ión metálico en la fase acuosa la denotamos por "X" y la concentración correspondiente en la fase orgánica por "Y", la distribución de equilibrio está dada por la curva denominada ISOTERMA DE EXTRACCION que no necesariamente debe ser lineal.(12)

Considerando el flujo de las fases en contracorriente y que no hay mezcla alguna dentro de cada fase, en la dirección del flujo, mientras que cada flujo se mezcla completamente en la dirección perpendicular al flujo, se puede establecer la siguiente relación:

$$N_{me} = V_1 (X_A - X_B) = V_2 (Y_A - Y_B)$$

Donde:

N_{me} = Cantidad de metal transferido a través de la interfase líquido – líquido.

V_1 y V_2 = Gastos volumétricos de las fases acuosa y orgánica respectivamente.

A y B los extremos superior e inferior de la línea de operación.

Entonces se tiene:

$$X_A - X_B / Y_A - Y_B = V_2 / V_1$$

Por consiguiente si se conocen los valores correspondientes de X y Y para un cierto punto, junto con el cociente de los flujos volumétricos, pueden calcularse los valores correspondientes para cualquier otro punto. A esto se le denomina, LINEA DE OPERACIÓN y tiene una inclinación de 45° cuando la relación (O/A) es de (1/ 1).

En el Diagrama de McCabe – Thiele la línea de operación se encuentra por debajo de la isoterma de extracción, lo que equivale a que el ión metálico está siendo transferido de la fase acuosa a la orgánica. Para el despojamiento, la línea de operación se encontrará por encima. La rapidez de transferencia está dada por la diferencia entre ambas líneas y por el coeficiente de transferencia de masa en la interfase.

TABLA IV

Isotermas de extracción.

PRUEBA No.	RELACION A / O	RELACION A / O (ml)	CONCENTRACIÓN Ag (mg/l)
1	10 - 1	250-25	4.24
2	5 - 1	125-25	3.40
3	2 - 1	100-50	0.62
4	1 - 1	50-50	0.32
5	1 - 2	50-100	0.50
6	1 - 5	25-125	0.48
7	1 - 10	25-250	0.74

TABLA V.

Porcentajes de extracción

PRUEBA No.	RELACION A / O (ml)	EXTRACCIÓN (%)
1	250-25	17.19
2	125-25	33.59
3	100-50	97.89
4	50-50	90.24
5	50-100	90.63
6	25-125	90.63
7	25-250	95.55

Cálculos para la concentración de Ag en la fase orgánica:

$$[Ag]_{org} = V_{aq} / V_{org} \{ [Ag]_i - [Ag]_f \}_{aq}$$

Para A / O

$$250 / 25 \quad [Ag]_{org} = 10 / 1 \{ (5.12 - 4.24) \} = 8.8$$

$$125 / 25 \quad [Ag]_{org} = 5 / 1 \{ (5.12 - 3.40) \} = 8.6$$

$$100 / 50 \quad [Ag]_{org} = 2 / 1 \{ (5.12 - 0.62) \} = 9.0$$

$$50 / 50 \quad [Ag]_{org} = 1 / 1 \{ (5.12 - 0.32) \} = 4.8$$

$$50 / 100 \quad [Ag]_{org} = 1 / 2 \{ (5.12 - 0.50) \} = 2.3$$

$$25 / 125 \quad [Ag]_{org} = 1 / 5 \{ (5.12 - 0.48) \} = 0.93$$

$$25 / 250 \quad [Ag]_{org} = 1 / 10 \{ (5.12 - 0.74) \} = 0.44$$

4.3.2.-Coeficiente de distribución y extracción.

Concentración inicial de plata en el acuoso = 5.12 mg / L

Relación keroseno LIX-79 de 88 - 12 %

Tiosulfato en la solución acuosa = 0.6%. pH = 9.0

El coeficiente de distribución (D) en todos los casos es superior a 0.5, lo que muestra una extracción muy efectiva. El valor máximo, de 15.0 se logra a una relación de fases de (1/1), aunque la extracción fue de 90.24 %.

A una relación de fases de (O/A) de (2/1), respectivamente, el porcentaje de extracción se incrementa a 97.89 con un valor de D de 14.52. (tabla A-8).

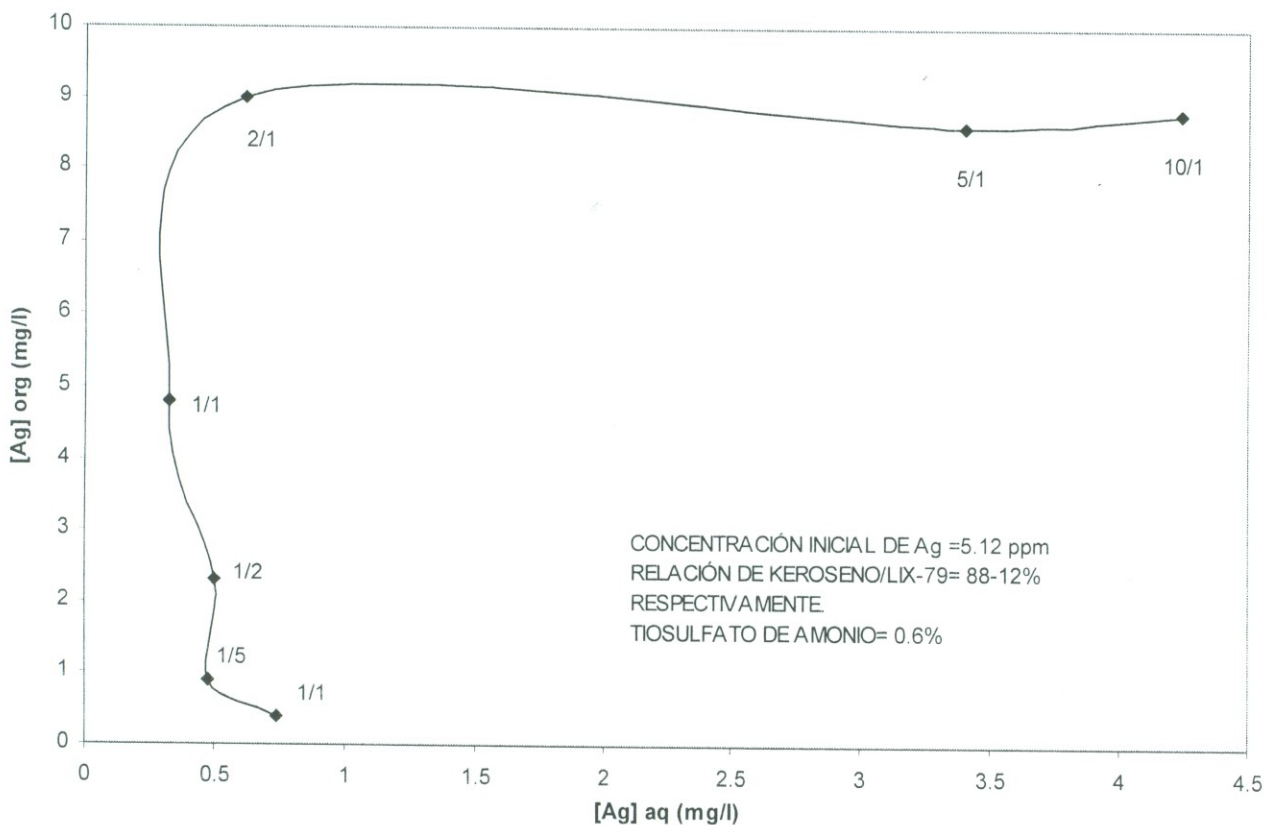


Figura 13: Isoterma de extracción. Coeficiente de extracción en función de diferente relación de fases.

4.3.3.- Diagrama de McCabe-Thiele.

La predicción del número requerido de etapas a contracorriente para un sistema de extracción de metales, puede llevarse a cabo por el uso del diagrama de McCabe-Thiele. En la construcción de este diagrama, se utiliza primero la isoterma de extracción, la cual se obtiene de datos experimentales. Posteriormente se traza la línea de operación, en donde está considerado el balance de masa global del sistema. Así, con estas dos herramientas y dependiendo de los datos que se tengan disponibles, se puede predecir con buena aproximación el comportamiento del sistema en lo que se refiere a las concentraciones del metal en cualquiera de las fases, ya sea a la entrada ó a la salida de cualquier etapa (11). Para visualizar mejor este procedimiento, en la figura 14 se muestra un Diagrama de McCabe-Thiele, en donde se pueden apreciar la isoterma de extracción del sistema, la línea de operación, el número de etapas requerido y las concentraciones de ambas fases a la entrada y a la salida del proceso. En la construcción de este diagrama a partir de la isoterma de extracción y de la línea de operación, como inicio se traza una línea vertical que parte desde el valor de la concentración del licor de alimentación, hasta la intersección con la línea de operación. La ordenada correspondiente a dicho punto, independientemente del número de etapas, será el correspondiente a la concentración del metal en el orgánico cargado. Posteriormente se traza una línea horizontal hasta intersectar con la isoterma de extracción y después se traza una línea vertical hasta tocar de nuevo la línea de operación con la que se completó la simulación de operación de una etapa completa de extracción. Al final de cada etapa, se obtiene también otra coordenada que equivale a las concentraciones al equilibrio del metal en el refinado y del solvente a la entrada. Para concluir, se repite el mismo procedimiento hasta tener las etapas de extracción indicadas y completar así el Diagrama de McCabe-Thiele.(11)

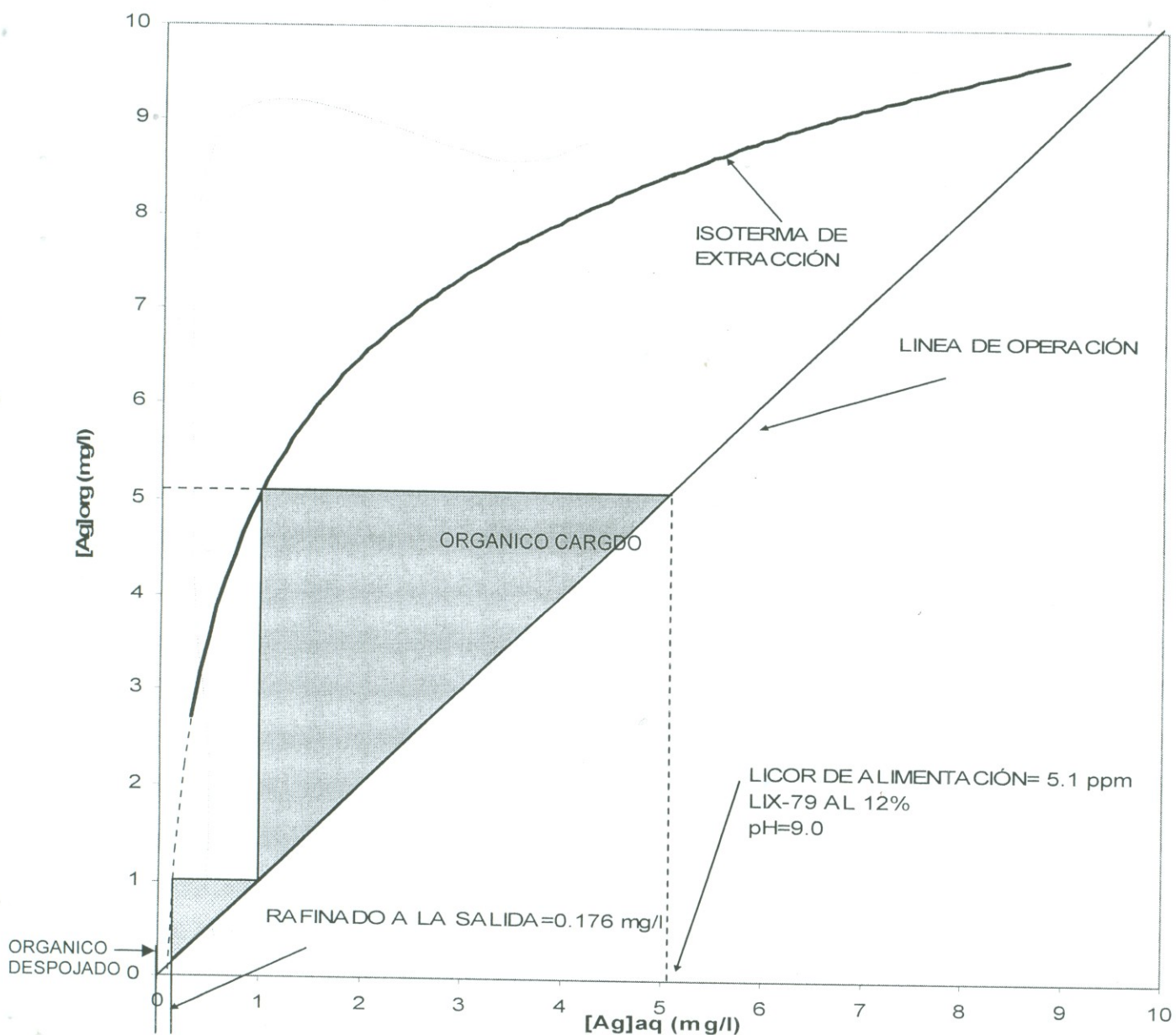


Figura 14: Diagrama de McCabe-Thiele

El Diagrama de McCabe-Thiele se elaboró con datos experimentales de la tabla A-8. Para definir la curva se ajustó logarítmicamente. El acuoso en la alimentación fue de 5.14 mg / L a una relación keroseno-LIX-79 de 88 – 12 % a un pH de 9.0.

En este diagrama se puede observar que se requiere de una sola etapa para extraer el 97.89 % de iones plata para una relación (O/A) de (2/1) o sea (100/50 ml).

Según la tabla antes mencionada, la concentración de Ag en el acuoso es de 0.62 y de Ag en el orgánico es de 9.0 mg/l. Prácticamente la concentración de Ag en el orgánico permanece constante a relaciones (O/A) de (5/1) y (10/1) y decae casi verticalmente a partir de la relación (O/A) de (1/1), continuando con (1/2), (1/5) y (1/10).

En la gráfica de la isoterma de extracción se observa también que, a altas relaciones de orgánico con respecto al acuoso, los porcentajes de extracción son muy bajos: 33, 59 y 17.19, donde se demuestra que la extracción de un metal, por un solvente particular, no necesariamente se incrementa en forma lineal, con el aumento del extractante en la fase orgánica. (13).

4.3.4.-Capacidad de carga del orgánico

En la medición de la capacidad de carga de un orgánico se requiere que el componente activo del mismo se lleve a una cierta concentración y mantener en la saturación una cantidad determinada de un metal. Este valor denominado, carga de saturación, es bastante importante para el sistema, ya que gobierna el volumen de flujo de solvente necesario para contactar una cantidad fija de solución de alimentación.

A escala laboratorio es posible determinar la carga de saturación para un sistema determinado, ya sea por una variación de la relación de volúmenes de acuosos y orgánico, o por repetidos contactos de orgánico con solución fresca. Estos datos de saturación o de equilibrio también se pueden utilizar para construir una isoterma de extracción o isoterma de distribución. Es el extractante el que toma la parte activa en el proceso de extracción, el diluyente únicamente es el medio en que está

disuelto este. La máxima capacidad de un solvente depende, entre otras cosas, de la solubilidad global del extractante libre y de la solubilidad de las especies metálicas en el extractante.

Los requerimientos generales de un extractante adecuado para utilizarse en operaciones comerciales de extracción por solventes son:

- *Baja solubilidad en la fase acuosa
- *Buena estabilidad y capaz de reciclarse sin degradarse.
- *No formar emulsiones estables al contactarse con la fase acuosa.
- *Alta capacidad de carga del metal.
- *Fácilmente despojable el metal cargado.
- *No volátil y no tóxico.
- *Altamente soluble en diluyentes alifáticos y aromáticos (14)

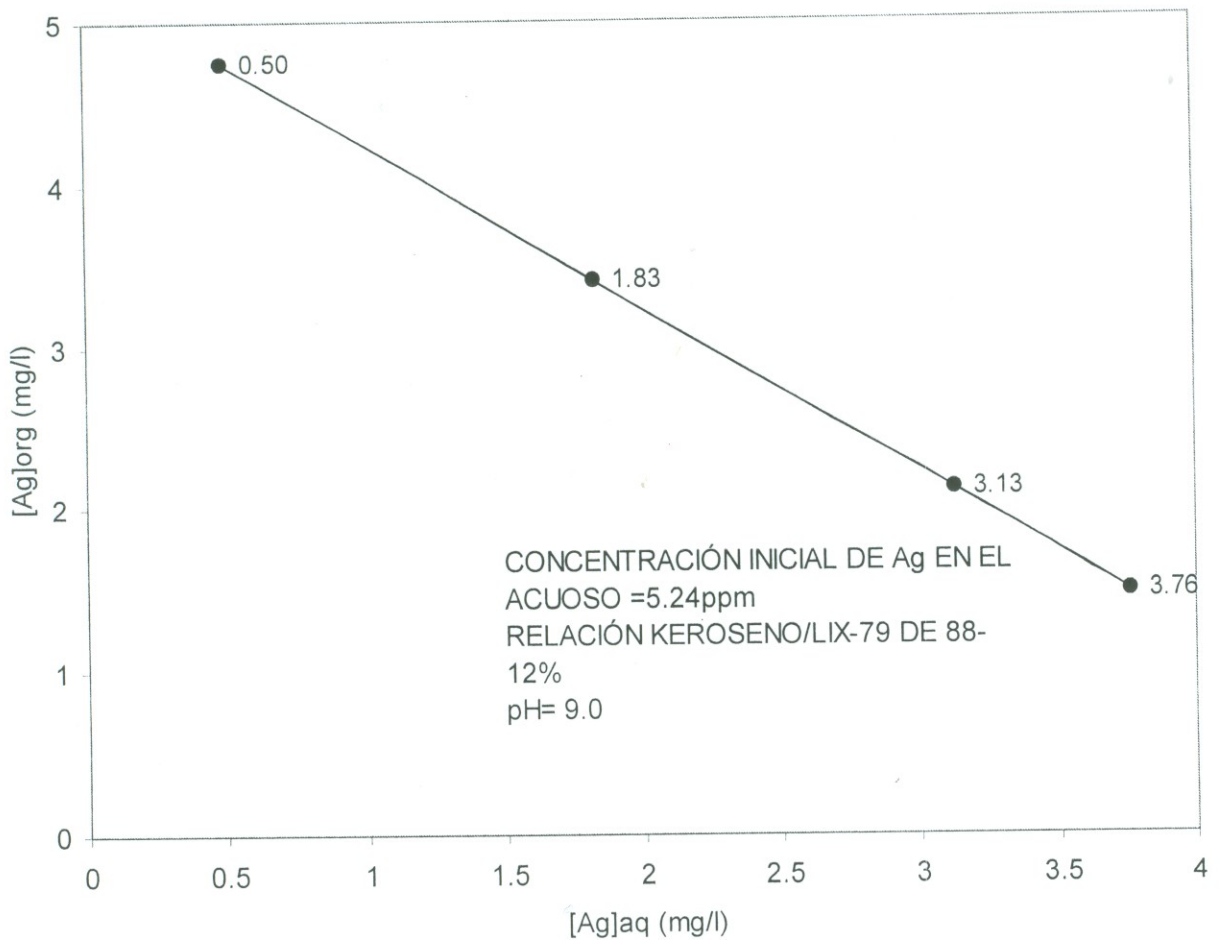


Figura 15: Capacidad de carga del orgánico.

Los datos de esta figura se encuentran en la tabla A-9 del anexo, página IX. En la que se puede observar, que para una relación (O/A) de (1/1), utilizando el mismo orgánico y acuoso fresco por etapa, existe una correspondencia lineal e inversa, entre la concentración de los iones plata del acuoso y del orgánico. Al mismo tiempo, el porcentaje de extracción decrece también linealmente, en el orden de: 90.74, 65.08, 40.27 y 28.25 de etapa a etapa. Lo cual es lógico, dado que la tendencia a la saturación del orgánico, se va incrementando en cada contacto con acuosos frescos.

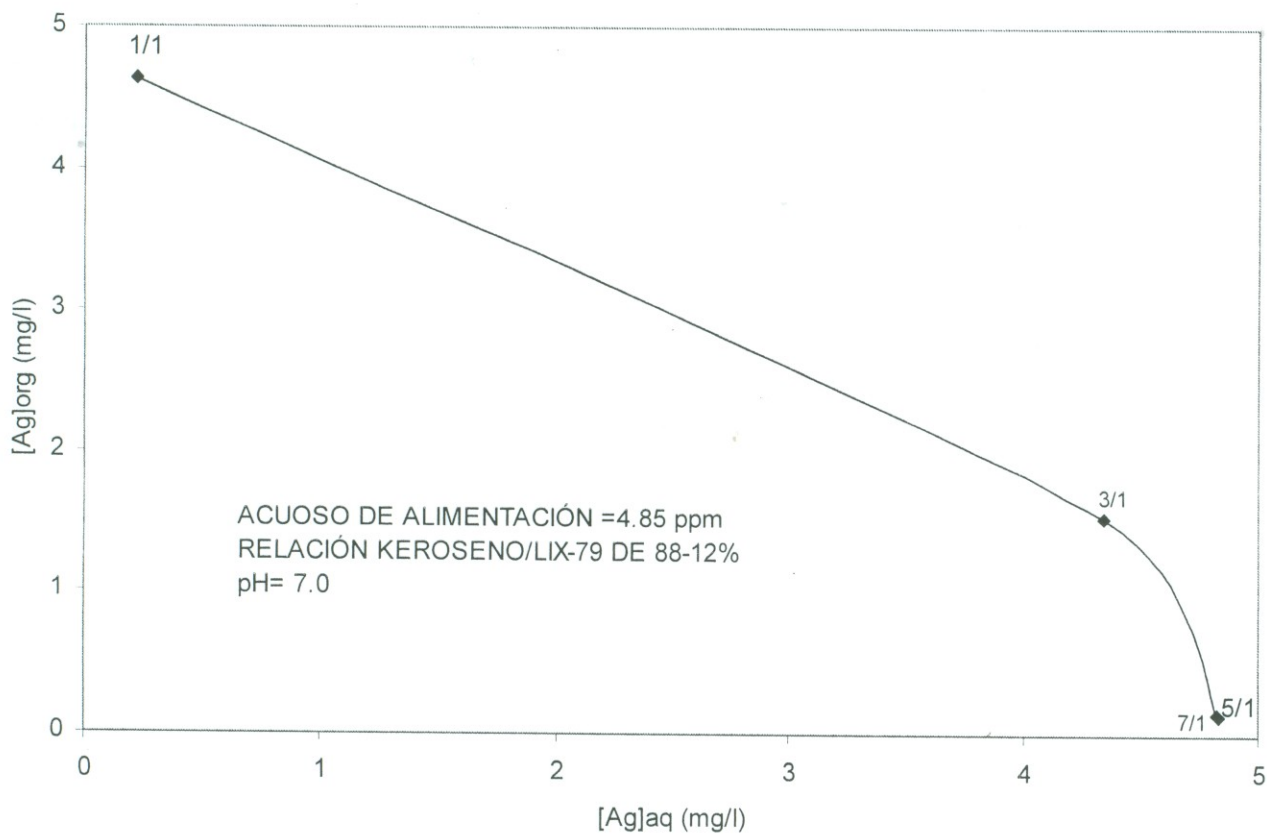


Figura 16: Capacidad de carga en función de diferente relación (O-A) utilizando el mismo orgánico y acuoso fresco por etapa.

La máxima capacidad de carga, de 4.63 mg / L de Ag en el orgánico, es una relación 1/1 y un porcentaje de extracción de 95.46. El decremento es lineal hasta la relación 3/1. Después de este punto y por saturación del orgánico, el porcentaje de extracción desciende hasta valores menores a la unidad.

4.3.5.-Evaluación de la estabilidad del LIX-79.

La importancia principal en la determinación de la estabilidad de un agente extractante, estriba en que se debe evaluar el número de veces que puede ser reciclado al circuito de extracción, sin que se afecten sus propiedades químicas y que permanezca inerte frente a los demás componentes del sistema. Además pudieran presentar dificultades, en los análisis de especiación en las etapas de despojamiento, en vista de que se modifica la concentración de la solución acuosa y el pH de la solución despojante.

Esta fase experimental se llevó a cabo en cinco etapas de extracción, en las que se utilizó el mismo orgánico y alimentando solución acuosa fresca por etapa y cinco etapas de despojamiento, utilizando una solución 0.5 M de NaOH y 70 g / L de tiosulfato de sodio para un pH de 14. Solución fresca en cada etapa de despojamiento.(13)

Tanto en la etapa de extracción como en la de despojamiento, se mantuvieron las soluciones en una relación 1:1, los parámetros de operación fueron los mismos que para la primera fase experimental, o sea:

- *Agitación magnética, 430 rpm.
- *Tiempos de separación y contacto de 5 minutos.
- *Concentración de Ag en el acuoso de 5 mg / L.
- *Concentración de tiosulfato de amonio de 0.6% pH de 9.2
- *Relación (O/A) de (1/1)
- *Relación LIX-79 – Keroseno de 12 – 88 ml.

Las determinaciones de plata se hicieron por Absorción Atómica en las soluciones acuosas solamente.

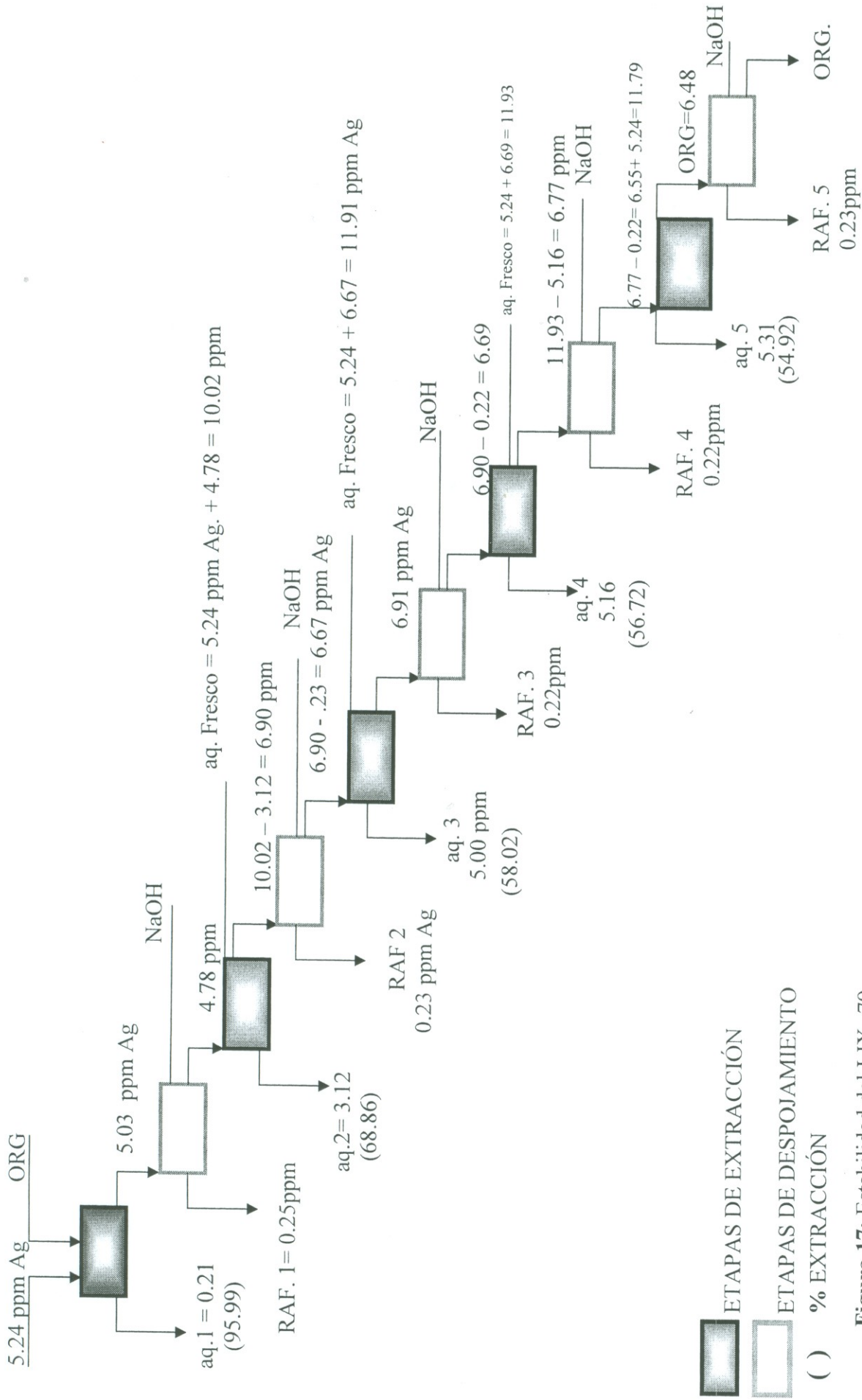


Figura 17: Estabilidad del LIX- 79

Rel 1:1 aq : org.

NaOH fresco por etapa.

Mismo orgánico.

El refinado en todas las etapas de despojamiento, prácticamente permanece constante, entre 0.22 y 0.25 mg/L de Ag. Esto obedece, a que la alimentación a las etapas de despojo, también se puede decir que permanece constante.

El porcentaje de extracción disminuye en cada etapa, en proporción al incremento de iones plata en el acuoso de alimentación, sin embargo, pudiera decirse, que la concentración de plata en el orgánico, salvo la primera etapa permanece constante, pese a que la concentración de este elemento en la alimentación se incrementó después de la primera etapa y se utilizó el mismo orgánico, nuevamente se reitera la buena capacidad de carga del LIX-79.

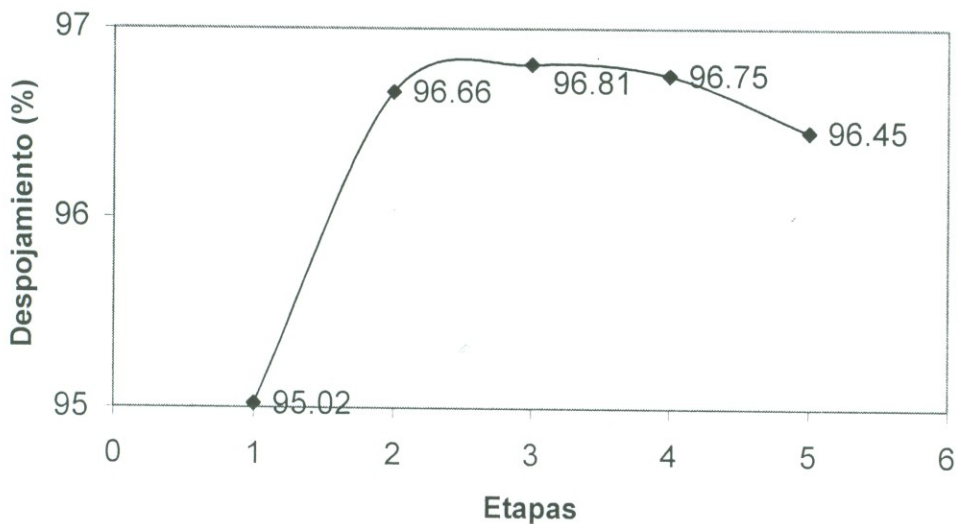


Figura 18: Porcentaje de despojamiento de Ag^+ en diferentes etapas.

Independientemente del número de etapas y promediando los valores de alimentación (6.41mg/L de Ag), despojamiento (96.33%) y orgánico (6.18 mg/L de Ag). Se puede observar que a partir de la etapa número 2 el porcentaje de despojamiento se comporta casi paralelo al eje de la abscisa lo que nos muestra que la solución de despojo 0.5M de NaOH y 70 g/L de tiosulfato de sodio, con los mismos parámetros de operación utilizados en las pruebas de extracción, funcionan tan bien como la estabilidad del LIX-79.

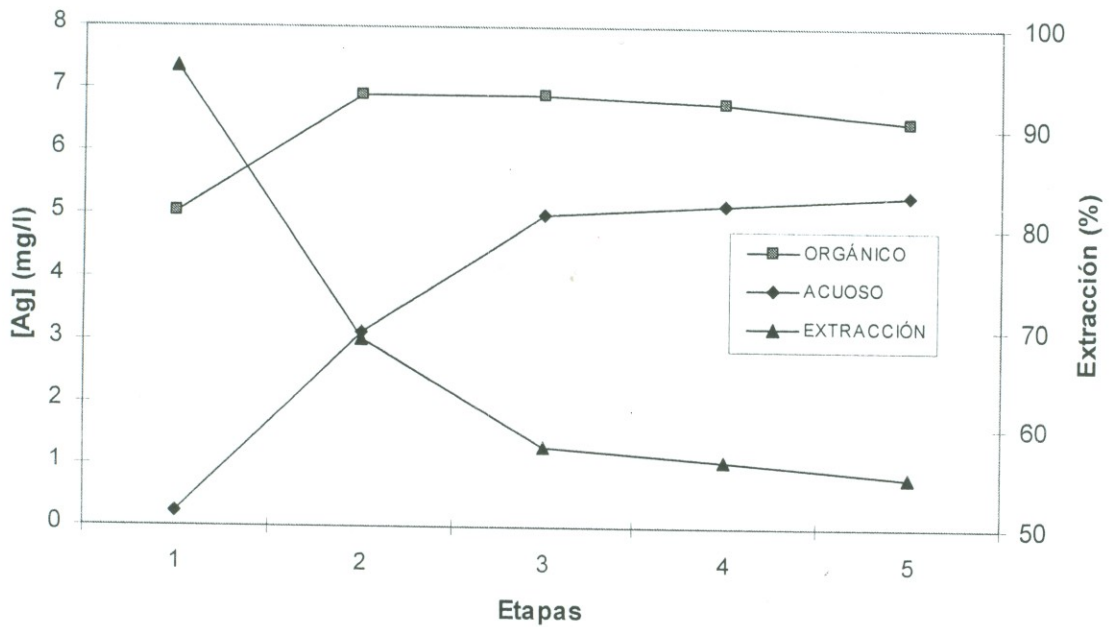


Figura 19: Estabilidad del LIX-79. Mismo orgánico. Acuoso fresco por etapa. Relación A / O = 1 / 1

En la primera etapa, el porcentaje de extracción alcanzó su valor mas alto de 95.95, debido a que la concentración de plata en la alimentación fue de 5.24 mg/L; en las siguientes 4 etapas y por estar introduciendo al sistema volúmenes frescos de acuoso, más la cantidad de Ag de la solución despojante de NaOH, era de esperarse que la extracción fuera menor en cada etapa por saturación del orgánico. Después de la tercera etapa, el decremento de la extracción se hace menos pronunciado, al alcanzarse un equilibrio parcial entre los contenidos de iones de plata en la alimentación como en el orgánico. Este equilibrio se observa también en las curvas de concentración del orgánico y acuoso.

V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De acuerdo a los resultados de este estudio, se muestra que el extractante LIX-79 contenido en la fase orgánica, permite la extracción de los iones plata de una solución acuosa de tiosulfato de amonio, además que se regenera e impide la contaminación del medio circundante.

En la preparación de la solución de nitrato de plata, se debe alcalinizar la solución de tiosulfato de amonio con hidróxido de amonio a pH de 10.5, en vista de que al efectuar la mezcla, el pH desciende hasta 9.0, que es un valor adecuado para llevar a cabo la experimentación, de otra forma, sin alcalinizar, se propicia la generación de H_2SO_4 y la consecuente formación de Ag_2S como precipitado.

La agitación se llevó a cabo magnéticamente a 430-450 rpm, no parece haber influencia en la forma geométrica del reactor, se obtuvieron los mismos resultados en recipientes cilíndrico como en cúbicos. En pruebas preliminares a 450 rpm se logró extraer el 89.73 % en tiempos preestablecidos de contacto y separación de 5 minutos.

Prácticamente todas las pruebas se hicieron con concentraciones de plata de 5 mg/l en el acuoso y 0.6 % de tiosulfato de amonio. Para esta concentración de plata, la mejor relación de LIX-79 – keroseno fue de 12 – 88 % respectivamente, para porcentajes de extracción del orden de 91 %. No parece haber una influencia determinante en la extracción a concentraciones de plata entre 0.5 y 6.0 mg / L.

En cuanto al pH de la solución acuosa, el rango de operación es muy amplio, se obtuvieron buenos resultados entre 6.0 y 9.0, pero mas allá de estos valores el decremento en la extracción es muy marcado, llegando a disminuir hasta 29.94 % a pH de 11.0.

Con los parámetros establecidos hasta este punto de la investigación, se llevó a cabo una prueba por etapas, utilizando orgánico fresco y el mismo acuoso en cada una, el gradiente de incremento en la extracción fue de 76.19, 96.03 y 98.42 %. Y con el mismo orgánico y acuoso fresco, el decremento es muy drástico en la segunda etapa, disminuyendo de 90.74 a 65.08 %.

Mediante el estudio de las isotermas de extracción y la elaboración del Diagrama de McCabe-Thiele, se logra determinar que es factible extraer el 97.89 % de la plata en una sola etapa de contacto, para una relación (O/A) de (2 /1) y pH de 9.0. A relaciones mas altas en el extractante la extracción decae notablemente.

En la evaluación de la estabilidad del LIX-79, en cuanto a las veces que pudiera ser recirculado, se efectuó una prueba con 5 etapas de extracción y 5 de despojamiento, a una relación (O/A) de (1/1), alimentando acuoso fresco en cada etapa de extracción, a la misma concentración de plata y tiosulfato de amonio, de 5.24 mg / L y 0.6% respectivamente y se observó que el refinado en todas las etapas de despojamiento, se mantuvo prácticamente constante en un valor de 0.23 mg / L de plata, mientras que en las etapas de extracción, pese a que se duplicó la alimentación de iones plata a partir de la segunda etapa, el porcentaje de extracción fue disminuyendo, pero en una proporción muy baja, de dos unidades porcentuales por etapa a partir de la tercera. Esto nos reitera, la buena capacidad de carga y estabilidad del LIX-79.

Finalmente, en esta misma prueba se determinó que una solución despojante 0.5M de NaOH y 70 g/L de tiosulfato de sodio proporciona buenos resultados.

Se recomienda evaluar la velocidad de agitación en reactores con agitación mecánica, se ejerce mayor control que en la agitación magnética, aunque se tendría que trabajar con volúmenes mayores de acuoso y extractante, para evitar pérdidas por salpicaduras.

También introducir como variables, la concentración inicial de plata y de tiosulfato de amonio. En este estudio se mantuvieron constantes en 5 mg/L y 0.6% respectivamente, tanto en las pruebas de extracción de la Etapa I, como en las isotermas de extracción de la Etapa II.

Pese a que en la realización de las pruebas de extracción, no se tuvieron problemas de formación de emulsiones ó fases intermedias, estimamos conveniente retomar el uso del alcohol alifático tri-isodecanol, para asegurar la solubilidad del complejo en la fase orgánica. Es posible que esto ayude en las etapas subsecuentes del proceso.

Finalmente, se recomienda hacer el análisis de los iones metálicos en la fase orgánica también, cuando se realicen pruebas de mayor profundidad en cuanto a la estabilidad y capacidad de carga del LIX-79, por la importancia que esto reviste para la elaboración de balances metalúrgicos completos.

VI.- REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

1. Otero de la Gándara, J.L. "Operaciones de separación en metalurgia extractiva". Editorial Alhambra, Madrid (1976).
2. Valenzuela García, J.L., Aguayo Salinas, Parga Torres J.R., Lewis G.R. "Extracción de Oro por solventes de soluciones alcalinas de cianuración, utilizando el extractante LIX-79". AIMMGM, A.C. XXIV Convención Internacional de Minería. Acapulco, Gro. Oct. 17-20, (2001).
3. Virnig, M.J., Mackenzie, J.M. W. "Extractants for the recovery of gold". Henkel Corporation, MID. Tucson, Az. USA. III Internacional Gold Symposium. Lima Perú, (1998).
4. Montes García, E.M.: "Extracción por solventes para el complejo $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, utilizando extractantes organofosforosos". Tesis profesional. Universidad de Sonora. Mex. (1998).
5. Wan R.Y. ; Le Vier Marc; Miller D. Jan. "Research and development activities for the recovery of gold from noncyanide solutions." Newmont Metallurgical Services. Department of Metallurgical Engineering, University of Utah. Salt Lake City, Utah. (1993).
6. Montoy Norzagaray F.A. "Lixiviación de jaleros de oro y plata con tiosulfato de amonio". Tesis profesional. UNISON. (1983).
7. Nicanor Bernal I. "Lixiviación de un mineral complejo de oro y plata, utilizando tiosulfato de amonio". Tesis profesional. Universidad de Sonora (1996).
8. Cram J. Donald, Hammond, S. George. Química orgánica. Mc.Graw-Hill. Book Company, Inc. (1963).
9. Montes García E.M.; Valenzuela J. L.; Certucha B. M.T. "Extracción por solventes para el complejo $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, utilizando extractantes organofosforosos". Memoria IX Encuentro sobre Procesamiento de Minerales. Universidad Autónoma de San Luis Potosí. Instituto de Metalurgia. Agosto (1998).
10. COGNIS CORPORATION. Mining Chemicals Technology. www.cognis.com
11. Robles Vega A. "Extracción por solventes para As, utilizando CYANEX 923 a partir de soluciones de lixiviación de polvos de fundición de cobre" Tesis de maestría. Universidad de Sonora. Mayo (1996).
12. Terkel Rosenquist, Principles of Extractive Metallurgy. 2nd. Ed. McGraw-Hill. Inc (1987)

13. <http://www.codelcoeduca.cl/tecnico-profesional/metalurgia-extractiva/modulos/procesos>.
14. Valenzuela G. J. Leobardo. Notas de clase. Concentración y purificación acuosa. Extracción por solventes. Universidad de Sonora (1996).
15. Manual de productos químicos para minería. American Cyanamid company. Traducción al español por Saucedo Loya Maria Elena. Edición revisada. Impreso en México. (1988).
16. Aguayo Salinas Salvador. Notas de clase. Hidrometalurgia Avanzada. Universidad de Sonora. (1997).

ANEXO A

PRUEBAS DE EXTRACCION REALIZADAS
CON EL EXTRACTANTE LIX-79
Y KEROSENO COMO DILUYENTE.

TABLA A-1.

VELOCIDAD DE AGITACION.

Datos para la construcción de la figura 6 de velocidad de agitación en la extracción de plata.

PRUEBA	VELOCIDAD (rpm)	EXTRACCION (%)
1	300	73.15
2	350	72.18
3	400	83.30
4	450	89.73
5	500	88.23
6	600	82.60
7	800	85.82

TABLA A-2

TIEMPO DE AGITACION.

Datos para la elaboración de la figura 7.

PRUEBA No.	TIEMPO DE AGITACIÓN (min)	EXTRACCION (%)
1	2	62.13
2	4	73.15
3	6	82.25
4	8	81.44
5	10	79.30
6	12	81.90
7	14	77.64

TABLA A-3.

TIEMPO DE SEPARACION DE FASES.

Datos para la elaboración de la figura 8.

PRUEBA No.	TIEMPO DE SEPARACIÓN (min)	EXTRACCIÓN (%)
1	2	44.16
2	4	65.30
3	6	79.33
4	8	79.15
5	10	69.30
6	12	69.46
7	14	80.18

TABLA A-4.

INFLUENCIA DEL pH EN EL PORCENTAJE DE EXTRACCION.

Datos para la elaboración de la figura 9.

pH	EXTRACCION (%)
5.5	94.55
7.0	96.49
9.0	95.32
10.0	71.89
11.0	29.94
11.5	20.98
12.0	17.72

TABLA A-5.

CONCENTRACION INICIAL DE PLATA.

Datos para la elaboración de la figura 10.

PRUEBA No.	CONCENTRACIÓN DE PLATA (mg / L)	EXTRACCIÓN (%)
1	0.5	95.30
2	1.0	90.91
3	1.5	93.75
4	2.0	93.30
5	4.0	94.67
6	6.0	97.57.

TABLA A-6.

VARIACION DE FASE ACUOSA.

Datos para la elaboración de la figura 11.

PRUEBA No.	RELACION (A/O) = (1/1) (ml)	EXTRACCIÓN (%)
1	30 / 50	95.17
2	40 / 50	92.96
3	50 / 50	92.35
4	60 / 50	91.15
5	70 / 50	91.55

TABLA A-7.**VARIACION DE FASE ORGANICA.**

Datos para la elaboración de la figura 12.

PRUEBA No.	RELACION (A/O) (ml)	EXTRACCIÓN (%)
1	50 / 30	92.24
2	50 / 40	91.25
3	50 / 50	89.87
4	50 / 60	90.06
5	50 / 70	89.97

TABLA A-8.**COEFICIENTE DE DISTRIBUCIÓN Y EXTRACCIÓN.**

Datos para la elaboración de la figura 13.

RELACION (O-A)	RELACION (O-A)(ml)	[Ag]aq (mg/L)	[Ag]org (mg/L)	EXTRACCION (%)	D
10 - 1	250 - 25	4.24	8.80	17.19	2.07
5 - 1	125 - 25	3.40	8.60	33.59	2.53
2 - 1	100 - 50	0.62	9.00	97.89	14.52
1 - 1	50 - 50	0.32	4.80	90.24	15.00
1 - 2	50 - 100	0.50	2.30	90.63	4.60
1 - 5	25 - 125	0.48	0.90	90.63	1.87
1 - 10	25 - 50	0.74	0.40	95.55	0.54

TABLA A-9

CAPACIDAD DE CARGA DEL ORGANICO CON UNA RELACION (O/A) DE (1/1) UTILIZANDO EL MISMO ORGANICO Y ACUOSO FRESCO POR ETAPA.

Datos para elaborar la figura 15.

ETAPA	ACUOSO [Ag] mg / L	ORGANICO [Ag] mg / L	EXTRACCION (%)
1	0.50	4.74	90.74
2	1.83	3.41	65.08
3	3.13	2.11	40.27
4	3.76	1.48	28.25

TABLA A-10

**CAPACIDAD DE CARGA EN FUNCION DE DIFERENTE RELACION (O-A),
UTILIZANDO EL MISMO ORGANICO Y ACUOSO FRESCO POR ETAPA.**

Datos para elaborar la figura 16.

ETAPA	RELACIÓN A / O	RELACIÓN A / O (ml)	[Ag]aq (mg/L)	[Ag]org (mg/L)	EXTRACCIÓN (%)
1	1/1	50/50	0.22	4.63	95.46
2	3/1	150/50	4.34	1.53	10.52
3	5/1	250/50	4.82	0.15	0.62
4	7/1	350/50	4.83	0.14	0.42

TABLA A-11

PORCENTAJE DE DESPOJAMIENTO.

Datos para elaborar la figura 18.

ETAPA	ALIMENTACIÓN [Ag] aq (mg/L)	RAFINADO [Ag] (mg/L)	DESPOJAMIENTO (%)	ORGÁNICO [Ag] (mg/L)
1	5.03	0.25	95.02	4.78
2	6.90	0.23	96.66	6.67
3	6.91	0.22	96.81	6.69
4	6.77	0.22	96.75	6.55
5	6.48	0.23	96.45	6.25

TABLA A-12

ESTABILIDAD DEL LIX-79.

Datos para elaborar la figura 19.

ETAPA	ALIMENTACIÓN [Ag] aq (mg/L)	ACUOSO [Ag] (mg/L)	EXTRACCIÓN (%)	ORGÁNICO [Ag] (mg/L)
1	5.24	0.21	95.99	5.03
2	10.02	3.12	68.86	6.90
3	11.91	5.00	58.01	6.91
4	11.93	5.16	56.74	6.77
5	11.79	5.31	54.96	6.48

TABLA A-13
LICOR DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO.

Metal	Acuoso- alimentación (mg/L) pH=9.2	Acuoso-rafinado (mg/L) pH=9.4	Recuperación. (%)
Au	0.26	0.087	67.00
Ag	5.87	0.000	100.00
Cu	64.00	56.000	13.00
Zn	25.10	24.000	4.50

TABLA A-14.**EFFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DEL LIX-79 EN AL EXTRACCIÓN DE PLATA.**

PRUEBA No.	VOL. DE LIX-79 (ml)	VOL. DE KEROSENO (ml)	EXTRACCION (%)
1	6	44	37.28
2	8	42	48.93
3	10	40	90.09
4	12	38	91.65
5	14	36	89.15
6	16	34	90.56

TABLA A-15.

EXTRACCIÓN (%) EN LAS DIFERENTES ETAPAS.

ETAPA No.	EXTRACCION (%)
1	76.19
2	96.03
3	98.42

TABLA A-16.**ISOTERMAS DE EXTRACCIÓN.**

PRUEBA No.	RELACION (A/O)	RELACION A / O (ml)	CONCENTRACIÓN Ag (mg/l)
1	10/1	250-25	4.24
2	5/1	125-25	3.40
3	2/1	100-50	0.62
4	1/1	50-50	0.32
5	1/2	50-100	0.50
6	1/5	25-125	0.48
7	1/10	25-250	0.74

TABLA A-17.

PORCENTAJES DE EXTRACCIÓN.

PRUEBA No.	RELACION (A/O) (ml)	EXTRACCIÓN (%)
1	250-25	17.19
2	125-25	33.59
3	100-50	97.89
4	50-50	90.24
5	50-100	90.63
6	25-125	90.63
7	25-250	95.55