

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE RELAVES POR LIXIVIACIÓN EN
BATEAS EN LA UNIDAD MINERA ESTRELLA DE ORO CECOMSAP –
ANANEA, PUNO**

TESIS

PRESENTADA POR:

CRISTHIAN ALFREDO RODRIGUEZ ROMANÍ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERÚ

2019

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**

**RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE RELAVES POR
LIXIVIACIÓN EN BATEAS EN LA UNIDAD MINERA
ESTRELLA DE ORO CECOMSAP – ANANEA, PUNO**

TESIS PRESENTADA POR:

CRISTHIAN ALFREDO RODRIGUEZ ROMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

APROBADO POR EL SIGUIENTE JURADO:

PRESIDENTE :
D.Sc. Pedro Alvaro Edwin Gallegos Pasco

PRIMER MIEMBRO :
D.Sc. Hipolito Cordova Gutierrez

SEGUNDO MIEMBRO :
M.Sc. Oswaldo Luzver Maynas Condori

DIRECTOR / ASESOR :
Dr. Hector Clemente Herrera Cordova

Área: METALURGIA EXTRACTIVA

Tema: HIDROMETALURGIA



DEDICATORIA

A DIOS

Por haberme dado la bendición más grande de estar en esta tierra y por tener una familia maravillosa que me ayudo y me guio para poder desarrollar dicho proyecto.

A MI MADRE MARTHA

Por darme la vida y por darme de su amor y su apoyo todo este tiempo, por su apoyo emocional, espiritual y en todo sentido, por la dedicación y lucha de cada día por sacar adelante a sus hijos.

A MI PADRE ALFREDO

Por todo el apoyo que me brindo y por su ayuda incondicional siempre, por ser un apoyo y un incentivo de lucha y fortaleza.

A MIS HERMANOS JASON Y RICARDO Y MI CUÑADA NADDYA

Por su amor y su ayuda y ejemplo de cada día, por su gran ejemplo de lucha constante y de superación día con día, gracias por su ayuda y ejemplo.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradezco a Dios, por darme la vida y oportunidad para culminar mis estudios universitarios.

A la Universidad Nacional del Altiplano, mi alma mater, por haberme albergado durante los años de mi vida estudiantil universitaria.

A la Facultad de Ingeniería Geológica e Ingeniería Metalúrgica, al personal docente por haberme transmitido sus conocimientos y orientación vocacional para lograr mi profesión como Ingeniero Metalurgista.

Mi agradecimiento a la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP - Ananea, Puno al Ingeniero Súper Intendente de Mina y al personal administrativo por darme la oportunidad para realizar el presente estudio de investigación.

A mi director de tesis Dr. Hector Herrera Cordova por su apoyo y su guía para desarrollar este proyecto, por su paciencia y su amabilidad en cada momento.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
ÍNDICE GENERAL.....	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	xii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xiii
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xvi
RESUMEN.....	xvii
ABSTRACT.....	xviii
CAPITULO 1.....	1
CAPITULO 2.....	8
CAPITULO 3.....	64
CAPITULO 4.....	81
INTRODUCCIÓN.....	xix

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA.....	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.2.1 PREGUNTA GENERAL	2
1.2.2 PREGUNTAS ESPECÍFICAS	2
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.3.1 OBJETIVO GENERAL.....	2
1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.5 VIABILIDAD DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.6 CARACTERIZACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO.....	4
1.6.1 UBICACION Y ACCESIBILIDAD.....	4
1.6.2 CENTROS POBLADOS	7
1.6.3 COMUNIDADES Y CENTROS POBLADOS.....	7
1.6.4 OROGRAFÍA	7
1.6.5 HIDROGRAFÍA.....	7
1.6.6 IDIOMAS	7

CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	8
2.2 BASES TEÓRICAS	11
2.2.1 CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL ORO.....	11
2.2.1.1 PROPIEDADES FÍSICAS	11
2.2.1.2 PROPIEDADES QUÍMICAS.....	12
2.2.1.3 PROPIEDADES MECÁNICAS	12
2.2.1.4 MINERALES AURÍFEROS	13
2.2.1.5 OCURRENCIAS DE ORO	13
2.2.1.6 MINERALOGÍA DE MENAS AURÍFEROS.....	14
2.2.1.7 YACIMIENTOS AURÍFEROS.....	14
2.2.1.8 PRINCIPALES APLICACIONES DEL ORO	15
2.2.2 SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE ORO	17
2.2.3 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	18
2.2.3.1 LIXIVIACIÓN IN SITU, IN PLACE.....	18
2.2.3.2 LIXIVIACIÓN EN PILAS	24
2.2.3.2.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA LIXIVIACIÓN EN PILAS.....	24
2.2.3.2.2 PRINCIPALES VARIABLES DE LA LIXIVIACIÓN EN PILAS.....	25
2.2.3.2.3 TAMAÑO DE PARTÍCULA	25
2.2.3.2.4 CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO EN LA SOLUCIÓN LIXIVIANTE	26
2.2.3.2.5 FLUJO ESPECÍFICO DE SOLUCIONES.....	26
2.2.3.2.6 ALTURA DE PILA	27
2.2.3.2.7 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	27
2.2.3.2.8 CONSUMO DE AGUA.....	27
2.2.3.2.9 INFLUENCIA MINERALÓGICA EN LA LIXIVIACIÓN EN PILAS.....	27
2.2.3.2.10 VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN	28

2.2.3.2.11 CONSUMO DE REACTIVOS.....	29
2.2.3.2.12 ESTRUCTURA CRISTALOGRÁFICA	29
2.2.3.2.13 IMPERFECCIONES MECÁNICAS	30
2.2.3.2.14 DISTRIBUCIÓN DE GRANOS MINERALES Y SUPERFICIES LIBRES	30
2.2.3.2.15 POROSIDAD.....	31
2.2.3.2.16 INFLUENCIA DEL MÉTODO DE CONMINUCIÓN	31
2.2.3.2.17 CONSTRUCCIÓN DE LA PILA.....	32
2.2.3.2.18 BASE IMPERMEABLE.....	32
2.2.3.2.19 APILAMIENTO DE MINERAL.....	33
2.2.3.2.20 AIREACIÓN	34
2.2.3.2.21 IRRIGACIÓN DE LA PILA	35
2.2.3.2.22 RECOLECCIÓN DE SOLUCIONES	35
2.2.3.3 LIXIVIACIÓN EN BATEA.....	35
2.2.3.3.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS.....	37
2.2.3.3.2 PROCESO DE LIXIVIACIÓN	38
2.2.3.3.3 CARGA	38
2.2.3.3.4 LIXIVIACIÓN.....	39
2.2.3.3.5 LAVADO.....	42
2.2.3.3.6 DESCARGA.....	42
2.2.3.4 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN (MECÁNICA, NEUMÁTICO).....	42
2.2.3.4.1 VENTAJAS COMPARATIVAS CON OTROS MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN.....	43
2.2.3.4.2 DESVENTAJAS.....	43
2.2.3.4.3 VARIABLES DEL PROCESO	44
2.2.3.4.4 GRANULOMETRÍA.....	44
2.2.3.4.5 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	44
2.2.3.4.6 MINERALOGÍA DEL MINERAL	45
2.2.3.4.7 OTRAS VARIABLES	45

2.2.3.4.8 DISEÑO.....	47
2.2.3.4.9 SEPARACIÓN SÓLIDO-LÍQUIDO.....	48
2.2.3.4.10 ESPESADORES	49
2.2.3.4.11 LAVADO EN CIRCUITOS DE DECANTACIÓN EN CONTRACORRIENTE (DCC).....	49
2.2.3.4.12 DETERMINACIÓN DE LA EFICIENCIA DE LAVADO POR BALANCE MÁSICO EN CIRCUITOS DCC.	50
2.2.3.4.13 VOLUMEN DE LÍQUIDOS, M ³ /D:.....	51
2.2.3.4.14 CÁLCULO DE LAS CONCENTRACIONES:.....	51
2.2.3.4.15 ECUACIÓN DE PAGE PARA CÁLCULOS DCC	52
2.2.3.4.16 FILTROS	52
2.2.3.4.17 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN A PRESIÓN (EN AUTOCLAVE).....	53
2.2.3.4.18 PARÁMETROS OPERACIONALES, AUTO-CLAVES DE ESCALA PILOTO DE SGS SERVICIOS MINERALES	55
2.2.3.4.19 OXIDACIÓN POR PRESIÓN PARA ORO	56
2.2.3.4.20 VISIÓN GENERAL DE APLICACIONES AUTOCLAVE.....	56
2.2.4 PROCESO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL	57
2.2.4.1 QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DE ORO	58
2.2.4.2 TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN	59
2.2.4.3 DEFINICIÓN DEL CIANURO.....	60
2.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	63
2.3.1 HIPÓTESIS GENERAL.....	63
2.3.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	63

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 DISEÑO METODOLÓGICO.....	64
3.2 POBLACIÓN.....	64
3.3 MUESTRA	64
3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	65
3.4.1 VARIABLE INDEPENDIENTE.....	65
3.4.2 VARIABLE DEPENDIENTE.....	65
3.5 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	65
3.6 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.....	65
3.6.1 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	66
3.7 LIXIVIACIÓN EN BATEA.....	67
3.7.1 PROCESO DE LIXIVIACIÓN	67
3.7.1.1 CARGA	68
3.7.1.2 LIXIVIACIÓN.....	68
3.7.1.3 LAVADO.....	69
3.7.2.1.4 DESCARGA.....	69
3.8, EL TIEMPO DE LIXIVIACIÓN, LA DIMENSION DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN Y LOS REACTIVOS UTILIZADOS.	69
3.8.1 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN	69
3.8.2 TAMAÑO DE LA POZA.....	69
3.8.3 REACTIVOS UTILIZADOS	70
3.9 CÁLCULOS EXPERIMENTALES	71
3.9.1 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA POZA.....	71
3.9.2 GRANULOMETRÍA DEL RELAVE	71
3.9.3 PORCENTAJE RETENIDO, PORCENTAJE RETENIDO ACUMULADO Y PORCENTAJE PASANTE.....	71

3.10 CÁLCULOS PARA LA AGLOMERACIÓN DEL MINERAL	73
3.11 CÁLCULO DEL TAMBOR ROTATORIO.....	75
3.12 CÁLCULO DE CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE UNA SOLUCIÓN	76
3.13 DISEÑO FACTORIAL 2 ³	79
3.14 MATRIZ DE DISEÑO	80

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 CONCENTRACIÓN DE CIANURO.....	81
4.2 ANALISIS GRANULOMETRÍCO.....	84
4.3 TIEMPO DE CIANURACIÓN EN LA POZA DE LIXIVIACIÓN	85
4.3.1 APLICANDO EL DISEÑO FACTORIAL 2 ³ SE OBTUVO LAS SIGUIENTES CONDICIONES.....	85
4.3.2 APLICANDO LA MATRIZ DE DISEÑO 2 ³ , SE REALIZO 8 PRUEBAS EXPERIMENTALES CON LAS SIGUIENTES VARIABLES	85
4.3.3.1 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 1.....	86
4.3.3.2 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 2.....	87
4.3.3.3 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 3.....	89
4.3.3.4 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 4.....	91
4.3.3.5 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 5.....	93
4.3.3.6 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 6.....	95
4.3.3.7 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 7.....	97
4.3.3.8 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 8.....	99
4.3.3.9 COMPARACIÓN DE LOS PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN DE ORO DE LAS 8 PRUEBAS REALIZADAS.....	102

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1 COORDENADAS GEOGRÁFICAS Y ABSOLUTAS DE LA EMPRESA MINERA ESTRELLA DE ORO.....	PAG. N°4
TABLA N° 2 VÍAS DE ACCESO A LA EMPRESA MINERA ESTRELLA DE ORO CECOMSAP ANANEA, PUNO.....	PAG. N°5
TABLA N° 3 PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS DEL ORO.....	PAG. N°12
TABLA N° 4 PRINCIPALES USOS DEL ORO.....	PAG. N°17
TABLA N° 5 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA LIXIVIACIÓN EN PILAS.....	PAG. N°25
TABLA N° 6 GRUPOS DE VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN	PAG. N°28
TABLA N° 7 TAMAÑO DE ALGUNOS MINERALES PARA LA LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN	PAG. N°44
TABLA N° 8 PARÁMETROS DE AUTO-CLAVES ESCALA PILOTO.....	PAG. N°55
TABLA N° 9 SERVICIOS DE MINERALES SGS	PAG. N°57
TABLA N° 10 CONTENIDO DE HCN EN FUNCIÓN DEL PH	PAG. N°61
TABLA N° 11 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	PAG. N°65
TABLA N° 12 TAMAÑOS NOMINALES DE ABERTURA ASTM	PAG. N°71
TABLA N° 13 BALANCE METALÚRGICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA	PAG. N°72
TABLA N° 14 BALANCE METALÚRGICO DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN	PAG. N°73
TABLA N° 15 CONDICIONES MÍNIMAS Y MÁXIMAS DE CADA FACTOR.....	PAG. N°79
TABLA N° 16 DISEÑO DE MATRIZ	PAG. N°80
TABLA N° 17 ANALISIS GRANULOMÉTRICO.....	PAG. N°84
TABLA N° 18 MALLA ÓPTIMA DE CIANURACIÓN.....	PAG. N°84
TABLA N° 19 CONDICIONES MÍNIMAS Y MÁXIMAS DE CADA FACTOR	PAG. N°85

TABLA N° 20 DISEÑO DE MATRIZ	PAG. N°85
TABLA N° 21 EXPERIMENTO 1	PAG. N°86
TABLA N° 22 EXPERIMENTO 2	PAG. N°88
TABLA N° 23 EXPERIMENTO 3	PAG. N°90
TABLA N° 24 EXPERIMENTO 4	PAG. N°92
TABLA N° 25 EXPERIMENTO 5	PAG. N°94
TABLA N° 26 EXPERIMENTO 6	PAG. N°96
TABLA N° 27 EXPERIMENTO 7	PAG. N°98
TABLA N° 28 EXPERIMENTO 8	PAG. N°100

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1 MAPA GRAFICO DE LA UBICACIÓN DEL PROYECTO..	PAG. N°6
FIGURA N° 2 CONSUMO MUNDIAL DE ORO 2018	PAG. N°16
FIGURA N° 3 METODO DE LIXIVIACION IN SITU (ESQUEMA).....	PAG. N°19
FIGURA N° 4 LIXIVIACIÓN IN-SITU GRAVITACIONAL (ESQUEMA).	PAG. N°20
FIGURA N° 5 LIXIVIACIÓN FORZADA TIPO I.....	PAG. N°21
FIGURA N° 6 LIXIVIACIÓN FORZADA TIPO II.....	PAG. N°22
FIGURA N° 7 LIXIVIACIÓN EN PILAS.....	PAG. N°24
FIGURA N° 8 MINERAL DE PIRITA Y CALCOPIRITA	PAG. N°26
FIGURA N° 9 MUESTRA DE MINERAL QEMSCAN.....	PAG. N°30
FIGURA N° 10 DISTRIBUCIÓN DE GRANOS MINERALES Y SUPERFICIES LIBRES	PAG. N°31
FIGURA N° 11 DISEÑO DE UNA PILA DE LIXIVIACIÓN ESTÁTICA...	PAG. N°32
FIGURA N° 12 GEOMEMBRANA	PAG. N°33
FIGURA N° 13 EQUIPOS MECANIZADOS PARA CARGA Y DESCARGA DE MINERAL EN PILAS DE LIXIVIACIÓN	PAG. N°34

FIGURA N° 14 FLUJO DE AIRE EN UNA PILA DE LIXIVIACIÓN (MODELADO EN 2D)	PAG. N°35
FIGURA N° 15 ESQUEMA DE UNA BATEA DE LIXIVIACIÓN	PAG. N°37
FIGURA N° 16 ESQUEMA DE CARGUÍO DEL MINERAL EN LAS BATEAS DE LIXIVIACIÓN	PAG. N°39
FIGURA N° 17 CICLO DE LIXIVIACIÓN EN LAS BATEAS	PAG. N°41
FIGURA N° 18 TIPOS DE AGITACIÓN	PAG. N°43
FIGURA N° 19 PORCENTAJE DE EXTRACCIÓN EN FUNCIÓN AL TIEMPO	PAG. N°45
FIGURA N° 20 EFECTO DE LA AGITACIÓN EN LA VELOCIDAD DE LIXIVIACIÓN	PAG. N°46
FIGURA N° 21 VARIOS DISEÑOS DE TURBINAS	PAG. N°47
FIGURA N° 22 ESQUEMA DE UN SISTEMA CONTÍNUO INDUSTRIAL	PAG. N°48
FIGURA N° 23 ESQUEMA DE UN ESPESADOR.....	PAG. N°49
FIGURA N° 24 CIRCUITO DE DECANTACIÓN EN CONTRA CORRIENTE DCC.....	PAG. N°50
FIGURA N° 25 CIRCUITO DCC	PAG. N°51
FIGURA N° 26 LAVADO DE UN MINERAL EN UN FILTRO DE TAMBOR.....	PAG. N°53
FIGURA N° 27 DIAGRAMA DE EQUILIBRIO POTENCIAL EH-PH	PAG. N°59
FIGURA N° 28 EQUILIBRIO HCN/CN EN FUNCIÓN DEL PH	PAG. N°61
FIGURA N° 29 DIAGRAMA EH-PH PARA EL SISTEMA CN-H ₂ O A 25 °C.....	PAG. N°63
FIGURA N° 30 DIMENSIONES DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN.....	PAG. N°70
FIGURA N° 31 DIAGRAMA DE CURVA GRANULOMÉTRICA	PAG. N°72
FIGURA N° 32 REPRESENTACIÓN ESQUEMÁTICA DE LA OPERACIÓN DE UN TAMBOR AGLOMERADOR	PAG. N°73
FIGURA N° 33 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 1	PAG. N°87

FIGURA N° 34 GRÁFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 2.....	PAG. N°89
FIGURA N° 35 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 3.....	PAG. N°91
FIGURA N° 36 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 4.....	PAG. N°93
FIGURA N° 37 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 5.....	PAG. N°95
FIGURA N° 38 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 6.....	PAG. N°97
FIGURA N° 39 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 7.....	PAG. N°99
FIGURA N° 40 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU N° 8.....	PAG. N°101
FIGURA N° 41 GRAFICA TIEMPO (DÍAS) VS % DE RECUPERACIÓN DE AU	PAG. N°102

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO N° 1 CIUDAD DE ANANEA, SAN ANTONIO DE PUTINA, PUNO.	110
ANEXO N° 2 CARRETERA A LA EMPRESA MINERA ESTRELLA DE ORO CECOMSAP ANANEA, PUNO.....	110
ANEXO N° 3 RELAVE DE LA UNIDAD MINERA ESTRELLA DE ORO CECOMSAP ANANEA, PUNO.....	111
ANEXO N° 4 MUESTRAS DE RELAVE	111
ANEXO N° 5 CUARTEO DEL RELAVE A TRATAR.....	112
ANEXO N° 6 TAMIZAJE Y PESADO DEL RELAVE	112
ANEXO N° 7 DISEÑO Y TAMAÑO DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN Y LA LIXIVIACIÓN DEL RELAVE.....	113
ANEXO N° 8 ANALISIS GRANULOMÉTRICO Y TITULACIÓN DE CIANURO	113

RESUMEN

La Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, está ubicada en el distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Departamento de Puno, actualmente en la explotación de placeres auríferos por concentración gravimétrica, afronta problemas de baja recuperación de oro, con una ley de cabeza de 5,2g/t y una ley de relave 2,5g/t, lo que significa una pérdida para la Empresa Minera. El proyecto de investigación tuvo como objetivo recuperar el oro a partir de los relaves por lixiviación en bateas, para los cual se desarrollo los objetivos específicos de determinar la concentración de cianuro, la granulometría optima y el tiempo de cianuración en la poza. La metodología para desarrollar la investigación consistió en evaluar la recuperación de oro a partir del proceso de lixiviación en bateas desarrollandose en 8 pruebas con diferentes condiciones mínimas y máximas para cada factor. Para los resultados obtenidos únicamente la prueba 8 mostró condiciones óptimas con una concentración de cianuro de 0,2 g/l, una granulometría de malla ASTM N° 30 (0,63 mm) y un tiempo de 10 días, lo cual se ha llegado a obtener una recuperación de oro del 79,8% de oro, lo que significa un beneficio para la Empresa Minera. Concluyéndose que los resultados obtenidos en los experimentos realizados del relave de la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno, según las condiciones ya explicadas permitio llegar a un porcentaje de recuperación de oro de un 79,8% en dicha unidad minera.

Palabras claves: Recuperación, relaves, lixiviación, bateas, sedimentación.

ABSTRACT

The Gold Star Mining Unit CECOMSAP - Ananea, is located in the Ananea district, Province of San Antonio de Putina, Puno Department, currently in the exploitation of gold pleasures by gravimetric concentration, faces problems of low gold recovery, with a 5,2g / t head law and a 2,5g / t tailings law, which means a loss for the Mining Company. The research project aimed to recover gold from tailings by leaching in trays, for which the specific objectives of determining cyanide concentration, optimal particle size and cyanuration time in the well were developed. The methodology to develop the research consisted in evaluating the recovery of gold from the leaching process in trays, developing in 8 tests with different minimum and maximum conditions for each factor. For the results obtained only test 8 showed optimal conditions with a cyanide concentration of 0,2 g / l, an ASTM mesh granulometry No. 30 (0,63 mm) and a time of 10 days, which has come to obtain a recovery 79,8% gold gold, which means a benefit to the Mining Company. Concluding that the results chosen in the experiments carried out on the tailings of the Estrella de Oro mining unit CECOMSAP Ananea, Puno, according to the conditions already explained, allowed to reach a recovery percentage of gold of 79,8% in said mining unit.

Keywords: Recovery, tailings, leaching, traps, sedimentation.

INTRODUCCIÓN

El oro es un metal muy importante para el desarrollo del Perú, los yacimientos de oro en el Perú según el Ministerio de Energía y Minas en el 2019 son 464 empresas mineras productoras de oro y 4 los productores artesanales de oro, en la zona de la región de Puno tenemos 3 empresas mineras formales que son, Mina San Rafael Minsur, Mina el Cofre, Mina Untuca, y mas de 3 empresas mineras informales que son, Ananea, La rinconada y San Gabán, San Andrés de Arasi, Ana María, por lo que se hace necesario realizar estudios de recuperación de oro a partir de su minerales.

El estudio de investigación se ha dividido en cuatro capítulos, en el Capítulo I, se considera la introducción del estudio de investigación, en el Capítulo II, se ha desarrollado la revisión de literatura, analizando las bases teóricas y definiciones conceptuales para realizar el estudio de investigación, en el Capítulo III, se ha descrito los materiales y métodos utilizados en la investigación, en el Capítulo IV, se muestra los resultados y discusiones de la recuperación del oro de relaves mediante lixiviación en bateas o pozos de sedimentación de la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea Puno.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

El sector minero en el Perú es uno de los pilares de la economía peruana y exportaciones. La minería aporta un 20% de los ingresos fiscales, contribuye alrededor del 15% Producto interno bruto PBI nacional y el 60% de las exportaciones. La mayoría de las minas en el Perú se concentra en los Andes. Los principales productos mineros del Perú son la plata, el oro, el cobre, el zinc, el estaño, el bismuto y el telurio. Las inversiones mineras en el Perú alcanzaron los 2,532 millones de dólares entre enero y junio del presente año, cifra mayor en 26,2% respecto a similar período del 2018 (2,000 millones de dólares), informó hoy la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE). Asimismo, indicó que las regiones de Moquegua, Ica y Junín concentraron el 50,1% de la inversión minera en el primer semestre del año.

Uno de los problemas en minería en el Perú y mas que todo en la Región de Puno son los tratamientos de relaves, ya que algunas empresas mineras, pequeña o minería artesanal no le toman mucha importancia, perjudicando así tanto al medio ambiente como a las empresas mineras, vulnerando los derechos de la población por la cantidad de contaminación de agua y suelo que está produciéndose en la actualidad causando un grave impacto ambiental. Los principales problemas ambientales globales que están dañando a la tierra son, cambios climáticos, agotamiento de la capa de ozono, pérdida de la diversidad biológica, aumento de la contaminación, degradación del suelo.

En la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno, no se viene realizando tratamiento a los relaves, afectando tanto al medio ambiente como también una gran pérdida económica para dicha empresa, teniendo una ley de cabeza de 5,2 g/t de oro y una ley de relave de 2,5 g/t de oro, su recuperación de oro

es de un 58%, siendo muy baja para el aporte económico de la empresa minera, dándonos a conocer que gran parte del metal valioso (oro) se esta perdiendo en los relaves.

Razón por la cual se planteó el trabajo de investigación, tuvo como finalidad recuperar el oro a partir de los relaves por el método de lixiviación en bateas, los resultados contribuirán a la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno, de la misma forma contribuirá a las mineras artesanales para poder obtener una mejor recuperación del metal valioso (oro) trabajado, siendo este proceso de lixiviación rentable para la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno. En tal sentido, será posible recuperar el oro de los relaves mediante lixiviación en bateas en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 PREGUNTA GENERAL

¿Sera posible recuperar el oro de los relaves mediante lixiviación en bateas en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno?

1.2.2 PREGUNTAS ESPECÍFICAS

- a) ¿Cuál es la concentración de cianuro óptima en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno?
- b) ¿Cuál es la granulometría óptima de cianuración en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno?
- c) ¿Cuál es el tiempo de cianuración óptimo en la poza de sedimentación en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 OBJETIVO GENERAL

Recuperar el oro a partir de los relaves por lixiviación en bateas en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.

1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar la concentración de cianuro óptima para recuperar el oro de relaves en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.
- Determinar la granulometría óptima de cianuración para recuperar el oro de relaves en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.
- Determinar el tiempo de cianuración óptimo para recuperar el oro de relaves en la poza de sedimentación en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Unidad Minera Estrella de oro CECOMSAP – Ananea, Puno, en la actualidad posee buen potencial de reservas de mineral probado de 846 t/d de mineral probable con minerales oro de una ley de cabeza promedio de 5,2 g/t, y una ley de relave de 2,5gr/t de oro. Para explotar estos yacimientos de placeres auríferos se requiere realizar estudios de lixiviación en bateas en la Unidad Minera Estrella de Oro CEOMSAP – Ananea, Puno. Actualmente viene afrontando problemas de baja recuperación de oro, logrando hasta un 58%, lo que significa una pérdida para la Empresa Minera.

Se cuenta con información de que las unidades mineras en la actualidad sufren grandes pérdidas económicas en la búsqueda de la obtención de oro en su totalidad, llegando a obtener solo el 50% del mismo; aun después de todo este proceso el 50% restante es desechado en los relaves, siendo necesario un proceso de recuperación de este valioso mineral, motivo por el cual se desarrollo esta investigación con la finalidad de dar a conocer valores óptimos mas certeros en cuanto al proceso de granulometría, utilización de concentraciones de cianuro y tiempo de obtención optima para el aprovechamiento integral del proceso de lixiviación en bateas de los relaves, utilizando este proceso puesto que en las pequeñas mineras es un proceso rentable al alcance de unidades mineras que no cuenten con recursos para la aplicacion de otro tipo de procesos para la recuperación de oro , por todo lo anterior todos estos datos obtenidos en esta investigación seran provechosos para las medianas y pequeñas empresas mineras como la unidad minera en estudio Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno, ya que realizaran los procesos de lixiviación de una manera mas exacta en cuanto los parámetros antes mencionados se refieren

ahorrando así recursos logísticos y reactivos lo cual es provechoso para dichas empresas para la recuperación de oro, en el ámbito investigativo el desarrollo de este proyecto aporta con datos inéditos para servir como antecedentes de futuros estudios que ayuden a solucionar las diversas problemáticas que aborda la metalurgia extractiva, así mismo por el ámbito donde se desarrolló este proyecto contribuye también en el ámbito ambiental al reducirse el impacto al medio ambiente de los relaves ya tratados.

1.5 VIABILIDAD DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio de investigación en su ejecución está íntegramente relacionado con la actividad minera. La minería es una fuente de desarrollo del país, en lo económico, infraestructuras, desarrollo social de la misma manera su importancia a nivel internacional. Conociendo su grado de importancia es viable para su desarrollo de acuerdo a los nuevos métodos y avances de la tecnología minera, para su ejecución se cuenta con recursos económicos y recursos humanos.

1.6 CARACTERIZACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO

1.6.1 UBICACION Y ACCESIBILIDAD

La Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno se ubica en:

Región: Puno

Provincia: San Antonio de Putina

Distrito: Ananea

Paraje: Estrella de Oro

Tabla N° 1: coordenadas geográficas y absolutas de la empresa minera Estrella de Oro.

Coordenadas geográficas	Longitud 69° 31' 56"
	Latitud 14° 40' 40"
Coordenadas absolutas	Este 444,324
	Norte 8377,643

FUENTE: elaboración propia

Tabla N° 2: Vías de acceso a la Empresa minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

TRAMOS (Puno-Mina)	DISTANCIA (Km)	VÍA (Terrestre)	TIEMPO (Horas)	CONDICIÓN
Puno – Juliaca	45	Asfaltada	00h 45min.	Buena
Juliaca – Desvío Huancané	50	Asfaltada	00h 40min.	Buena
Desvío Huancané – Putina	40	Asfaltada	00h 30min.	Buena
Putina – Ananea	60	Asfaltada	01h 10min.	Buena
Ananea – Empresa Minera	2.6	Tratada	00h 13min.	Regular
TOTAL			03h 18min.	

FUENTE: Elaboración propia

Vías de acceso al proyecto desde la ciudad de Puno es aproximadamente 3 horas y 18 minutos; por carretera asfaltada, pasando por Juliaca, hasta el desvío Huancané, Putina, Quilca Punco y Ananea, llegando a la Empresa Minera.

1.6.2 CENTROS POBLADOS

Rinconada, Lunar de Oro, Trapiche, Chuquine y Oriental, San Miguel de Untuca, Potoni

1.6.3 COMUNIDADES Y CENTROS POBLADOS

Ananea, Pampa Blanca, San Miguel, Chuquini, Peña Azul, Belén, Trapiche, Rinconada, Lunar de Oro., Limata y Oriental.

1.6.4 OROGRAFÍA

Se encuentra entre los nevados de la Cordillera Oriental de los Andes. El nevado más importante es el Ananea (5852 msnm) a cuyas faldas se encuentran los asentamientos auríferos más importantes de la provincia y del departamento.

1.6.5 HIDROGRAFÍA

En su ámbito se ubican dos cuencas: Las nacientes del Río Grande (Carabaya), que finalmente ingresa al lago Titicaca como el Río Ramis.

El Río Suches, que sirve de límite con Bolivia, y desemboca en el Titicaca en el lado boliviano. Cuenta con muchas lagunas como sillacunca o Pampa Blanca, San Miguel, Suches inambari, asno qocha, galloqocha, y otras menores. kecha qocha.

1.6.6 IDIOMAS

Quechua

Castellano

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Catalano (2006) nos da a conocer algunos puntos relevantes tales como lo que es lixiviación e hidrometalurgia, también nos informa sobre el proceso de lixiviación en bateas lo cual es el tema principal, tanto sus etapas, sus inicios y en que consiste dicho proceso y también cómo y en qué tipo de casos puede ser utilizado. Se enfoca más que nada en el proceso de lixiviación en bateas para mineral pirita, proceso que se utilizó en los primeros años tanto en la empresa Codelco, como en otras mineras tales como Mantos Blancos. Es un sistema que se utilizó desde los inicios del siglo XX por las salitreras en las cuales las bateas recibían el nombre de "Cachuchos" y que luego se utilizó en los procesos de oro por la empresa CODELCO, Este método consiste en hacer circular una solución a base de agua, ácido y depende del mineral (Oro, cobre, uranio, plata) otros componentes para poder tratar dicho mineral, además este debe tener ciertas especificaciones tales como: una alta ley, alta porosidad, alta impermeabilidad para que permita la percolación. El proceso, dependiendo de la ley del mineral, puede durar 2 días hasta 12 días o en algunos casos hasta 14 días para que la solución percole totalmente el mineral y extraiga la materia que necesitamos, de la misma forma se obtuvo una granulometría que va desde la malla N° 10 a la N° 50, dándonos una mejor percolación y con una concentración de cianuro de sodio de 0,18 g/l hasta 0,22 g/l, con este método se llegó a recuperar hasta un 90% del mineral. Las bateas son estructuras de hormigón en forma de paralelepípedo que soportaban hasta 14,500 toneladas, que tenía un fondo falso donde se tenía una tela filtrante la cual permitía que el flujo fuera tanto ascendente como descendente, para luego pasar a la otra batea las cuales estaban colocadas en corrida, esto permitía una solución más rica, para luego ser enviada a recuperación electrolítica directa.

Flores (2016), está orientado a proporcionar un alcance tecnológico adecuado y necesario para la optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley-minera Aruntani SAC”. Además, la actividad minera en forma general crea alteraciones en el medio ambiente, frente a estos hechos se planteó como objetivo determinar los diferentes parámetros durante la recuperación de oro y establecer el modelo empírico de optimización, obteniéndose los siguientes resultados: En la cianuración del mineral por agitación (N1, M2), se obtiene una recuperación de oro 86,6%, 69,1%, por un periodo de tiempo de 24 horas. El bajo recuperación de oro en los procesos de agitación es debido a presencia de elementos cianicidas y consumidores de oxígeno. Los parámetros óptimos en los ensayos de N1, M2 en el proceso de cianuración es de 7,88 kg/t, 7,33 kg/t de NaCN, 8,5 kg/t, 8,5 kg/t de CaO. Se deduce que se obtiene una mejor recuperación para ambas pruebas luego de transcurridas las 24 horas, sin embargo cabe indicar que éstos puntos extremos de densidades no son aconsejables; se ha comprobado que en un circuito CIP el carbón en una pulpa con densidad baja tiende a flotar en la misma, evitando así el contacto de la pulpa con la superficie de éste, de igual manera cuando se trabaja con densidades de pulpas altas, como del orden de los 1550 kg/m³, resultara dificultoso la agitación o aireación de la misma sumando a esto que el carbón no tendrá la suficiente libertad de movimiento evitando así exponer aleatoriamente su superficie en la pulpa para efectos de adsorción.

Sixtos (1986) indica el procesamiento de minerales auríferos por lixiviación, con y sin aglomeración de partículas finas. La parte experimental a nivel laboratorio se realizó con un mineral de la mina el “Barqueño”, localizada en huachinango; con un análisis de cabeza de 1,40 g de Au/t y 6g de Ag/t. El estudio de caracterización metalúrgica, indica que el mineral está formado por oro nativo y electrum (solución solida de oro en plata (30-40g de plata). El mineral es arcilloso y contiene muchos finos lo que ocasiona bajas recuperaciones por la técnica de lixiviación a granel y montones, debido a la formación de diferentes zonas de permeabilidad. Las recuperaciones obtenidas en las pruebas de lixiviación sin aglomeración de finos, muestran claramente bajos rendimientos de disolución (50-70%), con tiempos de proceso de (17 a 20 días). cuando se aglomera en pelets estos finos se obtienen rendimientos de disolución de (80-90%) en un corto lapso (5-7días), aunque con mayor inversión en reactivos y equipo, que sería determinado por un análisis

económico. Esta tesis formo parte de un proyecto (desarrollado por la comisión de fomento minero), para diseñar una planta de beneficio en talpa de allende, en el Km 137 de la carretera Guadalajara – barra de navidad, que abarcaría una gran zona minera.

Astuhumán (2009) presenta el estudio de parámetros en la lixiviación en pilas para optimizar la extracción de oro la continua variación del precio de los metales pone en un lugar expectante al oro lo cual nos impulsa a desarrollar la tecnología actual modificando variables de operación para el tratamiento hidrometalúrgico de este material aurífero. Haciendo cambios en los consumos de cianuro de sodio, manteniendo ciclos de riego, utilizar aspersores y riego por goteo según el tipo material, variando la malla de riego la humectación es más uniforme y en mayor área. Basado en estos criterios cambia la perspectiva para tratar materiales marginales. Razón por la cuales la investigación y la evaluación de nuestro proceso nos dará la factibilidad y viabilidad para reducir nuestros costos operativos variando los parámetros en nuestra operación para así poder reducir nuestro costo de lixiviación y poder tratar mineral de leyes inferiores a 0,400 ppm y mayores de 0,300 ppm. Los pruebas en botella y en módulos pilotos son basadas en consumo de cianuro, granulometría de mineral, radios de consumo de cal y dan como resultado característica de comportamiento de cada mineral y como resultado de la modificación de estas variable tenemos un alentador incremento de la recuperación en un margen de 1 y 3 % y de manera más expectante sale a reducir el factor ambiental y de seguridad ya que al disminuir la fuerza de cianuro hay menos riesgo de intoxicaciones por cianuro y al momento de hacer el lavado de la pila para su cierre habremos dejado cianuro en mínimas cantidades según los límites máximos permisibles.

Salazar (2015) presenta un estudio de el alto grado de cobre en los relaves que contienen Au-Cu de la MINERA EL MISTI GOLD S.A.C., restringe el uso directo del proceso clásico de la cianuración. Los minerales del óxido de cobre y sulfuros reaccionan con los cianuros en la solución, causando el elevado consumo reactivo en la lixiviación, levantando costes de elaboración y disminuyendo la recuperación del oro. Según estudios, una solución factible sería pre tratar los relaves para retirar los minerales de cobre antes de la cianuración. La meta de este

trabajo experimental es estudiar las condiciones para disolver el cobre de los relaves, los cuales contiene cantidades apreciables de oro. Históricamente, la presencia de minerales de cobre solubles en cianuro se ha considerado una desventaja económica en la evaluación de proyectos de oro que emplean lixiviación por cianuro. Muchos de estos proyectos han quedado en suspenso, y operaciones existentes se han clausurado debido a la reducción de las tasas de recuperación de oro y al aumento de consumo de cianuro a niveles que hacen que la operación no sea económica. El proceso BioteQ Environmental Technologies combina su proceso Biosulphide, comercialmente probado, con la nueva tecnología SART para superar este problema económico. La implementación de las tecnologías combinadas puede llevar a la reevaluación positiva de proyectos de oro-cobre, en nuestro caso combinaremos el proceso de lixiviación ácida y básico, disolviendo el cobre para luego pasar a tratar el oro. El objetivo del presente estudio de investigación nos permite demostrar la reducción de consumo de cianuro aplicando un pretratamiento ácido antes de lixiviar el oro, así obtener la más alta recuperación considerando la lixiviación cobre antes de disolver el oro del mineral.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL ORO

Latín (aurum = oro, aura = brillo). Es un metal amarillo brillante, en láminas muy delgadas es azul o verde, de raya amarillo dorado, en estado natural se denomina oro puro de 24 quilates es sumamente maleable, es demasiado blando para ser usado en joyería y acuñar moneda, por lo que se alea siempre para aumentar su dureza sobre todo su durabilidad tales fines con plata y cobre. Es utilizado por el ser humano desde hace miles de años y ha sido siempre un elemento en todas las civilizaciones, como material ornamental por su brillo, color permanente y como medida de valor.

2.2.1.1 PROPIEDADES FÍSICAS

El oro es un metal maleable y dúctil, presenta varias tonalidades de color amarillo dependiendo de su pureza, no se corroe y no se empaña.

Tabla N° 3: Propiedades físicas y químicas del oro

Nombre / Oro	Valor / Unidad	Nombre	Valor / Unidad
Símbolo químico (Au)		Calor de Fusión	16,3 cal/g
Color (Amarillo)		Dureza	2,5- 3 (Mohs)
Peso Atómico	197 g/mol	Radio Atómico	1,46 Angstroms
Número Atómico	79	Radio iónico	1,37 Angstroms
Estado de oxidación	1, 3	Potencial normal	1,498 voltios
Densidad Específica	19,3 g/cm ³	Resistencia Eléctrica	2,25 Ohm.
Punto de Fusión	1063°C	Electronegatividad	2,4 Pauling
Punto de Ebullición	2530°C	Conductividad Térmica	2,7x10 Kcal/°K ms
Calor de vaporización	de 81,08 Kcal/g-átomo	Módulo de Elasticidad	de 7,6-8 .16x10 ⁹ Kg/m ²

FUENTE: Elaboración propia

2.2.1.2 PROPIEDADES QUÍMICAS

- El oro es fácilmente soluble en agua regia, que produce cloro naciente.
- El oro disuelve en ácido clorhídrico en presencia de sustancias orgánicas.
- El oro es disuelto por cloruros férricos u cúpricos.
- El oro es algo soluble en una solución de carbonato de sodio al 10%
- El oro es soluble en soluciones diluida de cianuro de sodio.

2.2.1.3 PROPIEDADES MECÁNICAS

El oro es uno de los metales más dúctiles y se puede laminar hasta obtener hojas (panes de oro) de un espesor de 0,0001 mm, las cuales dejan pasar la luz tomando un color verde azulado, pero con la luz reflejada presenta su color característico. Se puede estirar en hilos finísimos, con un gramo se consigue un hilo de 2000 metros de longitud.

2.2.1.4 MINERALES AURÍFEROS

Aleaciones Naturales

- Oro argentífero (electrum) (Au, Ag)
- Oro cuprífero (cuproaururo) (Au, Cu)
- Oro platinífero (porpesita) (Au, Pd)
- Oro rodonífero (rodita) (Au, Rh)
- Oro irídico (Au, Ir)
- Oro platinífero (Au, Pt)
- Oro bismutífero (Au, Bi)
- Amalgama de oro ($Au_2 Hg_3$)
- Maldonita (Au_2Bi)
- Auricúprico ($AuCu_3$)
- Paladio cupriáurico (Cu, Pd)₃ Au_2

Sulfuros

- Uytembogarditita ($Au_3 AuS_2$)

Teluros

- Calaverita (Au, Ag) Te_2
- Krennerita (Au, Ag) Te_2
- Montbrayita (Au, Sb)₂ Te_3
- Muthmannita (Au, Ag) Te
- Silvanita (Au, Ag) Te_4
- Kostavita (Au, Cu) Te_4
- Nagyagita ($Pb_5 Au (Te, Sb)_4 S_5$)

Antimoniuros

- Aurostibita ($AuSb_2$)

Seleniuros

- Fischesserita ($AuAg_2 Se_2$)

2.2.1.5 OCURRENCIAS DE ORO

- ORO GRUESO, cuyo tamaño está entre 100 a 1000 micrones, por habersele encontrado en muchos puntos de la concentradora; sin embargo, es el oro que se puede controlar con facilidad.

- ORO MICROSCOPICO, cuyo tamaño está entre 10 a 100 micrones, su tratamiento por flotación o cianuración ha alcanzado bastante éxito.
- ORO INVISIBLE, conocido en la metalurgia casera como oro volador tiene un tamaño por debajo de los 10 micrones, su recuperación depende mucho de la forma como se encuentra en la naturaleza. Aquellas partículas de oro invisible que están en rocas diseminadas.

2.2.1.6 MINERALOGÍA DE MENAS AURÍFEROS

- Menas de óxidos simples que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo o ganga de piedra caliza
- Menas de sulfuros simples en el que el oro está asociado con pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- Material aluvial o placer. compuestos por areniscas y grava no consolidada, están en los cauces de los ríos.
- Menas complejas refractarias en las que las especies minerales que contienen oro no son solubles en el cianuro. Son de recuperación complicada porque requiere la destrucción de la matriz que los 18 encapsula, mediante la tostación, ataque ácido en autoclaves con bacterias.
- Menas de metales comunes, en el que los metales preciosos están como subproductos de un proceso metalúrgico como el cobre, plata y plomo.

2.2.1.7 YACIMIENTOS AURÍFEROS

Yacimientos primarios:

- Segregaciones magmáticas: Formadas por la consolidación de magmas fundidos. Estos depósitos se conocen también con el nombre de “orto_ magmáticos”.
- Depósitos pirometasomáticos: Formadas a temperaturas y presiones altas en las rocas invadidas, cerca de los contactos de intrusivos ígneos, por fluidos térmicos que emanan de las rocas invasoras.
- Depósitos hipertermales: Son filones y depósitos formados por fluidos térmicos a grandes profundidades a temperaturas y presiones altas.

Yacimientos secundarios:

- Depósitos geotermales: La mineralización se presenta como vetas, stockwork y diseminado, con pirita-arsenopirita-calcopirita, localmente con estibina
- Depósitos epitermales: Filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, a temperaturas y presiones relativamente bajas.
- Depósitos sedimentarios: Formados por procesos de degradación. Estos se refieren a los placeres de oro. Las aguas termales contienen mayor cantidad de oro que otras aguas.
- Depósitos diseminados: Los yacimientos de este tipo han sido puestos en explotación recientemente. Consisten en diseminados de oro en granos muy finos en calizas, dolomitas carbonáceas y limosas. El oro que mayormente es sub-microscópico, está acompañado de sílice, pirita y otros sulfuros.
- Oro como Subproducto: Donde el oro es el constituyente menor común de la mena y puede ser recuperado durante los procesos de fundición y refinación de los concentrados de los metales base. A pesar de que el contenido de oro en estas menas es bajo.

2.2.1.8 PRINCIPALES APLICACIONES DEL ORO

El oro puro es demasiado blando para ser usado normalmente y se endurece aliándolo con plata o cobre, con lo cual el oro podrá tener distintos tonos de color o matices. El oro y sus muchas aleaciones se emplean bastante en joyería, fabricación de monedas y como patrón monetario en muchos países. Debido a su buena conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión, así como una buena combinación de propiedades químicas y físicas, se comenzó a emplear a finales del siglo XX como metal en la industria. Otras aplicaciones:

- El oro ejerce funciones críticas en ordenadores, comunicaciones, naves espaciales, motores de aviones a reacción, y otros muchos productos.
- Su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electrodepositadas sobre la 21 superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.
- Como la plata, el oro puede formar fuertes amalgamas con el mercurio que a veces se emplea en empastes dentales.

- El oro coloidal (nanopartículas de oro) es una solución intensamente coloreada que se está estudiando en muchos laboratorios con fines médicos y biológicos. También es la forma empleada como pintura dorada en cerámicas.
- El ácido cloro áurico se emplea en fotografía.
- El isótopo de oro Au, de una vida media de 2,7 días, se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades.
- Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).
- Se emplea como recubrimiento protector en muchos satélites debido a que es un buen reflector de la luz infrarroja.

Desde la última década, la demanda de oro como protección ante la incertidumbre se ha elevado. Así, entre el 2008 y el 2018, el uso del oro como activo de inversión (incluyendo las compras netas de bancos centrales) pasó de representar el 26% al 40% del consumo global de oro, llevando a este último a crecer en 8%. Ello contrarrestó el menor uso en joyería, que cayó en 9% en dicho período.

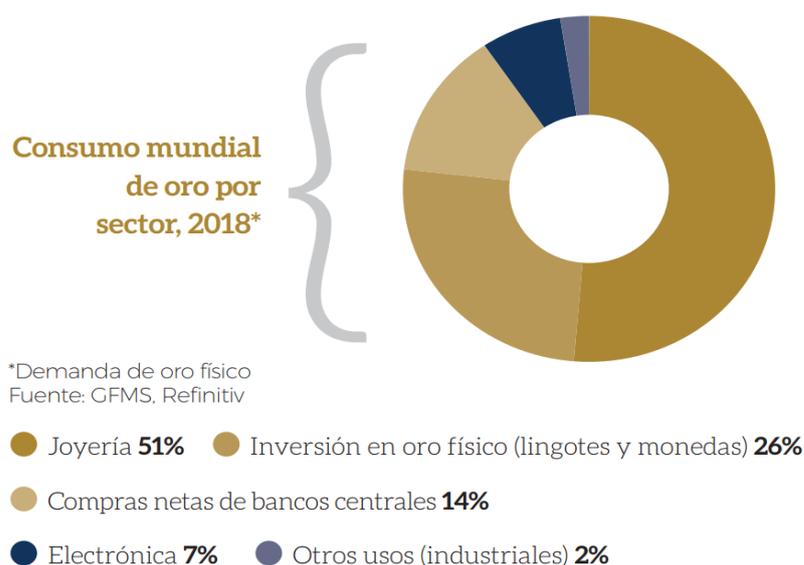


Figura N° 2: Consumo mundial de oro 2018

FUENTE: GFMS. Refinitiv

Tabla N° 4: Principales usos del oro

Joyería	51%
Inversión en oro físico (lingotes y monedas)	26%
Compras netas de bancos centrales	14%
Electrónica	7%
Otros usos (industriales)	2%
TOTAL	100%

FUENTE: Sociedad nacional de Minería Petróleo y Energía

2.2.2 SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE ORO

El proceso de disolución de oro ha sido extensamente investigado, utilizándose una gran variedad de solventes y agentes oxidante. De acuerdo al tipo de solvente utilizado, los sistemas de lixiviación de oro pueden clasificarse en alcalinos, neutros y ácidos. La lixiviación consiste en poner en contacto la mena deseada, ya sea previamente triturada y molida con el material directamente de la mina o cancha de acopio de mineral aurífero, con una solución que contiene un agente lixivante (NaCN) como un oxidante (O_2 , suministrado por el aire) que disuelve selectivamente el valor metálico contenido en la mena.

La lixiviación de oro en condiciones alcalinas puede realizarse utilizando una variedad de soluciones cianuradas diluidas tales como: NaCN, KCN, $Ca(CN)_2$ y NH_4CN . El cianuro de sodio es el compuesto más utilizado por su costo, factibilidad y existencia en el mercado.

La disolución de oro en solución alcalina cianurada se lleva a cabo generalmente en condiciones de presión y temperatura ambiente. Sin embargo, cuando este proceso es efectuado bajo condiciones presurizadas, la velocidad de disolución y el poder disolvente del cianuro se eleva considerablemente. Esta técnica, aunque parece atractiva, principalmente para minerales refractarios, requiere ser evaluada desde el punto de vista de su rentabilidad.

La disolución de oro en soluciones neutras como tiosulfato y bromocianuro, es más lenta que la disolución alcalina y requiere de una concentración de oxígeno y una temperatura relativamente alta. Dentro de los sistemas ácidos, la tiourea es un reactivo que ha sido bastante investigado en la disolución de minerales de oro. A diferencia de los demás reactivos ácidos, la tiourea forma con el oro el complejo

catiónico Au. Dentro de las ventajas que presenta la tiourea como disolvente del oro, se destaca su elevada velocidad de disolución y baja toxicidad.

2.2.3 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

En general, la práctica industrial de la lixiviación presenta diferentes sistemas de operación que se seleccionan de acuerdo a factores técnicos y económicos en el análisis de un proyecto.

2.2.3.1 LIXIVIACIÓN IN SITU, IN PLACE

La lixiviación in-situ (en el lugar) consiste en la aplicación de soluciones directamente sobre el mineral que está ubicado en el yacimiento, sin someterlo a labores de extracción minera. Existen dos modalidades de lixiviación in-situ, según la ubicación del mineral respecto del nivel freático. Debido a sus bajos costos de inversión es una técnica factible para la recuperación de metales desde materiales de muy baja ley, no explotables económicamente por otros métodos.

Lixiviación de cuerpos mineralizados situados cerca de la superficie y sobre el nivel de las aguas subterráneas. Se aplica en las zonas ya explotadas de minas viejas o en zonas que han sido fracturadas hidráulicamente o con explosivos.

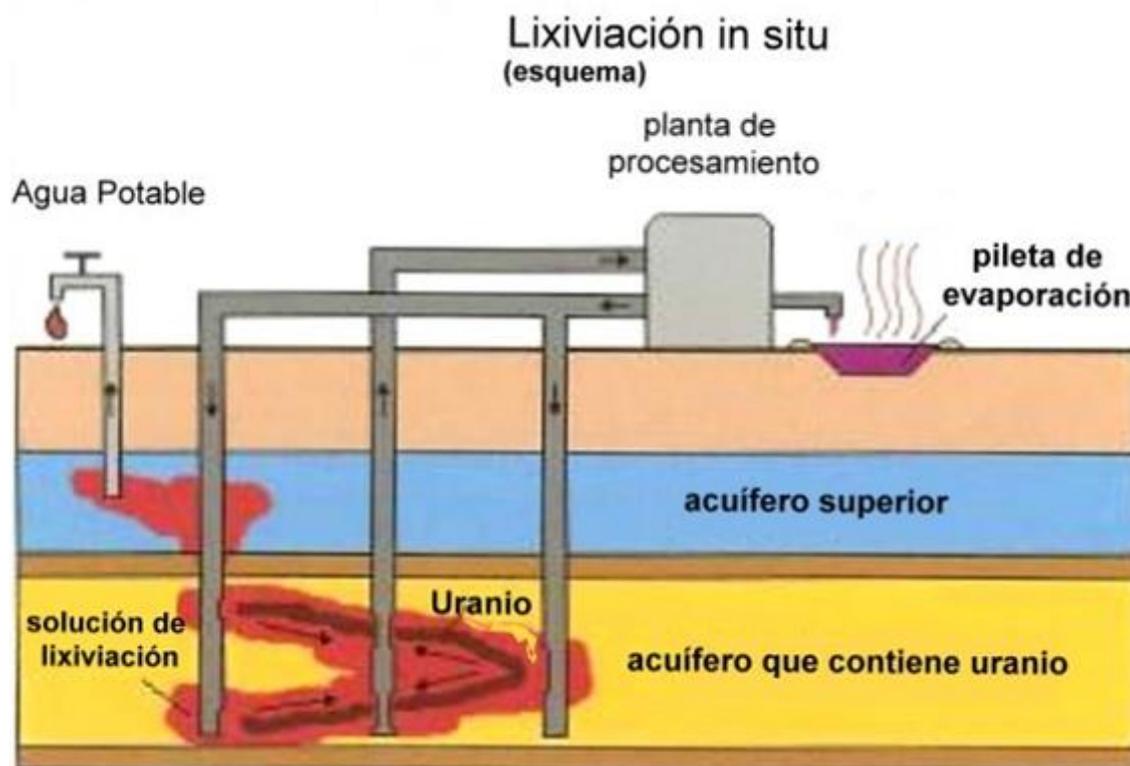


Figura N° 3: Metodo de lixivacion in situ (esquema)

FUENTE: Lixiviación in situ gravitacional Natali Villalobos Cortes

Lixiviación in-situ gravitacional las soluciones se mueven por gravedad, lo que requiere de condiciones de alta permeabilidad o de una fragmentación previa, como es el caso de los yacimientos ya fracturados por una explotación minera anterior, con accesos operativos en los niveles inferiores para recolectar las soluciones. Por ejemplo, aquellas minas sometidas a explotación subterránea del tipo de hundimiento por bloques ("block caving"), lixiviación del cráter de San Manuel, en Arizona, (Figura 3), o bien, son sometidos, previamente, a una tronadura masiva para su fracturamiento, como fue el caso experimental, probado en los años 1970, en Old Reliable Copper, en Mammoth, Arizona. Kennecott estudió el uso de una carga nuclear, en los años '70, pero varias incógnitas en torno a la disipación de la radiactividad y la contaminación del subsuelo que se puede generar no fueron satisfactoriamente resueltas.

Lixiviación in-situ forzada: se aplica a yacimientos, ubicados debajo del nivel freático, en cuyo caso se hace uso de la permeabilidad interna de la roca y de las temperaturas y altas presiones que se generan a varios cientos de metros de profundidad.

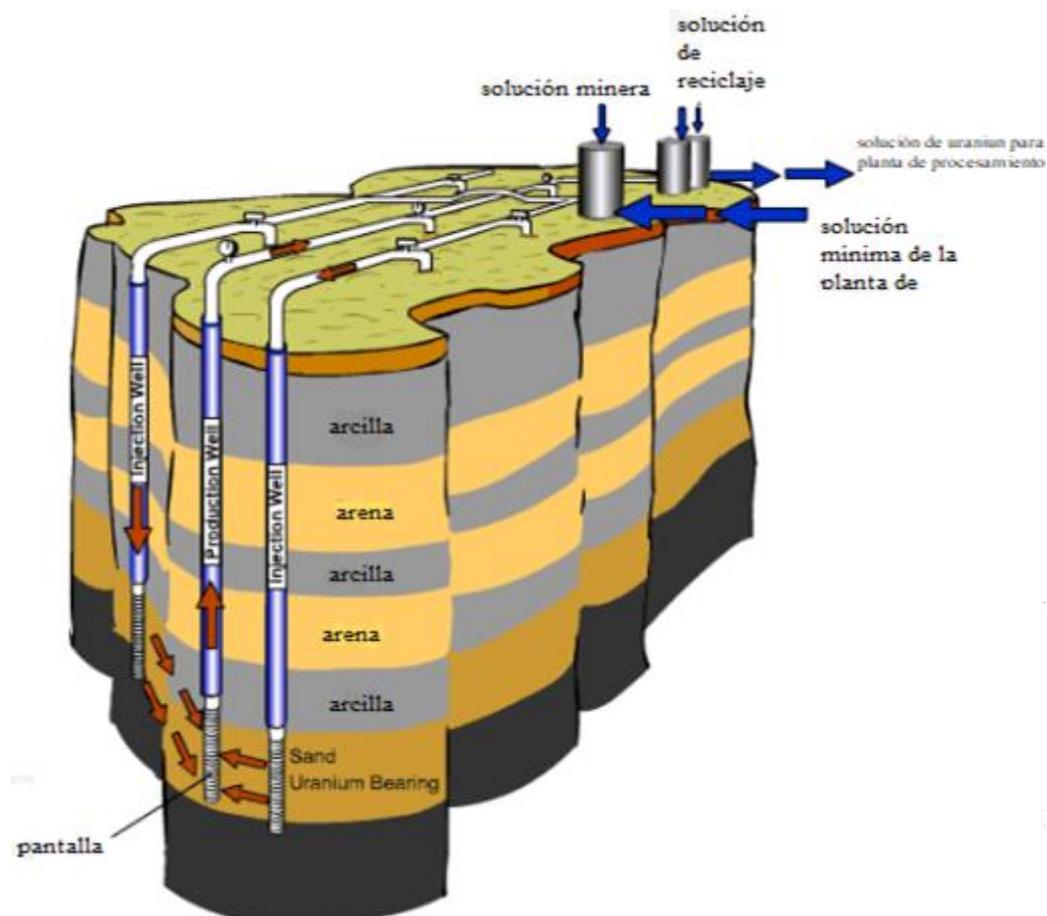


Figura N° 4: Lixiviación in-situ gravitacional (esquema)

FUENTE: Lixiviación in situ Natali Villalobos Cortes

Las soluciones lixiviantes inyectan a través de pozos inyectoros del tipo usado en la explotación del petróleo y se succiona desde otra batería de pozos cosechadores, dispuestos de forma alternada (Figura 4) como en el caso de recuperación de uranio desde estratos permeables horizontales. Esta técnica se ha usado en la recuperación de diversas sales fácilmente solubles, NaCl, KCl, minerales de uranio, y fosfato.

Lixiviación Forzada Tipo I: se aplica a yacimientos ubicados bajo el nivel de las aguas subterráneas, pero a menos de 200 m de profundidad. Estos depósitos se fracturan en el lugar y las soluciones se inyectan y extraen por bombeo. Es importante previo a la lixiviación, el drenaje del agua desde el cuerpo mineralizado, lo cual requiere un acabado conocimiento de la hidrología de la zona (Figura 5)

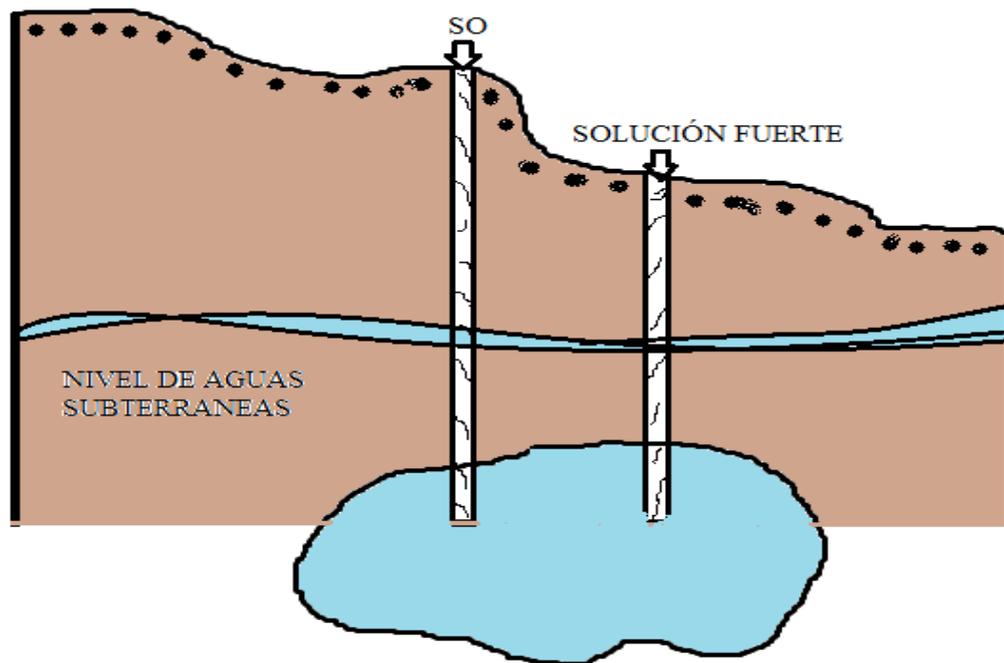


Figura N° 5: Lixiviación forzada tipo I

FUENTE: Elaboración propia

Lixiviación forzada tipo II: se aplica a depósitos de sulfuros primarios bajo el nivel de las aguas subterráneas. El material puede ser fracturado por medios convencionales o medios hidrostáticos (hidrofracturación). A esta profundidad, la presión aumenta la solubilidad del oxígeno, a presión atmosférica el agua en equilibrio con aire contiene alrededor de 7 ppm de oxígeno, y para el equilibrio con oxígeno puro llega a 35 ppm este valor de oxígeno disuelto aumenta rápidamente a aumentar la profundidad hasta 1000 ppm a 300 m de profundidad, (Figura 6) acelerando la oxidación directa del mineral sulfurado, produciendo ácido sulfúrico y elevando la temperatura.

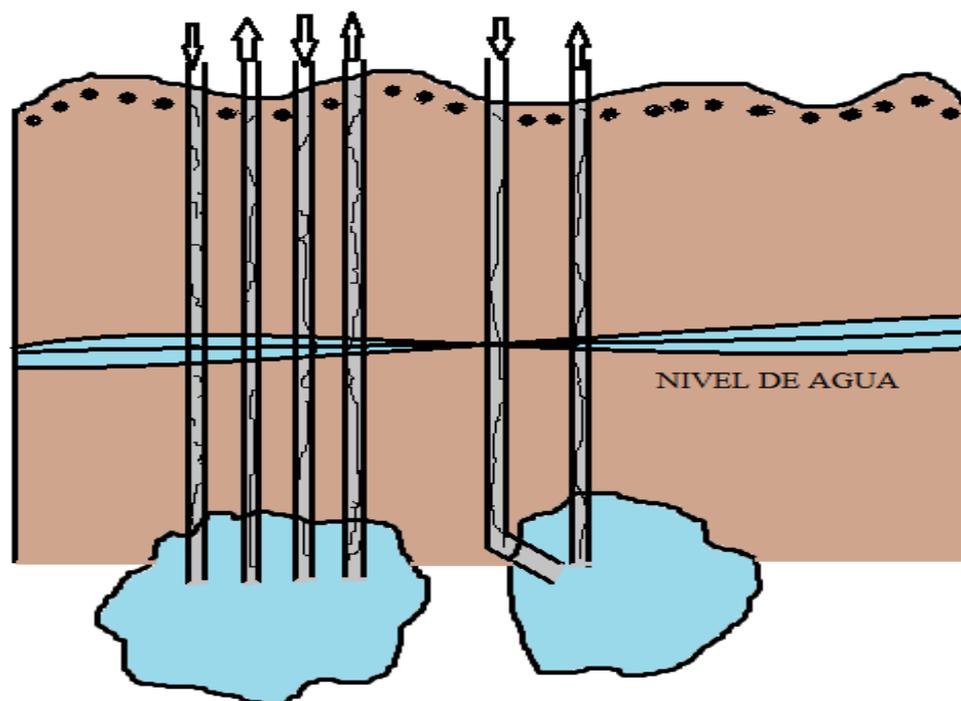


Figura N° 6: Lixiviación forzada tipo II

FUENTE: lixiviación forzada I Natali Villalobos Cortes

La lixiviación in situ o extracción por disolución es un proceso de recuperación de minerales (como el cobre o el uranio) a través de perforaciones realizadas en las formaciones rocosas que evita recurrir a las técnicas mineras convencionales. Grundfos puede suministrarle bombas sumergibles y bombas con aspiración axial que garantizan un bombeo eficaz de las disoluciones estériles o las disoluciones ricas hasta el interior de la formación y de vuelta a la planta de procesamiento de mineral, respectivamente.

Las disoluciones utilizadas para la lixiviación varían en función de la naturaleza del depósito de mineral e incluyen desde agua limpia para los depósitos de sal hasta soluciones ácidas para la extracción de cobre, o el bicarbonato sódico para la extracción de uranio. Esto genera grandes exigencias a los componentes de las bombas; es precisamente por eso que Grundfos ofrece bombas específicamente adaptadas para las operaciones de lixiviación in situ. Las gamas de bombas se encuentran disponibles en distintos tipos de acero inoxidable de alta calidad o, en algunos casos, en titanio, pudiendo incorporar un motor magnético o diversos tipos de sellos de eje. Las soluciones de bombeo de Grundfos permiten manipular medios con valores de pH muy bajos y soluciones de ácido sulfúrico de prácticamente

cualquier concentración (desde concentraciones bajas hasta concentraciones superiores al 90 %).

Nuestra amplia gama de sistemas de bombas dosificadoras, que incorpora distintas tecnologías, permite dar cobertura a volúmenes grandes o pequeños; asimismo, Grundfos también puede suministrarle accesorios electrónicos y electroquímicos que permiten un control completo de las aplicaciones, además de sistemas completamente automatizados controlados por PLC que facilitan la gestión de la preparación de materiales secos y permiten una dosificación fiable.

Dado que es posible que se produzcan grandes variaciones en las necesidades de rendimiento y que existirán varias bombas instaladas, la incorporación de equipos de frecuencia variable conseguirá uniformizar la carga hidráulica de los pozos, ajustando automáticamente la velocidad de las bombas a las exigencias existentes. Esto garantiza un suministro óptimo de disolución rica a la formación. Los sistemas de protección de motores de Grundfos se han desarrollado para las bombas y no sólo para los motores; en combinación con un módulo de interfaz de comunicaciones, garantizan un control específico del nivel que proporciona una enorme protección y permiten medir diversas variables aparte de los valores de los parámetros eléctricos de los motores. Esto posibilita crear rutinas programadas de arranque y parada que no provoquen daños en las bombas ni en los motores y que, a su vez, permitan evitar las caídas repentinas del suministro eléctrico.

Las soluciones de bombeo de Grundfos le permitirán maximizar el uso de agua de proceso reciclada, reduciendo el consumo de agua bruta y minimizando la descarga de agua tratada. Esto minimiza el impacto de las operaciones mineras sobre el entorno local, algo que en la actualidad constituye uno de los objetivos más importantes del sector minero.

Una selección correcta de los materiales es el método más importante de prevención de la corrosión, lo que consigue aumentar la vida útil de los sistemas de bombas. Grundfos puede proporcionarle la asistencia especializada que le ayudará a cumplir sus objetivos de rendimiento, desde la identificación inicial de las necesidades existentes hasta la selección, la instalación, el funcionamiento y el mantenimiento de las soluciones de bombeo. Además, Grundfos adapta los contratos de puesta en servicio y de servicio en función de sus necesidades específicas, pudiendo acordarse también aspectos relativos a los kits de repuestos y a los repuestos que se recomienda que conserve in situ.

2.2.3.2 LIXIVIACIÓN EN PILAS

La lixiviación en pilas es el método hidrometalúrgico más importante en la extracción de cobre. El mineral de cobre es apilado, en alturas que usualmente superan los 7 metros, con áreas superficiales que van desde 0,1 a 1 km² (Davenport, Schlesinger, King, & Sole, 2011). El lixiviante que contiene H₂SO₄ es aplicado en la superficie de la pila, desde donde percola a través del lecho mineral, disolviendo los minerales de cobre, para producir una solución enriquecida de cobre o PLS, que es colectada en una superficie inclinada e impermeable que se encuentra debajo de la pila, para ser transportada por medio de tuberías hasta la poza de soluciones ricas, y posteriormente a los circuitos de extracción por solventes y electro-obtención.



Figura N° 7: Lixiviación en pilas

FUENTE: Lixiviación en pilas en Ortiz Gold mine [Fuente: (Metallurgium, 2013)]

2.2.3.2.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA LIXIVIACIÓN EN PILAS

La lixiviación en pilas presenta un número de ventajas y desventajas comparadas con el proceso de molienda y flotación de minerales sulfurados, tal como se observa en la siguiente tabla.

Tabla N° 5: Ventajas y desventajas de la lixiviación en pilas

VENTAJAS	DESVENTAJAS
<ul style="list-style-type: none"> • Bajo capital y bajos costos de operación • Ausencia de molienda, pero podría requerir chancado y aglomeración • Puede ser usado para tratar minerales de baja ley, minerales de desecho y aplicable a yacimientos pequeños • La ausencia de etapas de separación sólido-líquido permite operar en contracorriente • Puede alcanzarse el contenido metálico deseado por medio de reutilización de soluciones en pilas • Simplicidad de equipos y operación • Tiempos de arranque más breves • Regulaciones ambientales menos intensivas 	<ul style="list-style-type: none"> • Largos ciclos de lixiviación y retención de soluciones • Menores recuperaciones que los procesos de involucran molienda/flotación o molienda/lixiviación • Extensos programas de pruebas de pilotaje • Largos ciclos de lixiviación y retención de soluciones • Impactos económicos y ambientales de largo plazo • Posibles emisiones al medio ambiente del PLS

FUENTE: Ghorbani, Becker, Mainza, Franzidis, & Petersen, 2011

2.2.3.2.2 PRINCIPALES VARIABLES DE LA LIXIVIACIÓN EN PILAS

Durante la lixiviación, cambios físicos, químicos y biológicos, toman lugar en el lecho mineral bajo irrigación, dichos cambios afectan el grado de extracción del metal, por lo cual deben asegurarse las condiciones óptimas para el proceso. Las principales variables involucradas en la lixiviación se exponen a continuación.

2.2.3.2.3 TAMAÑO DE PARTÍCULA

El tamaño y la forma son factores que determinan el área superficial de una partícula. Las reacciones involucradas en la disolución mineral son de carácter heterogéneo, en las cuales la velocidad de reacción es dependiente del área

interfacial. Es por ello, que la cinética de lixiviación es afectada por el tamaño de partícula del mineral, un tamaño de partícula menor produce una disolución rápida, ya que las partículas más finas tienen mayores superficies específicas. Otro aspecto importante es la forma en la cual las fases minerales se distribuyen y asocian dentro de la partícula, pues cabe la posibilidad de que se lleven a cabo interacciones galvánicas que aceleren la velocidad de disolución, tal es el caso de la interacción entre la pirita y la calcopirita (Wadsworth M. E., 1986).

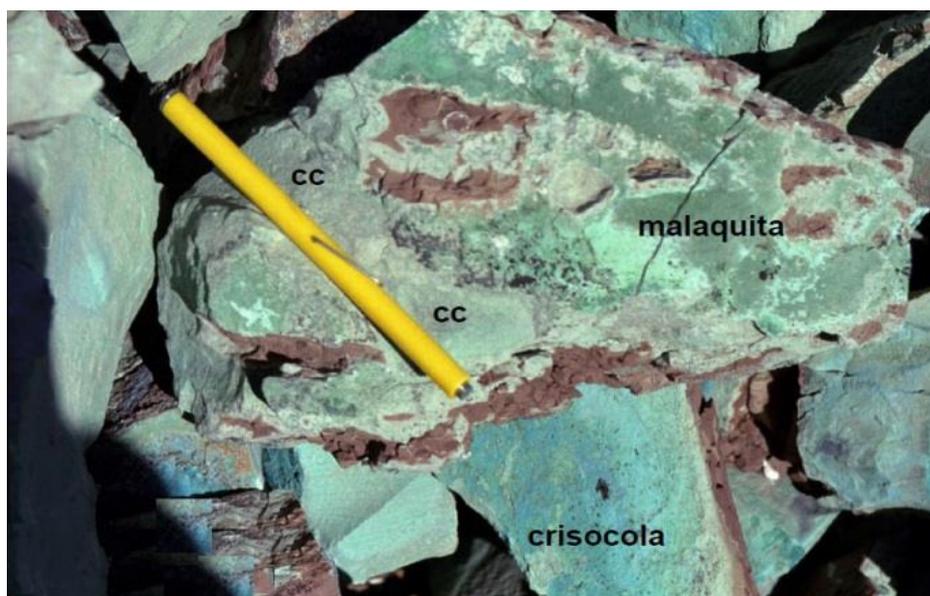


Figura N° 8: Mineral de Pirita y Calcopirita

FUENTE: William X. Chavez - New Mexico School of Mines

2.2.3.2.4 CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO EN LA SOLUCIÓN LIXIVIANTE

Optimizar la concentración de ácido se convierte en un ejercicio necesario para disminuir el consumo de ácido, porque generalmente, es el reactivo de mayor costo. Si la concentración de ácido es inferior a la óptima, se estará comprometiendo la recuperación de cobre, mientras que un incremento de la concentración de ácido en las soluciones lixiviantes permite alcanzar mayores recuperaciones de cobre, aunque también se produce un elevado consumo de ácido.

2.2.3.2.5 FLUJO ESPECÍFICO DE SOLUCIONES

El flujo de lixivante determina la velocidad de transporte de los reactivos y productos hacia y desde la pila, usualmente puede variar entre 5 a 30 L/m².h

dependiendo del tamaño de partícula y altura de la pila. Generalmente se optimiza la combinación flujo específico-altura de pila, de forma que las soluciones ricas no se diluyan.

2.2.3.2.6 ALTURA DE PILA

La altura del lecho mineral está determinada por su permeabilidad (líquida en el caso de los óxidos y también gaseosa en el caso de los sulfuros, debido a la necesidad de oxígeno). La presencia de arcillas, la formación de precipitados y exceso de finos pueden disminuir la permeabilidad, resultando en canalizaciones de flujo preferencial y una eventual acumulación de soluciones en la superficie, restringiendo el acceso uniforme de ácido y aire. En general la tendencia es a no superar los 8 m por cada nueva capa (Domic Mihovilovic, 2004).

2.2.3.2.7 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN

Los ciclos de lixiviación pueden variar ampliamente de acuerdo a la mineralogía de la mena, para óxidos se usan entre 30 y 60 días, para sulfuros depende más aun de la granulometría y la mineralogía, v.g. para sulfuros secundarios, se requieren entre 6 y 9 meses, en cambio de tratarse de mineral ROM (run of mine), es decir aquel que sólo ha sido procesado mediante chancado primario, puede necesitarse años, y si hay calcopirita pueden ser hasta 10 años.

2.2.3.2.8 CONSUMO DE AGUA

Es normalmente bajo y en el caso de la lixiviación en pilas corresponde a la humedad residual de los ripios que se dejan de regar al término de la lixiviación, y a las pérdidas de evaporación y arrastre físico con el viento. Lo habitual es que se requiera menos de 0,5 m³ H₂O/t mineral. En los casos de escasez de agua, se prefiere usar goteros (incluso enterrados) y esta cifra puede disminuir a la mitad, al minimizarse las pérdidas por evaporación y arrastre físico del viento.

2.2.3.2.9 INFLUENCIA MINERALÓGICA EN LA LIXIVIACIÓN EN PILAS

Desde el punto de vista de la lixiviación las propiedades de interés en un mineral, pueden clasificarse en dos grandes grupos, aquellas propiedades relacionadas a la naturaleza química del mineral (velocidad de disolución, consumo

de reactivos), y las propiedades relacionadas a la estructura mineralógica (estructura cristalográfica, imperfecciones, porosidad, etc.)

2.2.3.2.10 VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

Las especies mineralógicas procedentes de cada zona de un yacimiento, presentan marcadas diferencias respecto a la velocidad relativa a la cual se disuelven. La velocidad de disolución podría clasificarse en grupos, tal como se aprecia en la siguiente tabla.

Tabla N° 6: Grupos de velocidad de disolución

CINETICA RELATIVA	TIEMPO DE REFERENCIA	ESPECIES MINERALES DE COBRE
Muy rápida (a temperatura ambiente)	Segundos a minutos Disolución completa	Carbonatos (malaquita, azurita), sulfatos (calcantita, brochantita y antlerita) y cloruros (atacamita)
Rápida (requiere mayor acidez)	Horas Disolución completa	Óxidos cúpricos (tenorita) y silicatos (crisocola y dioplasa)
Moderada (requiere un agente oxidante)	Días a semanas Disolución puede ser completa	Cobre nativo, óxidos cuprosos (cuprita, delafosita) y algunos silicatos y óxidos complejos con manganeso (neotocita, cooper wad y cooper pitch)
Lenta (requiere un agente oxidante)	Semanas a meses Disolución puede ser completa	Sulfuros simples (calcosina, digenita, djurleita, covelina)
Muy lenta (requiere un agente oxidante)	Años Disolución es incompleta	Sulfuros complejos (bornita, calcopirita, enargita, tetraedrita)

FUENTE: Domic Mihovilovic E.M (2004), hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicación, Santiago de Chile

2.2.3.2.11 CONSUMO DE REACTIVOS

Las especies minerales de la ganga presentan reactividades al ácido que dependen fundamentalmente de su composición. Es posible clasificar a la ganga según su reactividad en (Dreier, 1999):

- Ganga altamente reactiva: esta categoría incluye especies minerales carbonatadas (calcita, dolomita, siderita, etc.), que reaccionan con el ácido con rapidez.
- Ganga medianamente reactiva: Esta categoría significa la probable existencia de cantidades significativas de hornblenda, piroxenos y plagioclasa cálcica. Estas especies se disuelven relativamente rápido comparadas con otros silicatos, las soluciones van perdiendo el ácido contenido y su oxidante, es decir aumenta el pH y disminuye el Eh.
- Ganga moderadamente reactiva: En esta categoría se encuentran la ortoclasa, biotita, albita y cuarzo.
- Ganga no reactiva: las areniscas cuarcíferas son casi inertes a las soluciones de lixiviación.

2.2.3.2.12 ESTRUCTURA CRISTALOGRÁFICA

Dado que las superficies cristalinas no son completamente lisas, aun cuando se formen bajo condiciones ideales de equilibrio, estas contienen características micro-topográficas irregulares, que originan la presencia de superficies más reactivas y menos reactivas en el mineral. Para sistemas heterogéneos, las velocidades de reacción se relacionan tanto con la superficie total como con el número de sitios reactivos por unidad de área que están disponibles para la reacción (Wadsworth M. E., 1986).

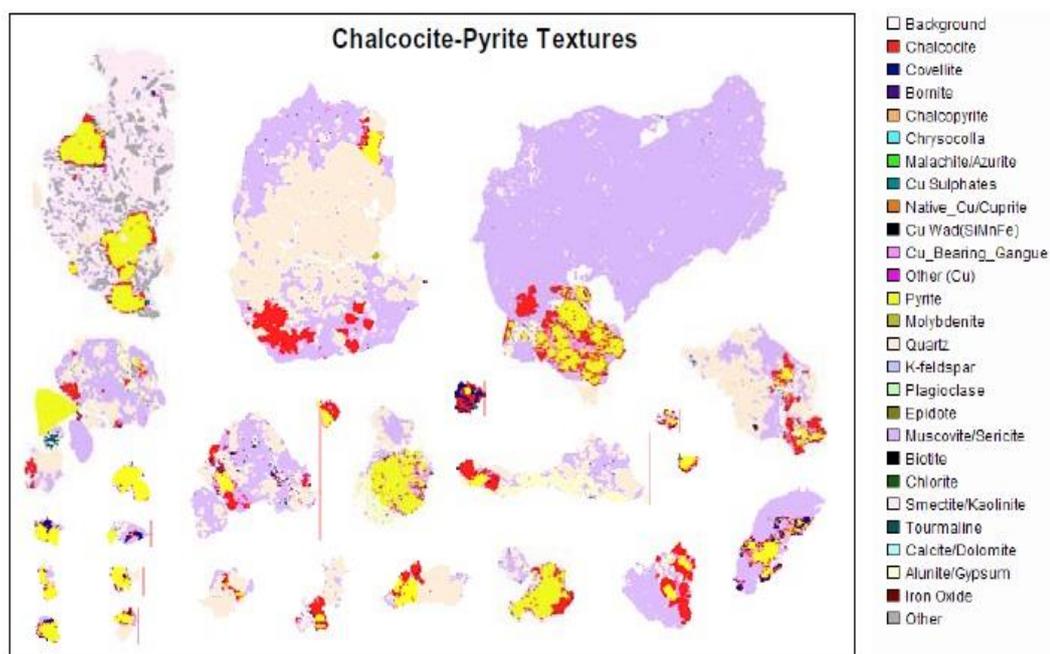


Figura N° 9: Muestra de mineral QEMSCAN

FUENTE: XXVII Convención Minera - Arequipa, Perú

2.2.3.2.13 IMPERFECCIONES MECÁNICAS

La actividad bacterial inicial en la superficie de los sulfuros minerales ocurre a lo largo de las grietas, fracturas, alineaciones, límites de grano, y zonas de contacto del mineral. Las imperfecciones mecánicas son desviaciones de las estructuras cristalinas del sulfuro. Dichos defectos usualmente contienen grandes cantidades de tensión angular (strain energy) debida a los ángulos de enlace moleculares. La energía relacionada a la tensión del cristal, puede ser usada por las bacterias durante los procesos de oxidación mineral (Roden, 2008).

2.2.3.2.14 DISTRIBUCIÓN DE GRANOS MINERALES Y SUPERFICIES LIBRES

Los granos minerales pueden clasificarse de acuerdo a su accesibilidad a las soluciones lixiviantes en cinco clases, tal como se ilustra en la figura 10 los tipos D y E no contribuyen a la velocidad de disolución, al menos en las primeras etapas de lixiviación, pero pueden llegar a ser importantes para el proceso, si como resultado del contacto prolongado con las soluciones de lixiviación, nuevos poros y fisuras son generados en la ganga, haciendo entonces accesible las soluciones de

lixiviación. Para las partículas de los tipos mostrados en la figura 10, pueden identificarse cuatro tipos de regímenes.

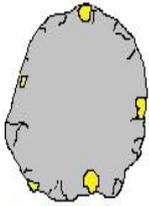
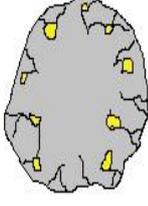
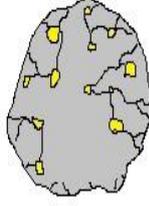
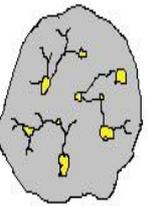
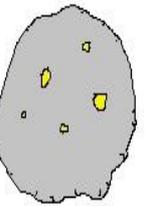
	A	B	C	D	E
CLASES	Los granos minerales están expuestos a las soluciones de lixiviación en la superficie de las partículas	Los granos minerales expuestos a las soluciones de lixiviación por medio de los poros y fracturas conectados a la superficie de las partículas	Los granos que son expuestos a las soluciones de lixiviación sólo después de que otros granos han reaccionado	Los granos en los cuales los poros y las fisuras no se extienden a la superficie de la partícula	Los granos localizados dentro de las partículas y que no están conectados a los poros
ILUSTRACIÓN					

Figura N° 10: Distribución de granos minerales y superficies libres

FUENTE: Ghorbani, Becker, Mainza, Franzidis, & Petersen, 2011

2.2.3.2.15 POROSIDAD

La velocidad de reacción de una partícula con un reactivo en la fase fluida, en la que se encuentra inmersa, es usualmente controlada por la difusión molecular a través de una capa límite del fluido o por la reacción en la superficie. Si la partícula contiene fracturas o agujeros abiertos al fluido, el reactivo se difunde hacia el interior de la partícula y termina reaccionando con un grano mineral, por lo tanto, el área sobre la cual la reacción toma lugar no es sólo el área externa sino el área total incluyendo todos los poros abiertos, siendo la porosidad un factor importante en la velocidad de reacción mineral.

2.2.3.2.16 INFLUENCIA DEL MÉTODO DE CONMINUCIÓN

La distribución de fracturas en la partícula juega un papel importante en la exposición parcial de los granos minerales. Esto relaciona el comportamiento durante la lixiviación con el método en el cual el mineral ha sido chancado. En el caso de las llamadas trituradoras de rodillos de alta presión o HPGR (high pressure grinding rolls), tecnología que ha estado disponible en los últimos años, han demostrado ser de 20% a 50% más eficientes en el uso de la energía que las chancadoras convencionales, obteniendo productos con mayor cantidad de fracturas

en los límites de grano, dando un mejor acceso a las soluciones de lixiviación dentro de la partícula (Ghorbani, Becker, Mainza, Franzidis, & Petersen, 2011).

2.2.3.2.17 CONSTRUCCIÓN DE LA PILA

Las pilas de lixiviación pueden desarrollarse de dos formas:

- Pilas estáticas (multi-lift): Consisten en un apilamiento de un nivel inicial sobre una superficie impermeable, después de que dicho nivel se ha lixiviado, se apilan nuevos niveles sobre los anteriores. Cada nivel tiene una altura de entre 5 a 8 m y la altura total de la pila puede llegar hasta los 200 m.
- Pilas dinámicas (on/off): El mineral es apilado en un sólo nivel, aproximadamente de entre 7 a 8 metros, construidos sobre una base impermeable. El material es removido después de ser lixiviado y reemplazado por mineral nuevo.

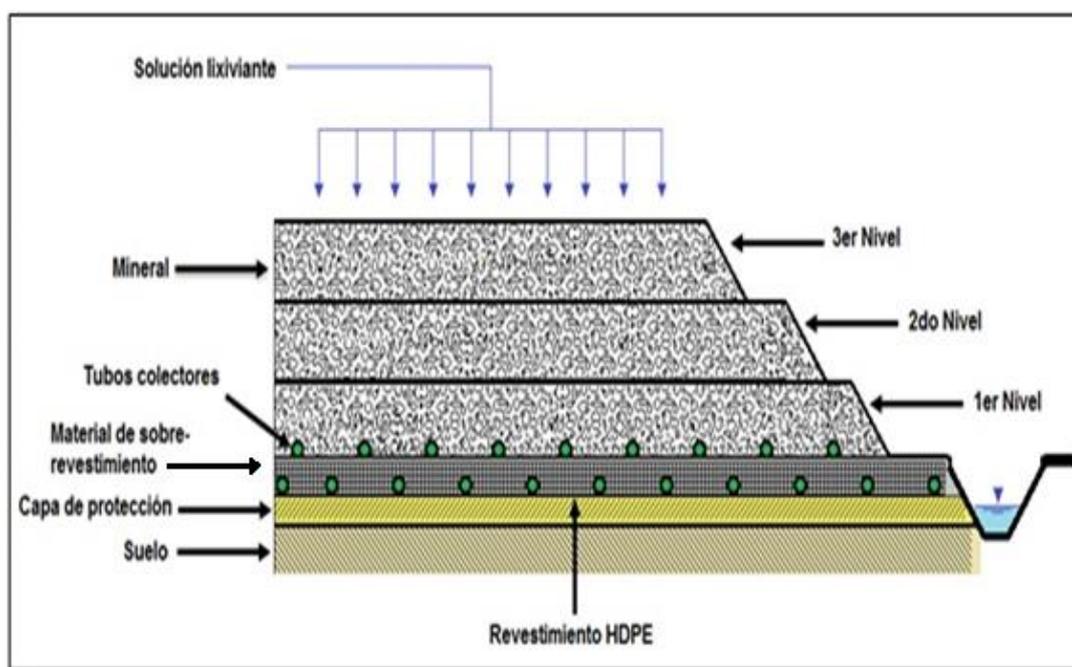


Figura N° 11: Diseño de una pila de lixiviación estática

FUENTE: Esquema de una pila de lixiviación estática (multi-lift) y sus principales elementos

2.2.3.2.18 BASE IMPERMEABLE

La base impermeable tiene como objetivo la recolección completa de las soluciones de lixiviación, así como prevenir la infiltración del suelo subyacente y la contaminación potencial del agua subterránea. La base típicamente consiste en

una capa de geomembrana, que puede estar compuesta de polietileno de alta (HDPE) o baja densidad (LDPE) o cloruro de polivinilo (PVC), de espesores del orden de 1 a 2 mm, sobre una capa de arcilla compactada (con un espesor de 0.1 a 0.5 m) y debajo una capa de material finamente chancado (<2 cm de diámetro). Tuberías de recolección de soluciones PLS y de aireación se colocan sobre esta capa. La base debe tener una inclinación menor al 5% para evitar el deslizamiento de la pila sobre la geomembrana.



Figura N° 12: Geomembrana

FUENTE: Alan J. Breitenbach – SME

2.2.3.2.19 APILAMIENTO DE MINERAL

El mineral es apilado sobre la base impermeable por medio de sistemas que varían de acuerdo al tamaño de las instalaciones de cada operación minera. Para operaciones menores (de 300 a 200 t/d) se utilizan camiones y apiladores de correa. Para operaciones mayores (desde 10000 hasta 50000 T/d), se usan correas modulares articuladas, que terminan en un apilador de correa. Sin embargo, para faenas aún mayores (de 75000 a 150000 T/d), se prefieren sistemas apiladores sobre orugas alimentados con correas estacionarias y móviles. En pilas dinámicas es

necesario remover el material ya lixiviado o ripio, normalmente se utilizan recolectores tipo pala de rueda con capachos o rotopalas.



A) Apilador móvil

B) Rotopala para descarga de rípios,
minera Radomiro Tomic

Figura N° 13: Equipos mecanizados para carga y descarga de mineral en pilas de lixiviación

FUENTE: Direct Industry, 2014

2.2.3.2.20 AIREACIÓN

Es necesario suministrar a la pila una adecuada aireación, ya que la lixiviación de sulfuros requiere la presencia de agentes oxidantes, tales como el oxígeno. Esto se logra por medio de tuberías plásticas perforadas, colocadas aproximadamente 1m sobre la base de la pila e introduciendo aire por medio de aireadores a baja presión (blower). Para pilas de gran tamaño, no es posible utilizar sopladores, por lo que se espera que el aire movido por la convección natural proporcione el oxígeno necesario (Davenport, Schlesinger, King, & Sole, 2011).

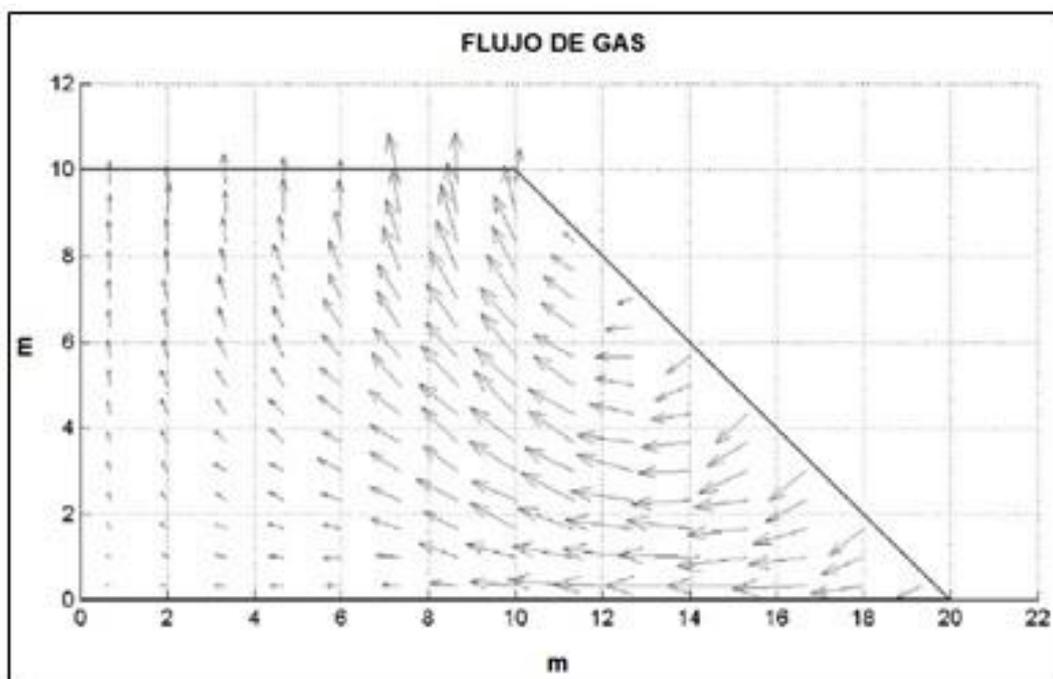


Figura N° 14: Flujo de aire en una pila de lixiviación (modelado en 2D)

FUENTE: Sidborn, Casas, Martínez, & Moreno, 2003

2.2.3.2.21 IRRIGACIÓN DE LA PILA

El lixiviante es suministrado por medio de una red de tuberías distribuidas regularmente, con goteros o aspersores extendidos en la superficie de la pila.

2.2.3.2.22 RECOLECCIÓN DE SOLUCIONES

El PLS acumulado en la base de la pila fluye por gravedad a través de tuberías plásticas de drenaje (aprox. de 10 cm) hasta el foso de recolección de soluciones, que conduce a la poza de PLS para ser enviado posteriormente al circuito de extracción por solventes, por medio de bombeo o por gravedad.

2.2.3.3 LIXIVIACIÓN EN BATEA

La Lixiviación en bateas conocido también como sistema de lixiviación por percolación, consiste en la utilización de una estructura de hormigón con forma de paralelepípedo, en donde se deposita el mineral previamente chancado para posteriormente cubrirlo con las soluciones de lixiviación hasta 1/2 o 3/4 de su volumen.

El molde de hormigón posee un fondo falso de madera, cubierto con una tela filtrante que permite la recirculación en sentido ascendente o descendente de la solución, de modo de favorecer la dilución del mineral.

Dado que las bateas son sistemas de operación muy dinámica, son apropiados solamente para lixiviar minerales que presentan una cinética de disolución muy rápida. El ciclo de lixiviación en bateas es normalmente muy corto del orden de 6 a 12 días. La lixiviación en batea, en inglés vat leaching, o también conocida como lixiviación por percolación, es un sistema que se utilizó desde los inicios del siglo XX por las salitreras en las cuales las bateas recibían el nombre de "Cachuchos" y que luego se utilizó en los procesos del cobre por la empresa CODELCO en su División Chuquicamata, Este método consiste en hacer circular una solución a base de agua, ácido y depende del mineral (Oro, cobre, uranio, plata) otros componentes para poder tratar dicho mineral, además este debe tener ciertas especificaciones tales como: una alta ley, alta porosidad, alta impermeabilidad para que permita la percolación, El proceso, dependiendo de la ley del mineral, puede durar 2 días hasta 12 días o en algunos casos hasta 14 días para que la solución percole totalmente el mineral y extraiga la materia que necesitamos, con este método se podía recuperar hasta un 90% del mineral encontrado en la roca. Las bateas son estructuras de hormigón en forma de paralelepípedo que soportaban hasta 14.500 toneladas, que tenía un fondo falso de madera donde se tenía una tela filtrante la cual permitía que el flujo fuera tanto ascendente como descendente, para luego pasar a la otra batea las cuales estaban colocadas en corrida, esto permitía una solución más rica, para luego ser enviada a recuperación electrolítica directa (Como se hacía en un principio en las operaciones de Codelco) Las paredes de algunas de estas bateas estaban protegidas por resinas epoxicas, productos asfálticos o cubiertas de plomo para evitar sufrir daños por el ácido sulfúrico. Para poder lixiviar se necesita tener varias bateas instaladas una al lado de otra en Chuquicamata la planta de lixiviación por bateas constaba de 14 bateas de hasta 14.500 toneladas de capacidad, además se necesita de estanques y bombas centrifugas revestidas para evitar abrasión y corrosión para así poder cambiar las soluciones de batea en batea. En la siguiente imagen se puede ver un esquema de una batea de lixiviación.

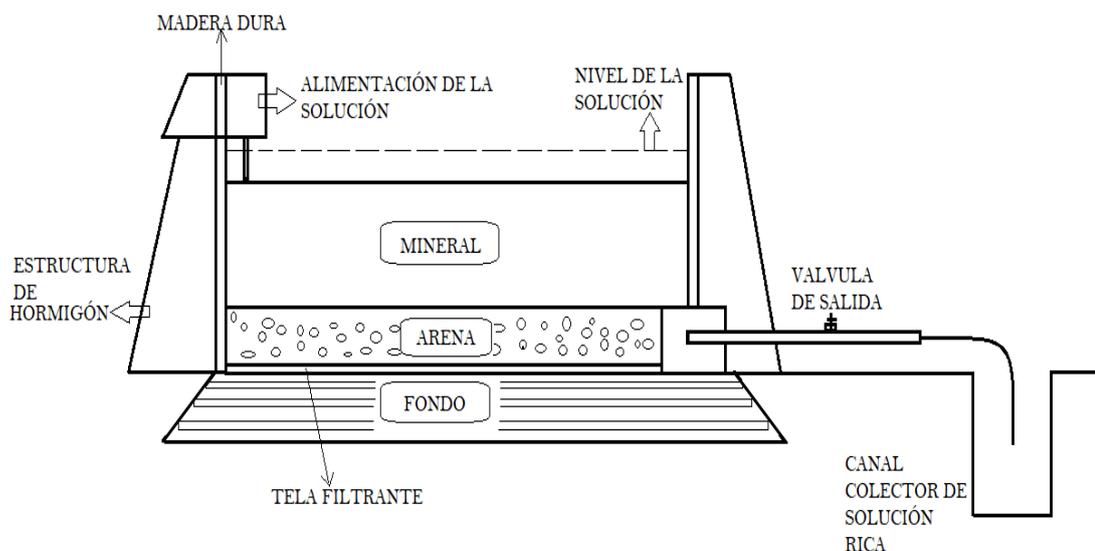


Figura N° 15: Esquema de una batea de lixiviación

FUENTE: Elaboración propia

Estas pueden medir desde 5x7x3 m. hasta 50x40x5 m. El número de bateas en cada operación depende también del proceso, existiendo entre 5 y 14 bateas, Las bateas usadas en el proceso de Codelco en sus inicios en 1915 eran de 43x34x6.5m. Estas se colocaban en líneas también llamadas batería de bateas las cuales estaban paralelamente a los que contenían la solución con la que se iba a lixiviar el mineral (acumulación solución rica, solución ácida, solución de lavado intermedio, agua, etc.)

2.2.3.3.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

Ventajas:

- No se requiere de etapas de molienda y separación sólido-líquido
- Las etapas de lixiviación y lavado cuentan con estanques de almacenamiento intermedios, lográndose más flexibilidad que en un proceso continuo.
- Se obtienen soluciones concentradas que pueden ir directamente a EW. Esto es debido a la baja relación sólido/líquido
- Los costos de inversión y operación son más altos que los de la lixiviación in situ, en botaderos, en pilas, pero menores que en la agitación.

Desventajas:

- Es proceso que al no ser continuo se forman reacciones indeseables.
- La recuperación máxima es de 65-90 %.
- La aplicación es limitada a minerales con contenido de finos menores de 8 a 12 %-200. (En algunos casos podrá aglomerarse el mineral).
- Se requiere más entrenamiento de operadores, el sistema tiene poca automatización

2.2.3.3.2 PROCESO DE LIXIVIACIÓN

Para realizar el proceso de lixiviación por bateas el material debe pasar por varias etapas luego que es extraído de la mina, pasa por chancado primario hasta terciario para quedar en un tamaño entre media a una pulgada luego debe ser curado en un tambor aglomerador y luego pasa a la lixiviación que cuenta con las siguientes etapas:

1. Carga
2. Lixiviación
3. Lavado
4. Descarga

2.2.3.3.3 CARGA

Para cargar las bateas con el mineral se utilizan correas transportadoras y un carro repartidor o tripper, por uno de los costados de la batería de bateas, mientras que por el otro estaba una pala en forma de almeja que es la que se encargaba de descargar las bateas a través de camiones o correas transportadoras, gracias a que las bateas estaban posicionadas en una línea, el proceso de carguío y descarga se hacía más cómodo, al cargar por una línea y descargar por la otra línea, en la siguiente imagen se puede observar los puentes grúa cargador y con pala almeja para extraer el mineral.

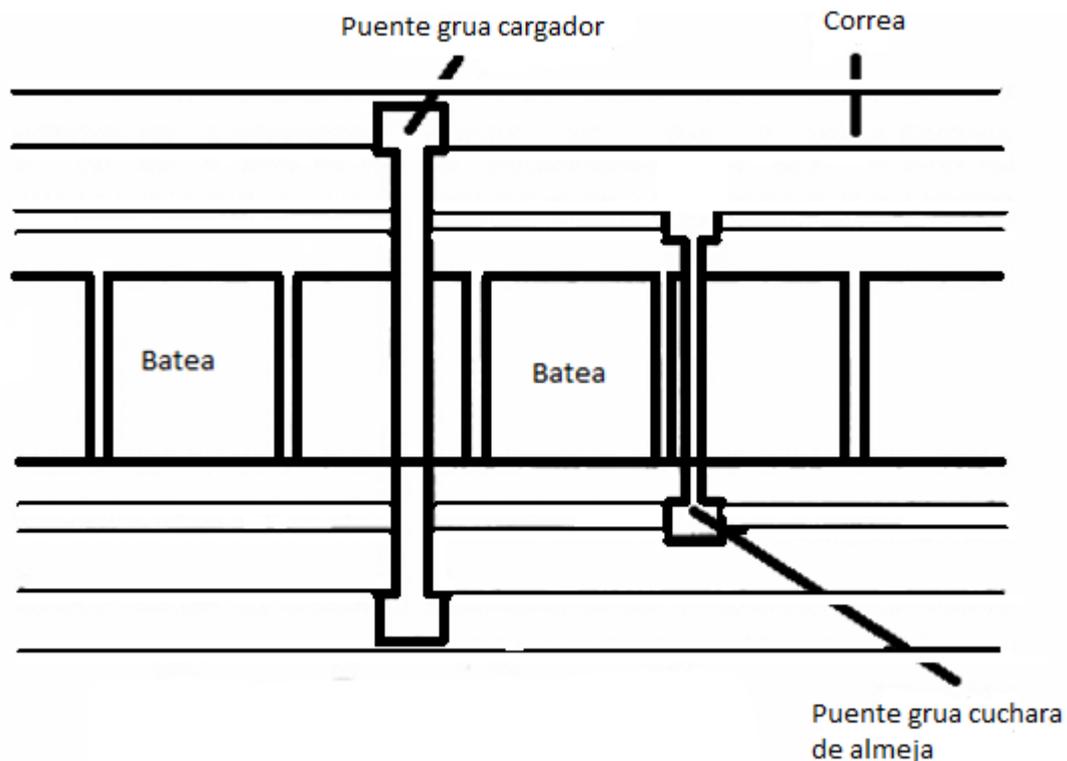


Figura N° 16: Esquema de carguío del mineral en las bateas de lixiviación

FUENTE: Instituto Profesional Inacap, Calama

La manera de hacer el carguío es:

1. Solución rica
2. Agua de lavado
3. Solución intermedia
4. Solución acida

Las soluciones se recirculan, en sentido ascendente o descendente, para luego traspasar a las siguientes bateas.

Tamaño: varía entre 5x7x3 m. hasta 50x40x5 m.

Número de bateas: entre 2 a 14 bateas

2.2.3.3.4 LIXIVIACIÓN

Los estanques de percolación o bateas pueden operarse hacia abajo o descendente (drenaje por gravedad) o hacia arriba o ascendente mediante bombeo. Cuando se hace percolación descendente, es importante determinar la altura de

cabeza que se precisa sobre el lecho, para proveer el gradiente de presión para la velocidad de flujo deseada, si se emplea una presión o una altura de solución excesiva sobre el lecho, el mineral podría perder su permeabilidad y decrecer en dirección al flujo, lo cual podría provocar una compactación del mineral.

Mientras en la percolación ascendente se debe cuidar la velocidad de flujo, esta debe ser menor a la velocidad mínima de fluidización esto provoca una menor tendencia a la compactación o pérdida de permeabilidad, pero a su vez, puede producir un arrastre de fino hacia el superior del lecho, eso significa que tanto la velocidad de flujo como la velocidad de fluidización tengan un límite. Se deben considerar varias cosas con respecto al flujo para que este sea eficiente, tanto la velocidad como también el control químico controlando la relación reactivo flujo, controlando el pH en caso de soluciones acidas para así no provocar percolación lenta y efectos no deseados.

Ciclo de Lixiviación o percolación: El proceso de percolación se realiza normalmente en contracorriente, es decir donde el mineral fresco se encuentra con soluciones viejas y el mineral viejo con soluciones frescas. Un ciclo de lixiviación consiste entonces en la organización de etapas de carga, lixiviación, lavado y descarga del mineral. Las características particulares del ciclo en cada caso dependerán de las características del mineral como mineralogía, velocidad de disolución, tamaño de partículas, etc.). Esto se hace con el fin de que el mineral se "cansé" y extraiga todo atacándolo con solución nueva, mientras que la solución que ya paso al siguiente estanque se enriquezca más por cada estanque con mineral no procesado que se encuentre, para entenderlo mejor se tomara el siguiente ejemplo con 6 bateas:

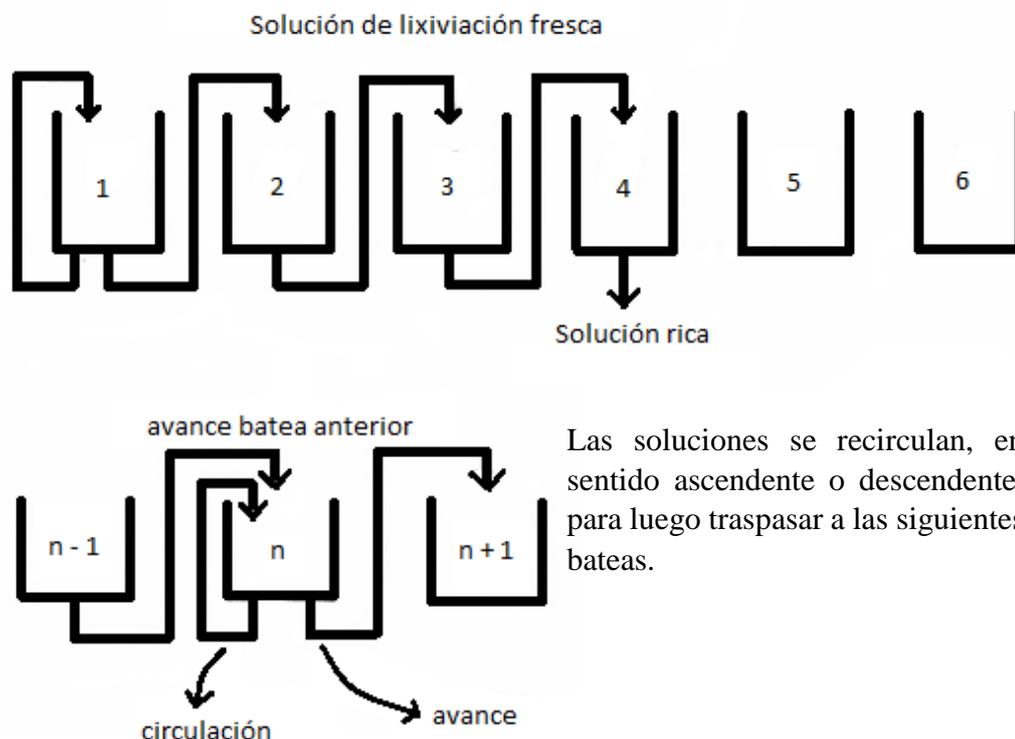


Figura N° 17: Ciclo de lixiviación en las bateas

FUENTE: Metalurgia y Procesos de Refinación, TEC.MINEBRIOS

1. Se inicia el proceso cuando se introduce la solución lixiviante a la primera batea, esta circula por un tiempo dado
2. La solución es retirada de la primera batea y mediante bombas es llevada a la segunda batea, mientras que a la primera batea es llenada con solución nueva
3. El proceso se repite y la solución va de batea en batea
4. Luego de ciertas etapas la batea 1 está lista para ser lavada y se puede retirar el mineral luego se debe repetir el proceso en las siguientes bateas

El proceso de percolación se realiza normalmente en contracorriente, es decir donde el mineral fresco se encuentra con soluciones viejas y el mineral viejo con soluciones frescas

2.2.3.3.5 LAVADO

Esta etapa se realiza para arrastrar soluciones ricas retenidas entre los ripios. Las velocidades de lavado, también dependen de la velocidad de percolación de las soluciones de lavado a través del lecho y de la velocidad de desplazamiento de las soluciones cargadas. Las técnicas de la operación de lavado varían mucho de un lugar a otro, en algunos casos lavado batch (Lavado en lote) con circulación de la solución de lavado, en otros en contracorriente con Flujo ascendente. Un flujo típico de lavado es 80- 160 (L/h m²)

2.2.3.3.6 DESCARGA

Luego de ser lavado el mineral este debe ser retirado ya que queda muy poco mineral rico que no puede ser retirado en las bateas. Para este proceso se ocupa un puente grúa equipado con una pala almeja que puede retirar de la batea cierta cantidad de ripio para poder cargarlos en correas transportadoras o en camiones, para llevar el ripio a botaderos, este ripio tenía leyes cercanas a 0,5% que antiguamente no eran rentables, pero ahora algunos ripios se lixivian nuevamente para recuperar prácticamente todo el mineral rico.

2.2.3.4 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN (MECÁNICA, NEUMÁTICO)

La lixiviación por agitación se utiliza en los minerales de leyes más altas, cuando los minerales generan un alto contenido de finos en la etapa de chancado, o cuando el mineral deseado está tan bien diseminado que es necesario molerlo para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixivante. Es también el tipo de técnica que se emplea para lixiviar calcinas de tostación y concentrados.

Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas comparado con el proceso de lixiviación en pilas que requiere meses. Los agitadores mecánicos son simplemente impulsores colocados en el interior del tanque (Fig. a), mientras que los tanques agitados con aire son a menudo tanques de tipo "Pachuca" (Fig. b).

2.2.3.4.1 VENTAJAS COMPARATIVAS CON OTROS MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

- Alta extracción del elemento a recuperar
- Tiempos cortos de procesamiento (horas)
- Proceso continuo que permite una gran automatización
- Facilidad para tratar menas alteradas o generadoras de finos

2.2.3.4.2 DESVENTAJAS

- Un mayor costo de inversión y operación
- Necesita una etapa de molienda y una etapa de separación sólido-líquido (espesamiento y filtración)

En la región de Atacama, Chile, se puede mencionar la planta "La Coipa", propiedad de Minera Mantos de Oro y mayor productora de plata del mundo. Utiliza el proceso de cianuración de oro y plata por agitación en ocho tanques en serie. Procesa 16000 t/día de mineral para producir 8214 kg/año de oro y 3315t/año de plata (1993).

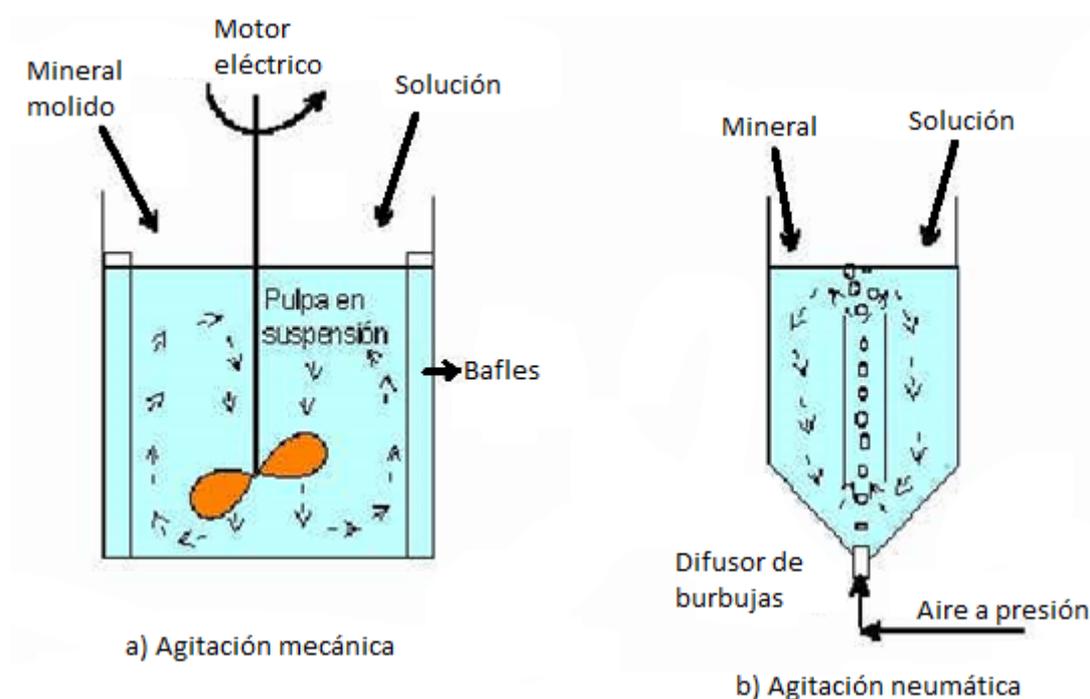


Figura N° 18: Tipos de Agitación

FUENTE: Equipos de lixiviación por agitación G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 64

2.2.3.4.3 VARIABLES DEL PROCESO

El análisis de las variables de la lixiviación por agitación en sistemas industriales, para la definición y optimización del proceso, debe necesariamente hacer confluír aspectos técnicos, operacionales y económicos.

2.2.3.4.4 GRANULOMETRÍA

El grado de molienda debe ser lo suficiente para exponer, por lo menos parcialmente, la superficie del mineral valioso a la acción de la solución lixivante. Depende del tipo de mineral y de sus características mineralógicas. Deberá considerarse un tamaño tal que no contenga un exceso de gruesos (> 2 mm) que produzca problemas en la agitación (embaucamiento, aumento de la potencia del agitador) y que, por otra parte, no contenga un exceso de finos (menos de 40% < 75 micrones), que dificulten la separación sólido-líquido posterior de la pulpa lixiviada. Debido a lo anterior y, además, para disminuir los consumos de energía por concepto de molienda y los costos de filtración y decantación, la agitación se deberá tratar de realizarla al mayor tamaño que la operación lo permita.

Tabla N° 7: Tamaño de algunos minerales para la lixiviación por agitación

Mineral	Tamaño de lixiviación	
	(mm)	(mallas ASTM)
Cobre oxidado	0,83	20
Oro	0,25	60
Conc. de oro(sulfuros)	0,044	325
Calcinados de zinc	0,0074	200

FUENTE: G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 65

2.2.3.4.5 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN

La economía del proceso de lixiviación es función del grado de disolución o porcentaje de extracción del mineral valioso. Sin embargo, esto no es tan importante como el tiempo necesario para una extracción aceptable, es decir la velocidad de disolución.

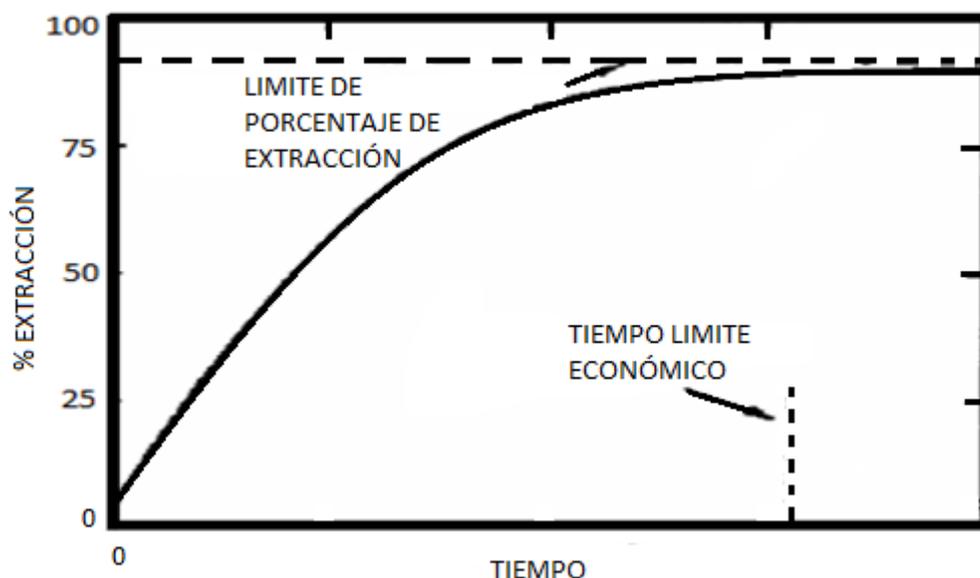


Figura N° 19: Porcentaje de extracción en función al tiempo

FUENTE: Porcentaje de extracción en función del tiempo G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 65

La figura 19 muestra una curva típica entre estos dos parámetros. Existe al principio una extracción rápida, que decrece posteriormente al máximo obtenible para un tamaño dado de partícula. Esta curva se puede obtener de pruebas de lixiviación en botellas en el laboratorio.

2.2.3.4.6 MINERALOGÍA DEL MINERAL

El tamaño y la disposición de la especie valiosa influye el grado de molienda necesario para exponer esta especie a la solución lixivante. Las arcillas son una familia de minerales, aluminosilicatos, existen en todas las menas y producen partículas muy finas (algunos micrones). La presencia de muchas arcillas puede impedir una buena filtración del relave.

2.2.3.4.7 OTRAS VARIABLES

La lixiviación se realiza a temperatura ambiente (o en autoclaves). La concentración de reactivos debe ser optimizada según el tipo de operación. El porcentaje de sólidos debe ser en la mayoría de los casos lo más alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación, minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad

volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración. El porcentaje de sólidos en la pulpa varía entre 20 y 50%

El porcentaje de sólidos se calcula por el peso del mineral en la pulpa. Por ejemplo, si una pulpa es constituida por 1 kg de mineral en 2 litros de agua, su

$$\% \text{ sólidos} = \frac{1}{1+2} = 33\%.$$

La velocidad de agitación debe ser lo suficiente alta para mantener los sólidos en suspensión, para que no decanten. Una velocidad de agitación alta tiende a favorecer la cinética de la reacción, pero tiene un costo energético apreciable (Fig.19). Favorece también la disolución de gases en la solución. Existen varios diseños de agitadores (Fig.20).

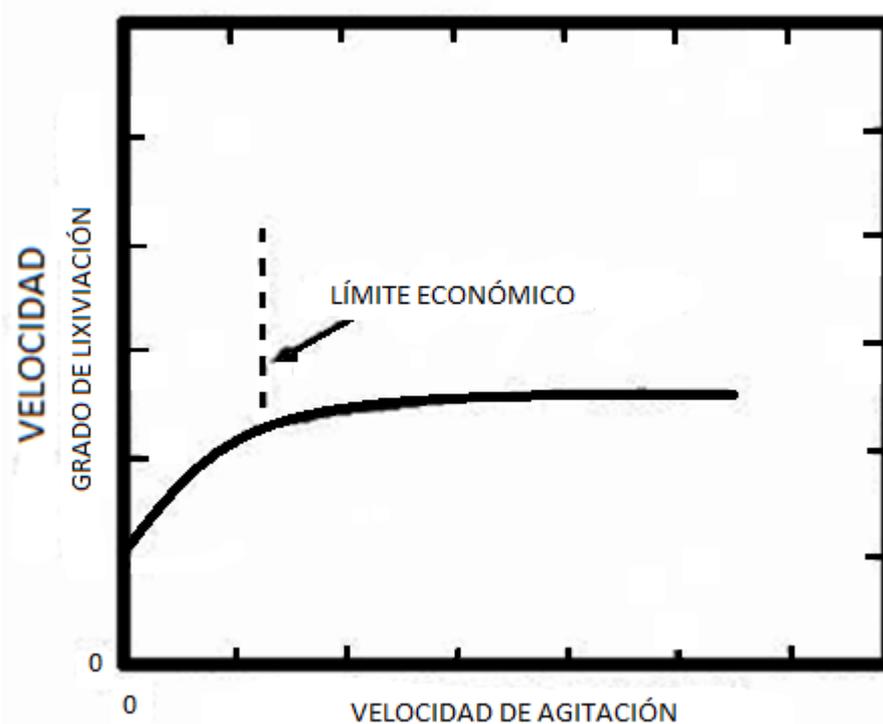


Figura N° 20: Efecto de la agitación en la velocidad de lixiviación

FUENTE: Efecto de la agitación en la velocidad de lixiviación G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 67



Figura N° 21: Varios diseños de turbinas

FUENTE: Varios diseños de turbinas G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 67

2.2.3.4.8 DISEÑO

Se considera como ejemplo un sistema de lixiviación continua industrial constituido de varios estanques en serie (Fig.21).

Datos

Número de estanques:	8
Capacidad:	15000 t/d = 625 t/h
% sólidos:	33,33%
Grado de molienda:	100% < 60 mallas ASTM
Densidad real del mineral:	2,8 g/cm ³ = 2,8 t/m ³
Tiempo de lixiviación:	24h
(determinado por la curva grado de lixiviación/tiempo)	

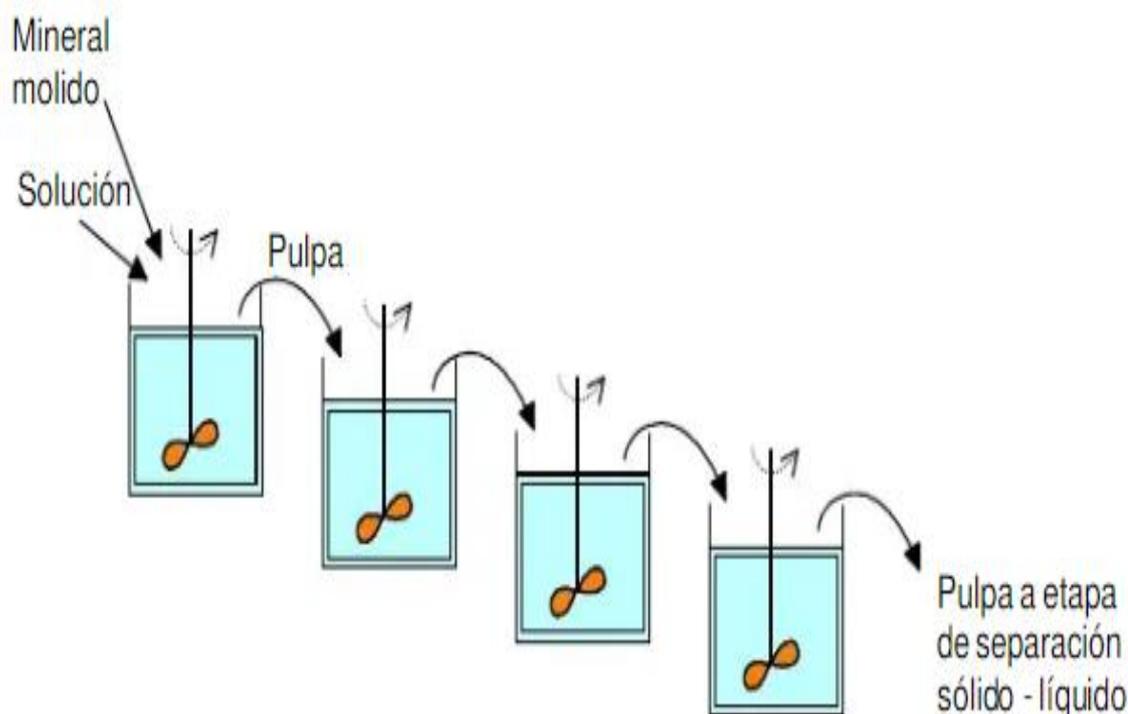


Figura N° 22: Esquema de un sistema continuo industrial

FUENTE: Esquema de un sistema continuo industrial G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia.

Pág. 68

2.2.3.4.9 SEPARACIÓN SÓLIDO-LÍQUIDO

En una planta de lixiviación en pilas, la solución que escurre de las pilas es bastante clara y contiene muy pocos sólidos en suspensión. En la mayoría de los casos, no hay etapa específica de separación sólido - líquido. La solución rica se almacena en piscinas donde pueden decantar los pocos sólidos que contiene.

Al contrario, la lixiviación por agitación produce una pulpa consistente en pequeñas partículas sólidas en suspensión en la solución. Una etapa de separación sólido - líquido es absolutamente necesaria para sacar los sólidos de la solución y enviarlos al tranque de relaves, mientras la solución clarificada puede pasar una posterior etapa de recuperación de valores.

Hay dos métodos de separación sólido - líquido:

- El espesamiento (hasta 55% sólidos)
- La filtración (hasta 92% sólidos)

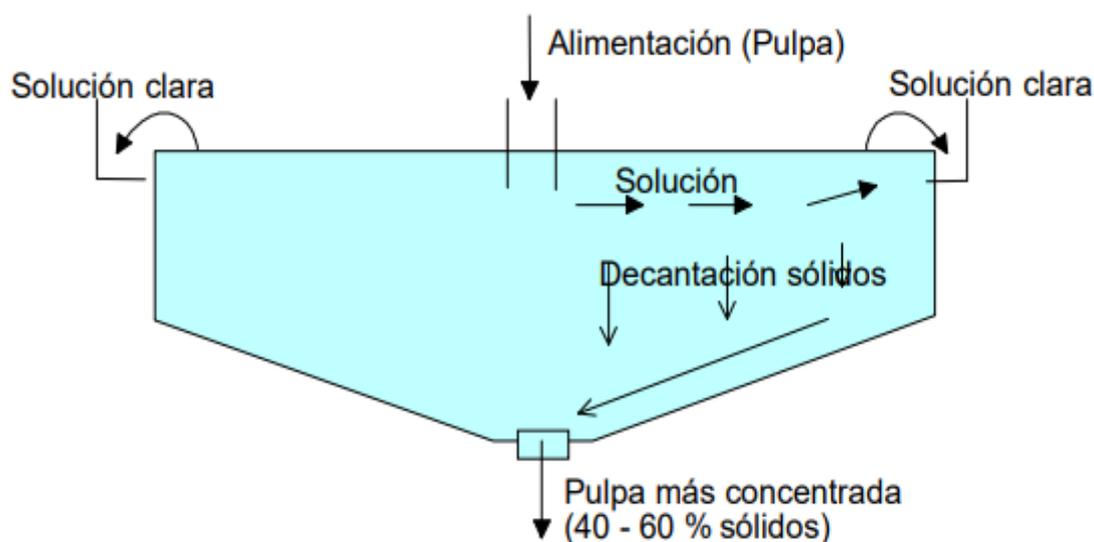


Figura N° 23: Esquema de un espesador

FUENTE: Esquema de un espesador G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 70

2.2.3.4.10 ESPESADORES

Los espesadores son equipos que efectúan la separación líquido - sólido por decantación de los sólidos en un estanque grande.

2.2.3.4.11 LAVADO EN CIRCUITOS DE DECANTACIÓN EN CONTRACORRIENTE (DCC)

El sólido (barro decantado) siempre viene acompañado de solución de impregnación (+/- 40 %), y está contiene valores, por lo cual es imperativo recuperarla.

Después de la lixiviación dinámica, la pulpa que se obtiene del último agitador debe pasar por etapas de separación sólido - líquido y lavado, antes de desechar los sólidos lixiviados. El lavado se puede realizar en varios espesadores, en los cuales el agua de lavado y la pulpa fluyen en contracorriente (Fig. 23). Del primer espesador sale la solución exenta de sólidos que continua el proceso y del último, el mineral agotado o relave.

A las operaciones de lavado de los sólidos en contracorriente, se les denomina como etapas DCC, que significa decantación en contracorriente.

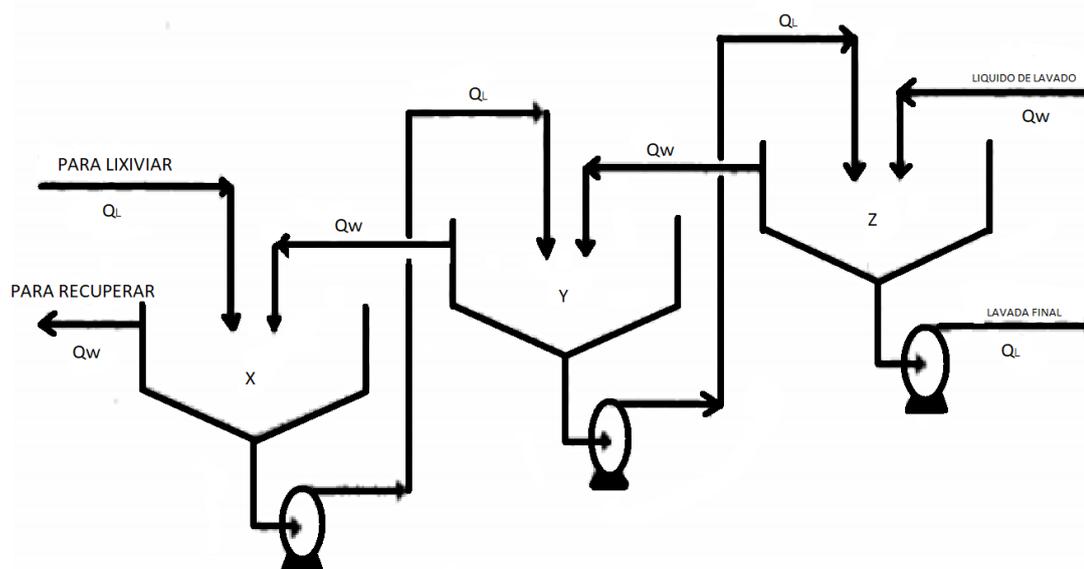


Figura N° 24: Circuito de decantación en contra corriente DCC

FUENTE: Circuito de decantación en contra corriente DCC G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 70

2.2.3.4.12 DETERMINACIÓN DE LA EFICIENCIA DE LAVADO POR BALANCE MÁSSICO EN CIRCUITOS DCC.

Operacionalmente, el balance másico del sistema permite determinar la eficiencia de lavado en sistemas DCC. Su aplicación se visualizará a través del siguiente ejemplo (Fig. 24).

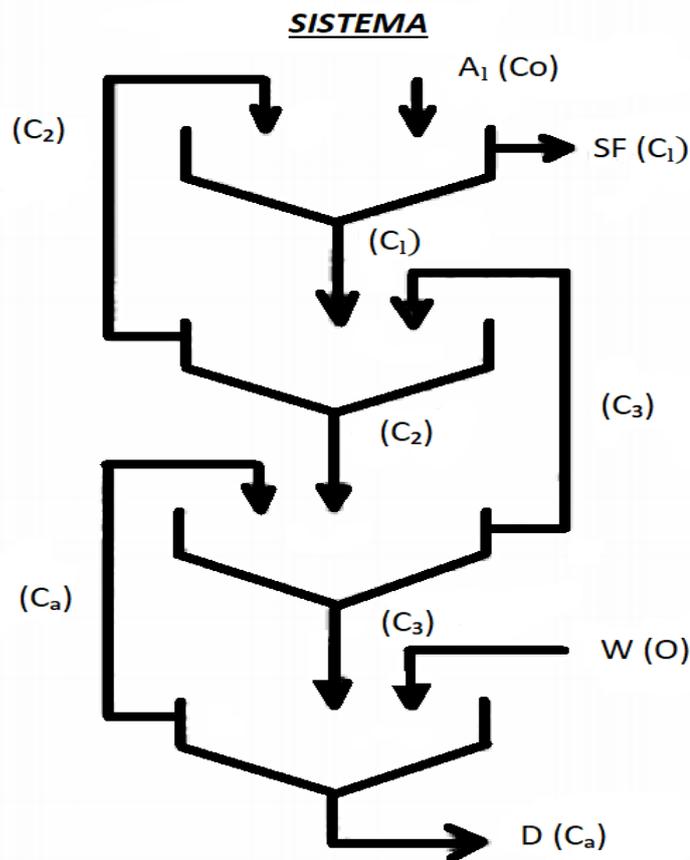


Figura N° 25: Circuito DCC

FUENTE: elaboración propia

- 1000 t/d mineral
- 55% sólidos en la descarga de los espesadores
- Razón de lavado $RL = 2,5$ (agua de lavado / flujo de solución de lix. acompañando a los sólidos) 55% sólidos en la alimentación

2.2.3.4.13 VOLUMEN DE LÍQUIDOS, M3/D:

Alimentación $A = 1000 \times (100 - 55) \% = 818$

Descarte $D = 818$

Agua de lavado $W = 818 \times 2.5 = 2000$

Solución rica $SF = 2000$

2.2.3.4.14 CÁLCULO DE LAS CONCENTRACIONES:

$800 C_0 + 2000 C_2 = 2800 C_1$

o

$2 C_0 + 5 C_2 = 7 C_1$

$$800 C_1 + 2000 C_3 = 2800 C_2$$

$$2 C_1 + 5 C_3 = 7 C_2$$

$$800 C_2 + 2000 C_4 = 2800 C_3$$

$$2 C_2 + 5 C_4 = 7 C_3$$

$$800 C_3 + 2000 \times 0 = 2800 C_4$$

$$2 C_3 + 0 = 7 C_4$$

Por lo tanto,

$$C_3 = \frac{7}{2} C_4; C_2 = \frac{39}{4} C_4; C_1 = \frac{203}{16} C_4; C_0 = \frac{641}{32} C_4$$

La eficiencia de lavado queda dada por:

$$C_3 = \left(1 - \frac{DC_4}{AC_0}\right) = 95\%$$

2.2.3.4.15 ECUACIÓN DE PAGE PARA CÁLCULOS DCC

PAGE ha desarrollado y comprobado una ecuación generalizada, definida en términos de razón de lavado y número de etapas, para el caso más simple, pero más común en DCC (Fig. *), asumiendo que no hay disolución en los pesadores y que la mezcla de la pulpa y solución de lavado es completa en cada etapa.

$$C_n = \frac{CL - CW}{1 + RL + RL^2 + \dots + RL^n} + CW$$

C_n: concentración metal en la etapa n

CL: concentración metal en la alimentación al primer espesador

CW: concentración metal en el agua o solución de lavado

RL: razón de lavado = Q_w / Q_L

n: número de etapas de lavado

QW: flujo de la solución de lavado

QL: flujo de la solución de lixiviación (alimentación)

2.2.3.4.16 FILTROS

El empleo de filtros en hidrometalurgia permite recuperar una cantidad adicional de líquido retenido a partir de precipitados o de pulpas de 55-60% en sólidos procedentes de espesamiento como también tratar directamente soluciones de lixiviación, a objeto de disminuir la cantidad de sólidos en suspensión que pueden afectar procesos posteriores de tratamiento.

Filtros de vacío: - de tambor (Fig. 26)

- de discos (o cerámica)

- horizontal, de cinta

Filtros de presión: - prensa- stellar
- de arena

El lavado del sólido es posible en los filtros de tipo vacío, como lo muestra la figura 25. Se rocía agua sobre el sólido filtrado para desplazar a la solución que contiene. Se alcanza fácilmente una eficiencia de lavado del orden de 70%.

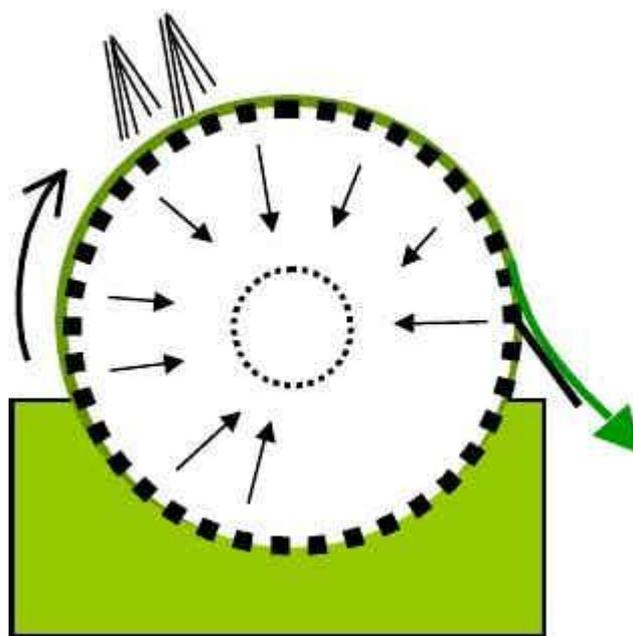


Figura N° 26: Lavado de un mineral en un filtro de tambor

FUENTE: Lavado de un mineral en un filtro de tambor G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia.
Pág. 75

2.2.3.4.17 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN A PRESIÓN (EN AUTOCLAVE)

La lixiviación por presión es una alternativa hidro-metalúrgica bien establecida para oro, níquel, PGE y minerales metales básicos. SGS Servicios Minerales ha estado activo en el área desde 1985, desarrollando diagramas de flujo y operando plantas piloto integradas en respaldo de estudios de factibilidad bancables que incluyen lixiviación por presión. Numerosas plantas operativas han sido construidas con base en nuestros estudios. Hay instalaciones de lixiviación por presión por etapas (en batch) en nuestros laboratorios de Sudáfrica, Australia y Canadá, mientras que hay amplias instalaciones para lixiviación por presión continua para operaciones piloto disponibles en Canadá y Australia. Ambas ubicaciones usan auto-claves piloto estilo “submarino” multi-compartimiento en

combinación con procesos de unidad integrados río abajo para probar diagramas de flujo metalúrgicos complejos integrados para estudios de factibilidad bancables.

El grupo SGS Servicios Minerales cuenta con:

- Experiencia demostrada con lixiviación hidro-metalúrgica por presión
- Una amplia gama de equipos para respaldar proyectos a nivel de laboratorio, por etapas o batch y escala piloto
- Amplia experiencia manejando muchos tipos de depósitos
- Antecedentes de investigación aplicada para desarrollar nuevas tecnologías en este campo (por ej., el proceso PLATSOLTM) o adaptar protocolos existentes para maximizar ley, recuperación o eficiencias de costo
- Una reputación de ser justo e imparcial y poder así realizar revisiones independientes de proceso
- Una reputación bancable que significa que nuestros informes técnicos son aceptados para propósitos de financiamiento

2.2.3.4.18 PARÁMETROS OPERACIONALES, AUTO-CLAVES DE ESCALA PILOTO DE SGS SERVICIOS MINERALES

Tabla N° 8: Parámetros de auto-claves escala piloto

	SGS EN AUSTRALIA		SGS EN CANADÁ	
Comisionado	2001		1992	
Diseño	Submarino	5-etapas,	Submarino	6-etapas,
	titanio		titanio	
Volumen de Trabajo	65-75 L		25-35 L	
Temperatura Máxima	290°C		255-270°C	
Presión Máxima	9 MPa		5 MPa	
Tasa de alimentación	20-50 kg/h		6-12 kg/hr	
Pre-calentamiento	Intercambio de calor por vapor		Intercambio de calor eléctrico	
Control de Presión	Automático		Semi-automático	
Bajada	Descarga continua de lechada de pote único, a 100°C con control.		Descarga intermitente de lechada de pote único, a 100°C.	
Alimentación de muestra y parámetros de medición durante lixiviación	Sí, cada compartimiento		Sí, cada compartimiento	
Control de Proceso	Sistema de control distribuido, Interface operador Windows		Sistema de control distribuido Bailey	
Manejo y Exportación de Datos	Access o Excel		Excel y Access	
Hojas de flujo respaldadas	HiPAL*		POX, HPAL	
Especialmente adecuado para	Generar productos para evaluación de mercado		Proyectos con minerales marginales o si el costo de envío es un factor	

FUENTE: Auto-claves adecuadas para POX también disponibles en SGS en Australia

2.2.3.4.19 OXIDACIÓN POR PRESIÓN PARA ORO

Cuando el tratamiento directo con una solución de cianuro resulta en baja extracción de oro, el mineral es llamado “refractario”. El oro encapsulado en una matriz de sulfuro puede ser fácilmente recuperado tras un tratamiento de oxidación destructiva. Tras la lixiviación y la neutralización, la cianuración o CIL puede recuperar el oro. La lixiviación pro presión en auto-claves ha sido desarrollada en un procedimiento operativo estándar y está siendo aplicada en muchas minas en operación. El trabajo de pruebas es realizado en el laboratorio o en una operación de planta piloto continua. Desde el inicio de la lixiviación por presión para mineral de oro refractario, hace veinticinco años, numerosas operaciones han aplicado esta tecnología, estableciéndola como un proceso viable y sólido. Hay ejemplos de la aplicación de esta tecnología en todo el mundo. Los clientes incluyen a Barrick Gold Corporation, Kinross, Nerco, International Corona, Polymet Mining, Ashanti Goldfields Company Ltd., TVX Gold Inc., Placer Dome Inc., Gold Reserve, General Gold lixiviación por presión para sulfuros de metales base. La confianza en la tecnología de oxidación por presión alentó más aún a productores de metales base (Cu, Zn, Ni, Pb) a considerar una ruta hidro-metalúrgica para la recuperación de metales base, particularmente a partir de sistemas complejos de minerales de sulfuro. Hay una serie de opciones de proceso disponibles para el tratamiento hidrometalúrgico de estos minerales, pero la lixiviación por presión es un punto de partida común.

2.2.3.4.20 VISIÓN GENERAL DE APLICACIONES AUTOCLAVE

- Oxidación ácida y alcalina de concentrados y minerales de oro refractario
- Lixiviación de concentrado de cobre, zinc, níquel y/o cobalto
- Lixiviación de concentrado de níquel
- Precipitación de sulfuro de Ni, Co
- Lixiviación de mineral de uranio
- Purificación de concentrado de grafito
- Lixiviación (cáustica) de mineral de arsénico
- Lixiviación de concentrado de molibdenita
- Precipitación de escoradita
- Lixiviación de laterita cobalto, níquel

- Estabilización de jarosita
- Precipitación de hematita
- Lixiviación cáustica
- Lixiviación Polimetálica PGM (PLATSOLTM)

SGS Servicios Minerales ha tenido experiencia con todos los procesos de lixiviación por presión que han sido desarrollados para el tratamiento de concentrados y minerales de sulfuro de metales base.

Tabla N° 9: Servicios de minerales SGS

PRESIÓN BAJA	PROCESO ACTIVOX
	Proceso MIM/Mt. Albion
Presión Media	Proceso Dynatec
	Proceso Anglo American/UBC
	Proceso Oxiana/Mt. Gordon
Presión Alta	Proceso Phelps Dodge-Placer Dome
	Proceso PLATSOL

FUENTE: SGS Minerals Services

2.2.4 PROCESO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL

En una planta convencional de cianuración se usan los sistemas tradicionales de trituración y molienda para llevar el grado de molienda a un tamaño que indique las pruebas metalúrgicas. Esta molienda generalmente es de 80% a menos 150 mallas a 400 mallas, según las características del mineral. Debe advertirse si el mineral es libre de cianicidas y refractarios, que la disolución de los valores empieza en el circuito de la molienda agregándose solución de cianuro. Una parte de los valores quedan disueltos en el circuito de molienda y posteriormente la pulpa ya molida que es bombeada a los hidrociclones para su clasificación los gruesos retornan a la molienda y los finos pasan a los tanques de agitación donde se le da a la pulpa un tiempo de tratamiento que varía de 24 a 72 horas para lograr una recuperación óptima.

En general cuando se trata de mineral aurífero, el tiempo de tratamiento varía de 10 a 24 horas y cuando se trata de minerales argentíferos, se necesitan hasta 72 horas.

Deben usarse un mínimo de tres tanques cilíndricos para evitar que algunas partículas hagan un corto camino o sea sin pasar por la agitación necesaria. Tanto en los tanques Pachuca como en los tanques mecánicos, se inyectan aire para producir una buena aireación y lograr una mayor actividad del cianuro.

El proceso de la cianuración puede llevarse a efectos de dos maneras:

- Lixiviación cianurada directa. - Siendo un proceso ideal para menas no refractarias, para minerales en donde el oro se encuentra liberado o es fácilmente lixiviado, tales como disolución directa en una solución alcalina diluida de cianuro, concentración gravitacional y cianuración.
- Lixiviación cianurada indirecta (concentración y cianuración). - Para minerales refractarios en donde el oro se encuentra íntimamente asociado a otras especies mineralógicas o posee un tamaño microscópico. La concentración gravimétrica y/o por flotación del mineral problema; se hace con el fin de eliminar el material estéril, el 25 cianicida, el refractario y así lograr un concentrado de alto tenor de oro y plata.

2.2.4.1 QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DE ORO

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una reacción directa disolvente preferencial sobre el oro contenido en el mineral. Las principales teorías de la disolución de oro en la solución cianurada:

Teoría del oxígeno. (Elsner 1846), propone que el oxígeno es fundamental para que se produzca la disolución del oro en la solución de cianuro. La reacción química general del proceso de cianuración de oro es:



Teoría de la corrosión. (B. Boonstra 1946), propone que la disolución de oro en medio cianuro es similar a un proceso de corrosión metálica, en el que oxígeno disuelto se reduce a H_2 , O_2 y OH^-

2.2.4.2 TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN

Los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido reducción (Eh) del metal con el pH del medio (ver Figura N° 27), muestran que compuestos como: $\text{Au}(\text{OH})_3$; AuO_2 ; $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ y también el ion $(\text{Au})^{+3}$ requieren elevados potenciales Redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último. En el diagrama $\text{AuH}_2\text{O}-\text{CN}$, no obstante, la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2 + e = \text{Au} + 2\text{CN}$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto del hidrólisis del cianuro a pH menor a 9) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} y $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ son reducidos por la introducción del cianuro.

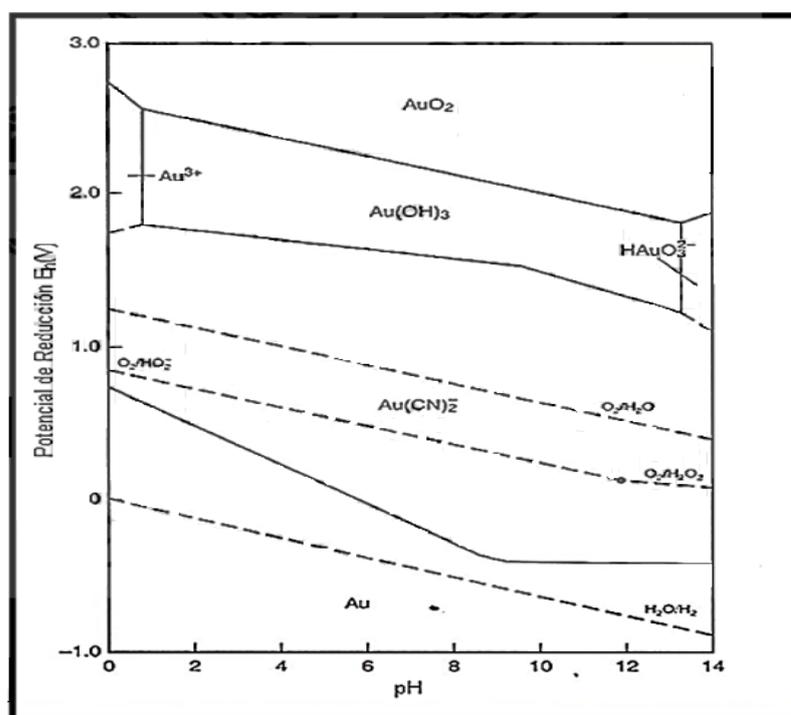


Figura N° 27: Diagrama de equilibrio potencial Eh-pH para el sistema $\text{Au} - \text{H}_2\text{O} - \text{CN}^-$ a 25 °C

Fuente: Universidad Atacama de Chile (Hidrometalurgia)

2.2.4.3 DEFINICIÓN DEL CIANURO

2.2.4.3.1 ¿QUÉ ES EL CIANURO?

El cianuro es una molécula de carbono (C) y nitrógeno (N) que ocurre naturalmente y existió en la tierra antes del comienzo de la vida y fue uno de los compuestos fundamentales en su evolución. Las principales formas de cianuro producidas por el hombre son el cianuro de hidrógeno gaseoso (HCN) y el cianuro sólido de sodio (NaCN) y de potasio (KCN).

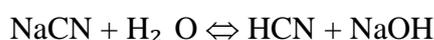
Las operaciones mineras para la extracción de oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón).

2.2.4.3.2 PRODUCCIÓN

En el mundo hay tres productores primarios de cianuro sólido, líquido y gaseoso: Dupont y FMC Corporation en los Estados Unidos, ICI, en Inglaterra y Degussa Corporation, en Alemania. La producción anual mundial es de aproximadamente 1.4 millón de toneladas de HCN tal como se mencionó anteriormente el 20% de la producción total de HCN se usa para producir cianuro de sodio (NaCN) y el 80% restante se usa en numerosas actividades industriales, por ejemplo, en la producción de químicos.

2.2.4.3.3 CIANURO EN SOLUCIONES

Las sales simples de cianuro (como el sodio y potasio) se disuelven y ionizan en agua para formar los respectivos cationes de metal e iones de cianuro libres, como se muestra en:



Los iones de cianuro se hidrolizan en agua para formar iones moleculares de cianuro de hidrógeno (HCN) e hidroxilo (OH^-)



El cianuro de hidrógeno es un ácido débil que no se disocia por completo en agua de la siguiente manera:



La Figura N° 28. Muestra el alcance de dicha reacción de disociación en equilibrio como una función del pH. En una escala aproximada de pH 9.3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno, y la otra mitad, como iones de cianuro libre.

La proporción de ácido cianhídrico e ion cianuro presente en la solución de cianuración, depende del pH, de la forma siguiente se muestra en la tabla N°8.

Tabla N° 10: Contenido de HCN en función del pH

pH	HCN (%)	CN ⁻ (%)
8,4	90	10
9,3	50	50
10,2	10	90

FUENTE: F. Sergio Misari. Metalurgia del oro

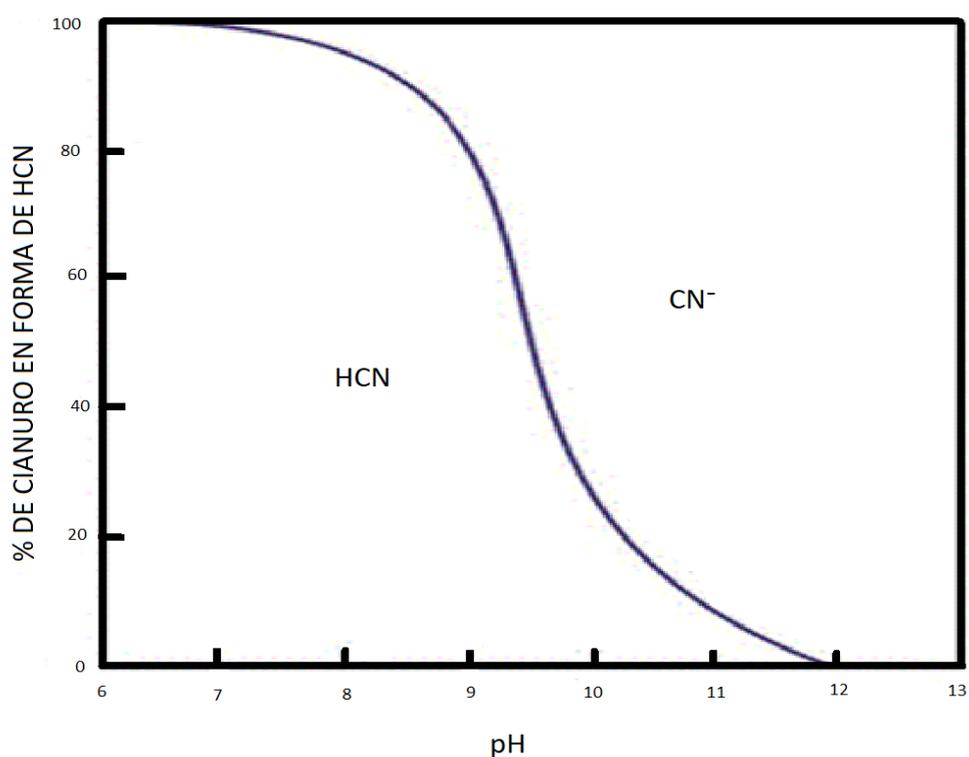
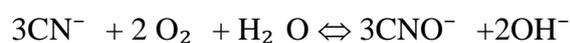
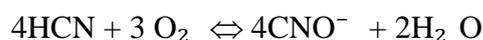


Figura N° 28: Equilibrio HCN/CN en función del pH

FUENTE: Universidad Atacama de Chile (Hidrometalurgia)

Esto es importante debido a que el cianuro de hidrógeno tiene una presión de vapor relativamente alta (100 kPa a 26 °C); por consiguiente, se volatiliza más fácil en la superficie líquida en condiciones ambientales, causando una pérdida de cianuro de la solución. Como resultado, la mayoría de sistemas de lixiviación con cianuro se operan a un pH que minimice la pérdida de cianuro, por lo general, por encima de pH 10.

Tanto el cianuro de hidrógeno como el cianuro libre pueden oxidarse a cianato en presencia del oxígeno, y bajo las condiciones de oxidación adecuadas, como se muestra en el diagrama Eh-pH para el sistema $\text{CN}^- \text{H}_2\text{O}$, dado en la Figura. Las reacciones importantes son de la siguiente manera:



Dichas reacciones son indeseables durante la lixiviación ya que reducen la concentración de cianuro libre; además, las especies de cianato formadas no disuelven el oro.

La Figura N°29. Indica que la oxidación del cianuro a cianato debe producirse espontáneamente con oxígeno; pero la reacción es muy baja y, en la práctica, se requieren agentes oxidantes fuertes como el ozono (O_3), peróxido de hidrógeno (H_2O_2) o ácido hipocloroso (HOCl) para que la reacción proceda a una velocidad considerable. En soluciones cianuradas aireadas, la reacción es extremadamente baja, pero puede acelerarse mediante la acción de la luz ultravioleta, el calor, las bacterias y catalizadores como el dióxido de titanio, óxido de zinc y sulfuro de cadmio.

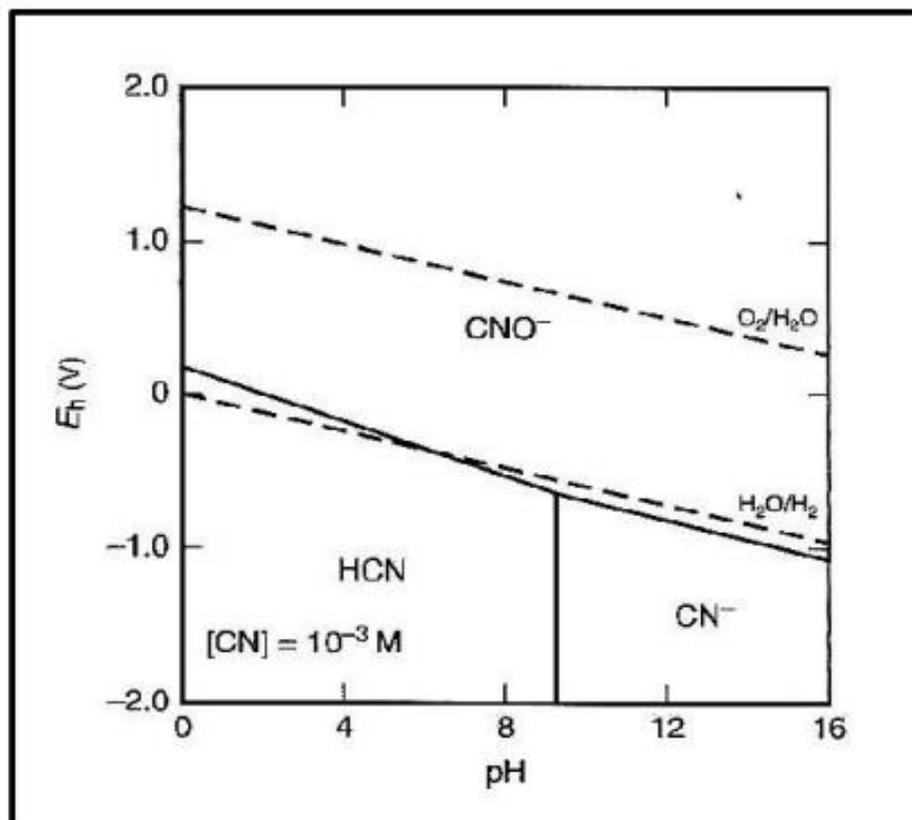


Figura N° 29: Diagrama Eh-pH para el sistema CN-H₂O a 25 °C

Fuente: Esteban Miguel y Domic Mihovilovic (Hidrometalurgia)

2.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.3.1 HIPÓTESIS GENERAL

Es posible recuperar el oro a partir de relaves por lixiviación en bateas en la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

2.3.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- Mediante la concentración de cianuro (CN⁻) óptima se logrará la recuperación de oro en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.
- Mediante la granulometría óptima de cianuración se recuperará el oro en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.
- Determinando el tiempo óptimo requerido de cianuración en la poza se recuperará el oro en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 DISEÑO METODOLÓGICO

Según las características del estudio de investigación son de tipo científica - tecnológica, el estudio se refiere a la recuperación de oro de relaves mediante lixiviación en la poza de la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.

El presente trabajo de investigación consistió en evaluar el proceso actual de recuperación del oro. Esta operación se realizó durante 10 días de trabajo en donde se analizó todo el procedimiento de recuperación de oro. Seguidamente el proyecto de investigación se analizó el proceso de lixiviación en la poza de sedimentación considerando la concentración de cianuro, la granulometría y el tiempo de lixiviación, estas pruebas se realizaron durante 72 días de trabajo, los datos se registraron en las tablas de recuperación.

Para el procesamiento se utilizará la estadística descriptiva mediante el diagrama de barras y líneas de dispersión.

Finalmente, con los resultados obtenidos de las pruebas experimentales se obtuvo una recuperación del 79.8% de oro para el beneficio de la unidad minera.

3.2 POBLACIÓN

La población para este trabajo de investigación está conformada por los depósitos de relaves de la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea Puno.

3.3 MUESTRA

La muestra para el presente trabajo de investigación está constituida por los relaves de la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea Puno.

3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.4.1 Variable independiente

Lixiviación en bateas, la granulometría de los relaves para cianuración, la concentración de cianuro y el tiempo de cianuración en la poza de la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.

3.4.2 Variable dependiente

Recuperación de oro de relaves en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea, Puno.

Tabla N° 11: Operacionalización de Variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable independiente:		
Granulometría	- Mallas ASTM	- Micras / mm
Cianuro Libre	- Cianuro de sodio	- Gramos / litros
Tiempo de lixiviación	- Días	- Días
Variable dependiente:		
Recuperación de oro	- Porcentaje	- %

FUENTE: Elaboración propia

3.5 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas de recolección de datos serán mediante las fuentes de apoyo de diferentes autores y las pruebas aplicadas en dicho proyecto. La recolección de datos se obtuvo de las pruebas experimentales realizadas en el laboratorio de la E.M, en donde se tomo en cuenta los reactivos utilizados y los cálculos señalados en dicho proceso.

3.6 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

Las técnicas para el procesamiento de la información son:

- Revisión de archivos documentales.
- Observación directa de las operaciones de minado.
- Análisis de costos de materiales e insumos.

3.6.1 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los instrumentos utilizados para el presente trabajo de investigación son: la recolección de datos de las pruebas experimentales, cálculo de concentraciones de cianuro y del tambor aglomerador.

Recolección de datos de las pruebas experimentales.

- Recuperación del oro.
- Reactivos utilizados.
- Volumen de mineral tratado.
- Volumen del aglomerante.

Cálculos de concentración.

- Cantidad de cianuro libre.
- Reactivos utilizados.
- Cantidad de cal usada para aglomerar.
- Tamaño del tambor aglomerador

En las técnicas de recolección de datos se consideran procedimientos y actividades que permiten la obtención de la información necesaria para realizar el estudio de investigación, en este caso comprenden: cálculos matemáticos, ensayos de laboratorio, inspección y observación, revisión documental del área en estudio.

3.7 LIXIVIACIÓN EN BATEA

La Lixiviación en bateas conocido también como sistema de lixiviación por percolación, consiste en la utilización de una estructura de hormigón con forma de paralelepípedo, en donde se deposita el mineral previamente chancado para posteriormente cubrirlo con las soluciones de lixiviación hasta 1/2 o 3/4 de su volumen.

El molde de hormigón posee un fondo falso de madera, cubierto con una tela filtrante que permite la recirculación en sentido ascendente o descendente de la solución, de modo de favorecer la dilución del mineral.

Dado que las bateas son sistemas de operación muy dinámica, son apropiados solamente para lixiviar minerales que presentan una cinética de disolución muy rápida. El ciclo de lixiviación en bateas es normalmente muy corto del orden de 6 a 12 días.

Las bateas son estructuras de hormigón en forma de paralelepípedo que soportaban hasta 14,500 toneladas, que tenía un fondo falso de madera donde se tenía una tela filtrante la cual permitía que el flujo fuera tanto ascendente como descendente, para luego pasar a la otra batea las cuales estaban colocadas en corrida, esto permitía una solución más rica, para luego ser enviada a recuperación electrolítica directa

Estas pueden medir desde 5x7x3 m. hasta 50x40x5 m. El número de bateas en cada operación depende también del proceso, existiendo entre 5 y 14 bateas.

3.7.1 PROCESO DE LIXIVIACIÓN

Para realizar el proceso de lixiviación por bateas el material debe pasar por varias etapas luego que es extraído de la mina, pasa por chancado primario hasta terciario para quedar en un tamaño entre media a una pulgada luego debe ser curado en un tambor aglomerador y luego pasa a la lixiviación que cuenta con las siguientes etapas:

1. Carga
2. Lixiviación
3. Lavado
4. Descarga

3.7.1.1 CARGA

Para cargar las bateas con el mineral se utilizan correas transportadoras y un carro repartidor o tripper, por uno de los costados de la batería de bateas, mientras que por el otro estaba una pala en forma de almeja que es la que se encargaba de descargar las bateas a través de camiones o correas transportadoras, gracias a que las bateas estaban posicionadas en una línea, el proceso de carguío y descarga se hacía más cómodo, al cargar por una línea y descargar por la otra línea, en la siguiente imagen se puede observar los puentes grúa cargador y con pala almeja para extraer el mineral.

Las soluciones se recirculan, en sentido ascendente o descendente, para luego traspasar a las siguientes bateas.

3.7.1.2 LIXIVIACIÓN

Los estanques de percolación o bateas pueden operarse hacia abajo o descendente (drenaje por gravedad) o hacia arriba o ascendente mediante bombeo. Cuando se hace percolación descendente, es importante determinar la altura de cabeza que se precisa sobre el lecho, para proveer el gradiente de presión para la velocidad de flujo deseada, si se emplea una presión o una altura de solución excesiva sobre el lecho, el mineral podría perder su permeabilidad y decrecer en dirección al flujo, lo cual podría provocar una compactación del mineral.

Ciclo de Lixiviación o percolación. - El proceso de percolación se realiza normalmente en contracorriente, es decir donde el mineral fresco se encuentra con soluciones viejas y el mineral viejo con soluciones frescas. Un ciclo de lixiviación consiste entonces en la organización de etapas de carga, lixiviación, lavado y descarga del mineral. Las características particulares del ciclo en cada caso dependerán de las características del mineral como mineralogía, velocidad de disolución, tamaño de partículas, etc.). Esto se hace con el fin de que el mineral se "cansé" y extraiga todo atacándolo con solución nueva, mientras que la solución que ya paso al siguiente estanque se enriquezca más por cada estanque con mineral no procesado que se encuentre.

3.7.1.3 LAVADO

Esta etapa se realiza para arrastrar soluciones ricas retenidas entre los ripios. Las velocidades de lavado, también dependen de la velocidad de percolación de las soluciones de lavado a través del lecho y de la velocidad de desplazamiento de las soluciones cargadas. Las técnicas de la operación de lavado varían mucho de un lugar a otro, en algunos casos lavado batch (Lavado en lote) con circulación de la solución de lavado, en otros en contracorriente con Flujo ascendente. Un flujo típico de lavado es 80- 160 (l/h m²)

3.7.21.4 DESCARGA

Luego de ser lavado el mineral este debe ser retirado ya que queda muy poco mineral rico que no puede ser retirado en las bateas. Para este proceso se ocupa un puente grúa equipado con una pala almeja que puede retirar de la batea cierta cantidad de ripio para poder cargarlos en correas transportadoras o en camiones, para llevar el ripio a botaderos.

3.8, EL TIEMPO DE LIXIVIACIÓN, LA DIMENSION DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN Y LOS REACTIVOS UTILIZADOS.

3.8.1 TIEMPO DE LIXIVIACIÓN

El tiempo de lixiviación que se utilizó consta de un mínimo de 8 días y un máximo de 10 días

3.8.2 TAMAÑO DE LA POZA

Los tamaños de las pozas tienen las siguientes dimensiones:

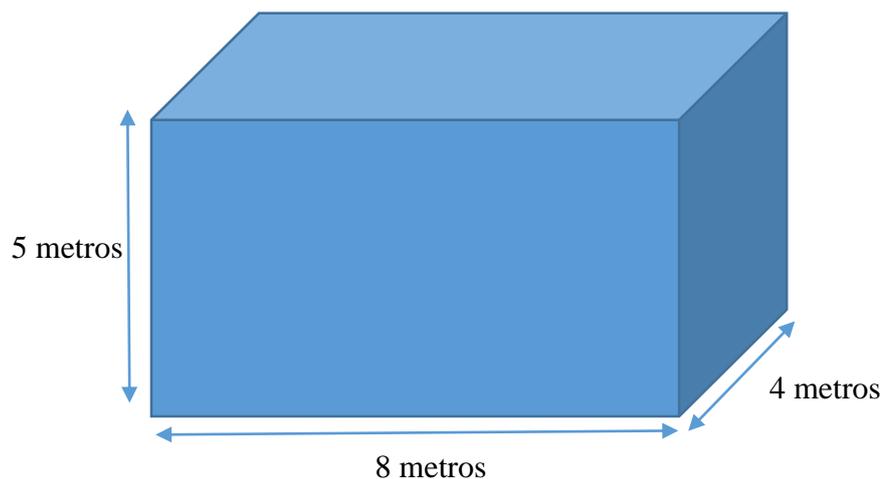


Figura N° 30: Dimensiones de la poza de lixiviación

FUENTE: Elaboración propia

Sabiendo que las bateas tienen la forma de un paralelepípedo sus dimensiones son: 5 metros de altura, 8 metros de anchura y 4 metros de abertura.

3.8.3 REACTIVOS UTILIZADOS

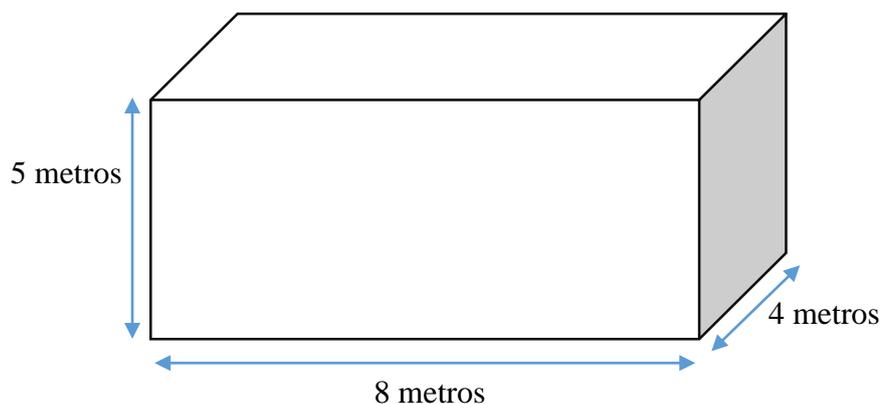
Los reactivos utilizados en este proyecto fueron:

- Cianuro de Sodio (NaCN)
- Cianuro (CN^-)
- Ioduro de Potasio (KI)
- Cal (CaO)
- Nitrato de Plata (AgNO_3)

3.9 CÁLCULOS EXPERIMENTALES

3.9.1 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA POZA

Volumen de un paralelepípedo = A x B x C



$$V = 5 \times 8 \times 4$$

$$V = 160 \text{ m}^3$$

3.9.2 GRANULOMETRÍA DEL RELAVE

La granulometría se analizó por muestreo de 3 puntos diferentes del relave para poder hallar la granulometría optima de cianuración, las cuales se tamizaron en mallas ASTM desde la número 10 hasta la número 30.

Tabla N° 12: Tamaños nominales de abertura ASTM

Tamaños nominales de abertura	
Milímetros (mm)	ASTM
2,0	N° 10
1,25	N° 16
0,630	N° 30

FUENTE: Tamaño de mallas ASTM

3.9.3 PARA REALIZAR EL % RETENIDO, % R. ACUMULADO Y % PASA, SE UTILIZO LAS SIGUIENTES FORMULAS

- % Retenido = $100 \times \text{Ret.} / \Sigma \text{Ret.}$

- % R. Acum. = % Ret. + % R. Acum.
- % Pasa = 100% - % R. Acum.

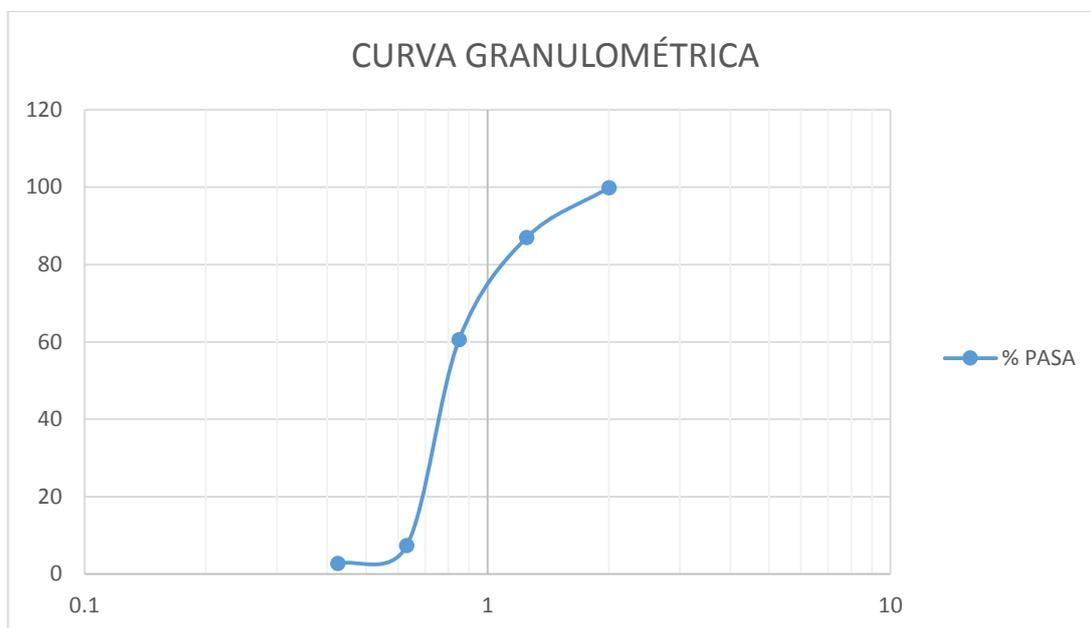


Figura N° 31: Diagrama de curva granulométrica

FUENTE: Elaboración propia

Con esta prueba de granulometría que ocupamos por la vía seca que consiste pasar el mineral por diferentes mallas, nos da un resultado de que el mineral el cual estamos trabajando es más fino que grueso y la malla con mayor retención es la N° 30 a 0,630 milímetros.

Tabla N° 13: BALANCE METALÚRGICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA

BALANCE METALÚRGICO EN PLANTA

PRODUCTO	PESO	LEYES	Cont. Metálico	% Recup.	Radio
	TM	Au (%)	Au TM	Au (%)	
Cabeza	803,7	5,2%	41,7924	100%	
Conc. De Au	139,9	18%	24,9022	59,59%	6
Relave	663,8	2,50%	16,60	40,50%	
Cabeza Calc.	803,700		41,7924		
Discrepancia	*	0,00%	0	0,00%	

FUENTE: E.M Estrella de Oro CECOMSAP ANANEA-PUNO

Tabla N° 14: BALANCE METALÚRGICO DE LA POZA DE LIXIVIACIÓN
BALANCE METALÚRGICO EN LA POZA DE LIXIVIACIÓN

PRODUCTO	PESO	LEYES	Cont. Metálico	% Recup.	Radio
	TM	Au (%)	Au TM	Au (%)	
Cabeza	145,6	2,5%	3,64	100%	
Conc. De Au	13,50	21,5%	2,90	79,74%	10,8
Relave	146,50	0,48%	0,70	20,26%	
Cabeza Calc.	145,600		3,64		
Discrepancia	*	0,00%	0	0,00%	

FUENTE: EM Estrella de Oro CECOMSAP ANANEA-PUNO

3.10 CÁLCULOS PARA LA AGLOMERACIÓN DEL MINERAL

La aglomeración se realiza mezclando el mineral con cantidades adecuadas de agua y algún aglomerante por un determinado período de tiempo formando silicatos alcalinos hidratados fuertes de tal manera que las partículas menores se junten a los más grandes.

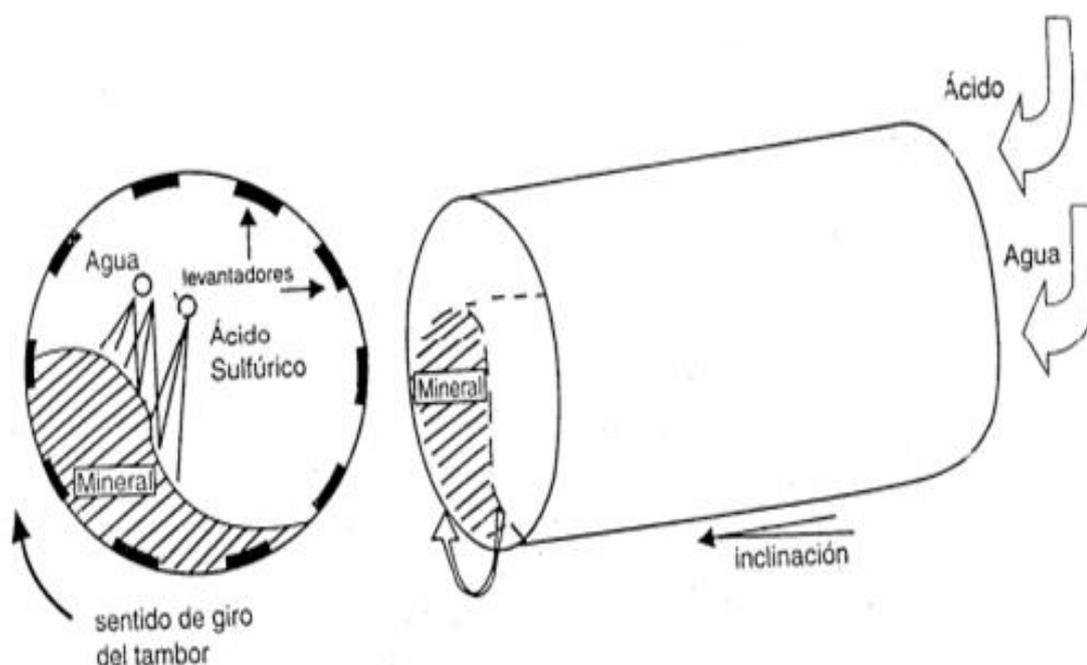


Figura N° 32: Representación esquemática de la operación de un tambor aglomerador

Fuente: METSOLVER Luis Marín Escalona

El aglomerador utilizado para este proceso es el aglomerador de tambor, para lo cual se presenta a continuación los siguientes cálculos realizados para hallar los siguientes datos:

- El tiempo de retención del mineral en la máquina, se halla con la siguiente formula:

$$t = \frac{1.77 * (A)^{0.5} * L}{S * N * D}$$

Donde:

t = tiempo en minutos

A = ángulo de reposo del mineral

L = longitud del tambor (pies)

S = inclinación del tambor (grados)

N = velocidad de giro (RPM)

D = diámetro del tambor (pies)

- Variables que afectan el proceso de aglomeración son:
 - a) Cantidad de aglomerante por TC/mineral

El aglomerante que se utilizo es la cal (CaO) y la cantidad de aglomerante utilizado es:

Cantidad de aglomerante = 3 Kilos cal / tonelada.

Solución de cianuro libre = 1g / L

- b) % humedad

Se halla con la siguiente formula:

$$\% \text{ humedad} = \frac{\text{masa de agua de un mineral}}{\text{masa de mineral humedo}} * 100$$

La masa de agua contenida en un mineral de determina:

Masa de agua = peso de mineral húmedo – peso de mineral seco

Para realizar el % de humedad se pesó 300gr de muestra de mineral húmedo y se colocó a secar en una mufla durante 4 horas a 70 °C.

Una vez ya secado el mineral se volvió a pesar dando como resultado: 274gr

Entonces tenemos:

$$\text{Masa de agua} = 300 - 284$$

$$\text{Masa de agua} = 16\text{gr}$$

Entonces el % de humedad será:

$$\% \text{ humedad} = \frac{16}{300} * 100$$

$$\% \text{ humedad} = 5,33\%$$

3.11 CALCULO DEL TAMBOR ROTATORIO

La unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP – Ananea Puno nos proporcionó los siguientes datos, para poder hallar la capacidad del tambor utilizado para la aglomeración del mineral.

Datos:

Tiempo de residencia (t) = 0.7 min (t)

Angulo de reposo del mineral (A) = 40 grados

Largo del tambor (L) = 5 metros

Inclinación del tambor (S) = 4 grados

% giro respecto a la velocidad crítica = 40

Sabemos que:

$$t = \frac{1,77 * (A)^{0.5} * L}{S * N * D}$$

Primero tendremos que hallar la velocidad de giro (N):

Razón (R) = 2,5, es la razón de (L/d)

$$N = \frac{1,77 * (A)^{0,5} * R}{S * t}$$

$$N = \frac{1,77 * (40)^{0,5} * 2,5}{4 * 0,7}$$

$$N = \frac{27,98}{2,8}$$

$$N = 9,99 \text{ rpm}$$

Hallando el diámetro del tambor aglomerador (D):

$$D = \frac{1,77 * (A)^{0,5} * L}{S * N * t}$$

$$D = \frac{1,77 * (40)^{0,5} * 5}{4 * 10 * 0,7}$$

$$D = \frac{55,97}{28}$$

$$D = 1,99 \text{ mt. En pies tendremos} = 6,52 \text{ pies.}$$

Calculamos la capacidad del tambor aglomerador (C):

$$C = -327,84 + 79,24 * D$$

$$C = -327,84 + 79,24 * 6,52$$

$$C = -327,84 + 516,64$$

$$C = 188,8 \text{ ton / hr}$$

3.12 CÁLCULO DE CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE UNA SOLUCIÓN

- Determinación de la concentración de cianuro

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = (A-B) * 20$$

Donde:

- A = ml de nitrato de plata empleados en titular 10 ml de la muestra problema.
- B = ml de nitrato de plata empleados en titular 10 ml de agua.

- A. Cálculo de ml de nitrato de plata empleados en titular una muestra 10ml extraída de la Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea-Puno

Datos:

- Volumen de la muestra a titular = 10 ml
- Volumen de gasto de AgNO_3 = 9.5 ml
- Peso de AgNO_3 = 2.2459 gr

Solución:

1. Cálculo el factor de titulación:

$$\text{Factor} = \frac{\text{peso de AgNO}_3 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * \text{volumen de solución}}$$

$$\text{Factor} = \frac{2,2459 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * 10\text{ml}}$$

$$\text{Factor} = \frac{22009,82}{1699000}$$

$$\text{Factor} = 0,013$$

2. Cálculo el porcentaje de cianuro de sodio en la muestra con la siguiente fórmula:

$$\% \text{NaCN} = \text{Factor} * \text{Gasto de AgNO}_3$$

$$\% \text{NaCN} = 0,013 * 9,5\text{ml}$$

$$\% \text{NaCN} = 0,1235 \%$$

$$\% \text{NaCN} = 1235 \text{ ppm}$$

3. Cálculo de la concentración de cianuro libre en la solución por estequiometría:

$$\%CN^{-} = \%NaCN * \frac{26}{49}$$

$$\%CN^{-} = 0,1235 * \frac{26}{49}$$

$$\%CN^{-} = 0,0655 \%$$

$$\%CN^{-} = 0,0655 * 10000 = 655 \text{ ppm}$$

- B.** Cálculo de ml de nitrato de plata empleados en titular una muestra 10ml de agua:

Datos:

- Volumen de la muestra = 10 ml
- Volumen de gasto de $AgNO_3 = 1,8 \text{ ml}$
- Peso de $AgNO_3 = 2,2669 \text{ gr}$

Solución:

1. Cálculo el factor de titulación:

$$\text{Factor} = \frac{\text{Peso de } AgNO_3 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * \text{Volumen de solución}}$$

$$\text{Factor} = \frac{2,2669 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * 10\text{ml}}$$

$$\text{Factor} = \frac{22215,62}{1699000}$$

$$\text{Factor} = 13,0757 * 10^{-3}$$

2. Cálculo el porcentaje de cianuro de sodio en la muestra con la siguiente fórmula:

$$\%NaCN = \text{Factor} * \text{Gasto de } AgNO_3$$

$$\%NaCN = 13,0757 * 10^{-3} * 1,8\text{ml}$$

$$\%NaCN = 0,0235 \%$$

3. Cálculo de la concentración de cianuro libre en la solución por estequiometría:

$$\%CN^{-} = \%NaCN * \frac{26}{49}$$

$$\%CN^{-} = 0,0235 * \frac{26}{49}$$

$$\%CN^{-} = 0,0124 \%$$

$$\%CN^{-} = 0,0124 * 10000$$

$$\%CN^{-} = 124 \text{ ppm}$$

- **Entonces nuestra concentración de cianuro será:**

$$CN^{-} \text{ mg/l} = (A-B) * 20$$

$$CN^{-} \text{ mg/l} = (9,5\text{ml AgNO}_3 - 1,8\text{ml AgNO}_3) * 20$$

$$CN^{-} \text{ mg/l} = 154 \text{ mg/l}$$

$$CN^{-} \text{ mg/l} = \text{en gramos tenemos} = 0,154 \text{ g/l} = 0,2 \text{ g/l}$$

3.13 DISEÑO FACTORIAL 2³

Utilizando el diseño 2³ tenemos:

2³ = 8; esto quiere decir que utilizaremos 8 pruebas experimentales para nuestros resultados.

Tabla N° 15: Condiciones Mínimas y Máximas de cada Factor

	Mínimo (-)	Máximo (+)
Cianuro Libre	mínimo	máximo
Granulometría	mínimo	máximo
Tiempo	mínimo	máximo

FUENTE: Elaboración propia.

Utilizaremos la matriz de diseño para poder desarrollar nuestras 8 pruebas experimentales, utilizando la Tabla N° 15

3.14 MATRIZ DE DISEÑO**Matriz de diseño $2^3 = 8$**

Pruebas experimentales utilizando las condiciones mínimas y máximas de cada factor con sus respectivos porcentajes de recuperación.

Tabla N° 16: Diseño de matriz

Número de pruebas	CN ⁻	Granulometria	Tiempo	% Recuperación
1	-	-	-	%R.
2	+	-	-	%R.
3	-	+	-	%R.
4	+	+	-	%R.
5	-	-	+	%R.
6	+	-	+	%R.
7	-	+	+	%R.
8	+	+	+	%R.

FUENTE: Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1 CONCENTRACIÓN DE CIANURO

Fórmula para hallar nuestra concentración de cianuro:

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = (A-B) * 20$$

Donde:

- A = ml de nitrato de plata empleados en titular 10 ml de la muestra problema.
- B = ml de nitrato de plata empleados en titular 10 ml de agua.

A. Cálculo de ml de nitrato de plata empleados en titular una muestra 10ml extraída de la Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea-Puno

Datos:

- Volumen de la muestra a titular = 10 ml
- Volumen de gasto de AgNO_3 = 9.5 ml
- Peso de AgNO_3 = 2.2459 gr

Solución:

- Cálculo el factor de titulación:

$$\text{Factor} = \frac{\text{peso de AgNO}_3 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * \text{volumen de solución}}$$

$$\text{Factor} = \frac{2,2459 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * 10\text{ml}}$$

$$\text{Factor} = \frac{22009,82}{1699000}$$

$$\text{Factor} = 0,013$$

- Cálculo el porcentaje de cianuro de sodio en la muestra con la siguiente fórmula:

$$\% \text{NaCN} = \text{Factor} * \text{Gasto de AgNO}_3$$

$$\% \text{NaCN} = 0,013 * 9,5 \text{ml}$$

$$\% \text{NaCN} = 0,1235 \%$$

$$\% \text{NaCN} = 1235 \text{ ppm}$$

- Cálculo de la concentración de cianuro libre en la solución por estequiometria:

$$\% \text{CN}^- = \% \text{NaCN} * \frac{26}{49}$$

$$\% \text{CN}^- = 0,1235 * \frac{26}{49}$$

$$\% \text{CN}^- = 0,0655 \%$$

$$\% \text{CN}^- = 0,0655 * 10000 = 655 \text{ ppm}$$

- B.** Cálculo de ml de nitrato de plata empleados en titular una muestra 10ml de agua:

Datos:

- Volumen de la muestra = 10 ml
- Volumen de gasto de AgNO_3 = 1,8 ml
- Peso de AgNO_3 = 2,2669 gr

Solución:

- Cálculo el factor de titulación:

$$\text{Factor} = \frac{\text{Peso de AgNO}_3 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * \text{Volumen de solución}}$$

$$\text{Factor} = \frac{2,2669 * 98 * 100}{1000 * 169,9 * 10\text{ml}}$$

$$\text{Factor} = \frac{22215,62}{1699000}$$

$$\text{Factor} = 13,0757 * 10^{-3}$$

- Cálculo el porcentaje de cianuro de sodio en la muestra con la siguiente fórmula:

$$\% \text{NaCN} = \text{Factor} * \text{Gasto de AgNO}_3$$

$$\% \text{NaCN} = 13,0757 * 10^{-3} * 1,8\text{ml}$$

$$\% \text{NaCN} = 0,0235 \%$$

- Cálculo de la concentración de cianuro libre en la solución por estequiometria:

$$\% \text{CN}^- = \% \text{NaCN} * \frac{26}{49}$$

$$\% \text{CN}^- = 0,0235 * \frac{26}{49}$$

$$\% \text{CN}^- = 0,0124 \%$$

$$\% \text{CN}^- = 0,0124 * 10000$$

$$\% \text{CN}^- = 124 \text{ ppm}$$

- Entonces nuestra concentración de cianuro será:

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = (\text{A}-\text{B}) * 20$$

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = (9,5\text{ml AgNO}_3 - 1,8\text{ml AgNO}_3) * 20$$

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = 154 \text{ mg/l}$$

$$\text{CN}^- \text{ mg/l} = \text{en gramos tenemos} = 0,154 \text{ g/l} = 0,2 \text{ g/l}$$

4.2 ANALISIS GRANULOMÉTRICO

Tabla N° 17: Analisis granulométrico

Malla	Abertura mm	Retenido	% Retenido	% R. Acum.	% Pasa
10	2	0,27	0,14	0,14	99,86
16	1,25	25,8	12,91	13,05	86,95
20	0,85	52,7	26,37	39,42	60,58
30	0,63	106,5	53,28	92,70	7,30
40	0,425	9,2	4,60	97,30	2,70
Tara		5,4	2,70	100,00	0,00
	TOTAL	199,87	100		

FUENTE: Elaboración Propia

Se ha realizado una análisis granulométrico general, obteniendo que la malla óptima para poder realizar la lixiviación en las pozas es la malla ASTM número 30 (0,63mm), ya que en dicha malla lo retenido es mayor y a la vez es óptima para el tipo de lixiviación que se está trabajando, de igual forma dándonos un porcentaje retenido de 53,28%, dándonos también un 79.8% de recuperación de oro, de esta forma la granulometría también nos indica que el mineral que estamos tratando es más fino que grueso y eso favorece al proceso de lixiviación.

Tabla N° 18: Malla óptima de cianuración

Malla	Abertura Mm	Retenido	% Retenido	% R. Acum.	% Pasa
30	0,63	106,5	53,28	92,70	7,30

FUENTE: Elaboración propia.

La malla numero 30 nos indica que el mineral está en su mayor proporción, de igual forma el oro se encuentra en la granulometría de 0,63mm en su mayor proporción, indicándonos que es la malla óptima para recuperar el 79.8% de oro de los relaves.

4.3 TIEMPO DE CIANURACIÓN EN LA POZA DE LIXIVIACIÓN

4.3.1 Aplicando el diseño factorial 2^3 se obtuvo las siguientes condiciones:

Tabla N° 19: Condiciones Mínimas y Máximas de cada Factor

	Mínimo (-)	Máximo (+)
Cianuro Libre	0,18	0,20
Granulometria	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	Malla ASTM N° 30 (0,630mm)
Tiempo	8 días	10 días

FUENTE: Elaboración propia.

4.3.2 Aplicando la matriz de diseño 2^3 , se realizo 8 pruebas experimentales con las siguientes variables:

Tabla N° 20: Diseño de matriz

Número de pruebas	CN ⁻	Granulometría	Tiempo	% Recuperación
1	-	-	-	%R.
2	+	-	-	%R.
3	-	+	-	%R.
4	+	+	-	%R.
5	-	-	+	%R.
6	+	-	+	%R.
7	-	+	+	%R.
8	+	+	+	%R.

FUENTE: Elaboración propia.

4.3.3.1 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 1

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,18g/l, la malla N° 10 (2,0mm), un tiempo de cianuración de 8 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 21: Experimento 1

PARÁMETROS				SOLUCIÓN COSECHA		
CN-	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,2
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	2	160m ³	1,03	0,0001	8,4
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	3	160m ³	1	0,0002	16,2
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	4	160m ³	1,05	0,0002	28,4
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	5	160m ³	1.1	0,0002	35,2
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	6	160m ³	1	0,0002	43,8
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	7	160m ³	1,08	0,0003	54,1
0,18	Malla N° 10 (2,0mm)	8	160m ³	1	0,0004	58,5

FUENTE: Elaboración propia.

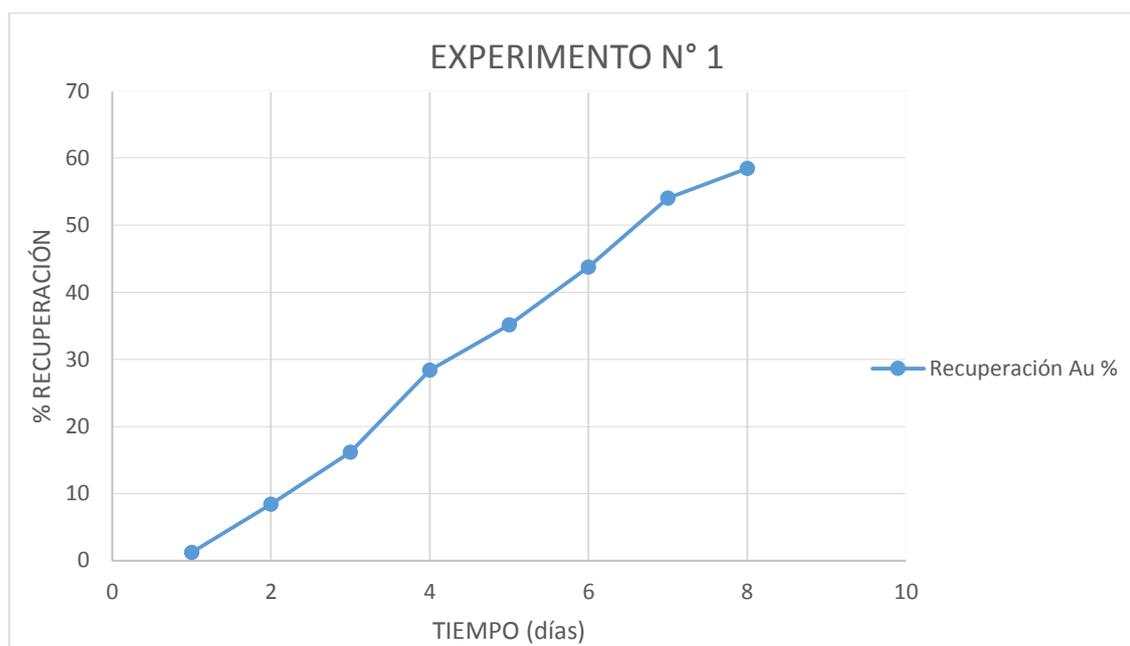


Figura N° 33: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 1

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 58,5% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.2 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 2

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,2g/l, la malla N° 10 (2,0mm), un tiempo de cianuración de 8 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 22: Experimento 2

PARÁMETROS				SOLUCIÓN COSECHA		
CN-	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,3
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	2	160m ³	1,09	0,0001	9,2
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	3	160m ³	1	0,0001	17,4
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	4	160m ³	1,04	0,0002	29,3
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	5	160m ³	1,02	0,0003	35,7
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	6	160m ³	1	0,0003	44,6
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	7	160m ³	1	0,0003	55,4
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	8	160m ³	1	0,0003	59,3

FUENTE: Elaboración propia.

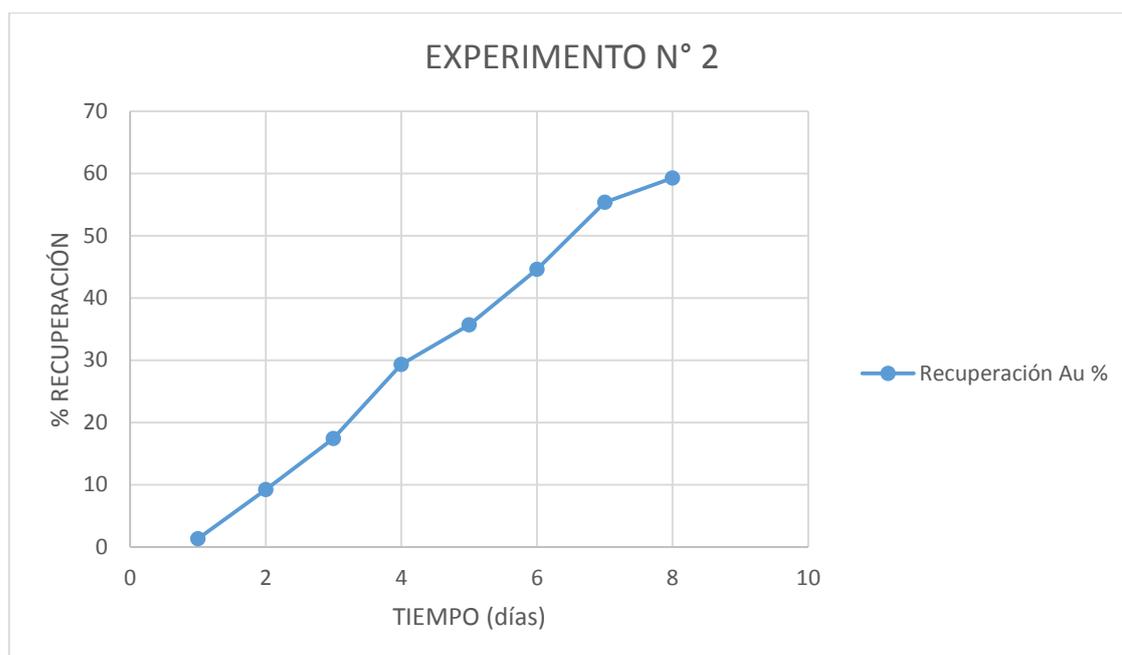


Figura N° 34: Gráfica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 2

FUENTE: Elaboración Própia

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 59,3% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.3 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 3

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,18g/l, la malla N° 30 (0,630mm), un tiempo de cianuración de 8 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 23: Experimento 3

PARÁMETROS				SOLUCIÓN COSECHA		
CN-	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,4
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	2	160m ³	1	0,0001	11,4
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	3	160m ³	1,06	0,0002	18,3
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	4	160m ³	1.1	0,0002	29,5
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	5	160m ³	1	0,0002	37,5
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	6	160m ³	1	0,0002	45,3
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	7	160m ³	1,05	0,0003	56,2
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	8	160m ³	1	0,0004	61,1

FUENTE: Elaboración propia.

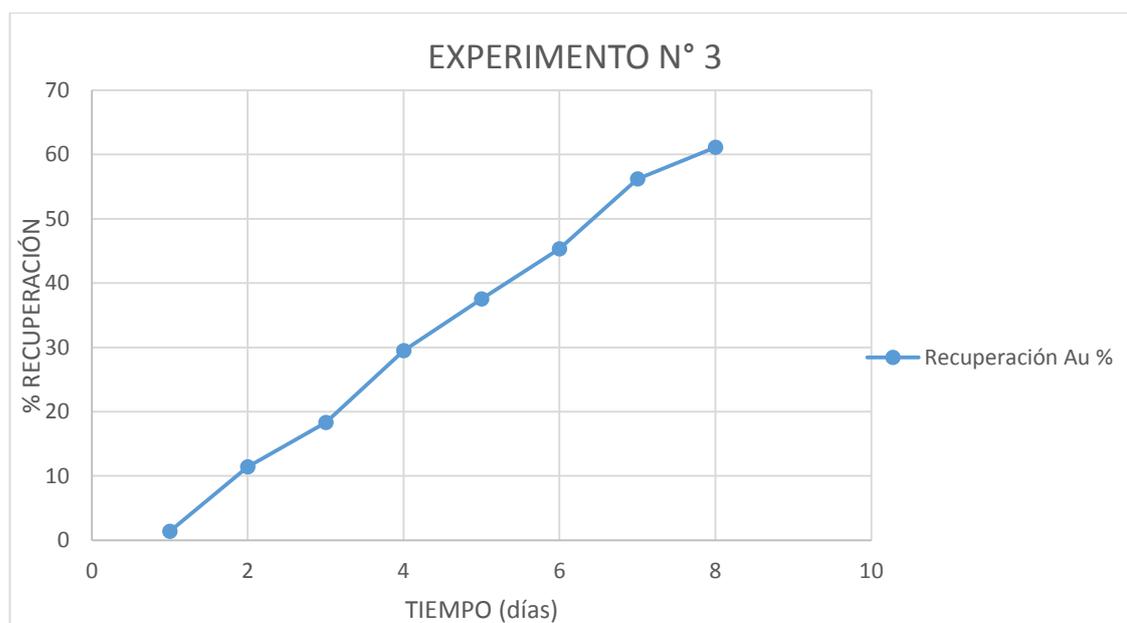


Figura N° 35: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 3

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 61,1% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.4 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 4

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,2g/l, la malla N° 30 (0.630mm), un tiempo de cianuración de 8 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 24: Experimento 4

PARÁMETROS				SOLUCIÓN COSECHA		
CN-	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,4
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	2	160m ³	1	0,0001	13,1
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	3	160m ³	1	0,0001	18,5
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	4	160m ³	1	0,0002	28,7
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	5	160m ³	1,09	0,0002	37,9
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	6	160m ³	1	0,0003	45,8
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	7	160m ³	1,06	0,0004	57,2
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	8	160m ³	1	0,0004	63,8

FUENTE: Elaboración propia.

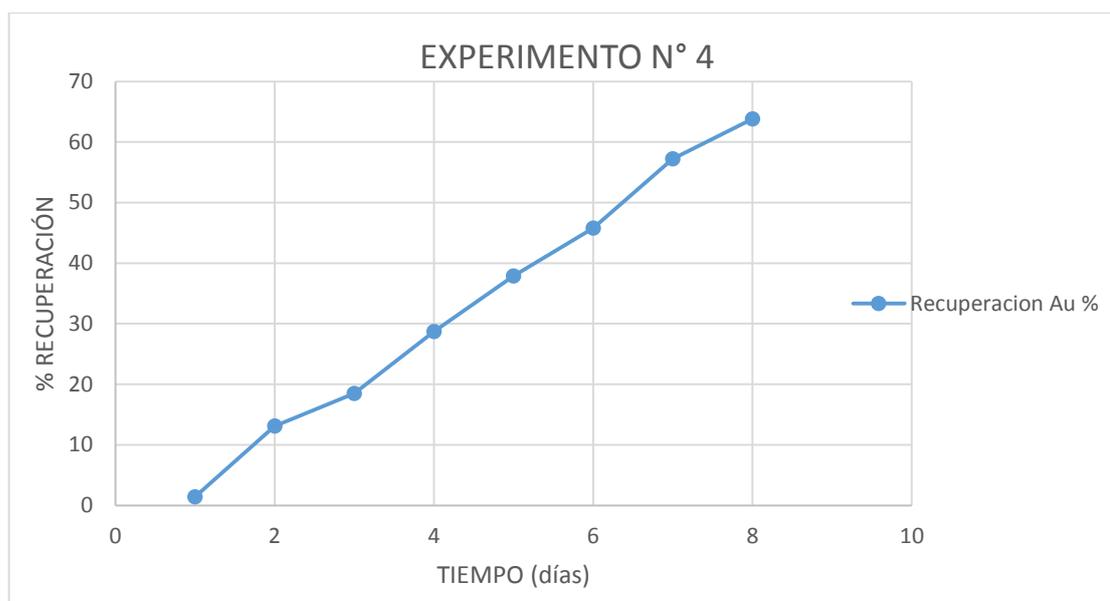


Figura N° 36: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 4

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 63,8% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.5 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 5

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,18g/l, la malla N° 10 (2,0 mm), un tiempo de cianuración de 10 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 25: Experimento 5

PARÁMETROS				SOLUCIÓN COSECHA		
CN-	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,3
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	2	160m ³	1	0,0001	15,2
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	3	160m ³	1,04	0,0001	17,8
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	4	160m ³	1	0,0001	28,6
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	5	160m ³	1,05	0,0002	38,4
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	6	160m ³	1	0,0002	46,8
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	7	160m ³	1,07	0,0002	57,6
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	8	160m ³	1	0,0002	60,4
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	9	160m ³	1,06	0,0003	62,8
0,18	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	10	160m ³	1	0,0003	64,7

FUENTE: Elaboración propia.

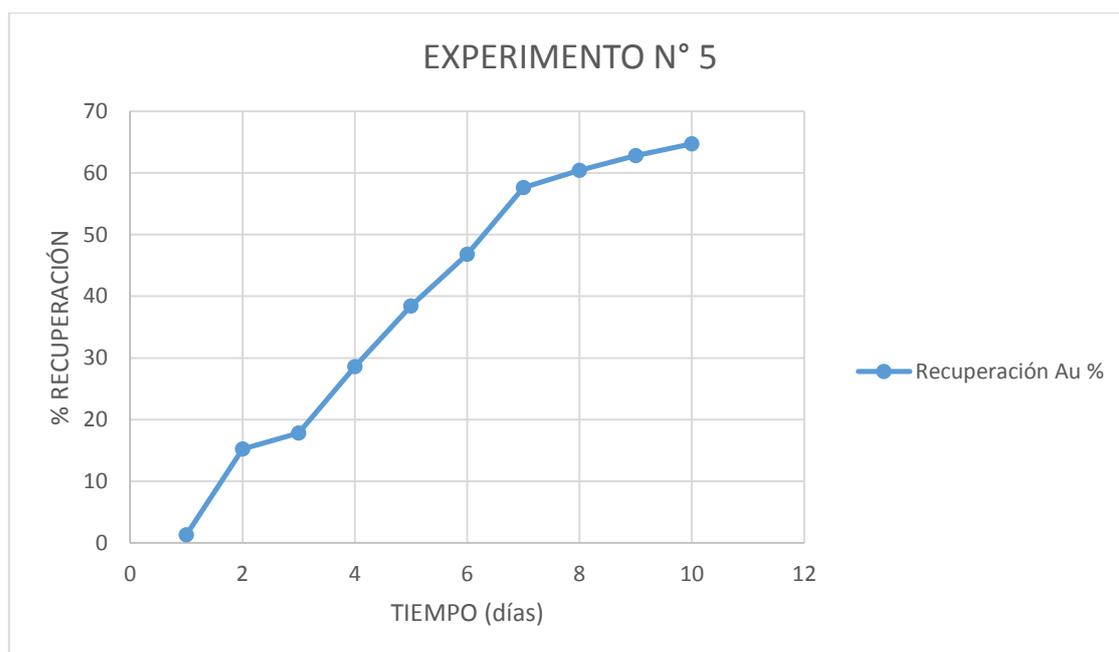


Figura N° 37: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 5

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 64,7% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.6 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 6

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,2g/l, la malla N° 10 (2,0mm), un tiempo de cianuración de 10 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 26: Experimento 6

CN-	PARÁMETROS			SOLUCIÓN COSECHA		
	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,5
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	2	160m ³	1	0,0001	14,8
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	3	160m ³	1,1	0,0001	19,3
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	4	160m ³	1	0,0001	29,4
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	5	160m ³	1,06	0,0002	38,5
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	6	160m ³	1	0,0002	47,1
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	7	160m ³	1,07	0,0002	58,1
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	8	160m ³	1	0,0003	60,9
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	9	160m ³	1,08	0,0003	64,8
0,2	Malla ASTM N° 10 (2,0mm)	10	160m ³	1	0,0003	67,2

FUENTE: Elaboración propia.

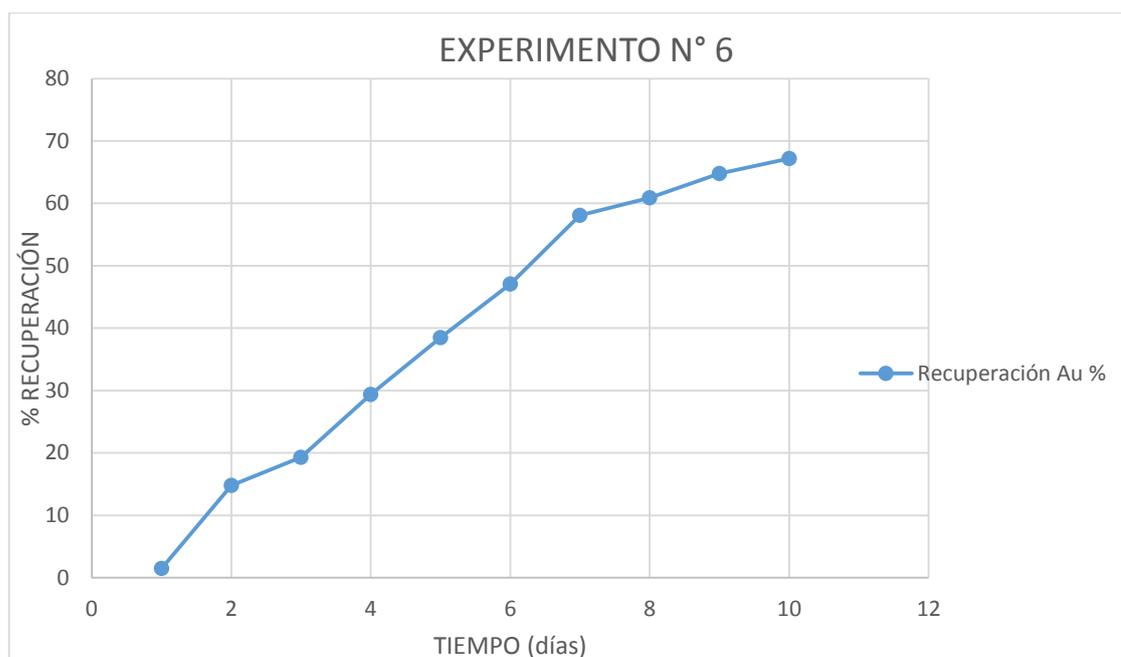


Figura N° 38: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 6

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 67,2% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.7 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 7

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,18g/l, la malla N° 30 (0.630mm), un tiempo de cianuración de 10 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 27: Experimento 7

CN-	PARÁMETROS			SOLUCIÓN COSECHA		
	Granulometría	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,7
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	2	160m ³	1	0,0001	15,6
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	3	160m ³	1	0,0001	20,4
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	4	160m ³	1,04	0,0002	30,6
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	5	160m ³	1,05	0,0002	39,7
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	6	160m ³	1	0,0002	48,6
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	7	160m ³	1,08	0,0002	59,2
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	8	160m ³	1	0,0003	64,2
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	9	160m ³	1	0,0003	68,4
0,18	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	10	160m ³	1,07	0,0003	71,5

FUENTE: Elaboración propia.

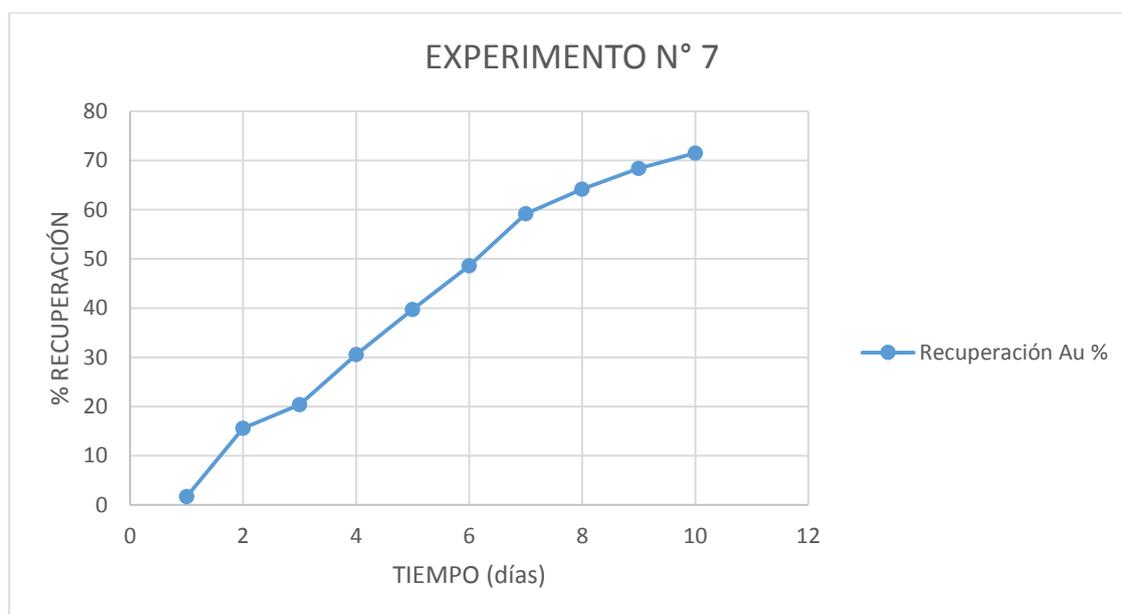


Figura N° 39: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 7

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 71,5% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas no son adecuadas para obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.8 PRUEBA EXPERIMENTAL NÚMERO 8

Se trabajó con una concentración de cianuro de 0,2g/l, la malla N° 30 (0.630mm), un tiempo de cianuración de 10 días y un pH que es constante de 11.

Tabla N° 28: Experimento 8

CN-	PARÁMETROS			SOLUCIÓN COSECHA		
	Granulometria	Tiempo (días)	Volumen Poza	Volumen (L)	g/l Au	%R
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	1	160m ³	1	0,0001	1,9
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	2	160m ³	1	0,0001	13,8
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	3	160m ³	1,09	0,0001	22,1
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	4	160m ³	1	0,0001	33,5
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	5	160m ³	1,02	0,0002	44,7
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	6	160m ³	1	0,0003	56,9
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	7	160m ³	1	0,0003	64,8
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	8	160m ³	1	0,0003	73,6
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	9	160m ³	1,05	0,0003	77,4
0,2	Malla ASTM N° 30 (0,63mm)	10	160m ³	1	0,0004	79,8

FUENTE: Elaboración propia.

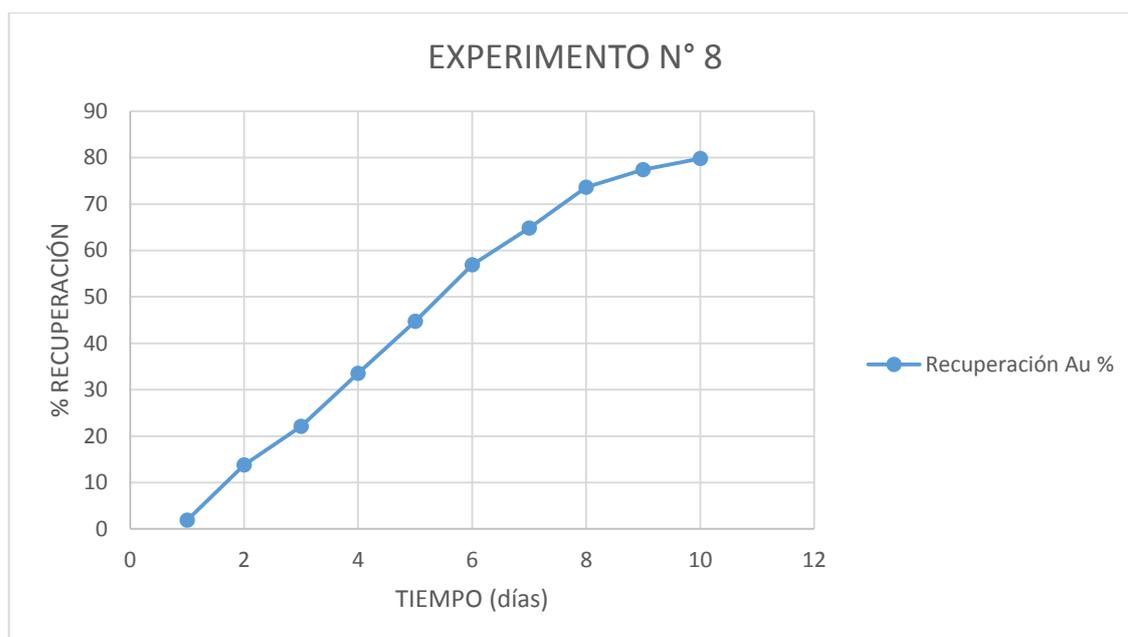


Figura N° 40: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au N° 8

FUENTE: Elaboración propia.

Usando las siguientes condiciones se logró un porcentaje de recuperación de 79,8% de oro, lo cual significa que las condiciones usadas son las mas adecuadas para llegar a obtener la recuperación que se requiere.

4.3.3.9 COMPARACIÓN DE LOS PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN DE ORO DE LAS 8 PRUEBAS REALIZADAS

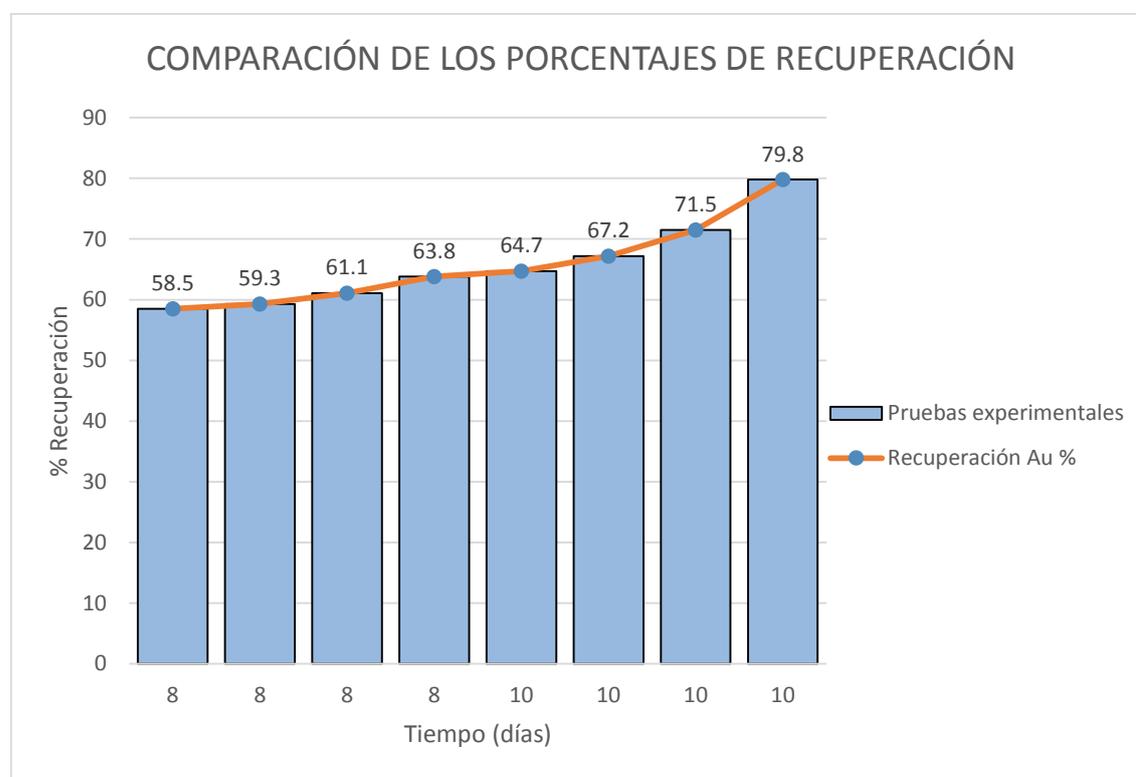


Figura N° 41: Grafica tiempo (días) vs % de recuperación de Au

FUENTE: Elaboración propia.

Se realizó una comparación de las 8 pruebas realizadas para saber cuál de las condiciones utilizadas es la más óptima para poder hallar el 80% de recuperación de oro, por lo cual finalmente se obtuvo que la prueba número 8 con las condiciones de $[CN^-] = 0,2 \text{ g/lt}$, Granulometría = malla ASTM N° 30 (0,630 mm) y el tiempo de 10 días, fueron las más óptimas para llegar a la recuperación de 79,8% de oro, lo cual significa un gran beneficio para la Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea – Puno.

Estos resultados son homólogos a los encontrados por Catalano quien en el año 2006 realizó una investigación llegando a obtener hasta un 90% de oro, como también los reportados por Sixtos en 1986 llegó a obtener de 80 a 90% de oro, esto se debe a la utilización del método de lixiviación en bateas ya que en todos los casos

las dimensiones granulométricas son similares, de igual forma la concentración de cianuro y el tiempo establecido, además se debe tener en cuenta que según los antecedentes una ventaja del tipo de lixiviación en bateas no requiere etapas de molienda ni separación solido-liquido, gracias a lo cual se puede recuperar un porcentaje mayor de oro (Antonio L. 2000)

Además se debe tener en cuenta que el método de lixiviación en bateas consiste en hacer circular una solución a base de agua, ácido y dependiendo del mineral (oro, cobre, uranio, plata) otros componentes para poder tratar dicho mineral, además este debe tener ciertas especificaciones tales como: una alta ley, alta porosidad y alta impermeabilidad para que se permita la percolación, cumpliendo el mineral tratado con todas estas características por lo cual se explica que este método de lixiviación fue el más acertado para la recuperación de un porcentaje alto de oro en la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

En referencia al tiempo según los antecedentes este depende de las características del mineral el cual puede ser variable, las características particulares del ciclo en cada caso dependerán de las características del mineral como mineralogía, velocidad de disolución y tamaño de partículas; esto con el fin de que el mineral se “cansé” y extraiga todo atacándolo con solución nueva, en algunas ocasiones para que la solución percole totalmente el mineral debe permanecer hasta 12 días, los resultados reportados en esta investigación de hasta 10 días son óptimos ya que se encuentran dentro de los parámetros establecidos por resultados anteriores y refiriéndose que el periodo óptimo para la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno es de 10 días.

Por todo lo anterior ya explicado el método utilizado para la recuperación de oro es adecuado siendo viable la aplicación del mismo en las condiciones reportadas obteniéndose porcentajes altos (79,8%) de recuperación de oro.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis planteada pues se logró la recuperación de oro de un 79,8% de los relaves por lixiviación en bateas en la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

CONCLUSIONES

1. De acuerdo con lo señalado y los resultados obtenidos en los experimentos realizados del relave de la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno, se llegó a obtener una recuperación del 79,8% de oro, utilizando los siguientes parámetros mencionados, dando así un gran beneficio para la empresa minera estrella de oro.
2. El proyecto realizado determina que la granulometría óptima de cianuración para la recuperación de oro en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno es la malla número 30 (0,630mm), siendo una granulometría casi fina, obteniendo una recuperación de 79,8% de oro.
3. Los resultados encontrados de la concentración de cianuro óptimo para la recuperación de oro en la Unidad Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno es de 0,2 g/L de cianuro, dándonos porcentajes de recuperación de oro eficientes, logrando así llegar a recuperar un 79,8% de oro.
4. Se determinó que el tiempo óptimo de cianuración en las pozas de lixiviación es de 10 días, lo cual nos permitió llegar a un porcentaje de recuperación de un 79,8% de oro, lo cual es un beneficio para la Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar un estudio detallado de las características del mineral y la granulometría, ya que a mejor granulometría mayor será el porcentaje de recuperación de oro.
2. Se recomienda utilizar mayor tiempo de lixiviación y aumentar el número de bateas para dicho proceso.
3. Mejorar el proceso de lixiviación con condiciones más óptimas y utilizar equipos más actualizados para mejores resultados en las pruebas experimentales.
4. Se recomienda mayores pruebas experimentales para mayores resultados.
5. Realizar un estudio tomando las condiciones ambientales.

BIBLIOGRAFÍA

Briones, D. (2017). *Alternativas de solución a la minería informal*. Universidad de Piura, Perú.

Aramburú, V. (2015). *Proceso innovador para mejorar la recuperación de oro y reducir la contaminación ambiental en la minería artesanal*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Huaman, R. (2017). *Implementación de una planta metalúrgica para el tratamiento de minerales de oro de acopio y propios aplicando el proceso de cianuración en la ciudad de chala*. Universidad Nacional de San Agustín De Arequipa.

Flores, F. (2016). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – Minera Aruntani SAC*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.

Medrano, K. (2011). *Lixiviación de un mineral aurífero usando el sulfuro ácido de sodio y el ácido sulfhídrico en la unidad minera Arasi*. Universidad Nacional del Centro del Perú.

Ramirez, A. (2016). *Estudio de implementación de una planta de cianuración de oro para una capacidad de 20 tmd*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

Pino, J. (2014). *Estudio de la cianuración en tanques de la minera antapite*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

Ichavautis, A. (2014). *Recuperación de mercurio y oro de las colas de amalgamación en la minería*. Universidad Nacional Del Centro Del Perú.

Ortega, K. (2009). *Recuperación de oro desde soluciones cianuradas por intercambio iónico en la compañía minera aurífera santa rosa s.a.* Universidad Nacional de Ingeniería Lima, Perú.

Sicchar, J. (2004). *Formulación de proyectos de inversión.* Universidad Nacional de Ingeniería Lima, Perú.

Tumialán, J. (2004). *Gerencia de operaciones.* Universidad Nacional de Ingeniería Lima, Perú.

Rojas, N. (2003). *Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración.* Universidad de Concepción Chile.

Antonio, L. (2000). *Fundamentos de metalurgia extractiva, editorial síntesis, vol. 1. Madrid, España.*

JAPAN, internacional cooperation agency (1986). *Report on mining development plan of iscaycruz.* Perú.

Sixtos, P. (1986). *Proceso de aglomeración – lixiviación para minerales auríferos de baja ley.* Universidad Nacional Autónoma de México.

Taylor, L. (2008). *La riqueza escondida en el desierto: la búsqueda de metales preciosos en el noroeste de Sonora durante los siglos XVIII y XIX.* Universidad de Tijuana, Baja California, México.

Wills, B. (1994). *Tecnología de procesamiento de minerales.* editorial limusa. Universidad Nacional de México.

Aramio, J. (1993). *Lixiviación de oro en medio clorurante-oxidante. Primera Conferencia Nacional sobre Metalurgia del Oro y la Plata.* Universidad de Oruro, Bolivia.

Gomez, J, & Morales, M. (2012). *Evaluación del proceso de lixiviación por agitación de minerales de au - ag en la compañía minera arescastilla- arequipa*. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

Manual para la pequeña minería y minería artesanal (2008). *Gobierno Regional Puno* Dirección Regional de Energía y Minas Puno.

ANEXOS

ANEXO N° 1: Ciudad de Ananea, San Antonio de Putina, Puno.



ANEXO N° 2: Carretera a la Empresa Minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno.



ANEXO N° 3: Relave de la unidad minera Estrella de Oro CECOMSAP Ananea, Puno



ANEXO N° 4: Muestras de relave



ANEXO N° 5: Cuarteo del relave a tratar



ANEXO N° 6: Tamizaje y pesado del relave

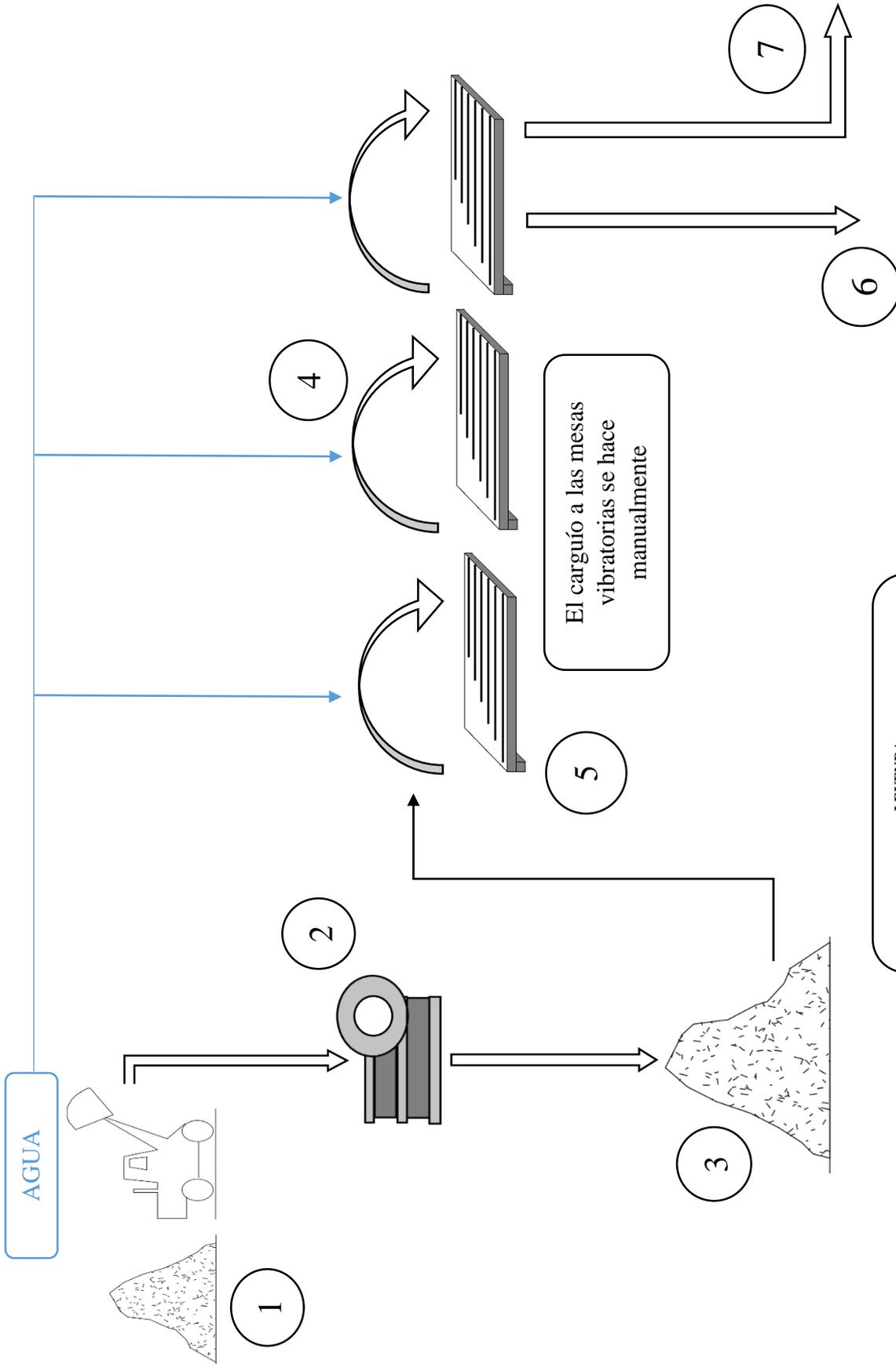


ANEXO N° 7: Diseño y tamaño de la poza de lixiviación y la lixiviación del relave



ANEXO N° 8: Analisis granulométrico y titulación de cianuro





- LEYENDA:**
- 1: MINERAL
 - 2: CHANCADORA DE QUIJADA
 - 3: MINERAL CHANCADO (1/4")
 - 4: CARGUJO A LAS MESAS VIBRATORIAS
 - 5: MESAS VIBRATORIAS
 - 6: PRODUCTO FINAL (ORO)
 - 7: RELAVE

FLWSHEET DE LA EMPRESA MINERA ESTRELLA DE ORO CECOMSA P ANANEA, PUNO