



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE QUÍMICA

TESINA

**EVOLUCIÓN DE LOS PROCESOS DE METALURGIA EXTRACTIVA DE
MINERALES DE ORO Y PLATA**

**QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE
INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO**

PRESENTA

JONATHAN FERNANDO FRAGOSO MORALES



ASESOR DE TESINA

M. en C. ANTONIO HUERTA CERDAN

CDMX

AÑO 2023



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

JURADO ASIGNADO:

PRESIDENTE: ANTONIO HUERTA CERDAN

VOCAL: JUAN MANUEL DE LA ROSA CANALES

SECRETARIO: ALEJANDRO ORTEGA OSORIO

1er. SUPLENTE: WIENER FERNANDO CRUZ MENDEZ

2° SUPLENTE: ANDRES VELA AVITUA

CIUDAD UNIVERSITARIA, CDMX

ASESOR DEL TEMA:

M. en C. ANTONIO HUERTA CERDAN

SUSTENTANTE:

JONATHAN FERNANDO FRAGOSO MORALES

*“Si no consigo inventar el artificio de los alquimistas para transformar este fango en oro,
estoy perdido”*

Nietzsche

ÍNDICE

.....	9
1. Introducción	1
2. Objetivos	4
3. Justificación.....	4
4. Planteamiento del problema	5
5. El oro y sus minerales.....	5
5.1 Clasificación de los minerales de oro de acuerdo a su composición mineralógica	6
5.1.1 Oro libre	6
5.1.2 Oro combinado.....	6
5.1.3. Oro asociado	7
5.2 Clasificación de los minerales de oro de acuerdo a los procesos de tratamiento	10
6. La plata y sus minerales	11
6.1 Principales procesos de beneficio de minerales auroargentíferos.....	13
7. Beneficio de minerales áureos en el mundo antiguo.	14
7.1 Yacimientos y minería en el mundo antiguo.....	15
7.1.1 Oro Aluvial.....	15
7.1.2 Explotación de placeres.....	16
7.1.3 Minería a cielo abierto	17
7.2 Antiguo Egipto.....	19
7.2.1 Ambiente geológico de los yacimientos aureos de los desiertos de Egipto y Nubia	19
7.2.2 Epocas de producción de oro en Egipto.....	21
7.2.3 La molienda durante el Nuevo Reino.....	23
7.2.4 Concentración de oro en el Nuevo Reino	24
7.2.5 Producción de oro durante la Dinastía ptolemaica.....	26
7.2.6 La producción aurífera en los tiempos del Reino de Kush en Nubia.....	27

7.2.7 Producción de oro en tiempos romanos.....	27
7.2.8 La época árabe	28
7.3 El beneficio de menas auríferas en el antiguo Egipto	29
7.3.1 Lavado del mineral	29
7.3.2 Proceso de cementación	30
7.4 Estimación de la producción de oro en el Egipto faraónico.....	32
7.5 El Asia Menor	33
7.6 La metalurgia del oro en el Imperio Romano.....	34
7.6.1 Minería de placeres.....	37
7.6.2 Minas de oro de Dolaucothi.....	38
7.6.3 Las Médulas.....	39
7.6.4 Ruina Montium.....	41
7.6.5 Estimación de la producción de oro en Las Medulas	43
7.6.6 La copelación en la Roma antigua	44
7.6.7 Fundamentos fisicoquímicos de la copelación con plomo	44
8 Beneficio de menas auroargentíferas durante la Edad Media	47
8.1 De re Metallica	47
8.1.1 Libro III.....	48
8.1.2. Libro V	49
8.1.3 Libro VI	51
8.1.4 Libro VII	52
9. La metalurgia de oro en el mundo Azteca	53
9.1 Valor de uso del oro	54
9.2 El oro como medio de cambio	55
9.3 El oro de Moctezuma Xocoyotzin.....	57
9.4 El trabajo del oro entre los mexicas.....	57

9.5 Extracción mineral.....	58
9.6 El oro y sus aleaciones.....	59
9.7 Fundición.....	59
9.8 Orfebrería azteca.....	60
9.8.1 Martillado.....	60
9.8.2 Vaciado.....	62
9.8.3 Soldadura.....	66
9.8.4 Procedimientos de acabado.....	67
10. Azoguería de la plata en México.....	68
10.1 Antecedentes.....	69
10.1.1 La amalgamación en los tiempos de los alquimistas.....	71
10.1.2 Tratado de la Amalgamación en la Nueva España, obra del químico alemán Federico Sonneschmid.....	71
10.2 Beneficio de patio.....	73
10.2.1 Etapas y descripción del proceso.....	75
10.2.2 Variantes del beneficio de Medina.....	97
10.2.3 Ventajas y desventajas de la amalgamación.....	102
10.2.4 Química del beneficio por patio.....	103
10.2.5 Daño en la salud de los operarios.....	120
10.2.6 El beneficio de minerales auroargentíferos en el plano político-económico del siglo XVI al XVIII.....	120
11. Producción auroargentífera del siglo XV al siglo XIX.....	121
11.1 Balance de la producción platera en México de 1520 a 1880.....	126
11.2 Producción de metales preciosos durante el Porfiriato (de 1877 a 1910).....	127
11.2.1 Producción de oro.....	128
11.2.2 La producción de mercurio.....	130

11.2.3	La plata explotada durante el Porfiriato	131
11.2.4	El valor de la producción de los metales preciosos	132
11.2.5	Leyes minerales y principales sitios mineros	133
11.2.6	El Beneficio de minerales	135
11.2.7	El mercado de los metales preciosos	138
12	Lixiviación de metales preciosos	140
12.1	Origen de la cianuración	140
12.2	Descripción del proceso de cianuración	143
12.2.1	Disolución de oro	143
12.2.2	Precipitación de oro	145
12.3	Proceso Merrill-Crowe	146
12.3.1	El sistema $Zn-CN-H_2O$	147
12.3.2	Efecto del oxígeno.....	147
12.3.3	Efecto de la concentración de cianuro.....	148
12.3.4	Estabilidad del cianuro en disolución acuosa.....	149
12.3.5	Efecto del pH de las disoluciones	149
12.3.6	Acción de la temperatura	150
12.3.7	Cinética del proceso	150
12.4	Condiciones para cianurar un mineral	151
12.4.1	Características para que un mineral sea apropiado para lixiviarse	152
12.4.2	Cianicidas.....	152
12.5	Equipos empleados para la cianuración.....	153
12.5.1	Los tanques Pachuca	154
12.6	Desarrollo de la molienda y cianuración en Pachuca de 1907 a 1934.....	161
12.6.1	La trituración y molienda en Loreto, Santa Gertrudis y San Rafael	162
12.6.2	Operaciones en la planta de cianuración de <i>Loreto</i> hacía 1934	164

12.7 Lixiviación en pilas.....	173
12.7.1 Patios de lixiviación	175
12.8 Lixiviación con tiosulfato	176
12.9 Biolixiviación.....	177
12.9.1 Breve historia de la lixiviación bacteriana.....	178
13 Flotación.....	179
13.1 Generalidades de la flotación de minerales.....	179
13.2 Desarrollo histórico	180
13.3 Minerales adecuados para tratarse por flotación.....	183
13.4 Flotación de oro	184
13.4.1 Flotabilidad natural y superficie química del oro.....	184
13.4.2 Hidrofobicidad del oro	185
13.4.3 Efecto del tamaño de partícula	186
13.4.4 Sistemas de flotación	186
13.4.5 Reactivos para la flotación de minerales de oro	188
13.4.6 Ventajas del proceso de flotación.....	190
13.5 Reactivos para la flotación de minerales de plata	191
13.6 Celdas de flotación.....	191
13.6.1 La celda de flotación <i>Bacis</i>	192
13.7 Pasado y presente de la flotación de oro y plata en México	194
14. Análisis de resultados.....	198
15. Conclusiones.....	200
Anexos.....	207
Anexo 1. Figura 87. Distribución de los complejos mineros en el antiguo Egipto.	207
Anexo 2. Figura 88. Centro minero egipcio de Bir Umm Fawakhir.	208
Anexo 3. Figura 89. Diagramas Eh-pH del sistema Zn-CN-H ₂ O.	209

Anexo 4. Conformado mecánico: El trabajo orfebre	210
La orfebrería en el mundo antiguo	¡Error! Marcador no definido.
La olfebrería en el antiguo Egipto	211
Principales técnicas utilizadas por los orfebres	216
Filagree	216
Repujado	216
Cloisonné	217
Niel	217
Esmalte	218
Referencias	219

1. Introducción

El oro es un metal de extraordinarias propiedades que desde el principio de las civilizaciones ha fascinado a la humanidad. Para su obtención, que rara vez ha sido fácil, se han empleado diversas técnicas que han evolucionado con el paso del tiempo. En el pasado, el oro fue utilizado por los egipcios y otras civilizaciones tempranas para fines religiosos y decorativos, más tarde, como un símbolo de riqueza y un instrumento de intercambio. Los yacimientos de oro aluvial se explotaban a cielo abierto y mediante la llamada minería hidráulica. Durante la edad media, métodos de refinación química como la copelación y la purificación con fundentes fueron los más utilizados, tiempo después, primero en el Nuevo Mundo y después en Europa el uso de mercurio para la extracción de oro y plata fue el preferido; hasta que ya en el siglo XX la cianuración permitió explotar menas de baja ley. Las técnicas más destacadas actualmente en México para el procesamiento de minerales complejos de oro y plata son la cianuración, la flotación o una combinación de ambas técnicas.

En la antigua Roma, se benefició el oro, la plata, el cobre, el hierro, el plomo y el estaño. Durante el siglo V, las invasiones bárbaras produjeron el decaimiento de la minería y fue hasta tres siglos más tarde cuando se da lo que algunos autores llaman un “renacimiento minero-metalúrgico” (Llorete, 1991).

En la segunda mitad del siglo XV y la primera mitad del siglo XVI, en Europa Central se dieron las condiciones idóneas para el florecimiento de la minería. En esa época se publicaron obras clave en el progreso de la minería química occidental. De los trabajos más destacados están *De Re Metallica*, en Alemania o *Pyrothechnica*, en Francia (Llorete 1991).

México tiene gran tradición minera que se remonta a la época previa a la conquista y colonización española. Los antiguos pobladores, dominaban técnicas sofisticadas para el beneficio, fundición y tratamiento superficial de aleaciones áureas; el dominio de estas técnicas fue pieza clave para garantizar la hegemonía Azteca.

En la época prehispánica ya se extraía Au, Ag, Cu, Sn y Hg de yacimientos de su estado nativo. Cuando los conquistadores llegaron a México, comenzaron la prospección metódica de yacimientos auroargentíferos. Para esa labor se valieron del conocimiento indígena y de la información de la Relación de pueblos tributarios. El trabajo minero-metalúrgico se enfocó

en el trabajo de menas de Ag, Au, Fe Sn y Cu, lo cual llevó a los recién llegados a ocupar el sur y el Valle de México. La plata adquirió gran importancia con el descubrimiento de las minas de Zacatecas, Guanajuato, Pachuca, Guadalajara, Durango, Chihuahua, parte del estado de Coahuila y Nuevo León.

Los metales nobles desempeñaban un papel muy diferente a la cosmovisión de los pueblos nativos de América y la visión del pueblo europeo. Mientras para los indígenas, dichos metales eran elementos religiosos, de carácter divino, medicinal, ornamental, u objetos suntuarios, y si bien, el oro, sí desempeñaba un papel como moneda de cambio en México-Tenochtitlan, los metales preciosos no eran la única base de su economía.

Los trabajos de minería y beneficio desarrollados en México posterior a la caída de Tenochtitlan fueron una innovación con respecto a las antiguas técnicas europeas entre 1451 a 1540. En tan solo unos años, en la Nueva España se dieron las tecnologías propias y los medios que harían a nuestra minería una actividad sobresaliente. Y como ejemplo de la preponderancia de la producción de América sobre la europea se sabe que en la etapa comprendida de 1526 a 1535 se beneficiaron en Europa 350,000 marcos de plata¹ anualmente y hacia el final del siglo XVI se produjeron 100,000 marcos; que únicamente representa a una décima parte de la producción platera en América que se enviaba a Sevilla.

Los depósitos de plata en México se hallan en la Sierra Madre Occidental y Oriental, este último abarca dos bloques geográficos: al Norte, las minas de Coahuila, Chihuahua y Durango, en la zona central de San Luis Potosí, Nuevo León y la Mesa Central con yacimientos con mineralización secundaria² de Hg, Mn, Sn, CaF₂ y otros; en el sur, los depósitos metamórficos, como en Taxco y Oaxaca (Secretaría de Economía, 2014).

El oro y la plata se han beneficiado por diferentes técnicas: fundición y amalgamación de 1548 a 1905, cianuración de 1905 a la actualidad y flotación Bulk³ de 1946 al presente.

En Inglaterra, a finales del siglo XIX, se descubrió el uso de cianuro para lixiviar oro y plata, sin embargo, no fue sino hasta 1970 que el Consejo de Minería de los Estados Unidos

¹ El marco de plata fue una moneda de plata (también de oro) de uso bastante extendido por toda Europa que equivale aproximadamente a 8 onzas. El término *marco* es de origen teutón y se emplea desde el S. IX.

² La mineralización es la transformación de la materia orgánica mediante un proceso que origina compuestos minerales. La mineralización secundaria se favorece por la degradación de materia orgánica.

³ El concentrado bulk es un producto obtenido a partir de la concentración por flotación de minerales polimetálicos.

desarrolló un método para recuperar metales preciosos a partir de montones de mineral de baja ley, lixiviándolo con cianuro. El proceso Merrill–Crowe, es una técnica que se emplea para remover al oro de la solución de cianuro (Wong, 2009).

La flotación es hoy el método más importante de concentración mecánica. Patentado en 1906, ha permitido la explotación de yacimientos complejos y de bajo contenido, los cuales habrían sido dejados como marginales sin la ayuda de la flotación.

Sin embargo, las técnicas ya descritas son relativamente jóvenes con respecto a las técnicas empleadas en el mundo antiguo para la obtención de oro y plata. En el mundo antiguo, el oro era importante debido a su color, resistencia al cambio químico y propiedades físicas, especialmente ductilidad.

Los procesos de beneficio de minerales áureos han evolucionado con el paso del tiempo; el proceso de extracción y beneficio siempre ha estado en función de la mineralogía de la mena. Los avances tecnológicos han permitido hacer estos procesos más eficientes, ya que, cuando se han agotado los yacimientos aluviales los métodos de la minería hidráulica resultan obsoletos y surge la necesidad de concentrar el oro y la plata de menas de baja ley, así surgen la amalgamación, la cianuración y la flotación. El oro fue y sigue siendo objeto de fascinación por sus extraordinarias propiedades, símbolo material de riqueza y belleza, ingrediente clave de la piedra filosofal, componente de la tecnología actual, reserva monetaria en las arcas del mundo, en palabras del historiador Diodorus Sicilius: *“la producción de oro es laboriosa, su protección es difícil, su entusiasmo es muy grande y su uso está a medio camino entre el placer y el dolor (Diodorus Siculus, 1935)”*. Conocer la evolución de estos procesos y establecer un dialogo objetivo entre la historia y la tecnología para así poder abordar el beneficio del oro y la plata resulta imprescindible para innovar y continuar el desarrollo que tienda a ser más eficiente los procesos. Del largo camino del hombre por arrancar los secretos de la naturaleza para concentrar los metales preciosos y del desarrollo de la tecnología de beneficio versa este trabajo, que busca exponer de manera detallada la evolución de los procesos de beneficio de los metales preciosos desde un enfoque científico-tecnológico.

2. Objetivos

- 1) Estudiar la evolución de las técnicas extractivas de oro y plata a través de una revisión bibliográfica exhaustiva.
- 2) Explicar los fundamentos fisicoquímicos de las metodologías más importantes del procesamiento del oro y la plata para evaluar su eficiencia a través del tiempo.
- 3) Delimitar el contexto histórico, científico y tecnológico en el que se desarrollaron las técnicas de metalurgia extractiva empleadas en el beneficio del oro y la plata así como destacar la importancia de esta actividad en la economía de México.
- 4) Mostrar que la ingeniería química metalúrgica es un producto histórico, social, tecnológico, científico y cultural; en constante cambio.

3. Justificación

La industria minero-metalúrgica así como sus actividades asociadas contribuye significativamente a la economía de México. De manera natural, la geología de México es responsable de su riqueza mineral. Nuestro país se encuentra dentro de los 12 principales productores a nivel mundial de 17 minerales.

De acuerdo con las estadísticas reportadas por la Secretaría de Gobernación, en el año 2020 la minería mexicana representó el 8.3% del Producto Interno Bruto (PIB) industrial y el 2.3% del PIB Nacional y en lo que se refiere a el valor de la producción de metales preciosos, aumentó de 11 mil 855 millones de dólares en 2019 a 13 mil 95 millones de dólares en 2020 (Secretaría de Gobernación, 2022).

El panorama científico, tecnológico, histórico y social que se expone en este trabajo presenta un sólido argumento para abordar el beneficio de minerales áureos desde una perspectiva histórico-científica. De la misma manera reúne la evidencia teórica necesaria que respalda la importancia de la actividad minero-metalúrgica como motor de la economía nacional, ya que México ocupa el lugar número uno en la producción de plata y la posición ocho en la producción de oro (Secretaría de Gobernación, 2022). Por esta razón resulta de vital importancia conocer cómo ha sido la explotación de estos metales y la riqueza minera del país, para de esta manera hacer los procesos extractivos más eficientes (comparando

por ejemplo con lo que se ha hecho tanto en México como en otros lugares a través de la historia).

Este trabajo ofrece una visión amplia, humana y crítica de los problemas sociales, tecnológicos, económicos y ambientales que ha enfrentado esta disciplina y como la ingeniería continúa dando solución a los problemas que se siguen presentando en este campo. Esta investigación recopila a través de las fuentes documentales existentes la evolución de los procesos extractivos del oro y la plata, así como su fundamentación fisicoquímica y servirá como fuente de consulta para conocer la historia y los pormenores científicos y tecnológicos de los principales procesos de beneficio.

4. Planteamiento del problema

El conocimiento del desarrollo histórico de las técnicas de beneficio de minerales, así como de las tecnologías y aportes de la ciencia, el papel histórico que jugaron las civilizaciones más adelantadas en estas técnicas y su impacto ambiental apoyará a controlar y evitar un deterioro ambiental y también redundará en el máximo aprovechamiento de los recursos minerales.

5. El oro y sus minerales

El oro es un metal color dorado cuyo número atómico es 79, masa atómica de $196.9655 \text{ g}\cdot\text{mol}^{-1}$, electronegatividad de Pauling igual a 2.4, densidad de $193 \text{ g}\cdot\text{cm}^{-3}$ a 20°C y punto de fusión igual a 1062°C . La clasificación de los minerales de oro se da con respecto a su abundancia en la naturaleza, su composición mineralógica y su proceso de tratamiento; de esta manera se tiene la siguiente clasificación: I) oro libre, II) oro combinado y III) oro asociado.

5.1 Clasificación de los minerales de oro de acuerdo a su composición mineralógica

5.1.1 Oro libre

Este se presenta en yacimientos naturales como oro libreo u oro nativo variando su granulometría desde micras hasta centímetros y también su pureza. Hay yacimiento de lo que se llama oro grueso por ejemplo en Canadá, Estados Unidos, Venezuela, Brasil y Australia. El oro fino exhibe una granulometría $> 44 \mu\text{m}$ y el oro grueso va de los $44 \mu\text{m}$ a los $1000 \mu\text{m}$ (Feijoo, 2020).

El oro fino se encuentra en yacimientos del tipo sedimentario, pero más frecuentemente en yacimientos de tipo magmático, por ejemplo epitermales⁴ (Llorete, 1991).

En algunas ocasiones se encuentra aleado con la plata formando el compuesto denominado *electrum* (15-35% Ag) o con el mercurio formando la “amalgama” (Au_2Hg_3).

5.1.2 Oro combinado

Químicamente, los minerales principales son los telurios, compuestos formados por la asociación de telurio con oro, que pueden o no contener plata. Algunas veces pueden presentar trazas de otros elementos como mercurio, plomo, y antimonio; estos compuestos son más difíciles de cianurar (Llorete, 1991), por lo tanto es necesario aplicar tratamientos previos. Algunos telurios importantes son la calaverita (AuTe_2), la silvanita ($(\text{Ag,Au})\text{Te}_2$), krenesita o krennerita ($(\text{Au, Ag})\text{Te}_2$) y hesita ($\text{Ag, Au}_2\text{Te}$, esta última con hasta un 4.7% de Au. Algunos yacimientos importantes de este tipo son los de Jamestown en Colorado, E.U.A o Golden Mile en Kalgoorlie, Australia. Por otra parte los seleniuros, son una combinación de azufre, antimonio, bismuto y selenio; por ejemplo la maldonita (Au_2Bi).

⁴ Son aquellos depósitos en los que la mineralización ocurrió a profundidad poco superior a los 1000 m con temperaturas de los 50 a 200 °C y límite de presión superior a 100 atm. La mineralización principal es de Au y Ag con sulfuros de metales base como Cu, Pb y Zn.

5.1.3. Oro asociado

Las principales asociaciones son las siguientes:

a) Sulfuros de hierro

El mineral más común con el que se encuentra asociado el oro es la pirita (FeS_2). Dependiendo del desarrollo geológico del yacimiento, dicho oro puede ser liberado por molienda más o menos fina, o estar diseminado como inclusiones a veces de tamaños de micras, haciendo al mineral refractario a los procesos normales (Llorete, 1991).

b) Sulfuros de arsénico y antimonio

Son minerales constituidos por la mezcla de pirita y arsenopirita, en estas especies el oro se encuentra asociado a los granos de sulfuros en una presentación muy fina (menos de una micra). Yacimientos de este tipo se encuentran en Ashanti Goldfields Fairview Gold Mine y New Consort Roaster (África).

c) Sulfuros de cobre

La calcopirita normalmente se encuentra asociada con la pirita, y oro muy fino. En el pasado un método muy común para encontrar oro era localizar vetas de calcopirita, tal y como se hacía en el Antiguo Egipto.

d) Sulfuros varios

Principalmente el oro se encuentra asociado con la pirita, arsenopirita y calcopirita; y de una manera similar con la niquelina (NiAs), covelina (CuS), calcosina (Cu_2S), blenda o esfalerita (ZnS), y galena (PbS), principalmente.

e) Óxidos de hierro

La magnetita, hematita, jarosita ($\text{KFe}_3^{3+}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$), limonita y goetita pueden presentar asociaciones con el oro. Comúnmente en estos minerales el metal precioso se encuentra diseminado (tamaños de micras) y cubierto con cierta cantidad de arcilla. Dos de estos yacimientos se encuentran en Pueblo Viejo, República Dominicana y en Riotinto, España.

f) Minerales de uranio

Las asociaciones del oro con los minerales de uranio son complejas. A continuación se mencionan casos específicos de yacimientos de este tipo.

En la uranita encontrada en Sudáfrica los granos de oro se encuentran atrapados al interior del mineral y en la ganga silícea. En Johannesburgo se encuentra la East Rand Gold and Uranium Company. Ltd. en donde se da un tratamiento para los residuos de minerales de oro-uranio-pirita. Los residuos contienen 0.5 g Au/t, 0.04 kg U_3O_8 /t y un 1% de S. Se lleva a cabo una flotación inicial de un concentrado de pirita (3% en peso) con 30-35% S, 7-15 g Au/t y 0.2-0.5 kg U_3O_8 /t.⁵ En este proceso se extra el uranio por lixiviación en medio ácido, el concentrado de pirita se somete a tostación en hornos de lecho fluidizado obteniendo ácido sulfúrico; finalmente las cenizas se cianuran y se extra el oro. Mensualmente en esta planta se tratan 1.5 millones de toneladas produciendo entre 400 y 500 kg de oro, de 20 a 30 t de U_3O_8 y hasta 35 ton de H_2SO_4 .

g) Minerales carbonáceos y grafiticos

De esta forma se les conoce a las menas con contenido de carbón activo, carbón grafito o carbón como compuesto orgánico formando cadenas largas por ejemplo los ácidos húmicos. Durante el tratamiento de este tipo de menas se presenta la dificultad dada por la adsorción de oro disuelto por el carbón lo cual propicia una precipitación prematura y pérdidas en la lixiviación. Esta adsorción solo se da si el carbón está activo.

En Witwatersrand Basin, Sudáfrica se encuentran los depósitos más importantes del mundo de cuarzo aurífero asociado con cantidades considerables de carbón en una mezcla de hidrocarburos y uranita.

h) Carbonatos y silicatos

En estos minerales el oro puede estar incluido o bordeando los granos (Llorete, 1991). En rocas de tipo magmático el oro se encuentra encapsulado en la sílice y es de difícil extracción.

Los minerales de oro son diversos y muy distintos por todo el mundo; para complementar e ilustrar la descripción aquí mostrada, en la figura 1 se presenta una tabla realizada con datos reportados por Zhou et al., 2004.

⁵ Ídem p.p.156

Tabla 1. Principales minerales de Au. Datos tomados de Zhou et al., 2004.

GRUPO	MINERAL	FORMULA	Au, %W
Aleaciones	Oro nativo	Au	>75
	Electrum	(Au, Ag)	50-75
	Kustelita	(Ag, Au)	<50
	Aurostibite	AuSb ₂	43-51
	Maldonita	Au ₂ Bi	63-68
	Auricuprido	Cu ₃ Au	50-56
	Tetraauricuprido	AuCu	70-76
	Weishanita	(Au, Ag) ₃ Hg ₂	56.9
	Yuanjiangita	AuSn	62.4
	Hunchunita	Au ₂ Pb	62.6
	Anyuilita	AuPb ₂	27-33
Teluros	Calaverita	AuTe ₂	39-44
	Krenerita	(Au, Ag)Te ₂	30-44
	Montbrovita	(Au, Au) ₂ Te ₃	38-45
	Muthmannita	(Ag, Au)Te	23-35
	Kostovita	CuAuTe ₄	~25
	Sylvanita	(Au, Ag) ₂ Te ₄	24-30
	Petzita	Ag ₃ AuTe ₂	19-25
	Hessita	(Ag, Au) ₂ Te	14.7
Sulfoteluro de oro	Nagyagita	Au ₂ Pb ₁₃ Sb ₃ Te ₆ S ₁₆	10
	Buckhornita	AuPb ₂ BiTe ₂ S ₃	17
Teluro de plomo	Bessmertnovita	Au ₄ Cu(Te, Pb)	68-88
	Bogdannovita	(Au, Te, Pb) ₃ (Cu, Fe)	57-63
	Bilibinskita	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂	40-66
	Criddleita	TIAg ₂ Au ₃ Sb ₁₀ S ₁₀	22-23
Sulfuro de oro	Liujiyinita	Ag ₃ AuS ₂	18.6-36
	Uytenbogaardtita	Ag ₃ AuS ₂	27-35
Seleniuro de oro	Fischesserita	Ag ₃ AuSe ₂	~27.3
Sulfoseleniuro de oro	Petrovskaita	AuAg(S, Se)	~56-61
	Pensinita	(Ag, Cu) ₄ Au(S, Se) ₄	~25

5.2 Clasificación de los minerales de oro de acuerdo a los procesos de tratamiento

De acuerdo con los procesos de tratamiento de las menas áureas, el Instituto Tecnológico Geominero de España, las clasifica en los siguientes tres grupos:

- a) Placeres con oro libre(aluvial, eluvial o fluvial)
- b) Menas con oro libre, que requieren una reducción de tamaño para su liberación y posterior recuperación.
- c) Menas refractarias que requieren procesos especiales de pretratamiento.

Los procesos de pretratamiento más frecuentes son oxidación, oxidación bacteriana o biolixiviación, flotación, calcinación y tostación.

Durante la calcinación se calienta el material para conseguir la volatilización de sustancias orgánicas o la descomposición de otros compuestos presentes por ejemplo carbonatos, hidratos entre otros. Mientras que en la tostación se produce una reacción química dentro del horno por la acción de un gas en la atmosfera dentro del horno, esta reacción puede ser de cloración, sulfatación, etc. Tanto en la tostación como en la calcinación se producen productos gaseosos, y más importante aún productos sólidos, cenizas.

Los procesos para el beneficio de menas auríferas se basan en propiedades específicas del oro: alto peso específico (de 15.5 a 19.3) dependiendo de su aleación, combinación con el mercurio en soluciones acuosas (amalgamación), flotabilidad por espumas con agentes colectores, bien libre o asociados con otros minerales igualmente flotables; solubilidad en medio acuoso con ciertos reactivos, principalmente cianuro, formando compuestos relativamente estables (lixiviación) (Llorete, 1991).

Los principales factores que definen el proceso de tratamiento de las menas de oro son las condiciones locales y medioambientales de la ubicación del yacimiento, la mineralogía de la mena, sus propiedades físicas, grado de liberación del oro así como rentabilidad. Las menas de oro se pueden clasificar como sigue:

- a) *Oro libre* (eluviones, aluviones, fluviones). Cuando el oro es “grueso” la concentración gravimétrica es la preferida y si es “fino” se recurre a la cianuración.
- b) *Menas no refractarias o fácilmente lixiviables* (eluviones, aluviones, fluviones así como piritas y marcasitas). En estos casos lo más normal es la lixiviación empleando cianuro, con base en las características del yacimiento se emplean las siguientes técnicas: lixiviación estática en pilas, lixiviación estática en tanques o la lixiviación dinámica.
- c) *Menas refractarias no fácilmente lixiviables* (teluros y algunas piritas y marcasitas). A estas menas se les debe aplicar un pretratamiento o un método específico de solubilización del oro. Entre las menas a las que se les aplica pretratamientos están los teluros, minerales carbonáceos y sulfuros. Más adelante se definirá ampliamente qué es el oro refractario.

Existen dos procesos industriales para recuperar oro de las soluciones cianuradas. El proceso Merrill Crowe por cementación empleando zinc, en el cual después se requiere una refinación y fusión del precipitado de oro para obtener barras. Y por otra parte está la adsorción por carbón activado: carbón en pulpa (CIP), carbón en lixiviación (CIL) o carbón en lixiviación con oxígeno. Estos dos últimos procesos incluyen conjuntamente lixiviación y adsorción (Llorete, 1991) El proceso con carbón activo consta de una desorción del carbón y posteriormente electrolisis de la solución.

6. La plata y sus minerales

En estado mineral la plata frecuentemente se encuentra asociada a óxidos y sulfuros, en combinación con halógenos y como plata nativa. Las asociaciones de la plata más importantes se muestran en la figura 2, a continuación se da una descripción de cada una de ellas.

Tabla 2. Algunas de las principales asociaciones minerales de Ag. Datos tomados de Llorete, 1991.

I) Ag asociada a sulfuros	Cu, (por ej. calcopirita) $CuFeS_2$
	Esfalerita ZnS
	Galena (Argentífera) PbS

	Enargita Cu_3AsS_4
	Tennatita $(\text{Cu,Fe})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$
	Tetraedrita $(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$
II) Ag Nativa, combinaciones con haluros y otros	Plata Ag
	Argentita Ag_2S
	Argentopirita AgFe_2S_3
	Clorargirita AgCl
	Bromita AgBr
	Emborita $\text{Ag}(\text{Br,Cl})$
III) Ag asociada a minerales semi-oxidados (Pb, Zn)	Cerusita PbCO_3
	Anglesita PbSO_4
	Calamina $\text{Zn}_2\text{SiO}_5\text{H}_2$
	Smitsonita ZnCO_3
IV) Ag asociada a óxidos (F, Mn)	Hematita Fe_2O_3
	Goetita $\text{FeO}\cdot(\text{OH})$
	Limonita $\text{FeO}(\text{OH})\cdot n\text{H}_2\text{O}$
	Jarosita $\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$
	Manganita $\text{MnO}(\text{OH})$
V) Asociaciones complejas	Proussita Ag_3AsS_3
	Pirargirita Ag_3SbS_3
	Stefanita Ag_5SbS_4
	Polibasita $\text{Cu}(\text{Ag,Cu})_6\text{Ag}_9\text{Sb}_2\text{S}_{11}$

- a) Plata asociada a sulfuros. En este grupo (grupo I) la plata se encuentra diseminada o en solución sólida principalmente con sulfuros de plomo, zinc y cobre. El mayor porcentaje de la producción mundial de plata se obtiene como subproducto de procesos de flotación, obteniendo concentrados argentíferos que se recuperan al fundirlos. El beneficio de yacimientos de este tipo puede ser muy rentable. Por ejemplo en las minas de Aznalcolar, Sevilla se beneficia por flotación un mineral pirítico de Cu-Pb-Zn que contiene 70g Ag/ ton, y se obtienen concentrados de cobre con 1500g Ag/ ton, concentrados de plomo con aproximadamente 500 g Ag/ ton y concentrados de zinc con unos 80g Ag/ton (Llorete, 1991).

- b) Plata nativa y en combinación con haluros (grupo II). En esta clase de minerales el más importante es la argentita, la cerargirita y desde luego la palta nativa. En Tayoltita, México se trata un mineral de argentita y oro en menor proporción.
- c) Plata asociada a minerales semioxidados. En III, la plata se encuentra en asociación química con complejos de carbonatos, sulfuros, sulfatos o silicatos de zinc o plomo.
- d) Plata asociada a minerales óxidos. Un ejemplo sobresaliente de yacimientos de este tipo (grupo IV) se encuentran en Real del Monte, Pachuca donde se presenta una distinta mineralización en la parte superior y en la parte inferior. De acuerdo con Llorete “la zona superior está formada principalmente por óxidos de hierro auríferos con cloruros y bromuros de plata, que son cianurados directamente. La zona inferior está formada por sulfuros tales como piritita, galena, esfalerita y calcopiritita, conteniendo también el de plata o argentita. El esquema de tratamiento es por flotación de los sulfuros y cianuración de los residuos.”
- e) Asociaciones complejas (grupo V). se trata de combinaciones de sulfoarseniuros o sulfoantimoniuros de plata con pequeñas cantidades de sulfuros pertenecientes al grupo I de esta clasificación.

6.1 Principales procesos de beneficio de minerales auroargentíferos.

Figura 3. Minerales de Ag y procesos de tratamiento

Tipo de mineral de plata	Proceso de tratamiento
I) y V) Sulfuros complejos	Flotación-fusión de concentrados metálicos. Flotación-cianuración de residuos Flotación-tostación de concentrados de cianuración.
II) Plata nativa y combinación de haluros	Concentración gravimétrica. Amalgamación-cianuración (Ag). Cianuración (cloruros y sulfuros)
III) Minerales semi-óxidos	Flotación-cianuración de residuos.
IV) Asociaciones con óxidos	Cianuración (óxidos de Fe). Reducción-cianuración (óxidos de Mn). Separación mecánica de óxidos de Mn.

Las menas de plata pueden ser procesadas por diferentes tipos de procesos. Frecuentemente se emplea más de una técnica para su procesamiento. En la figura 3 se presenta una tabla que resume algunos de los procesos más usados.

7. Beneficio de minerales áureos en el mundo antiguo.

Un sinónimo de civilización es la actividad minero-metalúrgica. Al establecerse el hombre en sitios aptos para la agricultura y ganadería durante el periodo Neolítico, otras actividades propias de las sociedades asentadas comenzaron a florecer. Y de estas actividades emanaron los bienes materiales e intelectuales y, de ambos surgieron las relaciones de poder social, político, económico, militar, religioso o intelectual; y en el centro de todas esas relaciones se encontraba el oro (y algunas veces la plata). En el mundo antiguo, el oro era importante debido a su color, resistencia al cambio químico y propiedades físicas, especialmente ductilidad y maleabilidad. Ya fuera como moneda de cambio, instrumento de cohesión social, materia prima de joyas u objetos suntuarios solo destinados a las élites, tributo pagado por los pueblos sometidos, sustancia asociada a la divinidad, a veces medicina, objeto de la obsesión alquímica, por mencionar algunos de los significados del dorado metal en la antigüedad, el oro y su metalurgia han estado presentes desde el principio del mundo civilizado. Su historia es la historia de la humanidad, del intelecto del hombre, de la inexorable marcha de la técnica y el progreso; pero también es la historia de la codicia y el poder y, de lo que en aras de su obtención, se ha hecho para conseguirlo. Es una historia que comienza hace más de 6,000 años probablemente en Egipto. Es una parte de la historia de la química, historia de la que no se ha escrito el capítulo final, historia de la cual en los siguientes capítulos se buscará dar testimonio. Del Antiguo Egipto a Europa y de ahí a nuestra América, exponiendo el origen de la tradición minera en México y de ahí de regreso al resto del mundo, donde el progreso de nuestra minería haría eco y sería el parteaguas de las siguientes técnicas. Sin mencionar más, se procederá a relatar cómo fue el fascinante trabajo de los metales aureos en el mundo antiguo.

7.1 Yacimientos y minería en el mundo antiguo.

Actualmente se tiene información del trabajo minero-metalúrgico de la antigüedad, la evidencia proviene principalmente de:

- 1) Textos literarios y epigráficos, especialmente del siglo I a.C. o más tarde, que registran ubicaciones de minas y técnicas metalúrgicas.
- 2) Sitios de minería y restos arqueológicos, incluidos complejos de beneficio, crisoles, herramientas y desperdicios.
- 3) Objetos metálicos de los que se puede inferir la práctica metalúrgica.

El oro; a excepción de los telurios, es principalmente un metal de veta que se encuentra en estado libre (nativo) como pepitas, granos y rayas en los yacimientos que tienen una relación genética con las rocas ígneas de tipo silíceas. Los primeros mineros buscaron en las vetas oro aluvial y mineral de fácil disposición.

7.1.1 Oro Aluvial

Se denomina *placer* a los depósitos formados por la concentración de minerales en la arena de ríos, torrentes o playas como consecuencia de su elevada densidad. Estos yacimientos se forman cuando los minerales metálicos y no metálicos altamente resistentes a la atmósfera se separaron de su roca madre más fácilmente por la erosión. Los principales agentes de la desintegración son los cambios de temperatura, la expansión del agua de congelación, la erosión debida al movimiento del agua y lo que se conoce como chorro de arena causado por el viento.

Los placeres aluviales se encuentran en:

- 1) Ríos y arroyos, situados donde la velocidad de la corriente de agua ha disminuido. Estos yacimientos consisten en arena, grava gruesa (guijarros de cuarzo) y minerales liberados que han resistido la erosión y la intemperie. El oro nativo y la magnetita se depositan en valles y canales de drenaje según la gravedad específica y el tamaño del grano. Debido a su insolubilidad, el oro no se ve afectado por el cambio químico.

- 2) Terrazas o bancos fluviales en los límites de los valles, los restos de antiguos depósitos de ríos formados por el río seccionando un nuevo canal.
- 3) Bancos o áreas marinas, formadas en franjas costeras por la acción de clasificación de las olas. Esta concentración de material de playa comprende rocas erosionadas junto con cualquier mineral pesado que haya resistido la intemperie.
- 4) En ocasiones pueden hallarse oro aluvial en depósitos antiguos enterrados bajo cargas de materiales de 30 a 300m de grosor.

La composición del oro aluvial varía, aunque está directamente relacionada con el cuerpo mineral original. Se puede presentar en escamas planas y en hojuelas, en partículas redondeadas (pepitas) o como granos de forma irregular. Todos los minerales auríferos contienen trazas de plata, pero el oro aluvial tiene una ley más elevada que el oro en vetas. El oro nativo generalmente contiene 99% de Au (incluyendo algo de Ag) y de 0 a 1% de otros elementos incluyendo Cu y Fe.

7.1.2 Explotación de placeres

Mencionan autores como Heródoto y Estrabón que los primeros depósitos de oro explotado por los griegos fueron eluviales y aluviales. El método de recolección fue esencialmente simple, ya sea directamente de los depósitos de placer, o por medio de pieles de ovejas clavadas en los ríos, muy probablemente el uso de pieles dio origen a la leyenda del *Vellocino de Oro*⁶ (Healy, 1979).

En otros lugares como en la antigua Turdetania (hoy sur de España), el metal dorado se recolectaba de los arrollos y se lavaba en canales cercanos, lo que constituye una forma primitiva de purificación. Estrabón menciona (Healy, 1979) que en la provincia romana de

⁶ El vellocino de oro es pieza clave de la historia mitológica del héroe Jason, quien exige el regreso de su legítimo trono a su tío el rey Pelias, el que le impone a Jason realizar una tarea difícil para demostrar su valía. La tarea de Jason es recuperar el Vellocino de Oro (Zeus, el rey de los dioses, le había dado un carnero de oro al antepasado de Jason, Phrixus. En Cólquida, el rey Aietes, sacrificó al carnero y colgó el vellón en una arboleda sagrada), guardado más allá del borde del mundo conocido en una tierra llamada Cólquida (la actual Georgia, en el suroeste de Asia). El héroe Jason y su tripulación de argonautas, se embarcaron en la búsqueda del vellocino y con la ayuda de Medea, obtienen el Vellocino de Oro. (Educational Broadcasting Corporation. (2005). "Jason & the Argonauts".

Recuperado de https://www.pbs.org/mythsandheroes/myths_four_jason.html)

Lusitania las mujeres raspaban con palas y para concentrarlo “lo lavaban en tamices tejidos como cestillos” (Healy, 1979).

Lo que entonces se hacía era llenar una bandeja con el mineral proveniente del lecho del río, la cual se llevaba al agua y se agitaba a mano para romper los grumos de arcilla y similares. Los guijarros de mayor tamaño eran desechados después de haber sido examinados en busca de oro u otros minerales. El recipiente, aún bajo el agua, se circulaba horizontalmente haciendo que las partículas pesadas se asentaran y las más ligeras flotaban a la superficie. La bandeja se inclinaba con frecuencia y el material de la superficie se lavaba. Ese proceso continuaba hasta que no quedaba nada más que oro u otros minerales y un poco de arena pesada. Cuando la bandeja se hallaba libre de humedad se separaba el oro de la arena soplando suavemente la arena. Se sabe que incluso se hayaron pepitas de oro de media libra.

Continuemos revisando brevemente cómo fue la explotación de los placeres en la antigüedad. Los salassi, una tribu gala ubicada en Aosta, Italia, utilizaron el agua desviada de los ríos para lavar el oro, lo que causó problemas de riego para los agricultores de las llanuras. Tiempo después, fueron sometidos por los romanos, los cuales continuaron con el trabajo en los depósitos aluviales. Los romanos hicieron una prospección de placeres en la Gran Bretaña; también contribuyeron enormemente a la minería mediante el uso de la energía hidráulica en las operaciones de desbaste y la prensa hidráulica. Ejemplo de lo anterior fueron Las Médulas, en el noroeste de España, en donde según el historiador Plinio (Healy, 1979) además de la fuerza hidráulica, se usó el gorse (*Ulex europaeus*) para atrapar granos de mineral. El ulex actuaba como biocolector hidrofóbico, cuando ocurría una interacción, las partículas de oro hidrofóbicas podían adherirse a la superficie hidrofóbica, que servía como recolector. Más adelante se profundiza mayormente a cerca de la minería romana.

7.1.3 Minería a cielo abierto

A medida que los depósitos superficiales se agotaban, algunos pueblos como los griegos desarrollaron la minería a cielo abierto simple. Incluso en la mitología griega, se dice que Prometheus, además de dar fuego a los hombres, primero los ayudó a localizar metales ocultos debajo de la tierra (Healy, 1979). Las minas de oro griegas más antiguas de las que

se tiene registro se ubicaban en la isla de Siphnos, en operación en el siglo VI a.C, sin embargo, las minas más famosas se encontraban en Macedonia y Tracia (hoy Bulgaria, Grecia y parte de Turquía). Otro pueblo, los Tarbelli (en Aquitania, Francia), se valió de la minería a cielo abierto. Según Estrabo, en esas tierras, se encontraron, practicamente en la superficie, “losas de oro tan grandes como la mano”, que no necesitaban gran refinamiento. Por otra parte la galena argentífera se explotó en Thorikos, (Grecia) a principios de la Edad del Bronce (3100 a.C.), y en la fortaleza Wadi Alaki en Egipto, el oro (Healy, 1979).

Posteriormente se detallará en medida de lo posible, cómo fue el beneficio de minerales en el antiguo Egipto, sin embargo, conviene mencionar ahora el relato de Diodorus Siculus, del siglo I a.C (Healy, 1979), que describe la minería de oro en Nubia:

“La tierra es naturalmente negra y contiene vetas de cuarzo, que generalmente es blanca y brillante, sobrepasa todo lo demás que brilla por su naturaleza, y aquí los supervisores de la mina recuperan el oro con la ayuda de una multitud de trabajadores.... la tierra dorada que es más dura primero se quema con un fuego y cuando se ha derrumbado de esta manera, continua el trabajo a mano”.

En la literatura (Healy, 1979) se afirma que aquellos minerales ricos en cuarzo, se calentaban a 600°C y eran adecuadamente enfriados. Diodoro Siculus continúa:

“La roca blanda que puede rendir a un esfuerzo moderado es aplastada con un martillo por miles de desdichados desgraciados. Y todas las operaciones están a cargo de un trabajador calificado que distingue la piedra y la señala a los trabajadores; y de los que están asignados a esta desafortunada tarea, la más fuerte físicamente rompe la roca de cuarzo con martillos de hierro, sin aplicar ninguna habilidad a la tarea sino solo forzando y cortando túneles a través de la piedra, no en línea recta sino a donde quiera que la costura de la roca pueda conducir. Ahora, estos hombres que trabajan en la oscuridad como lo hacen debido a la curvatura y el enrollamiento de los pasajes, llevan lámparas atadas en sus frentes”.

Como se puede apreciar de las palabras de Diodoro Siculus, en aquellos tiempos ya se contaba con una técnica de beneficio que por lo visto era vía pirometalúrgica acompañada del trabajo mecánico, para el cual ya se disponía de herramientas especializadas. Cuando se dice que “todas las operaciones están a cargo de un trabajador calificado que distingue la piedra y la señala a los trabajadores” hace clara referencia a un experto, un trabajador con valiosos conocimientos empíricos que dirigía al resto.

7.2 Antiguo Egipto

El límite natural del sur del antiguo Egipto era el territorio alrededor de Aswan con asentamientos en la isla de Elefantina del Nilo. Los faraones tenían cierto control en la región desértica al este de esta ubicación, al menos durante el Reino Antiguo (2700–2160 a.C.), el Reino Medio (2119–1794 a.C.) y el Reino Nuevo (1550–1070 a.C.). Gran parte de este desierto oriental pertenece geológicamente a lo que se conoce como basamento precámbrico del escudo árabe-nubio y alberga alrededor de 250 sitios de producción de oro, que se explotaron durante diferentes períodos de la historia del antiguo Egipto (Klemm, 2001).

En las ubicaciones de todos los sitios mineros de oro, económicamente relevantes se descubrieron evidencias de la minería existente, como molinos de piedra, ruinas de asentamientos y pozos de minas (accesos a minas subterráneas), lo que revela una antigua y extensa historia de extracción. En los anexos 1 y 2 se presentan mapas de los antiguos centros mineros.

7.2.1 Ambiente geológico de los yacimientos aureos de los desiertos de Egipto y Nubia

En el basamento precámbrico (400 millones de años) se encuentran ubicados los yacimientos aureos de Egipto y Sudán, los que también se conocen como escudo árabe-nubio (ANS, por sus siglas en inglés); se extienden desde el río Nilo hasta la península árabe y fueron muy importantes. En la figura 4 se ilustra el ANS.

La primera etapa en la evolución del ANS consistió principalmente en transformaciones complejas de sustratos basáltico-andesíticos⁷ a rocas volcánicas, en particular las ignimbritas (con una presencia de SiO₂ 65%), así como rocas sedimentarias (Klemm, 2001), como por ejemplo la limolita (FeO(OH)·nH₂O).

Posteriormente durante el período Cretácico (hace aproximadamente 90 Ma), hubo un período prolongado de erosión, lo que ocasionó que el sustrato que ya se había formado

⁷ El basalto es una roca de composición máfica formada por silicatos de hierro y magnesio; la presencia de SiO₂ es de 45 a 52%. Por otra parte la andesita es una roca ígnea volcánica con una composición de 52 a 63% de SiO₂

se cubriera con arena, formando la *arenisca de Nubia*, que es una variedad de roca sedimentaria; durante otro período de erosión, el basamento precámbrico con sus vetas de cuarzo con oro quedaron expuestas en la superficie disponibles para la explotación.

Los ensayos de diferentes rocas en el ANS han revelado concentraciones de oro expuestas de 20 a 50 ppb en rocas máficas y sedimentarias, así como leyes de aproximadamente 200 ppb en las serpentinitas ((Mg,Fe)₃Si₂O₅(OH)₄). El análisis microscópico de mineral de vetas de cuarzo y rocas huésped de las importantes ocurrencias de oro en el desierto oriental de Egipto (Klemm, 2001), señala que hubo tres etapas diferentes de mineralización. Durante la primera etapa de mineralización, el oro quedó atrapado principalmente en la pirita y la arsenopirita, se consideran temperaturas de formación de los 300 a los 400°C. En la segunda etapa el oro se encontraba dentro de las vetas de cuarzo. Se produjo dentro del cuarzo, esfalerita (ZnS), galena (PbS), pirita (FeS₂) y calcopirita (CuFeS₂). En la tercera etapa el oro se precipitó y se concentró en los minerales lepidocrocita (γ-Fe³⁺O(OH)), jarosita (KFe³⁺₃(SO₄)₂(OH)₆), argentita (Ag₂S), stromeyerita (CuAgS), anglesita (PbSO₄), cerusita (PbCO₃), smithsonita (ZnCO₃), mimetesita (Pb₅(AsO₄)₃Cl), así como arsenatos ([AsO₄]³⁻) y telururos.

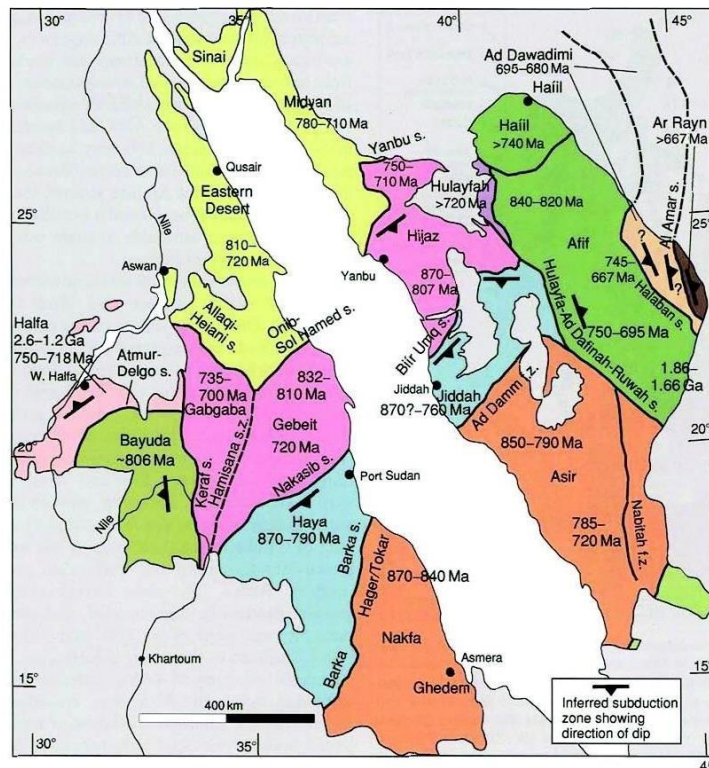


Figura 4. El Escudo Árabe-Nubio (ANS)

Se delimitan (Klemm, 2001), tres medios geológicos de mineralización de oro:

- 1) Mineralización de oro asociada con rocas máficas.
- 2) Hacia la zona sur del Desierto Oriental Egipcio, en ese ambiente se dio la mineralización de vetas de oro y cuarzo. Actualmente el único productor de oro en esa parte es la empresa sudanesa-francesa (GRAS-BRGM).
- 3) Cerca del Nilo, existen varias mineralizaciones antiguas de oro y. Algunos de estos sitios son muy ricos, con aproximadamente 30g de Au por tonelada métrica. A lo largo de la orilla oriental del Nilo, entre Ager y Ginnis, en la llanura montañosa hay restos de las antiguas operaciones mineras de los depósitos aluviales. Esas ruinas señalan una producción intensiva de oro en la zona. Es posible que la construcción de templos durante el mandato de Amenhotep III y IV (del 1380 al 1340 a.C.) frente a la orilla oriental del Nilo halla sido deliverada y es prueba de la importancia de esta región para los egipcios del Nuevo Reino en Nubia.

7.2.2 Epocas de producción de oro en Egipto

Existen indicios de la producción áurea en el desierto oriental de Egipto, que datan de mediados del cuarto milenio antes de Cristo. Durante ese periodo, unicamnete se recogieron pequeñas pepitas de los terrenos del Wadi⁸.

Los hallazgos de enseres de oro, que se datan de la época predinástica (alrededor del 3500 a.C.) son prueba de que la producción de oro tuvo lugar en el Antiguo Egipto. El análisis estadístico actual de los ambientes geológicos alrededor de las áreas de minería Predinástica y Temprana muestra que los primeros mineros se enfocaron en objetivos geológicos bien seleccionados de vetas de cuarzo enriquecidas con oro.

Esas zonas eran ricas en malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$), así aque aparte del oro, también fue extraído el cobre. En sentido estricto, la minería aurífera en el antiguo Egipto inició en la época predinástica, con pozos abiertos y actividades subterráneas moderadas. Durante esa

⁸ Uadi o Wadi, es un vocablo de origen árabe, utilizado para denominar los cauces secos o estacionales de ríos que discurren por regiones cálidas y áridas o desérticas. Hay numerosos uadis en la península Arábiga y en el norte del continente africano. Recuperado de: [http://www.ub.edu/geoimatge/es/content/brazo-ciego-superior-en-forma-de-circo-del-wadi-beni-sur-egipto#:~:text=Uadi%20o%20Wadi%20\(el%20uadi,el%20norte%20del%20continente%20africano.](http://www.ub.edu/geoimatge/es/content/brazo-ciego-superior-en-forma-de-circo-del-wadi-beni-sur-egipto#:~:text=Uadi%20o%20Wadi%20(el%20uadi,el%20norte%20del%20continente%20africano.)

etapa inicial, las vetas de cuarzo que contenían oro se trituraron *in situ* hasta conseguir una porción de polvo fino mediante la trituración usando grandes martillos de piedra con un peso de 6 a 10 kg, que debieron operarse con ambas manos (figura 5).



Figura 5 . Martillos de piedra de dos manos granodioríticos de grano fino procedentes de la mina de oro Higalig, en el desierto oriental del sur de Egipto. Imagen reportada por Klemm, 2001.

Durante el Reino Medio se introdujeron morteros de piedra lo que permitió triturar mineral de cuarzo hasta obtener una fracción de polvo. A pesar de que no se tiene evidencia arqueológica contundente de otros tratamientos de beneficio de oro durante esa etapa, una cita (las palabras son: *“forcé a sus jefes (nubios) a lavar el oro”*) del monarca Ameni en la tumba de Beni Hassan da una idea clara de que las técnicas hidrometalúrgicas de concentración estaban bien establecidos durante ese tiempo.

En ese entonces los egipcios restringían el comercio del oro. No obstante, muchos de los primeros sitios productores podrían haberse sobreexplotado tan intensamente por operaciones subsecuentes que actualmente no quedan restos de ellos. Posiblemente la primera campaña militar en el año 18 de Sesostris I (1566 –1445 a.C.), al comienzo del Reino Medio, fue emprendida para obtener acceso al oro nubio.

A partir del Nuevo Reino (1550 –1070 a.C.), las operaciones de extracción de oro se dieron sobretodo en el desierto central del este, al sur de la carretera Qena-Safaga, y también se desarrollaron en la parte oriental de las colinas del Mar Rojo.

Los objetivos de búsqueda de oro aumentaron significativamente: en las cercanías de los sitios mineros más antiguos, los sistemas de vetas de cuarzo libres de hematita y aureoles

de cobre verde también fueron prospectados con éxito. Además, se exploraron nuevas áreas inexploradas con un marco geológico próspero durante el Nuevo Reino. Además, debido a la exploración metódica de zonas desérticas alejadas, las áreas de rocas ígneas intrusivas y plutónicas en el sur y este del desierto oriental se convirtieron en nuevos e importantes objetivos de exploración y minería. Esos trabajos se extendieron al Wadi Allaqi e incluso al noreste de Sudán.

7.2.3 La molienda durante el Nuevo Reino

Como resultado de esas productivas prospecciones hubo un formidable crecimiento en la producción de oro, prueba de ello fue el aumento de las piezas de oro conocidas de aquella época. A la par del apogeo de la minería, durante el Nuevo Reino surgió una técnica de molienda que tuvo un fuerte impacto en la producción de oro, para la cual se introdujeron piedras para la molienda (figura 6) de hasta 80 cm de largo y de 30 a 50 cm de ancho, con una superficie para la molienda plana y ovalada, y conjuntos de piedras de molino de diferentes tamaños.



Figura 6. Molino de andesita de forma ovalada con un conjunto de piedras para la molienda, del sitio minero del Wadi Allaqi, desierto del este del sur, Egipto. (Klemm, 2001).

Antes de la molienda, el mineral se trituraba hasta obtener partículas de 1.5 a 2 cm aproximadamente, para lo cual se ayudaban de un yunque de piedra de doble cara de aproximadamente 30 cm x 30 cm y un instrumento de piedra redondeado de 0.5 a 2 kg de

peso. Se ha demostrado que la separación de la ganga (fragmentos de cuarzo estériles) y de oro completamente visual, fue perfeccionada por los trabajadores, ya que los pequeños vertederos de las minas de los wadis contienen solo grava de cuarzo. La separación del oro de la fracción de polvo de cuarzo molido fino se efectuó lavando, como confirma la evidencia hallada en los vertederos de relaves preservados. Las concentraciones de oro en aquellos jales es de aproximadamente 3 a 5 g/t. A comienzos del siglo XX se comenzaron a explotar con técnicas modernas esos jales.

7.2.4 Concentración de oro en el Nuevo Reino

En varios de los sitios de producción aurífera, se pueden observar mesas inclinadas de lavado de oro hechas con fragmentos de piedra, acopladas con un primitivo mortero de arcilla y con una superficie cubierta por una capa del mismo material. Las dimensiones de esas mesas de lavado iban de los 2.2 a los 4 m, y un ancho de 40 a 60 cm y una altura de 80 a 100 cm, con un ángulo de inclinación de 15 a 20°. Al final de esta pendiente, el agua de lavado se recuperaba en una caja de unos 60 cm de profundidad y de ancho, amurallada por losas de piedra y sellada con mortero (Klemm, 2001). Se disponía de canaletas protegidas con piedra y selladas que conducían el agua a una gran cavidad, de 80 cm, desde donde se reutilizaba el agua para el proceso de lavado de oro. Aun en la actualidad se encuentran más o menos conservados los relaves donde se depositaban los desechos de esos procesos.

No existe evidencia arqueológica de como preparaban las superficies de las mesas de labado. Se podría suponer que las cubiertas de estas mesas inclinadas eran de materiales orgánicos. Se cree que pudieron emplear, ya sea una rejilla de madera o sencillamente pieles de oveja, ya que ambas se usaron frecuentemente en el mundo antiguo. La hipótesis de la piel de oveja se apoya en la suposición de que las ovejas estaban disponibles en los sitios mineros como alimento, y además, tanto la lanolina como las fibras lavadas de las pieles de oveja habrían atrapado las partículas de oro de bordes afilados, mientras que las partículas de cuarzo estéril se eliminaron con la suspensión de agua. La leyenda del vellocino de oro, por lo tanto, puede haber sido de origen egipcio y de una antigüedad mucho mayor que la del viaje de los argonautas (Klemm, 2001). Por último se quemaban

esas pieles para obtener un producto final de oro, operación de la cual obviamente no hay evidencias físicas.

Durante los reinados de Tutmosis I (1504–1492 a.C.) y Amenofis IV (1351–1334 a.C.), Nubia fue conquistada e incorporada al imperio egipcio (figura 7). Klemm apunta que lo más probable es que el nombre de Nubia provenga de “*nub*”, el antiguo vocablo egipcio que significa oro. A lo largo del río Nilo en Nubia, las técnicas de prospección probablemente aumentaron la producción de oro en el Nuevo Reino. Como se dijo antes el monarca Ameni “*obligó a los jefes de los nubios a realizar un lavado de oro*” esto hace conjeturar que las técnicas hidrometalúrgicas de beneficio ya se conocían desde épocas faraónicas. Inscripciones en templos como Medinet Habu, al oeste de Luxor, también permiten suponer que la extracción aurífera se daba en depósitos aluviales.

La minería mejoró considerablemente durante el Nuevo Reino, especialmente por la implementación de cinceles de bronce, lo que permitió una separación mucho más selectiva de oro de las vetas de cuarzo. Durante la época del Nuevo Reino, se carecía de ventilación sofisticada en las minas lo que limitaba las operaciones subterráneas a unos 30 m de profundidad.



Figura 7. Nubios presentando oro en diferentes versiones. Pintura mural de la tumba de Huy, virrey de Kush (Nubia) bajo el gobierno de Tutankamón a finales de la XVIII dinastía.

7.2.5 Producción de oro durante la Dinastía ptolemaica

Es muy posible que a lo largo de la Dinastía ptolemaica⁹ y también durante el control romano, el desarrollo de nuevas maniobras de prospección halla sido prácticamente nulo y que únicamente se hayan reorganizado los antiguos complejos mineros faraónicos del Nuevo Reino. Como ocurrió en el pasado la minería se vio restringida por la profundidad a la que se podía trabajar (aproximadamente 30 m por debajo de la superficie, por debajo de la cual las lámparas de aceite ya no funcionaban). Solo algunas minas fueron explotadas en esa época; se sabe que la extracción de oro se llevó a cabo en la parte sur de Egipto, en general se acepta que durante los tiempos de los Ptolemeos la extracción de oro tuvo lugar en el distrito de Wadi Allaqi.

Sin embargo, se introdujo una gran mejora a en la técnica de molienda y procesamiento de mineral. Se utilizaron piedras de molino de forma cóncava de 70 a 80 cm de longitud (figura 8) y de 30 a 40 cm de ancho, con ranuras paralelas de 2 mm de incisión en el plano de fresado. Para la molienda se manipulaban a mano piedras de molino semicirculares con dos asas de 5 a 10 kg de peso sobre el plano de molienda, que permitían desintegrar las partículas de cuarzo que eran de 0.5 cm, para así transformarlas en un polvo y liberar finas astillas de oro. Con esa tecnología de fresado, todo el proceso fue aproximadamente cinco veces más efectivo que los métodos anteriores (Klemm, 2001).



Figura 8. Molino de oro de forma cóncava con una piedra de molino de dos asas. (Klemm, 2001).

⁹ El Reino ptolemaico fue un estado helenístico situado en Egipto. Fue fundada en el 305 a. C. por Ptolomeo I Soter, general de Alejandro Magno, y duró hasta la muerte de Cleopatra VII en el 30 a. C. Gobernando durante casi tres siglos, los Ptolomeos fueron la dinastía egipcia más duradera.

La minería subterránea ptolemaica en las minas de oro egipcias se optimizó significativamente gracias a la experiencia minera helénica. Por lo tanto, en los trabajos de vetas de cuarzo de oro poco profundas, se implementaron techos en forma de domo permitieron la reducción de los pilares de soporte, a distancias de separación de 4 a 6 m, lo que aumentó la producción minera.

Otro importante avance fue la mejora de las plantas de lavado de concentración circular en el famoso sitio minero de Laurion en Attica. Debido a esa mejora, fue posible procesar minerales sulfureos que contenían oro primario con pirita, calcopirita, galena, esfalerita y arsenopirita, que en dinastías pasadas no habían sido procesados.

7.2.6 La producción aurífera en los tiempos del Reino de Kush en Nubia

Al sur de Egipto, en Nubia, muchos sitios de minería del Nuevo Reino se volvieron a trabajar durante el Reino de Kush. Se utilizaron muchas de las herramientas del pasado, especialmente los molinos de piedra. Predominan los molinos de piedra en forma de bandeja ovalada de (muy frecuentes en el Reino Nuevo), presentaban una concavidad secundaria más profunda, lo que muestra un tipo diferente de manejo de la técnica de molienda. En ese periodo se continuó con el lavado de oro.

7.2.7 Producción de oro en tiempos romanos

Durante el dominio romano y bizantino en Egipto, la producción de oro cayó debido a los incesantes ataques de los Blemios, una tribu nómada del desierto. Se hizo económicamente infructífero proteger los sitios de extracción de oro que se hallaban por todo el desierto. Solo unos pocos sitios altamente productivos cerca de las vías de comunicación protegidas permanecieron en operación. Los romanos tenían gran experiencia en la prospección de yacimientos aureos, sin embargo en Egipto, la explotación de oro decayó prácticamente al grado de nulificarse, lo que contrasta con otras regiones bajo su control.



Figura 9. Molino cilíndrico de piedra de rotación granítica (quern). (Klemm, 2001).

La aportación más importante de ese tiempo fue la tecnología romana del *quern* (quern stone) que era un tipo de molino redondo de 30 a 45 cm de diámetro (Figura 9), estaba compuesto por una piedra basal con un hueco en forma de disco en el que se colocaba una piedra convexa redonda que tenía un agujero axial central y un lateral para el mango. Las piedras trituradoras eran de aproximadamente 15 cm y se usaron como martillos y yunques. Con el quern se producía un polvo mucho más fino que con otros molinos, lo que permitía beneficiar el oro en solo un tercio del tiempo requerido con métodos anteriores.

Esa tecnología se mantuvo aun en la época árabe. A pesar de la posterior presencia de Bizancio en la región, no hay gran evidencia de progreso o importante trabajo del oro.

7.2.8 La época árabe

En Sudán, lejos de las zonas cercanas al río Nilo, se iniciaron extensas operaciones en muchos sitios nuevos en depósitos secundarios de oro de las regiones del desierto oriental. Es importante decir que en el desierto de Sudán hubo notables sitios mineros desde tiempos fraónicos. Al inicio de la época árabe se reactivaron los antiguos sitios mineros existentes en todo el Desierto Oriental.

En general, se cree que la minería durante ese tiempo se concentraron más en las zonas del sur del Desierto Oriental Egipcio, incluyendo el Wadi Allaqi y como ya se dijo en el

desierto de Sudán. En esas regiones, la mineralización de oro se encuentra, sobretodo, en rocas metasedimentaria y volcanogénicas ácidas.

Bajo el dominio de Áhmad ibn Tulun (alrededor del año 990 d.C.) las primeras actividades mineras árabes tuvieron su cúspide, desde el siglo X hasta el siglo XI.

Se sabe que las operaciones árabes de oro se paralizaron alrededor de 1350 d.C. Esto pudo deberse a que las pocas minas subterráneas alcanzaron sus niveles de ventilación más bajos y a una creciente inestabilidad política y religiosa. En la figura 10 se aprecia una moneda acuñada por el régimen de Áhmad ibn Tulun.



Fig. 10. Dinar de Áhmad ibn Tulun.

7.3 El beneficio de menas auríferas en el antiguo Egipto

Existen varias discusiones sobre la fecha más temprana en la que se desarrollaron los métodos de refinación en Egipto. Algunas autoridades afirman que es del 2000 a.C. (Notton, 1974).

7.3.1 Lavado del mineral

En un país sin grandes recursos acuíferos, uno de los problemas sería la obtención de suficiente agua para lavar el mineral. El historiador y geógrafo griego del siglo II a. C. Agatarquides, describe que todas las etapas del proceso de extracción del oro, desde la roca hasta el metal refinado, se llevaban a cabo convenientemente en un mismo sitio (fig. 11), sin embargo, algunos arqueólogos han demostrado que este no fue siempre el caso y

que algunas estructuras encontradas cerca del Nilo eran muy probablemente instalaciones de lavado de oro. Estas estructuras, que como se mencionó antes, aparecieron durante el Nuevo Reino, podrían haber sido utilizadas como mesas de concentración gravimétrica, con cuencas empleadas como tanques de sedimentación. En lo que respecta a las regiones más remotas, probablemente el mineral era transportado a la orilla del río para su lavado y refinación.

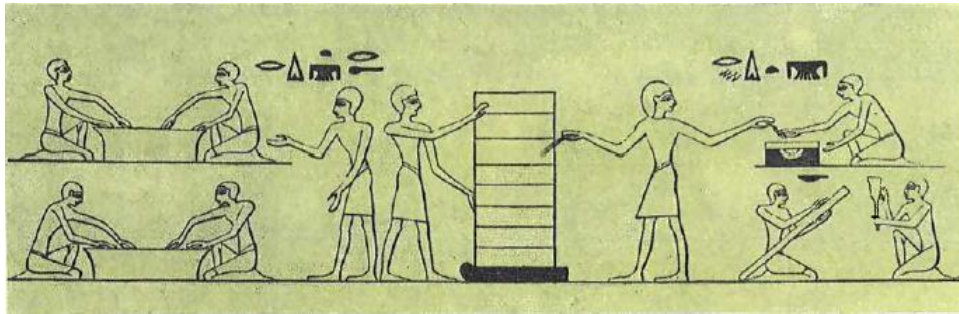


Fig.11. Relieve esculpido en Beni Hassan, que parece mostrar que todos los procesos ocurrían en un solo lugar.

7.3.2 Proceso de cementación

La descripción de Agatarquides de esta técnica es previa a la de Plinio; por lo visto los egipcios ya refinaban metales de esta forma mucho antes que en la edad media. En este proceso, el oro impuro, en forma de lámina o grano, se colocaba en un crisol en contacto directo con una mezcla de sal y polvo de ladrillo (*brickdust*) y se calentaba en un horno. La plata y los metales básicos presentes en el oro se volatilizaban o eran absorbidos por el polvo de ladrillo, dejando al oro puro que se separaba fácilmente de ese cemento mediante lavado.

7.3.2.1 Reproducción de la cementación

El autor Notton, J. H. F llevó a cabo algunos experimentos para probar el proceso de cementación con sal descrito por Agatarquides y por Diodorus Siculus. Los fines de esta

investigación es mostrar a detalle como fue el beneficio de minerales áureos en el pasado, por lo que se considera importante reportar aquí los experimentos de Notton, al pie de la letra.

Notton indica que para el proceso de cementación se utilizaron pequeñas porciones de una lámina de aleación de oro blanco que contenía cobre y plata. Estos se colocaron en un crisol y se enterraron bajo un pequeño montón de una mezcla de sal y polvo de ladrillo y se calentaron a 800°C durante algunas horas hasta que no se desprendieron más humos de sal. Se encontró que este procedimiento eliminaba todo el cobre y la plata suficiente para elevar el contenido de oro del residuo desde un valor inicial de 37.5 % a 93% (Notton, 1974).

7.3.2.2 El proceso egipcio de refinación

La misma fuente continúa la crónica de sus experimentos diciendo que las pruebas del proceso egipcio se iniciaron sellando parte de la aleación de oro con la sal en una olla de sillimanita (Al_2SiO_5) comercial utilizando un cemento de alúmina. Esta olla también se calentó a 800°C hasta que cesó la combustión. Por una coincidencia muy extraña, se descubrió que esto ocurría después de cinco días, exactamente como lo describe Diodorus Siculus.

El experimento se repitió luego con la adición de la sal y la aleación de oro de uno o más de los otros ingredientes mencionados, se añadió como carbón vegetal (como agente reductor). La prueba con sal sola fue muy exitosa ya que el único residuo en la olla era el metal refinado como lo exige el texto. Una vez más, el contenido de oro del metal se había elevado a más del 93% (Notton, 1974).

Se recuperaron cantidades considerables de plata de depósitos cristalinos de sal sublimada en las partes más frías del horno. Con la adición de carbón vegetal a la mezcla, se encontró que el contenido de oro del residuo se elevó a solo el 80%. La adición de plomo o estaño redujo aún más el contenido de oro del producto refinado. En el caso del estaño, había un residuo de óxido de estaño en la olla que parecía haber evitado que la reacción se completara ya que el oro aún contenía estaño. Con el plomo presente, se formó una escoria vítrea que no se empapó en la olla y de nuevo impidió la reacción completa (Notton, 1974).

Finalmente se puede decir que si los reactores usados por los antiguos egipcios tenían la capacidad de absorber la escoria de óxido de plomo, entonces es posible pensar que el plomo se agregó para eliminar las trazas finales de la ganga silíceo que debe haber quedado en el concentrado de oro. Parece ser que en su relato, Agatharchides, habla de la adición de estaño al procesos, sin embargo Notton apunta que no es posible explicar la inclusión de estaño en la receta, a menos que se haya incluido deliberadamente para confundir a Agatharchides, posiblemente en un intento de mantener el secreto del proceso.

7.4 Estimación de la producción de oro en el Egipto faraónico

Durante toda la historia egipcia de aproximadamente 6000 años de tradición en la producción de oro, se logró menos de la producción mensual de oro que la de la actual Sudáfrica, (Klemm, 2001) lo que se contrapone con la idea común de la inmesurable riqueza de oro en el Egipto faraónico. El tonelaje total de todas las antiguas operaciones (incluidas las subterráneas) es del orden de 400,000 a 600,000 toneladas de mineral. Suponiendo una recuperación de 10 g/t, que es aproximadamente dos tercios de la concentración máxima extraída, se habría producido un máximo de 6000 kg de Au (Klemm, 2001). La producción en los wadis es mucho más problemática de estimar, pero podría haber sido del mismo orden (Klemm, 2001), o máximo el doble; lo que sugiere una producción máxima total de 18 toneladas. A lo largo de los tiempos faraónicos se benefició alrededor de el 40% de ese oro, produciendo aproximadamente 7 toneladas de oro. El otro 60% corresponde equitativamente entre la época ptolemaica y árabe, se sabe que en los tiempos predinásticos y romano-bizantinos se tuvieron muy bajas tasas de producción. Se puede decir que existe cierta discrepancia con las expectativas de los arqueólogos cuando proyectan el inventario de oro de tumbas intactas, como la de Tutankamón. Quizá para los expertos (arqueólogos y metalúrgicos) la labor de conocer la cantidad de oro producida en aquella época se ve dificultada por el reciclaje intensivo de oro que fue frecuente a lo largo de la historia faraónica, que aumentó a partir del siglo XII a.C. Junto a ese hecho está el constante robo de tumbas, práctica frecuente desde la antigüedad.

Como se ha visto hasta este momento el beneficio de minerales en el antiguo Egipto fue bastante fortuito. De momento abandonaremos la tierra de los faraones para explorar los

procesos de concentración de menas auroargéntíferas en otros lugares del mundo conocido hasta entonces.

7.5 El Asia Menor

Los depósitos de oro aluvial del monte Tmolus fueron los primeros explotados por los griegos. Los yacimientos más famosos se hallaban en los ríos Pactolus¹⁰ y Hermus en Asia Menor, estos depósitos fueron la fuente de la riqueza de Creso (último Rey de Lidia, reinado de 560 a.C. a 546 a.C.), son mencionados por Heródoto y Sófocles. La técnica de concentración fue relativamente simple, consistía en recolectar manualmente el mineral directamente de los depósitos de oro aluvial, o por medio de pieles de ovejas clavadas en los ríos. Se piensa que las pieles cargadas de partículas de oro explican la leyenda ya comentada del vellocino de oro.



El uso de monedas metálicas estandarizadas en Asia menor se dio por primera vez en la capital del Imperio de Lidia (figura 12), en lo que hoy es Turquía. Hacia el 700 a.C, Lidia era el centro comercial de la zona con rutas comerciales que se extendían a Persia, Egipto, Grecia, Asiria, entre otros.

En el año 546 a.C., los persas invadieron Lidia y adoptaron el uso de su moneda. Los mismos persas saquearon grandes cantidades de oro de Egipto; sin embargo, los persas también tenían su propio suministro de oro. La costa árabe del Mar Rojo era rica en depósitos aluviales.

¹⁰ El río Pactolus, es un río cerca de la costa egea de Turquía. El río nace del monte Tmolus, y desemboca en el río Gediz. El Pactolus contenía electrum que era la base de la economía del antiguo estado de Lydia. Según la leyenda, el rey Midas se despojó del toque dorado lavándose en el río y de esa forma el río adquirió el metal áureo. El historiador Herodoto afirmó que el oro contenido en los sedimentos transportados por el río eran la fuente de la riqueza del rey Creso.

Importantes minas de oro en Asia menor estaban en funcionamiento en Fenicia, Siria, Frigia y Lampsaco. El río Oxus (Asia Mayor), conocido hoy como Amu Darya, que desemboca en el mar Caspio, fue legendario para los griegos por su oro aluvial. Por otra parte en el siglo IV, la población de Lampsaco tenía una moneda de oro (fig. 13), elemento solo disponible para las ciudades más prósperas. Al rey Creso se le atribuye la emisión de las primeras monedas de oro (fig. 14), entre los años 640 y 630 a. C. con una pureza normalizada y una circulación general. Sus monedas estaban hechas de una aleación de electrum. La composición de esas monedas sería similar al mineral de los depósitos del río de la ciudad Lidia de Sardes. Otro de los principales depósitos de oro griego aluvial fue el río Pactolus. Fue el oro de estas fuentes usado por el rey Creso para emitir la primera moneda respaldada por su corona.

Debido a que Grecia no tenía recursos adecuados para desarrollar una extensa acuñación de monedas de oro, la plata se convirtió por primera vez, en el medio de intercambio y la equivalencia de oro a plata se fijó en 1:13. Una notable excepción a la acuñación de plata fue la emisión por parte de Atenas de monedas de oro del 407 al 404 a.C. para pagar la guerra del Peloponeso.



Figuras 13 y 14. Moneda acuñada en Lampsaco y primer moneda del rey Creso, respectivamente (ref).

7.6 La metalurgia del oro en el Imperio Romano

Los metales y el trabajo con metales habían sido conocidos por la gente de la Italia moderna desde la Edad de Bronce. En el 53 a.C., Roma ya se había expandido para controlar gran parte del Mediterráneo. Esto incluía nueve provincias que iban desde Italia, España, Macedonia, África, Asia Menor, Siria, Grecia, y al final del reinado del emperador Trajano (reinado del 98 al 117 d.C.), el Imperio Romano había crecido aun abarcando partes de Gran Bretaña, Egipto, toda Alemania al oeste del Rin, Dacia, Noricum, Judea, Armenia, Iliria

y Tracia. A medida que el Imperio creció, también lo hizo su necesidad de metales. Una de las fuentes de información romanas más importantes es la *Historia Naturalis* de Plinio el Viejo de la que se hablará más adelante.

Muchos de los primeros artefactos metálicos que los arqueólogos han identificado han sido herramientas o armas, así como objetos ornamentales o joyas. Estos primeros objetos metálicos estaban hechos de metales dúctiles como cobre, oro y plomo; que generalmente se hallaban como metales nativos. Si bien la tecnología avanzó hasta el punto de obtener cobre sorprendentemente puro, la mayoría de los metales antiguos eran en realidad aleaciones, siendo el más importante el bronce (aproximadamente 88% Cu y 12% Sn). A medida que se desarrollaba la tecnología metalúrgica (conformado mecánico, fundición, herrería y técnicas pirometalúrgicas), se tuvo la oportunidad de trabajar más metales.

Desde el siglo I a.C. Iberia y Portugal, fueron de las provincias romanas más ricas para la extracción mineral (Au, Ag, Cu, Sn, Pb, Fe y Hg). Existe evidencia de minería y procesamiento a gran escala en la región. Desde su anexión durante las Guerras Púnicas (conflictos armados entre los años 264 a.C. y 146 a.C. entre Roma y Cartago) hasta la caída de Roma, Iberia continuó produciendo una cantidad significativa de metales.

Para algunas de las técnicas metalúrgicas más complejas, los romanos disponían de un tipo horno de no especificado con una fuente de oxígeno, que en la literatura (Tylecote, 1962) se considera fuelle y un método de restricción de oxígeno (*method of restricting said oxygen*). El uso de hornos sería una tendencia en las regiones cercanas. La fuente de combustible más común fue el carbón vegetal; para el conformado fueron empleados moldes, martillos y yunques; y para la purificación de los metales se emplearon crisoles y hornos de copelación.

Existe evidencia directa de que mecanizaron al menos parte de los procesos de extracción. Utilizaron la energía hidráulica de las ruedas hidráulicas (*water wheels*) para moler los minerales y también para aserrar madera o piedra, desde el siglo I d.C. o posiblemente antes.

El poeta romano Ausonius (310-395 d.C.) da testimonio del uso de un molino de agua para cortar piedra en su obra *Mosella* del siglo IV d.C. Podrían haber adaptado fácilmente la tecnología para triturar el mineral utilizando martillos basculantes, y tal como lo menciona Plinio el Viejo en su *Naturalis Historia* que data de alrededor del 75 d.C. Las técnicas

romanas de minería y beneficio de minerales sobrevivieron en el período medieval, como lo describe e ilustra Georgius Agricola en su *De Re Metallica*.

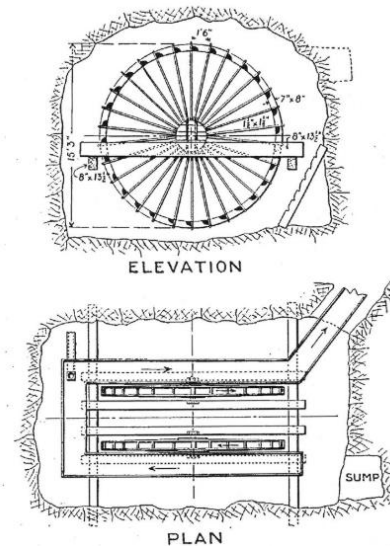


Fig. 15. Rueda usada para drenaje de las minas de Rio Tinto

También utilizaron la rueda hidráulica en reversa para drenar las minas. Se han encontrado múltiples juegos de estas ruedas en España en las minas de cobre de Rio Tinto (figura 15) y un fragmento de una rueda en las minas de oro de Dolaucothi.

La invención y la aplicación generalizada de la minería hidráulica, es decir, el desbaste y la purificación del suelo, ayudados por la capacidad de los romanos para planificar y ejecutar operaciones mineras a gran escala, permitieron la extracción de diversos metales básicos y preciosos a escala preindustrial raramente igualada hasta la Revolución Industrial, a este proceso se llevó a cabo en *Las Médulas* y se le conoció como *ruina montium*.

El combustible más común, por mucho, para operaciones de fundición y forja era la madera y, en particular, el carbón vegetal, que es casi el doble de eficiente. Los principales yacimientos de carbón explotados se encontraban en La Gran Bretaña romana, sin embargo, la explotación de este combustible se extendió a la Renania continental (oeste de Alemania), donde el carbón bituminoso ya se usaba para la fundición de mineral de hierro.

7.6.1 Minería de placeres

La minería basada en la explotación de depósitos aluviales fue bastante común en la antigua Roma. El trabajo de minería se efectuaba a cielo abierto o por excavación de superficie o túneles. Los minerales o (algunas veces) las piedras preciosas, que se habían movido por el flujo de una fuente original, como una vena, generalmente eran solo una porción minúscula del depósito total. Dado que las gemas y los metales pesados como el oro son considerablemente más densos que la arena, tienden a acumularse en la base de los depósitos de placer.



Fig. 16. Representación de la minería de placeres del libro *De re Metallica* (1556)

Los yacimientos de oro aluvial conocidos como placeres suministraron la mayor cantidad del oro para una gran parte del mundo antiguo (figura 16). Los métodos de minería hidráulica, como el desbaste, fueron utilizados ampliamente por los romanos en todo su imperio, pero especialmente en los yacimientos oro del norte de España, después de su conquista por Augusto en el 25 a.C. Uno de los sitios mineros más grandes, se encontraba en *Las Médulas*, donde se sabe que se utilizaron siete acueductos de aproximadamente 48.3 Km de largo para trabajar los depósitos de oro aluvial durante el primer siglo después de Cristo. Los métodos utilizados por los mineros romanos en Las Médulas, son descritos por Plinio el Viejo en su obra publicada en el año 77 d.C. El autor era un procurador en la

región y probablemente fue testigo de la minería hidráulica a gran escala de los depósitos de placer que ahí tenían lugar.

Los yacimientos de oro aluvial a veces tienen el mayor depósito de oro y son muy comunes. Este depósito se crea cuando una fuerza de la naturaleza mueve o lava el oro, pero no entra en el lecho de un arroyo. Este tipo de depósito se produce principalmente en los valles. Las acumulaciones de oro en un antiguo lecho de arroyos que son altas se llaman depósitos de banco. Se pueden encontrar en laderas más altas que desembocan en los valles. Los lechos de arroyos secos (bancos) se pueden ubicar lejos de otras fuentes de agua y, a veces, se pueden encontrar en las cimas de las montañas. Una de las técnicas empleadas durante el imperio Romano para extraer oro del mineral de placer fue el *paneo*, un método gravimétrico basado en la elevada densidad del oro. En el *paneo*, un poco de mineral extraído se colocaba en una bandeja grande, combinada con una gran cantidad de agua, y se agitaba para que las partículas de oro, al ser de mayor densidad que el resto del material, se depositen en el fondo. El material de la ganga más liviana, como arena, barro y grava, se lavaba sobre el costado del recipiente, para así poder obtener la mayor cantidad de oro.

Probablemente la minería de placeres generó algún daño al ambiente debido a las grandes cantidades de relaves que se arrojaban a los arroyos. Otro aspecto perjudicial de esta actividad pudo ser el aumento de los niveles de los ríos de las zonas donde desembocaban los cauces de las minas, ya que en ocasiones pudieron haberse desbordado inundando los pueblos cercanos.

7.6.2 Minas de oro de Dolaucothi

Las Minas de Oro de Dolaucothi se encuentran ubicadas en Gales (Fig. 17), fueron las únicas minas de oro romanas conocidas en Gran Bretaña. Es un sitio importante como evidencia de la avanzada tecnología romana. En aquel sitio tuvo lugar la minería a cielo abierto y también la minería subterránea, y como en otros centros mineros romanos, la fuerza hidráulica fue bien aprovechada.

Para explorar las vetas de oro escondidas debajo del suelo en las laderas superiores en las proximidades del pueblo moderno de Pumsaint, los romanos hicieron uso extensivo del agua transportada por varios acueductos, el más largo de los cuales estaba a

aproximadamente 11 km de su fuente en una cañada de río. Los arroyos pequeños en Mynydd Mallaen, Annell y Gwenlais, se usaron inicialmente para proporcionar agua para la prospección.



El agua se almacenaba en los tanques y luego se liberaba repentinamente; el flujo de agua despejaba el suelo para revelar la roca de fondo y cualquier veta de oro. El método se conoce como desbaste y sobrevivió hasta el siglo XIX en Gran Bretaña y hasta el siglo XX en los sitios de oro en África.

En las minas de Dolaucothi la minería de placeres y en conjunto con el desbaste, ambos métodos pudieron haber sido utilizados para trabajar en depósitos de placer aluviales cerca del río Cothy. El suministro de agua de los acueductos también se utilizó para lavar el mineral de oro triturado, y también para impulsar martillos y molinos para la trituración del mineral (Lewis y Jones, 1969).

Fig.17. Minas de Oro de Dolaucothi en Gales

7.6.3 Las Médulas

Las Médulas es un sitio histórico de extracción de oro cerca de la ciudad de Ponferrada en la comarca de El Bierzo (provincia Castilla y León, España). Quizá fue el complejo minero de oro más importante, así como la mina de oro a cielo abierto más grande de todo el Imperio Romano (desde el siglo I hasta el siglo III d.C.). Casi el 15% de toda la explotación de oro de los romanos tuvo lugar en esa zona minera. El Paisaje Cultural de Las Médulas está catalogado por la UNESCO como Patrimonio de la Humanidad. Numerosos estudios han confirmado la gran extensión de la actividad minero-metalúrgica de la época romana.

Antes de la conquista de los romanos, el noroeste de España estaba poblado por varios pueblos celtas, entre los que el *astur* es el que habitaba en Las Médulas. Aquellos pobladores obtuvieron oro de los placeres de los ríos y lo usaron para joyería.

Plinio menciona en su obra la existencia de tres tipos de oro:

1. Aurum fluminum: Oro de las arenas de los ríos.
2. Aurum canaliense: Oro siguiendo vetas en roca sólida.
3. Aurum arrugiae: Oro obtenido de las *arrugiae*, excavaciones subterráneas utilizadas para colapsar las rocas en un proceso conocido como ruina montium (colapso de las montañas).

Fue el tercer tipo de explotación que se utilizó en Las Médulas (Aller, 2013). La técnica empleada fue un tipo de minería hidráulica que involucraba socavar una montaña con grandes cantidades de agua. El agua fue suministrada por transferencia entre cuencas. Al menos siete acueductos largos tocaron los arroyos del distrito de La Cabrera (donde la precipitación en las montañas es relativamente alta) en una variedad de altitudes. Los mismos acueductos se usaron para lavar los extensos depósitos de oro aluvial. El área Tarraconense fue conquistada en el 25 a.C. por el emperador Augusto. Antes de la conquista romana, los habitantes obtenían oro de los depósitos aluviales. La producción a gran escala no comenzó hasta la segunda mitad del siglo I d.C.

Durante la cúspide de la explotación de recursos minerales, se movieron aproximadamente 600 millones de metros cúbicos de tierra y se extrajeron alrededor de 195 toneladas de oro (Gómez-Fernández, 2012). La mayor parte de esta extracción fue de yacimientos de oro aluvial; no obstante, las venas de cuarzo mesotérmicas (es decir formadas a temperaturas moderadas de 20 a 30°C) que contienen oro también son abundantes en esa zona y también fueron explotadas. A través de una técnica conocida como ruina montium se extraían los minerales. El agua era forzada a través de grandes pozos en los depósitos aluviales para causar un colapso total y posterior clasificación hidráulica (un efecto de la densidad) de la grava aurífera.

La extracción adicional de minerales de los depósitos de roca dura se basó en la técnica de extinción de incendios (*fire-setting*) donde los incendios se establecieron contra la piedra y se apagaron rápidamente, lo que provocó que la roca cediera. Según Plinio, esta técnica se practicó ampliamente en los depósitos de oro del noroeste de España.

Los minerales que se extrajeron se purificaron finalmente mediante el proceso de copelación, donde las impurezas se eliminaban a alta temperatura en un horno. Estas impurezas, como el plomo, se volatilizaron, se transportaron de forma atmosférica y, finalmente se regresarían al ambiente en forma de precipitación. Los efectos medioambientales del beneficio de minerales en tiempos romanos sin duda fueron

inmensos, y una discusión y explicación de los mismos exceden los objetivos planteados en esta investigación.

7.6.4 Ruina Montium

Para este proceso se construía una red galerías sin salida exterior. Para retirar toda la materia que se deseaba se introducían en la mina todo el caudal de agua que se encontraba almacenada en un depósito lo que producían un efecto de "golpe de ariete", logrando el derrumbe de todo el material minado.

Los derrumbes provocados eran consecuencia del aumento de presión del aire por acción de los enormes volúmenes de agua dentro de las galerías de la mina. Primero se inundaba cierta zona durante varios días, esto para reblandecerla, produciendo así un plano de fractura.

Posteriormente se cavaba una zona de forma esférica en el centro del monte seleccionado para producir su "ruina". El agua era introducida a presión por la parte inferior de la cavidad lo que producía la compresión del aire almacenado cuya presión aumentaba al disminuir el volumen de acuerdo con la ley de Boyle. Cuando la presión interior superaba la resistencia del terreno se provocaba la "ruina montium".

La fuerza que provocaba las explosiones provenía de la presión del agua, que necesitaban en abundancia y situada a una altura necesaria, para que la presión en la cueva principal fuese suficiente, tal como menciona Plinio en el texto 5 de su *Historia Naturalis*. Para disponer de esta agua los romanos construyeron una extensa red de canales de más de 300 km de longitud total, que traían agua desde las alturas de los Montes Aquilianos, situados en la provincia de León, e incluso desde las cuencas del Sil y del Duero. El agua se almacenaba en estanques situados en las zonas altas de Las Médulas, como dice Plinio.

Es claro que los antiguos romanos poseían un conocimiento cualitativo de las propiedades elásticas del aire, previo a lo que enunciaría Boyle quince siglos después. Hay indicios de que estas propiedades eran usadas en algunas herrerías en las que el aire se empleaba para avivar las fraguas o para el funcionamiento de un compresor de aire que usaba la fuerza del agua.

7.6.4.1 Testimonio de la ruina montium en Historia Naturalis

Acerca de cómo se sacaban los minerales áureos y como se beneficiaban durante tiempos Romanos el historiador Plinio el Viejo (siglo I) da testimonio de ello en su ya anteriormente mencionada *Historia Naturalis*, que es un extenso tratado sobre historia natural, etnografía, arte, escultura, minería y mineralogía

A continuación se presentan los fragmentos más relevantes del relato de Plinio sobre la ruina montium y el procesamiento del oro obtenido por esta técnica durante el Imperio Romano.

Texto 1: "En nuestro mundo [...] el oro se extrae de tres modos: en primer lugar en las partículas [o pepitas] de los ríos, como en el Tajo en Hispania [...], y ninguno es oro tan puro, ya que está pulido por la corriente y el flotamiento. Se extrae de otra forma mediante pozos o se busca derrumbando los montes. Hablemos, pues, de estos dos sistemas [...]"

Texto 2: "El oro que se extrae de los montes [mediante pozos de mina] se llama 'canalicium', otros lo llaman 'canaliense'; se adhiere a las piedras de mármol [empleado aquí por cualquier tipo de roca dura], no de la manera como brillan el zafiro de Oriente y el de Tebas y otras piedras preciosas, sino que envuelve las partículas de mármol [quiere decir que más que en puntos aislados, se encuentra por toda la roca, diseminado] [...]"

Texto 3: "El tercer procedimiento supera al trabajo de los Gigantes; las montañas son minadas a lo largo de una gran extensión mediante galerías hechas a la luz de lámparas, cuya duración permite medir los turnos y por muchos meses no se ve la luz del día. Este tipo de explotación se denomina 'arrugia' A menudo se abren grietas, arrastrando a los mineros en el derrumbamiento [...] Por ello se dejan numerosas bóvedas de piedra para sostener las montañas. En los dos tipos de trabajos se encuentran a menudo rocas duras; se las hace estallar a base de fuego y vinagre [o agua] , pero a menudo, como en este caso, las galerías se llenan de vapor y humo; se destruyen estas rocas golpeándolas a golpes de martillos que pesan 150 libras y los fragmentos son retirados a las espaldas de hombres, [...] Acabado el trabajo de preparación, se derriban los apeos de las bóvedas desde los más alejados; se anuncia el derrumbe y el vigía colocado en la cima de la montaña es el único que se da cuenta de él. En consecuencia, da órdenes con gritos y con gestos para poner en aviso a la mano de obra y, a la vez, él mismo baja volando. La montaña, resquebrajada,

se derrumba por sí misma a lo lejos, con un estruendo que no puede ser imaginado por la mente humana, así como un increíble desplazamiento de aire [...]"

Texto 4: "Las tierras que en el anterior sistema [pozos o minería convencional] se evacuan con gran trabajo para que no ocupen los pozos, en éste [ruina montium o arrugia] son transportados por el agua. El oro obtenido mediante la arrugia no se funde, sino que es oro al instante [...]"

Texto 5: "Otra tarea análoga e incluso más costosa es traer corrientes de agua para lavar estos derrumbes , en ocasiones desde la cumbre de los montes, a menudo a una distancia de 100 millas; [...] Es conveniente que la pendiente esté calculada, de forma que, más que fluir, corra; y por ello se traen desde las zonas más elevadas. [...]"

Texto 6: "Junto a las cabeceras de los declives [se refiere a los frentes de explotación], en las crestas de los montes, se excavan unos depósitos, de doscientos pies por ambos lados y unos diez de profundidad [unos 60x60x3m.].En ellos se dejan cinco canales de desagüe de unos tres pies cuadrados [unos 90 cm²], de forma que, una vez abiertas las bocas de salida, con el depósito lleno, se precipite hacia afuera un torrente de tanta fuerza que haga rodar las rocas [...]"

Texto 7: "Todavía queda otra tarea en el llano. Se excavan unas zanjas por las que discurra la corriente, se denominan 'agogae', que se cubren a intervalos con urces [especie de planta de brezo]. Se trata de un arbusto semejante al romero, áspero y que retiene el oro. Los laterales [de las agogae] están cerrados con tablas y por las zonas accidentadas los canales van suspendidos. Fluyendo de esta forma, la tierra se desliza mar adentro y el monte se diluye en él, [...] La urz [brezo] se seca, se quema y la ceniza se lava en un cauce de césped herboso para que se deposite el oro. [...]"

Texto 8: "Algunos dicen que se producían 20 000 libras cada año [aproximadamente 9 toneladas] por este sistema en Asturias, Gallaecia y Lusitania, pero la mayoría lo produce Asturias y que en ninguna otra parte se mantiene esta fertilidad por tantos siglos."

7.6.5 Estimación de la producción de oro en Las Medulas

La mina Las Médulas estuvo en funcionamiento desde principios del siglo I hasta finales del segundo o principios del siglo III, cuando cesó el trabajo en todas las minas de oro del

noroeste España. La razón de este fin se discute entre los estudiosos, pero todos están de acuerdo en que el agotamiento de los minerales no fue la causa. Una estimación de la cantidad de oro extraído en Las Médulas a lo largo de este lapso de tiempo indica que se obtuvieron unas 5 toneladas de oro. A manera de ilustración se muestra una moneda romana del siglo II (fig. 18).



Fig. 18. Moneda de Septimus Severus Emperador Romano del 193 al 211 d.C.

7.6.6 La copelación en la Roma antigua

Los romanos utilizaron una técnica sofisticada para el beneficio metales preciosos. El uso de la copelación, un proceso desarrollado antes del surgimiento de Roma (muy probablemente en Egipto), extraía el oro del electrum (aleación de oro, plata y cobre).

La copelación consiste en una fusión oxidante de una mezcla de Pb, Au y Ag en un recipiente absorbente llamado copela, en la que el plomo metálico se oxida a Pb^{2+} para la posterior absorción del óxido de plomo (PbO) en la copela, liberando la mezcla de metal precioso. Sin embargo, para separar el oro y la plata, los romanos granulaban la aleación vertiendo el metal fundido en agua fría, y luego fundían los gránulos con sal, separando el oro del cloruro de plata químicamente alterado. Se sabe que los romanos usaron un método similar para extraer la plata del plomo.

7.6.7 Fundamentos fisicoquímicos de la copelación con plomo

El objetivo de la copelación es coleccionar el Au y Ag por medio del plomo en estado líquido a una temperatura de 900 a 1093°C. Este procedimiento también es llamado *ensayo al fuego* y se emplea como una técnica cuantitativa de análisis vía seca para determinar el contenido de metales preciosos en una muestra. En el caso en el que se emplea esta técnica como

análisis, se debe obtener una muestra representativa de 30 gramos el mineral. En el proceso de copelación intervienen los siguientes elementos:

7.6.7.1 Fusión

Esta fusión se lleva a cabo en la mufla durante una hora a 1000°C, dependiendo de la matriz del mineral, se emplean agentes reductores y oxidantes que se agregan al crisol antes de entrar de la fusión y se homogeneizan por completo con el mezclador. En esta etapa se obtiene un conglomerado (a veces llamado *botón*) de plomo en donde se encuentra el oro y la plata aleados con el plomo.

7.6.7.2 Fundentes

Estas sustancias facilitan la fundición, su objetivo es eliminar óxidos y otras sustancias no deseadas, o impedir su formación. Los fundentes más comunes utilizados en la copelación son:

- Óxido de plomo (II): También llamado litargirio (PbO), es de carácter básico y actúa como un agente oxidante y neutralizador de azufre. Su punto de fusión es a los 885°C. Tiene como función coleccionar los metales Au y Ag, se agrega para neutralizar a las muestras ácidas durante la fusión.
- Bórax $\text{Na}_2[\text{B}_4\text{O}_5(\text{OH})_4] \cdot 8\text{H}_2\text{O}$: el borato de sodio se funde a 743°C, lo cual disminuye el punto de fusión de toda la muestra. Cuando se funde disuelve y absorbe fácilmente todos los óxidos metálicos (tanto ácidos como básicos).
- Carbonato de sodio (Na_2CO_3): fundente básico cuya temperatura de fusión es igual a 851°C. En presencia de sílice, el Na_2CO_3 forma Na_2SiO_3 con desprendimiento de CO_2 .
- Nitrato de potasio (KNO_3): es un reactivo que tiene un poder oxidante en presencia del plomo metálico, puede ser oxidado a litargirio por cada gramo de nitrato agregado.

- Dióxido de silicio (SiO_2): es uno de los fundentes ácidos más fuertes, funde a los a $1,710^\circ\text{C}$. Se combina con óxidos metálicos para formar compuestos de silicato estables.
- Fluoruro de calcio (CaF_2): Exhibe una temperatura de fusión de $1,418^\circ\text{C}$. Cuando se funde es capaz de mantener en suspensión partículas sin fundir, sin perturbar la fluidez de la escoria.

7.6.7.3 Oxidación en la copela

Este proceso se fundamenta en las propiedades que tienen los metales nobles de ser inoxidable a elevadas temperaturas, consiste en separar el oro y la plata metálicos del plomo. En esta etapa, el plomo así como otras impurezas metálicas se oxidan y al mismo tiempo se absorben en la copela, lo que ocurre a medida que transcurre el tiempo, mientras la temperatura se mantiene constante.

Una vez que ocurre la oxidación y absorción del plomo, el oro y la plata forman un conglomerado brillante (ese conglomerado comúnmente es conocido como metal *Doré* y es considerado como una aleación semipura de oro y plata), en esta fase se da el cambio de estado líquido al estado sólido. La temperatura de formación de la aleación de Au-Ag se da entre los 1200 y 1300°C . Acorde con la literatura, si la temperatura es apropiada, el 98.5% del Pb es absorbido por la copela y el 1.5% se volatiliza.

Es importante resaltar que durante la copelación puede haber pérdidas tanto por volatilización debido al arrastre de partículas por las sustancias volátiles, como pérdidas por absorción y retención en las escorias.

7.6.7.4 Separación

Esta etapa consiste en es la digestión en medio ácido de la plata u otros metales presentes en la aleación para obtener la cantidad de oro que se haya en la muestra. Comúnmente, el proceso se lleva acabo con ácido nítrico de acuerdo con la ecuación 1. Para llevar a cabo el ataque ácido, frecuentemente se aumenta la superficie de contacto ya sea granulando o

laminando la aleación. La plata u otros metales pasan a la fase acuosa quedando únicamente el oro puro.



7.6.7.5 Pesaje

Finalmente se determina la masa de oro puro obtenido, empleando una balanza analítica. Este paso es muy importante cuando se trata de una prueba para conocer la cantidad de Au y Ag en presentes en una mena.

8 Beneficio de menas auroargentíferas durante la Edad Media

Durante la Edad Media, desde el siglo V d.C. hasta el siglo XVI, Europa Occidental vio un período de florecimiento para la industria minera. El auge de la industria minera de Europa occidental dependió, por supuesto, estrechamente del peso cada vez mayor de Europa occidental en el escenario de la historia mundial. La obra *De re Metallica* (figuras 19 y 20) es posiblemente el mejor testimonio de las técnicas fisicoquímicas para el tratamiento de minerales en el viejo mundo, por lo que se revisarán los pasajes más relevantes para este estudio.

8.1 De re Metallica

De re Metallica es una obra entre la alquimia y la metalurgia; versa extensamente del arte de la minería, el beneficio y la fundición de metales, así como su conformado mecánico y tratamiento superficial; fue publicada póstumamente en 1556 debido a un retraso en la preparación de grabados en madera para el texto. El autor fue Georg Bauer, cuyo seudónimo latinizado fue Georgius Agricolae. El documento se mantuvo como el texto más importante sobre minería durante 180 años después de su publicación. También fue un texto de química significativo para el período y es importante en la historia de la química.

Este texto describe las obras de escritores antiguos y contemporáneos sobre minería y metalurgia, cuya fuente principal es Plinio el Viejo. La obra consta de 12 libros, a continuación se da una breve descripción de los libros más relevantes para este estudio (libros III, V, VI y VII).

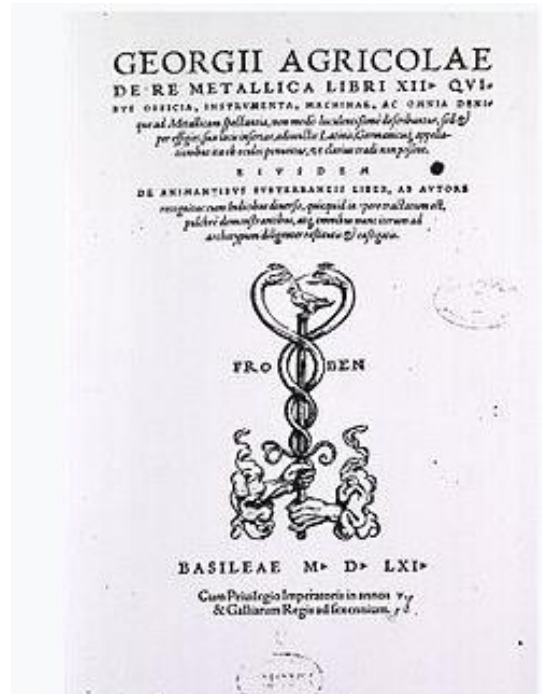


Fig. 19. *De re Metallica*

8.1.1 Libro III

Este apartado trata de la naturaleza alquímica de los metales en particular, y principalmente del oro, de sus cualidades y su ocurrencia en la naturaleza.

Agricola conocía a la perfección las propiedades del oro pues enfatiza que el oro, “por su mucha templanza y perfectísima unión e incorporación se hace tan denso, espeso y junto, que no solamente tiene una permanencia común, como todas las otras cosas corporales, pero una manera que parece incorruptibilidad...”

Se declara que el oro se podía encontrar abundantemente en Escitia (región euroasiática), en la India, Portugal, en el Perú, que entonces se hallaba bajo el dominio español, en Alesia (Francia), Bohemia, Hungría y Austria.

De los yacimientos, menciona que el dorado metal podía descubrirse “en montes ásperos, descubiertos de tierra, de árboles y de yerba” Así mismo se explica que el oro “se engendra en diversas especies de piedra” siendo, en sus palabras, la mejor la *Lapis lazuli* una roca metamórfica color azul. El componente mineral más importante de la lapis lazuli es la lazurita (de 25% a 40%), un mineral azul de silicato con la fórmula $\text{Na}_3\text{Ca}(\text{Si}_3\text{Al}_3)\text{O}_{12}\text{S}$. Se dice que el Au se podía encontrar en otras “tierras” color rojo, amarillo o negro; muy posiblemente esté describiendo diferentes vetas de cuarzo. Existía también el oro puro (*oro de tibar*) el cual, afirma el autor, “se cría en cierta tierra como betún pegajosa, que parece arcilla, la cual tierra es pesada con algún olor de piedra azufre”. Parece ser que el aquel tiempo los depósitos de oro aluvial más importantes se ubicaban “en las arenas de los ríos como en Tajo, Guadalquivir, Darro, Penal en Italia, en el Tesin, Ada, y Pou, y en el Ganges en Oriente, y en otros muchos ríos...” Se afirma que el oro se podía encontrar asociado al mineral sulfúreo As_2S_3 , llamado *oropimente*, así como en combinación principalmente con el cobre, el hierro y la plata.

El capítulo tercero de este libro está dedicado a dar a conocer la ocurrencia de la plata. La plata podía presentarse como plata nativa, o asociada al hierro, oro, cobre, arsénico o plomo. La plata nativa debió ser bastante frecuente pues en la obra, se afirma que se hallaba “pura y limpia en forma”. De la plata asociada al Pb, se exalta su calidad para las fundiciones, cuando se dice que es “la más rica y mejor. La principal señal de la riqueza de la mina de plata, y de todos los demás minerales, es el perites o margaxita¹¹, la cual luego aparece, o encima del mineral por si o apartada, o envuelta en la minera, o envuelta en el metal.”

8.1.2. Libro V

Aquí se discuten generalidades y consideraciones previas al beneficio de minerales. En el capítulo X se explica el ensaye del oro:

“Debe hacer una hornilla o forja, donde se ponga el crisol, y estando caliente, se eche dentro una media pelota de plomo, y derretida se eche dentro la mina [mena] envuelta en un papel y se traiga con un hierro, y menea hasta que se derrita, el metal se incorpora con el plomo,

¹¹ Nombre árabe en desuso de la pirita (FeS_2).

y la escoria anda nadando encima, y conviene que el plomo sea tal que ninguna mezcla tenga de plata y si de esto no estamos seguros, se examine por su peso, para ver cuanta mezcla de plata tiene, para que sepamos ciertamente cuánta plata y oro sale del mineral.” Este proceso de oxidación se realizó seguramente a 900°C y el Pb era absorbido por el crisol o la copela en forma de óxido, obteniendo sobre la copela un botón metálico de Au y Ag (lo que se conoce como metal doré).

Dependiendo de los metales no deseados que contenía la mena, la fusión de la muestra se podía realizar con litargirio (PbO) para coleccionar el oro y la plata y en presencia de fundentes para escorificar los elementos componentes de la mena. La fusión se pudo efectuar a 1000°C y el producto era un botón de plomo metálico y por otra parte la escoria. En la traducción de *De re Metallica* de Manuel Bermúdez Méndez (1569), se dice que la fusión se realizaba “con alguna mezcla de composición que le ayude [a la mena]”; y que posteriormente el botón obtenido “se debe afinar en una cendra de ceniza compuesta” La cendra es una pasta de ceniza de huesos limpia; la “mezcla” fundente debió contener carbonato de sodio (Na₂CO₃) tetraborato de sodio (bórax) Na₂B₄O₇, dióxido de silicio (SiO₂) y el ya mencionado litargirio. Este método es utilizado en la actualidad en refinado de metales a pequeña escala y en ensayos mineros.

Para el procesamiento de menas ricas en oro se trataba, se recomendaba lo siguiente:

“Debemos tomar dos adarames¹² del mineral, y dos onzas de plomo, u onza y media, y todo junto se eche y mezcle en un crisol, hasta que se incorpore, y échese a las vueltas un peso de sal común tostada, o de sal artificial, y muévase con un hierro delgado, para que el plomo cerque el oro por todas partes y le envuelva en sí, y expida y escupa la escoria, de forma que andando en el crisol por las orillas de la manera de una sortija, y luego se eche en una rielera, y [una vez frío] se eche en una cendra o cinericio, y se le de fuego manso, hasta que el plomo todo se consuma y vaya en humo, y el oro quede apurado.”

El capítulo XI describe el beneficio de minerales de oro empleando agua, azogue y urea. Se habla de un proceso primitivo de la famosa azoquería, que en ese momento se llevaba a cabo en un plato de madera. Procesos similares se usaron en el beneficio de la plata en Europa (método de barriles) y extensamente en América (beneficio de patio).

¹² Unidad de peso que equivalía a 179 cg aproximadamente.

El capítulo XII se explica la manera de ensayar la plata. El mineral de plata pura se limpiaba de la tierra que pudiese contener, se tostaba y posteriormente se fundían 3.58 gramos de mineral con 1 onza de plomo, el efecto del Pb era coleccionar las impurezas, si es que las había. El procesamiento de menas de baja ley era muy similar; estaba precedido de una serie de operaciones mecánicas con la finalidad de reducir el tamaño de partícula, sin embargo, durante la fusión se agregaba una mezcla de fundentes, finalmente la plata libre de la ganga se limpiaba con cenizas.

8.1.3 Libro VI

En este libro el autor, entre otros asuntos, describe la manera en que se preparaban los metales para la fundición; se dice, como se debían moler, tostar, lavar y otras operaciones similares.

“Después del tostar y quemar de los minerales se sigue el molerlos y quebrantarlos, y es de saber que moler el metal hace dos beneficios, el uno que se aparta el metal de la piedra, y lo malo delo bueno, y se facilita al a fusión, lo segundo, que recibe mejor el fuego por todas partes y se quema parejamente y estorba que un metal este crudo y otro requemado y consumido: este moler de los metales se hace diferentemente mediante algunos instrumentos y máquinas de martillos y mazos de hierro y palos clavados y ruedas que se traen a brazo y otras con agua como azudas y anorias¹³”.

También se instruye en la manera de fundir las menas de oro: Se recomienda emplear óxido de plomo (II), molibdeno (quizá se agregaba en forma de MoS_2) y escoria de hierro. Si el mineral de oro contenía Ag, se empleaba agua regia (que en la traducción consultada se llama agua fuerte) para retirarla del Au. Más adelante se detalla el origen del agua regia. Por su parte la plata pura se fundía en crisoles, adicionando MoS_2 , Pb, NaCl y óxido de plomo (II). La Ag asociada a la galena (PbS) se afinaba de manera similar, mientras que a la pirita se le adicionaba, además de lo anterior, cobre.

¹³ Aparato que está compuesto por dos grandes ruedas giratorias que mediante un canalón sube el agua de los pozos. Por otra parte una azuda es una gran rueda movida por el impulso de la corriente.

8.1.4 Libro VII

Este capítulo está enfocado a los métodos hidrometalúrgicos para beneficiar minerales de oro y plata. Describe cómo preparar agua regia ($\text{HNO}_3: 3\text{HCl}$) a partir de minerales sulfatos, NaNO_3 , KNO_3 , $\text{KAl}(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ (alumbre) y agua; su uso para el beneficio de menas auroargentíferas.



Fig. 20. Contraportada de *De re metallica*

Para separar el oro de la plata, se fundía la aleación y posteriormente se colaba, no en un molde sino en un recipiente con agua para generar pequeños cuerpos sólidos, los cuales eran depositados en un recipiente de vidrio al que se adicionaba suficiente agua regia. El agua regia disolvía la Ag y posteriormente el oro se fundía con bórax. Complementario a ese proceso, también se podía fundir la aleación Ag-Au con azufre en un recipiente cerrado al que posteriormente se agregaba Cu y una mezcla fundente (que contenía Sb) y finalmente se afinaba la plata con cenizas.

9. La metalurgia de oro en el mundo Azteca

De acuerdo con Holsler la orfebrería en el mundo Azteca data del 1200 d.C. y la técnica predominante fue la cera pérdida. Las maravillosas piezas presentadas por los conquistadores al Emperador Carlos V eran auténtica evidencia de una tradición metalúrgica de por lo menos 300 años de antigüedad.

Es posible pensar que la hegemonía de los mexicas en Mesoamérica se debiera, entre otros factores a los fascinantes adelantos de esta cultura en la actividad metalúrgica del metal áureo, así pues su dominio del oro se traduce en un aspecto cultural (generando por ejemplo el oficio del orfebre), en el que el metal precioso será una pieza clave para la guerra; actividad que era pilar de la civilización tenocha; también fue utilizado como objeto de cambio, tributo, medicamento y por supuesto fue empleado con fines religiosos.

El conjunto de organización social, medios de transporte, comunicación, producción, consumo, tecnologías y conocimientos delimita el modo en el cual una sociedad aprovecha las condiciones materiales para satisfacer necesidades humanas en específico. La producción será el factor que delimita la manera en la que un producto puede ser consumido, mientras que el consumo es el principio que determina la producción de un bien. El binomio producción-consumo converge en el valor de uso ya que por ejemplo la producción es una expresión del deseo de colectividad, y su consumo le da sentido a toda la estructura socioeconómica centrada en el oro con respecto al predominio de México-Tenochtitlán.

Para los Aztecas el oro fue bien material, materia prima, producto suntuario, medio de cambio, fondo de reserva y medicamento (Torres, 2011). Las tecnologías para la producción aurea datan del posclásico tardío (1200-1500 d.C.). Estas tecnologías no sólo constituían un saber artesanal sino que formarían parte de un conocimiento tecnológico profundo y parte de su cosmovisión.

9.1 Valor de uso del oro

La producción de oro contribuye a satisfacer ciertas necesidades de los individuos en un contexto histórico dado, no solo durante la civilización Mexica, sino para cualquier pueblo. Los factores que delimitan su producción son la disponibilidad de la materia prima, es decir yacimientos áureos, infraestructura, herramientas y medios de transporte así como conocimiento de técnicas.

Un *bien* se define como un objeto capaz de satisfacer las necesidades de su productor o de su consumidor de alguna interacción de intercambio. La existencia de bienes en una sociedad forzaría al establecimiento de relaciones de interdependencia entre productores, distribuidores y consumidores. El oro fue durante el posclásico tardío objeto de intercambio en Mesoamérica. Al no existir yacimientos áureos en la zona económica de Tenochtitlan se formó una conexión con comunidades mineras que abastecieron la demanda de materia prima. La metalurgia del oro y las actividades que deriva cohesionó a un diverso grupo de gobernantes, diplomáticos, tesoreros, sacerdotes, soldados, comerciantes, orfebres y mineros entorno a la capital Azteca. Por lo tanto los bienes de oro representan el trabajo y la interacción de diversos personajes, grupos y señoríos en torno a la estructura económico-política del Imperio.

La *materia prima* para los orfebres tenochas fue el oro en forma de pepitas o *cozticteocuitlatlatemantli*, lamina (*teocuitlaámatl*), polvo (*cozticteocuitlatlaxáltetl* o *teocuitlaxalli*), lingotes e incluso se reciclaban objetos (Torres, 2011). Sorprendentemente solo el 25% de los objetos de oro del mundo Azteca estaban hechos de oro como materia prima básica, en el otro 75% el metal dorado participaba como materia prima auxiliar (Torres, 2011). Al respecto de estos números, cabe señalar el hecho de que gran parte de los objetos de oro sólido fueron fundidos por los conquistadores. Los objetos en los que el oro se encontraba como materia prima auxiliar estaban decorados con gemas, jade, serpentita, amazonita y malaquita, también piritas, ópalo de fuego, cinabrio, turquesas, obsidiana y cuarzos; muchas de estas piedras no se encontraban en el Anáhuac y eran traídas de lejos, tal es el caso del jade que era traído desde el extremo sur de Mesoamérica, o la turquesa traída desde Aridoamérica (Zacatecas). Las plumas de aves exóticas también eran parte de los objetos de oro así como conchas y plata. Por otra parte, entre los bienes mexicas sólo el 0.70% de los objetos estaban fabricados de plata.

Los productos terminados que cumplen con la necesidad de mostrar una posición social, riqueza o una reputación o prestigio se les denomina *suntuarios*. Para los aztecas los objetos suntuarios de oro fueron joyas, prendas de vestir, armas, emblemas, esculturas, y piezas de uso cotidiano (loza). Aproximadamente el 81% de los objetos de oro eran destinados para el consumo de la clase dominante (*pipiltin*) es decir gobernantes, clero y élite guerrera. El principal cliente del oro fue el *hueytlatoani*, se sabe que cerca del 53% de los objetos de oro inventariados por los conquistadores le pertenecían.

De acuerdo Torres Montufar (2011), el propósito del 44% de objetos áureos era como elementos para la guerra, el 22% con fines rituales, el 5% en rituales de investidura de gobernantes mexicas, un 5% en objetos de uso común como vajillas, copas y vasos, esto por mencionar algunos usos.

La guerra era un buen escenario para portar los objetos suntuarios del metal precioso como joyas, armas, insignias, emblemas entre otros; al ser la guerra la actividad fundamental de la administración político-económica de Tenochtitlan los oficios de la gente involucrada en la metalurgia del oro resultan fundamentales en la estructura del mundo nahual siendo una amalgama social del Imperio.

En el mundo Azteca las causas de las enfermedades se asociaban a aspectos sobrenaturales, mágicos o naturales (como accidentes). De acuerdo con el Códice Florentino, el oro era recetado como medicina contra las postulas. También una pasta de oro y otras sustancias inorgánicas era empleada para el “dolor de corazón”.

9.2 El oro como medio de cambio

Cuando los intercambios comerciales se vuelven cada vez más complejos se exige el desarrollo de mecanismos que agilicen las transacciones, el comercio y los negocios, así se seleccionan mercancías, es decir *objetos de cambio*, cuyo valor sirve de referente para medir el valor de otras mercancías. Se entiende por valor al tiempo de trabajo socialmente reconocido para producir y distribuir una mercancía. Y por precio a su valor expresado en un medio de cambio o en otra mercancía¹⁴.

¹⁴ Torres citando a Marx. (2007). *Elementos*, pp 61.

Como moneda de cambio los aztecas usaron cacao, mantas de algodón, hachuelas de cobre y cañutos con polvo de oro (Torres, 2011), estas mercancías circulaban de manera constante en un mercado dado y gozaban de alta demanda, todo esto nos indica que el oro era abundante en la nación mexicana.

Dada la escasez de yacimientos del dorado metal cerca de Tenochtitlán y Cholula, que eran los principales centros de comercio, el oro representaba un bien de enorme valor; a este valor se le agrega las fuertes inversiones de tiempo y trabajo para su extracción. Fue así como rápidamente unos gramos de oro se convertirían en un referente para medir el precio y servir de intermediario a la hora de comerciar costosas mercancías.

En el postclásico tardío la técnica de beneficio de minerales áureos fue la minería de placeres y durante su desarrollo no hubo grandes innovaciones, por lo tanto es posible suponer que la cantidad de oro suministrada anualmente en el Imperio fue constante y por esta razón los cañutos con polvo de oro representaron una medida más o menos constante que permitía determinar el valor de otros productos.

Las excelentes propiedades físico-químicas del valioso metal áureo y su durabilidad, comparado con otras monedas de cambio perecederas como el cacao u otras no tan duraderas como las plumas o el algodón, propiciaron que el oro perdurara como fondo de reserva.

Es fundamental que un medio de cambio pueda expresarse en fracciones ya que esto le permite expresar el valor de una amplia gama de mercancías. Según narra Bernal Díaz del Castillo, en el mercado de Tlatelolco había vendedores quienes ofrecían productos de mayor o menor tamaño y precio en función del contenido del metal aurífero (Díaz del Castillo, 2002).

Entre las aleaciones manejadas en el mercado mexicana sobresale el electrum, la tumbaga que es una aleación de Ag-Cu de composición variable muy frecuente en la América precolombina y desde luego, el oro nativo. A diferencia del oro nativo el electrum es de color pálido y la tumbaga exhibe un color rojizo propio del metal cúprico, éste hecho permitía saber la pureza del metal a los comerciantes en Tlatelolco o Tenochtitlán.

Como fondo de reserva, el oro era almacenado. Hay que tener presente que los objetos suntuarios y de ornato áureo estaban legislados, esto es que, de acuerdo con la posición social de los individuos estos podían poseer ciertos bienes de oro. En este contexto los palacios reales eran residencias donde se almacenaba gran riqueza en objetos de oro y

dichas riquezas se guardaban en el *Teocalco*, una de las nueve salas que formaban el palacio real, ahí era donde se encontraba el tesoro real: “todos los plumajes ricos y otras joyas muchas de pluma, y de oro y de piedras”, menciona Sahagún. También los templos eran almacenes de plumas finas, brazaletes, preseas y joyas utilizados en el culto prehispánico a Tlacaxipehualiztli, celebración dedicada a Xipe Tótec, deidad de la reproducción del maíz y de la guerra; de la primavera y la nueva flora.

9.3 El oro de Moctezuma Xocoyotzin

Cuando los conquistadores españoles se hospedaron como invitados en el Palacio de Axayácatl encontraron una habitación repleta de piezas de oro, a su llegada... *Cortés con ciertos capitanes entraron primero y vieron tanto número de joyas de oro y en planchas, y tejuelos muchos, y piedras de chalchihuis y otras muy grandes riquezas, quedaron elevados y no supieron qué decir de tanta riqueza* (Díaz del Castillo, 2002).

Ubicado a fuera del centro urbano México-Tenochtitlán el Palacio de Axayácatl se encontraba al oeste del Templo Mayor, a la llegada de los conquistadores era un templo religioso. De existir dicho “tesoro” estaría destinado al culto de los dioses. De este tesoro se sabe poco y las fuentes suelen ser poco precisas, son más conocidas las narraciones de las torturas de las que fue objeto el último gobernante mexica Cuauhtémoc, en la búsqueda de los españoles del el famoso “tesoro” de Moctezuma.

9.4 El trabajo del oro entre los mexicas

La ductilidad del oro fue una característica que llamo la atención de los naturales de estas tierras, también su brillo natural, y por esta razón se le conocía como *cuztictecuítlatl* (excreción amarilla divina). Su nobleza al no reaccionar con otros elementos químicos fue otra característica de interés.

Los recursos minerales en el Imperio eran variados puesto que los dominios mexicas se extendían por el Eje Neovolcánico, La Sierra Madre del Sur y La Sierra Madre Oriental.

Los minerales auríferos explotados en aquel tiempo se encontraban asociados a yacimientos de pirita (FeS), galena (PbS), esfalerita (ZnS), calcopirita (CuFeS₂), hematita (Fe₂O₃), arsenopirita (FeAsS), cinabrio (HgS), magnetita (Fe₃O₄) por mencionar algunos.

El autor Torres Montufar supone con “razonable certeza” que los indígenas solo conocían el oro nativo al no haber evidencia de técnicas de beneficio de minerales auríferos. No obstante, también trabajaban la aleación conocida como electrum en la que el metal argentífero se presentaba en un rango de 20 al 40% masa.

El oro explotado en Mesoamérica se encontraba en yacimientos aluviales. El metal encontrado en estos yacimientos venía en forma de pepitas. No existe evidencia sobre la explotación de menas auríferas ni de otro tipo de depósitos de oro (Feiss, 2001).

9.5 Extracción mineral

Las técnicas de minería en Mesoamérica fueron de minería superficial. Para extraer y concentrar el oro de los lechos de los ríos en Mesoamérica se empleó la minería de placeres que se basa en la alta densidad del oro para separarlo por gravedad del resto de la materia con el que se encuentra asociado. Para esto se agitaba un contenedor de madera en el cual, debido a su densidad el oro se asentaba al fondo del recipiente. Al trabajador especializado en este proceso se le conocía como *cuzticteocuitlaóztotl* (minero de oro). Debido a la erosión ocasionada por las lluvias, los lechos se encontraban más ricos en oro aluvial; a esto se refería Sahagún cuando dice que “el oro aparece cuando llueve.”

El oro era extraído de distintas comunidades. De acuerdo con lo narrado por Díaz del Castillo, el oro provenía de la mina de Zacatula. El autor Zurita menciona que el placer más rico del Imperio se encontraba en Ucila. Al no requerir tecnología sofisticada para la extracción, el valor del oro entre los mexicas refería al tiempo de trabajo invertido dada la escasez y lejanía de los yacimientos auríferos.

9.6 El oro y sus aleaciones

Una parte del oro nativo llegaba a Tenochtitlán sin la necesidad de algún método de refinación por su elevada pureza, otra porción era transformada en lingotes por el método de vaciado.

En un análisis por difracción de rayos X a piezas de oro mexicana (Cesareo, 1994) se reporta una composición de entre 93 y 64% del metal áureo, frente a un 35 o 6% de plata y de cobre 6% o menos.

Además del oro puro los habitantes de Mesoamérica trabajaron la tumbaga que contenía entre un 20 y 60% de cobre y exhibe un punto de fusión menor que el del oro puro; mientras el oro puro funde arriba de los 1064°C la tumbaga lo hace a partir de los 800°C. Sus propiedades físico-químicas son inferiores, sin embargo al someter esta aleación a un *dorado por oxidación*¹⁵ es posible proporcionarle superficialmente el brillo propio del oro nativo. Por lo tanto para la producción de la tumbaga los aztecas dominaban la fundición y el beneficio del cobre.

9.7 Fundición

Como menciona Hosler la técnica para fundir cobre y oro era el de la cera perdida, método empleado desde el año 1200 d.C en lo que hoy es el estado de Oaxaca, siendo esta técnica al parecer una aportación de los nativos de América Central y de los Andes. A la acción de fundir se le llamaba *tlaatliliztli* y a los trabajadores especializados en la fundición de oro se les conocía como *teucuitlapitzque*.

La fundición se llevaba a cabo en crisoles esféricos de barro (*tlaatlilicáxitl*), el combustible usado fue el carbón y para elevar la temperatura en rango de 900 a 1200°C se empleaban cañutos (tubos pequeños) de caña como se aprecia en las siguientes figuras.

¹⁵ De acuerdo con la literatura este proceso consiste en oxidar las piezas de tumbaga a 700°C, durante una hora, posteriormente se enfría en agua a temperatura ambiente esto para detener la difusión, se elimina la capa de óxido de cobre formada en la superficie y se repite la operación cuatro veces hasta que se detecta a simple vista la capa dorada.



Figura 31. Orfebre fundiendo oro, Códice Mendocino



Figura 32. El trabajo del oro, Códice Florentino

9.8 Orfebrería azteca

Los orfebres mesoamericanos produjeron diferentes objetos por fundición y por trabajo en frío. Torres agrupa en cuatro categorías las técnicas de trabajo orfebre: martillado, vaciado, soldadura y procedimientos de acabado y decorado; esto de acuerdo con las crónicas de los conquistadores.

9.8.1 Martillado

Consistía en reducir el espesor de una pepita de oro al golpear con un instrumento percutor sobre una superficie plana. Para esto disponían de mazos de piedra; esta técnica se aplicaba al oro nativo como a sus aleaciones. Era posible reducir el espesor de una placa de oro hasta 10^{-6} cm. Bajo esta técnica los aztecas fabricaron planchones de espesores bastante reducidos. Conforme a la reportado en la literatura la tumbaga se tornaba quebradiza después del martilleo. Para contrarrestar este efecto los orfebres llevaban a cabo un tratamiento térmico de recocido. Cuando el proceso de martilleo se ejecutaba en partes se requerían de varios tratamientos de recocido. Por la presencia de cobre la lámina tiende a oxidarse por lo tanto el trabajo se llevaba a cabo en un recinto cerrado (Easby, 1956). Con lo que respecta a las planchas de oro nativo, su excesiva ductilidad obligó a los orfebres a someter a las láminas de oro a un enfriamiento brusco (temple). La dureza final de la materia prima era controlada a través del tratamiento térmico. La fig. 32 corresponde a una tabla que muestra algunas propiedades mecánicas del Au y sus aleaciones.

	Au (24k)	Au-1 at%Ag	Au-25Ag	Au-12.5Ag- 12.5Cu
HV (MPa)	32	32	44	222
σ_{UTS} (MPa)	133	138	185	685

Figura 32. Propiedades mecánicas de las aleaciones de Au

Con las láminas producidas por martilleo de oro o de tumbaga se fabricaban cinco clases de objetos: objetos de lámina recortada, insumos con argentería, obras de lámina golpeada o redondeada, chapa de oro y piezas con gemas engarzadas. A continuación se describen cada una de ellas.

a) Lámina recortada

Los objetos de lámina recortada más comunes eran las diademas y las bandas frontales. El método consistía en recortar un diseño dibujado en lámina dorada para después doblarla y obtener la forma deseada. El Códice Mendocino dice que una diadema podía tener “el grosor de un pergamino y el ancho de una mano.” También se fabricaban penachos fabricados con cintas de oro con grandes manojos de plumas encajadas (Durán, 2002), así como pendientes, aretes, arracadas y adornos de oro para la nariz, collares redondos que cubrían todo el pecho y que llevaban una piedra incrustada al centro; por este método se fabricaron antiparas (piezas que cubrían la parte frontal de los tobillos), emblemas que se portaban en la espalda y cetros.

b) Argentería por laminación

Estos objetos son, de acuerdo a los inventarios hechos por los españoles, piezas pequeñas que colgaban de objetos de tela o plumas. Los orfebres recortaban las piecillas que después los artesanos de plumas y telas insertaban en sus obras. Penachos, borlas, yelmos de madera, brazaletes y pulseras decorados con plumas, prendas para el torso, rodela o escudos, banderas, báculos, abanicos, incluso objetos de tela, solían llevar piezas de argentería.

c) Lámina golpeada

Es una variante del método del método de laminado y se utiliza para producir superficies convexas partiendo de láminas redondas, martillando con un mazo de piedra sobre un tronco. Si la lámina era de tumbaga el recocido era necesario para evitar que el material se fragilice, si era de oro se recurría al temple. Por esta técnica se fabricaban platos, vasos, copas o vasijas.

d) Chapa de oro¹⁶

Aprovechando la plasticidad de las hojas de oro laminado se recubrían, de acuerdo con el trabajo de Torres, objetos de madera, cerámica o cuero, esto se conseguía fijando las hojas con algún pegamento o exponiéndolas al calor. Los objetos obtenidos bajo esta técnica fueron penachos, rodela, suelas de calzado, sandalias, muebles de madera e incluso puertas.

e) Engasado de gemas

Consistía en doblar una lámina dorada sobre algún tipo de gema. Se engasaba (en náhuatl, *teocuiltacallotia*) toda clase de piedras preciosas, conchas y ámbar. Estas piezas estaban presentes en anillos, bezotes, cuentas de collar, cetros, entre otros.

9.8.2 Vaciado

Para llevar a cabo este proceso se fundía cierta masa de oro y ya en estado líquido, como menciona el Códice Florentino se usaba una cuchara para colar en un molde abierto o cerrado, fabricado a partir de una mezcla de carbón con cerámica. Esta mezcla soportaba altas temperaturas, así como resistía las contracciones mecánicas que ocurren durante la solidificación, tenía cierto grado de porosidad para liberar humedad y gases durante el vaciado (Torres, 2011).

Acercas del uso de los moldes no hay evidencia del uso de moldes abiertos en la fundición de oro pero sí en la fundición de cobre (Torres, 2011). Los moldes pudieron emplearse en la fabricación de lingotes o barras de oro.

¹⁶ Este es la clasificación que maneja Torres Montufar, sin embargo hace referencia más bien a objetos de oro laminado ya que la chapa de oro o baño de oro corresponde a un baño electroquímico aplicado sobre metales para generar un recubrimiento superficial de Au.

En el caso de los moldes cerrados el método de la cera perdida esta detalladamente documentado en el Códice Florentino. A continuación se explica el método:

“Se pulverizaba un poco de carbón, se le mezclaba con arcilla y se le amasaba hasta conformar una masa cohesionada, que tenía la forma de las tortillas. Se dejaba secar al sol durante dos días. La mezcla de carbón y arcilla, por su porocidas permitía que los gases que se formaban al verter el metal, escaparan. Era necesario que la masa seicara perfectamente, pues de lo contrario existe el riesgo de una explosión (Easby, 1955) [figuras 33 y 34]”.

Se esculpía y labraba la masa de acuerdo con la forma deseada, incluidos los motivos decorativos. Los detalles se podían trabajar con un instrumento de cobre. De acuerdo con Sahagún (Easby, 1955) la herramienta utilizada con este fin se denominaba *tepuzhuictontli*, o herramienta de metal (Florentine, 1976) [figuras 35 y 36].

Se mezclaba la cera de abeja con copal para mejorar su tersura y consistencia. Dicha mezcla se colaba para limpiarla de toda impureza y se laminaba con ayuda de un rodillo de madera y una base de piedra plana. Algunos detalles decorativos finos se tallaban en la cera, entre los que destacan la filigrana y la granulación (Easby, 1955). Después se cubría con esta lámina a la pieza de cerámica, conformando una capa delgada. Era importante que la cantidad de cera fuera la misma que la cantidad de oro que se pensaba verter. El grueso de la capa de cera debía ser el mismo que el de la capa de oro proyectada [figuras 37 y 38].



Figuras 33 y 34. Mezcla de arena y carbón

Se le agregaba a la pieza recubierta de cera una pasta de carbón y arcilla. Se le deja secar dos días. Durante este tiempo, se le fijaban a unos tubos o canales de colada. Entre más grande era la pieza, mayor número de arterias requería, con el fin de asegurar la entrada del metal por todos lados antes de que se enfríe y solidifique (Easby, 1955). Una vez que la pasta se secaba, se recubría con una mezcla de arcilla pegajosa y carbón molido [figuras 39 y 40].



Figuras 35 y 36. Fabricación del molde

El molde era colocado en un crisol para que la cera se derritiese. La cera salía por los canales de colada mencionados. Entre su borde exterior y el núcleo quedaba un área vacía que sería ocupada por el metal. El molde se dejaba calentando en el crisol, pues si se llegase a enfriar, podía explotar al contacto con el metal fundido (Carmona, 2003). Esto último garantizaba además que estuviese libre de cera del metal vaciado [figuras 41 y 42].

Se vertía el metal fundido por los canales de colada, de forma tal que ocupara el hueco interior del molde. Cuando dicho metal se enfriaba y solidificaba, se destruía el molde de arcilla y carbón. [...] Procedimientos de acabado: bruñido, eliminación de rebordes y pulido” (Torres, 2011).



Figuras 37 y 38. Fundición, laminación y aplicación de la cera



Figuras 39 y 40. Aplicación de la capa exterior de carbón y cerámica



Figuras 41 y 42. Fundición y colada del oro

De los principales defectos de los productos de fundición entre los indígenas se encuentran las porosidades, generadas por la liberación de gases en la interfaz molde-metal que al quedar atrapados generan agujeros pequeños en la superficie de la pieza (Torres, 2011).

Una ventaja importante de la técnica de la cera perdida es que se puede crear una amplia gama de piezas y diseños gracias a la moldeabilidad de la cerámica. Al modelar en la arcilla los detalles deseados se podían imitar los motivos de técnicas como repujado, granulación, soldadura, laminación y filigrana.

Los objetos obtenidos por la técnica de la cera perdida se pueden clasificar en las siguientes tres categorías:

a) Objetos con cuerpo aparente de oro

Esto es cuando el oro simula ser la materia prima de los objetos producidos, sin embargo solo estaba presente en la superficie ya que el centro de la pieza era de cerámica y solo estaba recubierta del metal dorado. Entre los insumos fabricados de ésta manera podemos ubicar los bezotes, collares de estera, esculturas y loza como platos y bandejas.

b) Objetos con cuentas de oro

Estos correspondían a pequeñas cuentas de madera, barro o carbón que eran esculpidos de diferentes formas para luego ser sometidos a la cera perdida. De los objetos inventariados se encuentran aretes, collares con cuentas de diversas formas; penachos, antiparas y mantas en los cuales las cuentas fungían como argentería. Yelmos, divisas para la espalda, máscaras, esculturas y rodela (Torres, 2011).

c) Objetos de cascabeles de oro

Para su fabricación se disponía una piedra pequeña dentro de un núcleo hecho de arcilla. Dicho núcleo era cubierto con cera. La capa de cera era decorada y posteriormente revestida con un barniz de arcilla con carbón. Luego se cocía el molde, se evacuaba la cera (Torres, 2011) para dar paso al oro fundido. Posteriormente se quebraba el núcleo y por un orificio se retiraba la arcilla, la piedra pequeña quedaba adentro y los orificios se tapaban con lámina. Los valiosos cascabeles eran insertados en yelmos, antiparras, rodela, aretes, collares y pulseras entre otros.

9.8.3 Soldadura

Es probable que los orfebres mesoamericanos soldaran piezas empleando la soldadura autógena (sin metal de aporte) partiendo del método de la cera perdida; para esto se

colaban dos metales diferentes en zonas distintas del molde de arcilla y carbón, una vez retirada la concha las mitades se juntaban y se revestían (Torres, 2011) nuevamente con otra capa de arcilla y carbón. A continuación se elevaba la temperatura hasta fundir los metales en la zona de contacto. López de Gómara (1977), describe un plato de oro y plata fabricado por ésta técnica.

También existe evidencia del uso de soldadura ordinaria, es decir con metal de aporte. En Oaxaca se han encontrado piezas de oro arqueológicas en donde en su zona de ensamble se observa una tonalidad rojiza propia de la aleación argento-cuprífera que era utilizada como material de aporte para la soldadura. Por ejemplo, es probable que las piezas de dos metales presentes en la tumba 7 de Monte Albán hayan sido fabricadas por esta manera. Es importante tener presente que el uso del dorado por oxidación hace difícil detectar metales de aportación en los objetos arqueológicos¹⁷.

9.8.4 Procedimientos de acabado

Estas técnicas se emplearon para mejorar la apariencia de las piezas de oro aportando brillo y color de forma superficial. Las técnicas más destacadas fueron a) el dorado por oxidación y bruñido y b) el pulido.

- a) El dorado por oxidación y bruñido fueron empleados para eliminar la tonalidad rojiza de la tumbaga. Este proceso consistía en calentar las piezas hasta provocar la oxidación del cobre, el cual es fácil de reconocer por su coloración azul verdosa, posteriormente sería retirado con alguna solución ácida como alumbre o jugos de plantas.

Las piezas de oro nativo también se sometían al tratamiento ácido para retirar impurezas como el carbón resultado del proceso de la cera perdida y para aumentar el brillo en las piezas.

El Códice Florentino indica que después de ser sumergidas en alumbre las piezas eran sometidas al fuego, acto seguido se sumergían nuevamente en alumbre (figura

¹⁷ Torres Muntafar citando a Maryon, *Metalwork*, 1971, p.6

43) para finalmente pulirlas empleando “un tipo de tierra color amarillo mezclada con sal” (figura 44). En náhuatl la operación de bruñido era conocida como *petlahualiztli*.



Figura 43.



Figura 44.

- b) Pulido. Las piezas trabajadas se lijaban superficialmente con hojas de plantas o con una mezcla de arena y arcilla pulverizada, (Easby, 1955), esto con el fin de potenciar el brillo de las piezas de oro. También se retiraban las imperfecciones de la superficie con martillo y cincel (probablemente estas herramientas fueron de piedra o cobre).

10. Azoguería de la plata en México

El beneficio de patio o azoguería depende completamente de la reacción entre el mercurio y el mineral. Es un método sencillo y relativamente práctico sin embargo en términos de rapidez de reacción es una técnica lenta. Estas ventajas y desventajas han dado pauta a plantear las siguientes interrogantes: ¿Cuáles son sus auténticos orígenes?, ¿Cómo pudo extenderse con tanta rapidez por toda la América Española en una época de comunicaciones lentísimas y de intercambio físico–económico difícilísimo entre las diferentes regiones por la naturaleza del medio ambiente y restringido por la política económica mercantilista de la Corona?, ¿Por qué quedó ignorada en Europa y no se adaptó a la minería en el viejo continente antes de finales del siglo XVIII?, ¿Estaba justificada su

retención como sistema fundamental de la producción de plata o más bien era una técnica anticuada, despilfarradora de recursos, sobre todo de azogue, que se retuvo sencillamente por aislamiento y atraso científico de las colonias en un medio ignorante de los adelantos técnicos de Europa?, ¿Cómo llegó a imponerse como técnica dominante cuando en más de la mitad de los territorios, y notablemente en el virreinato de México faltaban recursos locales de su ingrediente principal, el azogue, lo que representaba un enorme inconveniente? (Lang, 1999). A lo largo de este capítulo se dará respuesta a estas incógnitas así como entendimiento químico al proceso.

10.1 Antecedentes

El mercurio metálico ha sido conocido por el hombre desde al menos 3500 a. C. El arqueólogo, H. Schliemann, descubrió un pequeño recipiente lleno de mercurio en una tumba en Kuma, Egipto, que data de 1600 a 1700 años a. C. El cinabrio, el principal mineral que contiene mercurio como un compuesto de sulfuro mercúrico, probablemente se ha utilizado como pigmento desde tiempos prehistóricos (de Lacerda, 1998). El uso de Hg en la industria minera para amalgamar y concentrar metales preciosos seguramente se remonta a los fenicios y cartagineses, que comercializaron mercurio de las minas de Almadén en España. Plinio, en su Historia Natural, proporcionó la primera descripción detallada del proceso de amalgamación como una técnica común de extracción de oro y plata al comienzo de la era actual. Sin embargo, esta tecnología tuvo cierto uso por los romanos alrededor del año 50 d.C. (de Lacerda, 1998). En la citada obra se menciona que: *“todos los metales nadan sobre él [mercurio] fuera del oro, este solo le trae a sí: y por esto le purga bonísimamente, despidiendo todas sus inmundicias.”* Los romanos amalgamaban el oro pero no la plata, esto tal vez se deba a que la interacción entre la superficie del oro nativo y el mercurio es mucho más fácil que en el caso de la plata. Esta última se oxida en el medio ambiente y suele aparecer recubierta de una capa de óxido (Ag_2O) o carbonato (Ag_2CO_3) que impide el contacto entre los metales. En tal situación influiría también la mayor superficie específica y la distinta cinética en las reacciones de amalgamación¹⁸ (Puche, 1996).

¹⁸ Sobre la afinidad del mercurio por el oro dice Sonneschmid (1825), que esta avenencia es menor que la que tiene por la plata.

El cloruro de sodio fue un ingrediente fundamental de la amalgamación romana. El cloruro de sodio es un compuesto que favorece los procesos de disolución de sólidos que al oxidarse electroquímicamente, generan cloruros estables. En definitiva, la sal actúa como complejante capturando iones y ayudando a su estabilización (Puche, 1996).

Alrededor de 77 a.C. los romanos estaban importando alrededor de 5000 kg Hg/ año de España para su uso en la amalgamación de oro en Italia. Sin embargo esto derivó en un rápido deterioro ambiental y después de menos de 100 años, esta actividad estaba prohibida en Italia continental (de Lacerda, 1998). Es muy posible que esta prohibición fuese una respuesta a los problemas de salud y ambientales causados por la actividad. Hasta el siglo XVI, la amalgamación de Hg era la técnica principal utilizada para la extracción de metales preciosos.

La prospección de depósitos de cinabrio fue fuertemente apoyada en el Nuevo Mundo por el gobierno colonial español. Con el desarrollo del proceso de amalgamación conocido como de "Patio" por Bartolomé de Medina en 1554 en Pachuca en el Virreinato de la Nueva España, y su posterior introducción a las minas de plata en Perú¹⁹ y Bolivia, la amalgamación de mercurio alcanzó su punto máximo. De manera general el proceso de patio (que más adelante se estudiará a detalle) consiste en esparcir mineral en polvo de plata y oro sobre grandes superficies planas y pavimentadas y mezclarlo con salmuera y una mezcla de piratas de Cu y Fe y mercurio elemental. Los obreros o las mulas incorporaban la mezcla con azadas y rastrillos y dejaban que permaneciera durante días o semanas, dependiendo del clima, para la amalgamación. Después de retirar la amalgama, el Au y Ag se recuperaban mediante el tostado (de Lacerda, 1998).

La producción de plata en particular en México y Perú, a partir del azogue fue impresionante. En 1870, más del 70% de la plata mexicana se produjo a través de esta tecnología. En las minas de San Luis Potosí entre 1545 y 1803, se produjeron más de 25,000 toneladas de plata a través de la amalgamación con mercurio (de Lacerda, 1998) La amalgamación sería reemplazada por la cianuración en América a partir de 1910, por ser una técnica más económica, de mayor cinética de reacción y que hacía posible el refinado de minerales diez veces menos ricos que las que se sometían a patio (Lang, 1999).

¹⁹ En 1574 la amalgamación se estableció definitivamente en el Perú, el método que ya se había propagado con éxito en México fue adaptado e introducido al Perú por Fernández de Velasco.

10.1.1 La amalgamación en los tiempos de los alquimistas

Durante la Edad Media en Europa, los alquimistas pensaban que era el mercurio la materia prima para producir otros metales, incluidos el oro y la plata. Al respecto, Avicena (980-1037) señala que: “si el mercurio es puro y está solidificado por un azufre inmaculado que no arde, un azufre que no tiene ninguna impureza y que es mejor que el que pueden preparar los alquimistas, entonces se produce la plata. Y si este azufre se presenta aún más puro se produce el oro.” Por su parte, el alquimista y médico aragonés Arnau de Vilanova (1240-1311) obtuvo el óxido de mercurio (HgO), el cloruro de mercurio (HgCl₂) y otros compuestos. La obtención del cloruro lleva a suponer que él poseía conocimientos necesarios para la amalgamación. La amalgamación de la plata se atribuye a los pueblos germanos a finales del siglo XV o principios del XVI.

En 1540, Vannucci Biringuccio en *De la Pirotechnia*, describe un proceso de amalgamación de la plata en el que se agregaba sal común, vinagre y verdigris (también conocido como verdín o cardellino, es un pigmento color verde o azul que se forma sobre las superficies de cobre, es una mezcla de acetato de cobre (II), con hidróxidos y óxidos de cobre). Probablemente el vinagre fue utilizado para limpiar la superficie de los minerales y el verdín junto con la sal haría las veces del sulfato de cobre y la sal en la posterior amalgamación por *patio*. También en *De Re Metallica*, se enseña sobre la amalgamación de oro y plata con azogue y como separar el oro de la plata empleando antimonio.

10.1.2 Tratado de la Amalgamación en la Nueva España, obra del químico alemán Federico Sonneschmid

Con el objetivo de mejorar la actividad minera en América, pero también de establecer un intercambio tecnológico entre la técnica de beneficio de patio de Medina y el aun joven método del metalúrgico Von Born de amalgamación en barriles, el Emperador Carlos III envió a la Nueva España compañías de especialistas alemanes, y en una de estas expediciones llegó a México, Federico Sonneschmid (1825). Él realizó experimentos sobre la amalgamación, con la valiosa ayuda de Don José Mariano de Fagoaga, “minero muy distinguido” que ya se encontraba en América.

De sus experimentos y observaciones del proceso de amalgamación en México Sonneschmid fabricó, con ayuda de un carpintero alemán una máquina para el *beneficio de barriles* de Born; del método de *barriles* de Born, se presumía podía rendir plata beneficiada en 24 horas, una enorme ventaja sobre el *patio* que era muchísimo más lento. La referida máquina constaba de doce barriles regulares colocados horizontalmente, que giraban con movimiento uniforme, cada uno sobre su propio eje por medio de diferentes ruedas, y andaba con caballos o mulas. Estos barriles se cargaban de metal ya molido en las tahonas, y se les echaba de una vez en cantidades proporcionadas, sal, azogue, y pequeñas planchas o pedazos de cobre con suficiente agua y en este estado empezaba a moverse la maquina sin interrupción, hasta las veinticuatro horas, en que poco más o menos, se consideraba rendida la masa metálica que contenían y por consiguiente concluido el beneficio (Sonneschmid, 1825).

Pero este sistema rendía menos plata que el beneficio de patio y también malgastaba enormes cantidades de azogue y de los otros ingredientes.

Después de este fracaso se intentó el refinado vía pirometalúrgica calcinando el mineral reducido a partículas muy finas sin ningún buen resultado. Se intentó el refinado por fundición sin mostrar ningún avance, en cuanto al trabajo de minado los mineros nativos demostraron una habilidad bastante superior con respecto a sus homólogos europeos. En conclusión, los mineros alemanes que fueron a enseñar a la América, a pesar de los conocimientos científicos que tenían, no pudieron adelantar cosa alguna, ni en el modo de labrar las minas, ni en el beneficio de los metales (Sonneschmid, 1825) ni en Taxco, Oaxaca, Guanajuato ni en Zacatecas donde se llevaron a cabo los experimentos que aquí se han comentado. De la expedición al Perú, fracaso fue lo único conseguido por los alemanes; lo que basta para probar que en la América es donde estaba más adelantada la minería en todos sus ramos (Sonneschmid, 1825).

Como consecuencia de estos tropiezos Sonneschmid dedicó todos sus esfuerzos a aprender y entender el *beneficio de patio* dejando por completo el *método de barriles*, convencido de la eficiencia, sencillez y productividad del primero.

Recorrió los principales centros mineros ejecutando experimentos y aplicando los conocimientos que poseía, no solo logro ponerse al nivel de los mejores azogueros, sino que los adelanto a todos, dado el conocimiento químico que poseía, analizando y

explicando por principios científicos, la naturaleza y propiedades de los ingredientes, y el modo con que obraban en el beneficio del patio (Sonneschmid, 1825).

Entre las obras que tratan sobre el beneficio de minerales de plata y oro esta la famosa obra de Álvaro Alonso Barba, una de las pocas escritas de esta materia; de carácter alquimista y de poco entendimiento químico. De esta manera el tratado de Sonneschmid es la primera obra de carácter científico ya enmarcada dentro de ciencia química. No menos importante es la obra de Juan Garcés, *Nueva teórica y práctica del beneficio de los metales de oro y plata por fundición y amalgamación*, impresa en México en 1802, dicho documento tenía una mayor información para los que deseaban instruirse en el beneficio de fuego con tequesquite, (Sonneschmid, 1825), que se explica más adelante.

10.2 Beneficio de patio

Los yacimientos de plata explotados en América contenían plata nativa así como asociaciones principalmente con hidróxidos de hierro, sulfuros, cloruros, con antimonio, arsénico y plomo. Según el autor O. Puche, los cloruros de plata se beneficiaban por fundición y la amalgamación fue empleada para tratar los minerales de plata con asociaciones con sulfuros. Cabe destacar que en realidad los cloruros son bastante propicios para ser amalgamados y que, en aquel tiempo se amalgamaban incluso los minerales que no eran tan indicados para este proceso. No es de sorprender el beneficio de cloruros de plata por fundición ya que era una técnica bastante frecuente en el Nuevo Mundo. En 1553 llegó a Pachuca, procedente de Sevilla, Bartolomé de Medina y para el siguiente año ya había desarrollado con éxito la amalgamación con azogue que se conoce como beneficio de patio o de Medina. El éxito de la operación fue tal que en 1562 había, sólo en Zacatecas, 35 haciendas donde se llevaba a cabo el beneficio de patio.

Durante la época colonial casi toda la plata en la América Española fue producida por este método, así la amalgamación representa el proceso más importante de beneficio de metales preciosos de este periodo. Este método desarrollado por el metalurgista sevillano, permitió en 1555, en Pachuca, concentrar plata a gran escala, en interés de la Corona Española y de la economía colonial, a partir de los yacimientos de baja ley del nuevo mundo,

primero en el Virreinato de la Nueva España (hoy México) y posteriormente en toda la América Española; esto después de haberse agotado los ricos yacimientos superficiales de las primeras décadas de la conquista (Lang, 1999) ya que el arcaico método europeo de fundición hubiera resultado costoso en tierras faltas de combustible adecuado, de alto poder calorífico (Lang, 1999).

Dentro del interés técnico-científico, el estudio de la azoguería es de gran importancia ya que es un proceso completamente nativo del ambiente americano, que fue de utilidad por más de cuatro siglos, que presenta enormes ventajas por su relativa sencillez frente a los procesos europeos conocidos en aquella época y su química por mucho tiempo, fue más bien alquimia.

El método de patio fue desarrollado por españoles en México dos siglos antes de la introducción de la amalgamación a escala industrial en Europa. Frecuentemente en los trabajos de historiadores anglosajones, resulta especialmente denigrado el rendimiento científico-tecnológico de la colonia, desestimando totalmente este destacado logro en el campo de la minería de plata, atribuyendo a España sólo la enorme suerte de dar en el Nuevo Mundo con la abundante riqueza argentífera en sentido geológico, (Lang, 1999) perdiendo de vista la habilidad técnica que se requiere para la conversión de los recursos minerales en valiosos metales, así como el dominio de tecnología de extracción de minas profundas, sofisticados procesos de molienda, introducción de la fuerza hidráulica para estos trabajos y finalmente un gran conocimiento en la refinación de metales.

El mercurio necesario para el beneficio de patio era traído de “las minas de Azogue más ricas del mundo” las de Almadén, en España; y a partir de 1563 de las minas de Huancavelica, Virreinato del Perú. Gracias a la disponibilidad de azogue fue rentable el procesar los minerales de baja ley durante la colonia. Sobre este hecho hay que tener presente que los yacimientos de alta ley se habían aprovechado por la vieja técnica de la fundición a mediados del siglo XVI.

El método de patio es un proceso de refinado vía hidrometalúrgica. El mérito de Medina es que aplicó esta técnica a gran escala ya que antes se hacía en tinajas o vasijas, y el adaptarla a las condiciones naturales de la América; a partir de entonces se impuso el refinado de los minerales al aire libre con el metal molido extendido en grandes montones por pisos de tierra (patio), donde se exponía a lentos procesos fisicoquímicos (Lang, 1999).

En cuanto a la descripción del beneficio de patio, la primera (Puche, 1996) es de la autoría de Juan de Cárdenas en 1591. Por otra parte, una de las mejoras que más llama la atención fue la introducción de estufas o buitrones probablemente por Bernardino de Santa Cruz. El uso de la capellina o *desazogadora* fue a partir del año de 1576. Otra mejora al proceso se dio en el Virreinato del Perú, en 1586, donde el clérigo Garci-Sánchez propuso el empleo de escorias de hierro, lo que ayudaba a la reducción de los cloruros argentíferos generados en la amalgamación. Mientras en la Nueva España la amalgamación daba excelentes resultados, en Europa no se conocieron avances significativos. El más notable fue el *método de barriles* de Ignaz Von Born en 1785, el cual presumía podía rendir más rápido la ley de plata de los minerales partiendo de la agitación mecánica de los toneles. Este método poco efectivo no competía con el beneficio de patio, y Born no hizo más que redescubrir las técnicas ejecutadas en la América Española.

10.2.1 Etapas y descripción del proceso

Lo primero era extraer el mineral de las vetas rocosas. Para esto se usaban picos y barretas, se trabajaba a diferentes profundidades esto de acuerdo a la edad de la mina, posteriormente se transportaba el mineral en carretas hasta el patio de beneficio.

De acuerdo con Bargalló las etapas esenciales del beneficio de Medina (Bargalló, 1955) son las siguientes:

- 1) *Trituración y molienda*. Separada la mena que se destina a amalgamación y a la fundición (a ésta, las de rica ley), se tritura con mazos o molinos (estos del tipo de atahonas o arrastras), y se tamiza obteniendo así, la *harina*.
- 2) *Montones*. Con la masa molida, en eras o patios circulares o rectangulares, al aire libre o bajo techado, se hacen montones de unos 18 a 35 quintales. De donde el nombre de *beneficio de patio* o *por patio* que se dio a método de Medina.
- 3) *Ensalmorado*. Adición de sal común, previo humedecimiento de los montones a razón de 2.5 a 3 libras por quintal²⁰ (se sobre entiende que se trata de sal limpia). Se traspalean los montones.

²⁰ Unidad castellana de medida que equivale a 46 kilogramos

- 4) *Curtido*. Si lo exige la naturaleza de la mena se añade magistral. Por obtenerse el magistral por tostación de piritas de cobre y hierro, resulta ser una mezcla de sulfatos de cobre y óxidos de hierro. Se añade de 8 a 12 libras de magistral por montón. A veces se agrega cal, según la naturaleza de la mena y la cantidad relativa de magistral que se ha añadido, aún en cantidades mayores o menores a las indicadas.
- 5) *Incorporo*. Adición de azogue: 10 a 12 libras por montón.
- 6) *Repasos*. Trilla con los pies (en los últimos tiempos coloniales, se utilizaron caballerías) de los montones extendidos en el patio formando *tortas*; primer sólo unas veces por día; luego, mayor número, y todo el tiempo que se considere necesario para que el azogue absorba la máxima cantidad de plata, de acuerdo con un previo *ensayo menor*, de la riqueza de la mena, y de las *tentaduras* que se realizan durante los repasos. Éstos duran desde unas semanas a 2 o 3 meses, según la naturaleza de la mena, el clima y las circunstancias sean o no favorables.
- 7) *Lavado*. Cuando se considere que la masa está ya en sazón, se echa en una *tina* con agua, donde es agitada; separándose la *pella* o amalgama de plata, de los lodos finos o *lamas* y arenosos o *relaves* o *jales* o *jalsontes* (argentíferos).
- 8) *Separación de la pella*. Se exprime la masa y con ella se confecciona las piñas, que son sometidas al desazogado.
- 9) *Desazogado*. Separación de la plata (a veces junto con pequeñas cantidades de oro) del azogue, por destilación en vasijas corrientes en la época.
- 10) *Fundición y apartado*. Por último el metal ya apartado se sometía a fundición; y apartado del oro en las casas de Apartado (Bargalló, 1955).

Ahora que ya se ha mostrado el proceso a pie de la letra descrito por el químico español Bargalló, se explicarán más a detalle los pasos de la técnica de patio.

Por ejemplo durante la *molienda* se usaron técnicas sofisticadas de reducción de partícula superiores a las empleadas en Europa, el mineral se reducía a un polvo finísimo; primero con molinos de piedra y más tarde con fuerza hidráulica. En los *repasos* la fuerza humana fue sustituida por caballerías de 20 caballos (Lang, 1999). Durante las *tentaduras* que se llevaban a cabo durante los *repasos*, Lang menciona que se sacaban partidas de diferentes partes de la torta y se las examinaba detalladamente, diluyéndolas en agua. Luego se

agregaba cal para enfriar la masa (es decir retardar el proceso) o el magistral para calentarla (es decir acelerar el proceso). A esto podría referirse Bargalló cuando menciona que en el *repasso* se llevaba a cabo un previo *ensayo menor* para conocer la riqueza de la mena. En el proceso de desazogado las *piñas* se sometían a destilación colocándolas en vasijas dentro de hornos con tuberías que permitían recoger el azoque soltado (Lang, 1999).

11.2.1.1 Molienda

La primera etapa del método de patio, una vez extraído el mineral, era la *molienda*. Para clasificar el mineral “al tamaño de una arena gruesa”, se empleaba “un mortero que en los dos lados tenía harneros o cribas”, posteriormente en tahonas se reducía hasta conseguir un polvo muy fino. De acuerdo con la RAE una tahona es un molino de harina cuya rueda se mueve con caballería. Sonneschmid da una descripción muy detallada sobre estos molinos:

“Estas tahonas o arrastres eran unos parajes u hoyos circulares de tres varas²¹ y media de diámetro, con un fondo de piedras duras, como el pórfido (...) Tenían tres cuartas o cinco sexmas²² de largo, y de siete pulgadas hasta una cuarta de ancho y grueso; eran irregularmente cuadradas, y se ponían perpendicularmente una a la otra, de manera que dejaban pocos claros, y aun estos se cerraban en partes con fragmentos de las mismas piedras. El círculo exterior de ese hoyo estaba guarnecido con una palizada de pedazos de tablas, que a modo de duelas de una tina lo rodean, o con una especie de camones para detener las lamas, y en su centro hay un palo enterrado con destino de sostener el guijo de un peón, que además de un espeque de tres varas y media de largo para uncir las bestias, tenía en la altura de media vara o dos tercias sobre el andén dos atravesañes o cruces donde se amarraban las piedras voladoras que son de la propia naturaleza que las del fondo. Su tamaño era de una vara hasta cinco cuartas de largo, con una tercia hasta media vara de ancho y grueso, de manera que formaban paralelepípedos irregulares, y pesaba cada una de veinte a treinta y cinco, y a veces hasta cuarenta arrobas²³. Para poderlas

²¹ 1 vara = 0.836 m.

²² Una sexma equivale a aproximadamente 14 cm.

²³ La arroba es una cuarta parte de un quintal, aproximadamente 11.502 kg.

amarrar en las travesañas o cruces del peón, se barrenaba cada piedra voladora en dos parajes, y se afianzaban estacas en estos agujeros (de Lacerda, 1998).

Comúnmente estas tahonas se cargaban con hasta 10 quintales (un quintal equivale a 46 kg) de mineral. Por ejemplo en Guanajuato se cargaban con hasta 7 quintales de mineral, y el proceso de reducción de tamaño de partícula duraba de 24 a 48 horas. La cantidad de agua agregada a la molienda, reporta Sonneschmid era “poco más o menos por cada quintal un barril de tal tamaño que suele contener ciento cincuenta libras netas de agua.” Las menas de alta ley se secaban en hornos de reverbero y después de pulverizaban únicamente en morteros.

Explicado lo anterior queda de manifiesto lo superior y sofisticada que era la molienda en el Nuevo Mundo.

11.2.1.2 Apartar polvillos o deslamar

Esta operación consistía en pulverizar primero en morteros, los minerales y agregar agua para retirar la tierra y otras partículas de menor densidad con respecto al oro o plata. Luego se procesaban 1.81 kg (4 libras) de ese asiento metálico en un pequeño vaso u hornilla de afinación llamado fuele; de esta manera podían conocer la ley de las cuatro libras procesadas, enseguida se calculaba la plata que debía contener toda la cantidad de los polvillos que fueron producidos por número de quintales de mineral (Sonneschmid, 1825). Si se aplicaba esto a minerales nobles, comúnmente las menas se beneficiaban por fundición. Se recurría a esta técnica si había desabasto de azogue. Cuando se beneficiaba por fundición la “ley no bajaba casi nunca de diez marcos²⁴ por quintal”.

11.2.1.3 Extracción de oro

Cuando los minerales de plata se encontraban asociados con oro se agregaba una “corta porción de azogue” durante la molienda en tahonas, la separación del oro se daba por gravimetría, por ser mayor la densidad del oro. El mercurio extraía la mayor cantidad de oro

²⁴ Un marco equivale a 8 onzas.

y ésta amalgama de Au-Hg se iba al fondo de las tahonas. Aproximadamente cada quince días se retiraba esta amalgama que se afinaba en un horno o fuelle.

11.2.1.4 Materiales e insumos que se empleaban en el beneficio por patio

Dos ingredientes fundamentales en el beneficio de Medina fueron la sal común (NaCl) y el magistral. Sonneschmid dice que el magistral era el *ingrediente maestro* del beneficio de patio, ya que de su proporción y uso correcto dependía el éxito del proceso, porque una cantidad excesiva provocaba un desperdicio de azogue y mayores tiempos de proceso. El magistral es sulfato de cobre (CuSO_4) molido, que en su tratado Sonneschmid lo llama *vitriolo azul*.

Para la obtención de magistral, el mineral amarillo de cobre (muy probablemente calcopirita), se molía en tahonas, se cribaba y se reverberaba en un horno especial para este proceso. Dentro del horno se dejaba durante dos días, después de este tiempo el magistral estaba listo para ser usado en el beneficio de patio; aunque antes debía pasar una prueba: si al tomar un poco de magistral con la mano, provocaba un calor “insufrible”, era buen magistral (el sulfato de cobre pentahidratado produce el enrojecimiento y dolor de piel. La presencia de ácido sulfúrico superficial en el sulfato de cobre con la humedad de la mano puede producir quemaduras), de lo contrario se decía que era un mal magistral. “Esta propiedad que proviene de la atracción forzada que ejerce el ácido vitriólico (sulfúrico) sobre el agua, y que no tiene lugar, si el magistral se ha conservado durante algún tiempo en un lugar húmedo, es sin duda lo que los azogueros llaman el *efecto del magistral*, calentar, y como quiera que el calor contribuye mucho a la pronta conclusión del beneficio.” (Sonneschmid, 1825).

Pero el mismo Sonneschmid menciona que había más detrás de la elección del magistral para la técnica de Medina. La calidad del magistral variaba de un 30 a un 10% de contenido de *vitriolo azul*. A veces para su preparación se adicionaba pirita. Dependiendo de la mineralogía de la mena de cobre, el magistral podría contener, además del vitriolo azul, sulfato de hierro II (FeSO_4) (llamado también *vitriolo verde*) y ácido clorhídrico. Sin embargo esta mezcla no era más exotérmica que aquel magistral que solo contenía sulfato de cobre.

Se usaba cal y ceniza para *enfriar* la pella. El magistral producía ácidos (sulfúrico y clorhídrico) en la superficie que impedían la amalgamación del mercurio con la plata, el

efecto de la cal era absorber los ácidos que no solo evitaban la formación de la amalgama, sino también reaccionaban desfavorablemente (“atacaban al mercurio”) con el azogue.

11.2.1.5 Ensalmorar

En esta etapa del beneficio se descargaban en el patio las menas previamente molidas. Los patios eran superficies regulares de gran extensión con inclinación muy pronunciada, esto era para que durante algunos días escurriera el agua que llevaba el mineral molido apilado en los grandes montones. Se retiraban las tablas que previamente se habían colocado para contener a los montones y era agregada la cantidad de sal que se juzgaba necesaria para todo el proceso, luego de esto se lleva a cabo el *repasso*, como se explica a continuación. Después de ensalmorar todo el montón, se dejaba por dos días para que la sal se disolviese.

11.2.1.6 Repaso de los montones

Esos montones o piezas se colocaban aisladas en el patio, o juntas en tortas que contenían un número determinado de montones, cuya cantidad total comúnmente era poco menos de 70 toneladas; acto seguido se llevaban a cabo los repastos con caballería y peones que con palas removían toda la materia. Referente a la fuerza necesaria para esta tarea, por ejemplo, en el procesamiento de un montón de 27.6 ton (600 quintales) se empleaban cuatro peones y seis mulas. Los repastos duraban entre uno y dos días.

11.2.1.7 Tentar o ensayar los montones

Tentar o ensayar los montones o tortas, se le llamaba a la operación de reconocer el estado en que se hallaba el azogue, y su limadura (Sonneschmid, 1825). Para esta operación se empleaban recipientes (júcaras), los cuales debían ser negros o azules por dentro, para el fácil contraste de color con el azogue durante esta etapa, como se explicará más adelante. Se muestreaba de distintas partes del montón, en total se recolectaba aproximadamente

media libra; se deshacía suavemente en el agua, y se deslamaba mediante movimientos dentro de una tina o batea, de tal forma que en el fondo de la jícara no quedaba más que la limadura de plata, el azogue y el asiento metálico del mineral. Finalmente, con una pequeña porción de agua limpia se ladeaba la jícara lo que ocasionaba una aparente separación gravimétrica; se dice que en el fondo quedaba la amalgama, en segundo lugar, el asiento metálico del mineral y la limadura de plata o el deshecho o lis de azogue, ocupaba el primer lugar.

Los azogueros realizaban una inspección visual y táctil de la “limadura” que se asentaba en el fondo. En esta prueba se evaluaba color, el tamaño de partícula (“partículas gruesas o delicadas”), y la facilidad o dificultad con que se formaba la amalgama, esto tras haberla frotado. La amalgama que se obtenía haciendo esta prueba era clasificada por los azogueros como: espesa, fluida o seca. Los asientos del mineral no eran de gran interés ya que no mostraban mucho beneficio.

En último lugar, la masa del azogue que se hallaba en el fondo, en el tercer lugar de la tentadura, debía inspeccionarse en cuanto a su color, y la plata que contenía, la que se calculaba en virtud de la diferencia de masas en relación mayor o menor porción de azogue que dejaba escurrir mediante la prensura del dedo pulgar (Sonneschmid, 1825), esto se basaba en un método muy sencillo de diferencia de masas.

11.2.1.8 Incorporar

En esta etapa se mezclaba el azogue con la *torta*. El ingrediente principal de esta etapa era el magistral. Para que el magistral reaccionara como se esperaba era necesaria cierta *espesura* del “lodo”, pero tampoco debía ser muy espeso ya que esto impedía la amalgamación con el mercurio. Sobre las *propiedades superficiales* del lodo Sonneschmid dice que el lodo era *espeso* “cuando el pie del operario no causaba en el repaso más que una leve impresión, o cuando los caballos o mulas no podían caminar, sino con la mayor dificultad y cansancio”. Y se decía que es *blando* “cuando el pie del repasador o de las bestias se hundía en el lodo hasta el piso del patio con mucha facilidad.”

Cuando la consistencia de pella era adecuada se agregaba el magistral. La cantidad de magistral que se debía usar siempre dependía de la ley del mineral a procesar y también

de la calidad del magistral. Generalmente se agregaba un 1% de magistral cuando el mineral era *dócil*, pero a veces se agregaba hasta un 6%, esto como ya se dijo en función de la calidad del magistral y las asociaciones de la plata en la mena que se procesaba. La *sal maestra* se esparcía por todo el montón, entonces se emparejaba con palas la superficie y se agregaban entre 6.80 a 9.07 kg (de 15 a 20 libras) de azogue sirviéndose para esto de un lienzo o una piel curtida con agujeros (para esparcir con facilidad).

Acerca de la cantidad de azogue empleado, Sonneschmid apunta que: se agregaban 3 libras de azogue por cada marco de plata (1/2 libra de plata) que se iba a beneficiar. Esa cantidad de mercurio se dosificaba durante el beneficio y durante el incorporo se agregaba la mitad o 2/3 partes del total usado. Cuando se tenía duda sobre la ley del mineral se prefería agregar azogue de menos que de más. Después de incorporado el azogue se hacían repasos con palas y se dejaba reposar durante uno o dos días. A veces los repasos se realizaban con caballería. Después de concluir los repasos del incorporo, inmediatamente se hacía una tentadura en la cual se hallaba en la jícara, además del asiento del mineral, azogue a veces algo unido, por lo más en perlititas pequeñas. Así era como se sabía que había comenzado la amalgamación. Si el azogue era de color blanco o amarillo, esto era indicio de que se necesitaba agregar más magistral; sin embargo, si se observaba un color “aplomado” o “gris de ceniza muy subido” esto indicaba un exceso de magistral, y los azogeros decían que el proceso se encontraba *caliente* lo cual era perjudicial para el beneficio. Era preferible la primera tonalidad descrita que la segunda.

Posteriormente se hacía una tentadura 24 horas después y el aspecto de la torta había cambiado. No solo se hallaba el azogue amalgamado con la plata, sino que, lo que 24 horas antes era “deshecho de azogue”, había cambiado completamente a un color amarillo brillante, y se había transformado en lo que se llama limadura de plata, que al frotar con los dedos esa limadura se formaba *amalgama seca* a lo que se le conocía como *pasilla*.

Si lo explicado en el párrafo anterior ocurría, el proceso de beneficio se estaba llevando a cabo adecuadamente y se sabía “con cierta exactitud”, la ley de la plata: el tamaño de partícula de la limadura, la cantidad formada y su consistencia (dura o blanda), eran indicadores de la ley del mineral. Y hay más. Si el mineral era rico, se observaba a veces una limadura que a pesar de frotarla fuertemente con los dedos no formaba la amalgama. Cuando se formaban limaduras gruesas se sabía que el mineral era de alta ley, siempre y cuando se hubiesen agregado las cantidades precisas de mercurio y magistral, y la plata

en el mineral no se presentara en alguna asociación contraria al beneficio por amalgamación, como lo eran los minerales con presencia de plomo.

El incorporo era la etapa decisiva del proceso, por esta razón se experimentaba primero en un *blanco* que llamaban *guía*, para predecir las cantidades de los insumos necesarios.

El color del azogue era muy importante para conocer el estado del proceso. Para los azogeros un color amarillo indicaba que el proceso estaba *frío*, sin embargo, no necesariamente se agregaba más magistral. En este caso se aguardaban dos días; si pasado este tiempo conjuntamente del color amarillo del azogue, la limadura se encontraba blanda y fluida, se procedía a añadir una porción de magistral. Pero si a pesar del color amarillo la limadura se encontraba en buen estado, es decir amalgama seca, no se agregaba magistral, el proceso marchaba bien y solo se hacían repasos cada cuatro o seis días. Si se seguía así en un lapso de 10 a 20 días, todo el azogue formaba con la plata la amalgama seca. Ocurrido esto se procedía a *cebar*.

11.2.1.9 Ceba

Una vez formada la amalgama con la plata, siendo necesario que se encontrase seca, se debía agregar más mercurio, a esta etapa se le conocía como *cebar*. La *ceba* se realizaba hasta que la amalgama se hallaba libre de humedad y en esa parte del proceso el azoguero agregaba cierta cantidad adicional de azogue: entre $\frac{1}{3}$ y $\frac{1}{4}$ de la cantidad adicionada, y como máximo se agregaba $\frac{1}{2}$ de la cantidad inicial de mercurio agregada durante el incorporo. Se dejaba reposar durante unos cuatro o seis días, al paso de ese tiempo se volvían a repasar y se agregaba magistral, solo si las tentaduras demostraban la falta de este ingrediente, esto se sabía por la temperatura del montón (si estaba *caliente* o *frio*, como se explicó antes). De esta manera se combinaba el azogue mediante dos o tres repasos durante otros ocho o quince días, con tanta plata que formaba una nueva amalgama o pella bien seca. Entonces se debía *cebar* de nuevo hasta que las siguientes tentaduras mostraban que la torta o el montón habían rendido por completo la plata contenida.

11.2.1.10 Rendir

Con *rendir* los azogueros se referían a extraer toda la plata que el mineral procesado contenía, sin embargo, Sonneschmid se refiere a *rendir* como extraer la máxima cantidad de plata que el método de Medina permitía. El mismo autor refiere que para conocer lo primero, es necesario analizar los residuos a través del método docimástico²⁵, que en ese tiempo no se realizaba en México.

Sobre el rendimiento del método de patio, en el Boletín del Instituto Geológico de México publicado en 1899 se dice lo siguiente: “La gran pérdida de plata que hay en la amalgamación debe atribuirse en parte a las combinaciones que se forman entre los metales contenidos en la lama y otros cuerpos durante la amalgamación, y que no son bien conocidas; pero también a la corta dosis que se agrega de sal, que es un ingrediente escaso y caro, y que no basta para clorar completamente el mineral en la reverberación. La pérdida de azogue es muy variable e irregular; a veces, durante meses enteros, se mantiene en 3 onzas por marco (37.5%); en seguida, sin causa aparente y sin una alteración particular en la composición de los minerales, sube considerablemente, y después de algún tiempo vuelve a bajar sin que se conozca la causa” (Ordoñez, 1899).

A cerca de la cantidad de plata rendida por el método de Medina, Sonneschmid dice que, si la limadura analizada en las tentaduras a veces formaba una amalgama fluida y en un lapso de 24 horas no había cambiado el mineral, entonces había rendido toda la plata que se podía extraer por patio, y el beneficio ya no progresaría mucho más. No obstante, la verdadera señal de que el montón había rendido, era que en la tentadura se observaba, en lugar de la limadura, desecho de azogue, que al frotarlo con los dedos se juntaba en gotitas o perlititas del mismo mercurio que llegaban a rodar por su fluidez, lo que no hacía ni la limadura ni la amalgama por fluido que hubiera sido.

²⁵ “Otra circunstancia notable de la amalgamación de toneles en el Real del Monte, y sobre la cual ha llamado Burkart la atención, es que los residuos de los toneles dan al ensaye docimástico la misma ley de plata después de ocho horas que al cabo de 24 horas de trabajo o de rotación. Pero también al fin del primer período, el azogue se presenta completamente dividido y en tal estado, que por ningún método de lavado puede reunirse en cuerpo. Sin esta circunstancia sería posible vaciar los toneles varias veces al día, y llenarlos con nuevo polvo mineral; pero es preciso hacerlos girar otras 7 u 8 horas más, para juntar el azogue y separarlo de los residuos. A pesar de todos los ensayos que se han hecho, no se ha podido conseguir hasta ahora suprimir este largo tratamiento del mineral en los toneles.”(Ordoñez, 1899)

El ingrediente determinante del beneficio fue el magistral. Como se dijo antes, un color aplomado era señal de exceso de magistral y un color blanco o amarillo indicaba la falta de la sal maestra, siempre y cuando esta coloración estuviera acompañada de amalgama fluida. Para saber si el beneficio estaba terminado se separaba una porción de la pella y se le agregaba magistral. Si al paso de un tiempo de 24 horas la limadura no formaba amalgama seca, se sabía entonces que el mineral ya había rendido toda la plata. Pero esta prueba resultaba falible si se había excedido la cantidad de mercurio. En este caso las tentaduras no mostraban limadura alguna lo que indicaba una cinética de reacción más lenta y que el azogue apenas había empezado el proceso de amalgamar la plata.

11.2.1.11 Accidentes del beneficio

En el proceso de amalgamación, tal y como se expresó antes, los azogueros empleaban los términos de *caliente* o *frio* para referirse a la cinética de reacción del mercurio con la pella. Empleaban el término *caliente* cuando, el azogue en la tentadura tenía un color gris o aplomado, si éste estado se observaba en mayor o menor grado se nombraba *caliente*, o *muy caliente*, pero si el mencionado calor era muy leve, se le decía *tocado*, término que podría asociarse a una baja cinética de reacción, lo cual contribuía a concluir el beneficio rápidamente. El estado del proceso que llamaban *caliente* o *muy caliente* ocasionaba una gran pérdida de Hg y atraso del proceso, lo que impedía continuar con el beneficio. Cuando eso ocurría la adición de cal o ceniza “quitaba al cabo de pocas horas” el *calor* del montón siempre y cuando éste ya hubiese *rendido*. Pero si esta coloración aparecía al inicio del beneficio o en una etapa intermedia se debería ser más precavido con el uso de esos ingredientes ya que si se excedían, “tuercen el beneficio y causan a veces mucha pérdida de plata” (Sonneschmid, 1825).

Sobre el accidente de *calentar* se debe discutir más. Solo los más hábiles y cuidadosos azogueros conseguían esquivar este perjudicial efecto. Esto se remediaba de las siguientes maneras:

- a) Si dicho calentamiento se daba durante o poco después del incorporo se adicionaba a los montones una porción de lamas que aún no se habían beneficiado. Haciendo esto disminuía el color aplomado, y el proceso podía continuar correctamente.

- b) Pero si ocurría después de que el beneficio ya había progresado, remediarlo tenía mayor dificultad. Para corregirlo se agregaba cal y ceniza; pero la inadecuada aplicación de estas sustancias disminuía el rendimiento del proceso.

Cuando el Hg en la tentadura se observaba de color muy blanco o amarillento, formando en su superficie una capa que, acompañada de un gris negruzco, se decía que el montón estaba *frio*, y esto les indicaba a los azogueros que el beneficio estaba incompleto y era necesario la adición de magistral. Esta situación no era perjudicial ya que solo indicaba la baja rapidez en el beneficio y solo bastaba con agregar magistral para encaminar el proceso. Por lo tanto un color aplomado demostraba *calor* y un color, desde blanco amarillento hasta negruzco evidenciaba *frio*.

A demás de la coloración, había un comportamiento de la pella al contacto con el agua: cuando el montón se hallaba *caliente*, una muestra de este montón al contacto con el agua la volvía “turbia” mientras que por el contrario, si el beneficio estaba *frio* el agua no se turbaba o lo hacía mínimamente; hecho que se tenía en cuenta para conocer el estado del beneficio.

11.2.1.12 Duración del beneficio

La duración del beneficio de patio estaba en función de los tipos de minerales, los diversos *temperamentos* de los reales de las minas, y las varias modificaciones que se emplean en el curso de esta operación; considerando lo anterior, menciona que el beneficio podía durar de ocho días a dos meses.

Sobre el tipo de mineral explotado en los Reales de plata de Pachuca se trataba de plata asociada a minerales óxidos. En Real del Monte, Pachuca, el yacimiento se encontraba dividido en dos zonas, la zona superior estaba formada por óxidos de hierro auríferos con cloruros y bromuros de plata. Mientras que la zona inferior estaba formada por sulfuros como piritita, galena, esfalerita y calcopiritita y también argentita. Los óxidos de hierro a los que la plata se encontraba asociada eran principalmente hematita (Fe_2O_3), goethita ($\text{FeO}\cdot(\text{OH})$), limonita ($\text{FeO}(\text{OH})\cdot n\text{H}_2\text{O}$) y jarosita ($\text{KFe}_3^{3+}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$), principalmente.

De acuerdo con Sonneschmid, beneficio podía durar ocho días cuando se procesaba un mineral “*dócil*”, de “*temperamento muy cálido*” y si se trabajaba en lugares “poco elevados sobre el nivel de la mar.” En toda América se emplearon barómetros para determinar la presión atmosférica en el beneficio de patio.

11.2.1.13 Lavado

Una vez que las *tortas* o *montones* habían rendido se procedía a lavar. Durante esta etapa se apartaba el azogue combinado con la plata del lodo metálico. Para ello se requería, como se ha mencionado, que la amalgama se encontrara en un estado fluido. Previamente se agregaba cal para “ablandar” el lodo metálico y se hacían repasos. Cantidades pequeñas eran lavadas en bateas, pero principalmente se emplearon tres operaciones de lavado que son:

- 1) Lavar en tina doble
- 2) Lavar en dos y tres tinas combinadas
- 3) Lavar en cajón.

Las tinas empleadas tenían 2.5 metros (tres varas) de alto. Estas tinas poseían un orificio de cinco pulgadas (12.7 cm) de diámetro situado a una vara (0.836 m) del fondo de la tina, dispuesto para ser drenada. Al lado de este orificio se encontraba “un pequeño orificio para sacar las tentaduras.” En el centro de las tinas había un molinete con cuatro aspas, cuyo eje estaba combinado en la parte de arriba con una jaula que recibía su movimiento de un sistema de engranes. Por lo regular estas tinas estaban fabricadas de duelas de madera de sabino, guarnecidas de gruesos aros de hierro. También las había hechas de cal y canto, con el fondo de solo una pieza de pórfido; o de varias piezas de otras clases de piedras. En las haciendas de beneficio donde se empleaban esta clase de tinas se realizaban repasos con caballería y se adicionaba una porción de azogue que llamaban *baño*. Si la amalgama se encontraba seca se agregaba aproximadamente una libra de mercurio por cada marco de plata que la pella contenía, pero si se encontraba en estado fluido se adicionaba una y media o dos libras, de tal forma que por cada cien libras de azogue solían hallarse 20 o 25 marcos de plata.

La tina se ponía en movimiento a través del sistema de engranes y una vez dejada en la tina una porción de agua, se cargaban de cuarenta a sesenta quintales (es decir, hasta 2,760 kg) y se llenaba completamente de agua, que se sacaba de una presa. Al cabo de aproximadamente dos horas, el azogue con la plata descendía al fondo de la tina. Para asegurarse de que esto ya había ocurrido, se sacaba una poca del “agua lamosa” por el

orificio pequeño y se realizaba una tentadura para saber si en esa parte de la tina se mantenía aun algún desecho de azogue. Si todavía quedaba desecho de azogue se “suspendía la descarga otro rato más.” Hasta que el desecho de azogue desaparecía o se encontraba en una cantidad insignificante. Se procedía a descargar la tina por el orificio mayor (su cierre se obtenía con un tapón llamado bitoque), esto se hacía “arreando al mismo tiempo las mulas del arte más recio que antes, para evitar que los janzontles bajaran demasiada cantidad al fondo” (Sonneschmid, 1825). Una vez que el agua se había escurrido, se colocaba el bitoque del agujero grande y se volvía a cargar. Se proseguía de la misma manera hasta concluir todas las cargas que se destinaban para lavar. Acto seguido se drenaba, primero el agua del fondo y después las *cabecillas*; de acuerdo con Sonneschmid, así llamaban a los asientos gruesos del lodo metálico; y en el fondo se hallaba la mayor cantidad del azogue con la plata. Se extraía el azogue con la plata y se colocaba en una pequeña tina, agregándole también aquella parte que resultaba del gasto de las cabecillas, esto se realizaba en una pila inmediata y mediante una batea gruesa y grande. Para poder limpiar bien el fondo de la tina, se le agregaba más azogue con agua y pedazos de greda; se limpiaba varias veces, hasta que su superficie “traslucía como un espejo” sin la menor muestra de la valiosa amalgama.

Las tinas dobles eran dos tinas dispuestas una tras la otra, comunicadas mediante un orificio cuadrado de 22.86 cm² (una cuarta) en lo alto a 27.87 cm sobre el fondo. Esas tinas eran de diversas medidas, las más grandes eran de cuatro varas de diámetro (3.34 m.) y dos y media o tres (2.5 m) de alto. En las haciendas más grandes se podían encontrar dos lavaderos de tres tinas cada uno, todas combinadas y comunicadas. La primera tina recibía el nombre de *tina cargadora*, y la última el de *descargadora*. En esa última se hallaba la abertura para descargar, que estaba ubicada en lo alto de una tercia de vara (27.87 cm). Se empleaba una rueda dispuesta horizontalmente que ponía en movimiento las tres jaulas de los molinetes de cada una de las tres tinas.

Para este tipo de lavaderos no se empleaba el *baño* de azogue después de rendidos los *montones* o *tortas* por lavarse a pesar de que la amalgama se hallaba seca, solo en el caso de excesiva falta de humedad de la pella, se adicionaba Hg, siempre con la medida de que cien libras de azogue debían contener por lo menos treinta marcos de plata.

Una vez que el *montón* o la *torta* se habían ablandado, se cargaban en un lavadero compuesto de tres tinas grandes unos 3,000 kg (es decir, de sesenta a setenta quintales), haciendo andar las mulas a paso largo, para poner los molinetes en pronto y seguido

movimiento, lo que se llamaba *deshacer la carga*. Paralelamente se llenaban las tinas de agua, y entonces se disminuía la velocidad de la caballería para que solo avanzaran una vuelta por cada minuto. Este movimiento duraba de tres a cuatro días. Después de esto se hacía el ensayo mediante la tentadura, para lo que se utilizaba una cuchara de cobre o una jícara, que se introducía desde la parte superior de la tina descargadora hasta la altura del bitoque, y cuando ya no se hallaba desecho de azogue se descargaba la tina.

El tercer modo de lavar era en un cajón de cuatro o seis varas de largo por ancho (unos 5 metros), y de tres a cinco cuartas de alto (es decir, hasta 114 cm de alto). Ese cajón se colocaba en la parte más elevada de hacienda, en la parte delantera del cajón había un orificio con su puerta que conducía a un canal, dispuesto perpendicularmente, que terminaba cerca del piso de la hacienda, en una pequeña pila de cantería que llamaban *apuro*. En conjunto con ese apuro se hallaban combinados varios canales de madera puestos horizontalmente o con una pendiente mínima. Esos canales tenían en la parte interior unos canales pequeños (que se conocían como escamas) que les labraban, de manera que atravesaban el canal grande, y se hallaban separadas entre sí. A una longitud de seis o siete varas, los canales mayores presentaban otros apuros (otras pequeñas tinas de cantería) y terminaban en cajones de gran tamaño enterrados afuera de la hacienda. Una vez trasportados los montones en el cajón grande, se abría el conducto del agua que provenía de una presa, y los peones repasaban el lodo, hasta que se convertía en una lama demasiado húmeda. En ese momento se abría una puerta pequeña por donde se dejaba correr la lama, y se continuaba adicionando agua hasta que el cajón, los apuros y canales se encontrasen completamente limpios. Antes de comenzar a lavar se introducía en los apuros una porción de Hg para concentrar con más facilidad las pequeñas partículas de la amalgama de plata. Durante esta etapa se sedimentaban los residuos gruesos en los cajones grandes dispuestos para este fin, y de ahí se sacaban para extraerles los polvillos, y además de esto, una fracción de amalgama y azogue, que siempre les quedaba, hallándose la principal cantidad de plata y azogue en los apuros, y en las escamas de las canales de donde se recogía.

A pesar de que los tres diferentes métodos de lavar eran empleados, las tinas dobles y triples eran las más usadas. Cuando las tinas se operaban cuidadosamente, los minerales en los arrastres estaban adecuadamente molidos, así como bien preparada la carga que se procesaba. Se percibía entonces que no se tenían lamas con presencia de azogue,

mientras que en los otros lavaderos se hallaban “frecuentemente y a veces con abundancia.”

11.2.1.14 Destilación de la amalgama

Una vez que la amalgama se encontraba limpia se vertía en una manga de lona, o de lienzo grueso que formaba un cono de dos varas de largo (1.67 m.) y unos 28 cm de diámetro (1/3 de vara) en la base. Dicha base se encontraba sujeta con un cinturón y cadenas de hierro, para poderlo suspender sobre un cajón forrado con piel, que conocían como “tiburón. Sobre el cono se colocaba una manga o camisa hecha de badana o de lienzo fino, esto con el objetivo de reunir más fácilmente el exceso de azogue que salía de la primera manga; cuando estas camisas eran hechas de badana abiertas en la punta; pero si eran de lienzo fino se cerraban en la punta, y entonces servían al mismo tiempo para recoger aquella pequeña parte de amalgama que solía traspasar con el azogue por la manga más grande.

Los conos con la plata y azogue se dejaban escurrir aproximadamente veinticuatro horas para obtener amalgama seca, esto ocurría una vez que la mayor parte de azogue había abandonado las mangas, después de esto se podían bajar. La amalgama de la parte de arriba, y de la parte media de la manga era la más seca, llegando a tal grado que, la plata que contenía ascendía a una tercera parte de su peso. Sin embargo, no siempre se obtenían concentraciones tan elevadas, así pues por lo menos se tenía una cuarta parte, de manera que en cuatro libras de amalgama existan dos marcos de plata (como se mencionó antes, cada marco de Ag equivale a ½ libra).

Esa amalgama era muy diferente de la que se hallaba en la manga que terminaba en punta; la primera era tan fluida que apenas se sacaba una sexta parte, y a veces solo una séptima parte de plata (Sonneschmid, 1825). La amalgama era de alta ley o muy fluida, cuando “monta tan poco que solo llenaba la tercera o cuarta parte de la manga”. Si ese era el caso, tan solo había una parte de plata en seis partes de la amalgama. En este caso se tenía por regla que cuando la manga se encontraba más llena, resultaba la amalgama más seca, y a proporción de su peso más rico en plata. La concentración de plata de la amalgama también estaba influida por la variación que se observaba en las diversas calidades de minerales que se procesaban y en las amalgamas que resultaban de diferentes beneficios. Minerales de la misma mina procesados por separado, y por la misma técnica producían a veces una

amalgama más rica en plata que otra, esto era, entre otras circunstancias, debido a que el beneficio de patio dependía enormemente de las habilidades técnicas del azoguero así como la calidad de las materias primas empleadas durante el proceso. Esta misma diferencia en la ley de la amalgama se experimentaba cuando se procesaba en mismo mineral con diferentes variantes del método las cuales se estudiarán más adelante.

Con la amalgama que se sacaba de la manga se hacían, mediante un molde de madera o de hierro, seis bloques de dos a tres pulgadas de alto y dejaban en medio un pequeño espacio y posteriormente se ponían en la capellina²⁶ unas encima de otras. Como perfeccionamiento del método de amalgamación, debe citarse el invento de la capellina, atribuido a Juan Capellin, minero de Taxco (México), en 1576. Es la capellina un cono de hierro que sirve en la destilación de la amalgama para recoger y aprovechar el mercurio que el calor volatiliza. Este artefacto, además de ser económico, realiza el higiénico de librar a los obreros de la acción nociva de los vapores mercuriales (Carracido, 1892).

La capellina usada era cilíndrica hecha de cobre fundido, las más comunes medían no más de 0.42 m de ancho y hasta 0.836 de alto. Estaba hecha de manera que se ajustaba exactamente en un recipiente de cobre del mismo diámetro de la capellina, pero de solo 0.42 m de profundidad con un diminuto agujero en el centro del fondo. Ese recipiente se recubría superficialmente de cal, colocándolo de tal forma que su orificio estuviera al nivel de la superficie que se destinaba para quemadero; a un lado se hallaba una pila ligeramente elevada, de la que salía un canal subterráneo hacia el recipiente de cobre, dispuesto de tal modo que el agua que fluía por él lo rodeaba y pasaba por debajo a otro pequeño canal que conducía a una pequeña caja de cantería.

Luego se colocaba en medio del recipiente de cobre, un candelero de hierro de 43.2 a 50.2 cm de alto y de 27.94 a 38.1 cm de diámetro que en la parte superior tenía una pieza redonda y aislada de hierro llamada platillo, en el que se colocaban los bloques “poniendo en círculo seis y seis las unas encima de las otras, y tanta altura cuanto permite la de la capellina”, el diámetro del platillo siempre debía ser aproximadamente 80% menor que el de la capellina. También era ventajoso que la altura del candelero fuera de 2 o 3 pulgadas mayor que el fondo del recipiente de cobre, para que la amalgama estuviera elevada sobre el piso del quemadero, zona en la que la energía calórica era aparentemente mucho mayor.

²⁶ Según la RAE, campana de hierro o de bronce bajo la cual se colocaban las pellas de plata en sus vasos y hornillos para desazogarlas por destilación y afinar la plata por la acción del fuego.

Hecho esto se colocaba un bastón por el asa de la capellina y se situaba encima de la amalgama, se cubría con ceniza mojada el paraje donde la capellina ajustaba en el recipiente de cobre. Alrededor de ella se colocaban 6 u 8 adobes separados y fabricados especialmente para esta etapa. El espacio entre la capellina y los adobes se rellenaba con carbón y se comenzaba a quemar la amalgama, abriendo ligeramente el pequeño bitoque de la pila, para que el agua fluyera por debajo del recipiente de cobre a una trampa donde se colectaba el azogue que contenía la amalgama. Al cabo de esta operación que normalmente duraba de 8 a 10 horas, se obtenía plata pura. Antes de las capellinas se empleaban ollas de barro, pero solían reventarse ocasionando un mayor riesgo para los operarios.

11.2.1.15 Pérdida de azogue

La pérdida de azogue se contabilizaba en el momento de agregar la amalgama en la manga, comparándola con la cantidad que se tenía inicialmente en la manga con la que había recibido de la torta, sumando (reponiendo) aquella porción de azogue que se adicionaba para facilitar la limpieza de la amalgamación (que llamaban “baño”), después de haberla sacado del lavadero. La cantidad que faltaba se llamaba *pérdida*, y se consideraba un *buen beneficio* siempre que la pérdida de mercurio fuese menor al 1% con respecto a la cantidad total que había sido empleado durante el beneficio. En muchas ocasiones esas pérdidas llegaban al 12%, esa gran diferencia se debía al: a) tipo de mineral procesado en los reales de las minas (no todos los minerales eran propicios para beneficiarse por amalgamación) y b) al mal control de las variables del proceso. Los lavaderos sencillos que conllevaban mayor *baño* de azogue que las tinas dobles, presentaban mayores pérdidas. Sin embargo, ese cálculo se reducía a la “correspondencia por marcos de plata”. La regla era sencilla: cada marco (8 onzas, es decir $\frac{1}{2}$ libra) beneficiado debía de consumir no más de 8 onzas de mercurio. La pérdida se calculaba sin tomar en cuenta a la plata que contenía el azogue en la manga, ya que esa plata se contabilizaba después de fundir (quemar) la amalgama. Por ejemplo, si al mineral a procesar se le agregaban 1000 libras de azogue y la cantidad que se recogía del lavadero y se agregaba a la manga (incluida la plata) hubiese sido de 920 libras, la pérdida sería del 8%. Una vez quemada la amalgama del ejemplo anterior, se hubiesen obtenido 320 marcos de plata, lo que equivaldría a 0.07264 (72.64 kg) toneladas de plata. Estos 320 marcos estaban incluidos en la cuenta anterior del azogue, y por

consiguiente también era pérdida, pero se acostumbraba llamar “consumido”, y asciende en el caso supuesto a 160 libras, que junto con éstas, las ochenta que anteriormente faltaban y que acostumbraban llamar pérdida en la operación, asciende a la suma total del azogue que se ha perdido a 240 libras, de los que corresponden por cada marco de plata, una pérdida de doce onzas (Sonneschmid, 1825). Entonces al obtener un marco de plata se perdían doce onzas de azogue. Si se recuperaban 320 marcos se gastarían 3840 onzas de azogue que equivalen a las 240 libras mencionadas. Sí el beneficio se llevaba a cabo adecuadamente las pérdidas que podría haber en la capellina eran insignificantes. Era muy aceptada la pérdida de 12 onzas (340.2 g) de azogue por cada marco de plata. En algunos reales de las minas se perdían hasta 15 onzas de azogue por cada marco de plata y “siendo muy raro” que se perdiera una libra de azogue (16 onzas o 454 g) por cada marco de plata.

11.2.1.16 Minerales que se beneficiaban por amalgamación

Aquel azoguero que conocía todas las clases de minerales de plata y sabía dar el proceso que les correspondía se le llamaba “experto”, ya que no todos los minerales que contenían plata eran aptos para procesarse por el método de Medina.

Por ejemplo, *la plata blanca o pella virgen*, *la plata sulfúrea dúctil (molonque)*, y *la plata cornea* (también conocida como *plata parda*, *plata azul* o *plata verde* la cual es *clorargirita*, un mineral de la clase de los haluros de color verde brillante, amarillo claro o gris cuya fórmula es AgCl), cuando se hallaban como guijas, esas partículas gruesas pero aplanadas y lisas, no alcanzaban la liberación en la molienda y por lo tanto no rendían toda su ley. Si estos mismos minerales se encontraban en pintas finas y delicadas, repartidas o diseminadas en la guija (Sonneschmid, 1825), el beneficio de patio era muy adecuado para su procesamiento. Igualmente, si se hallaba disgregada en la guija en pintas gruesas a *la plata sulfúrea quebradiza*, y al *mineral fuliginoso de plata*, también llamado *polvorilla* (Ag_2S), dichos minerales eran aptos para la amalgamación. Con una dificultad un poco mayor, también se podía procesar el *mineral rojo* argentífero (*petanque colorado rosicler*), cuya fórmula es Ag_2AsS_3 (proustita).

Entre los minerales conocidos que no eran conveniente procesar por amalgamación encontraban los minerales cúpricos con ley de plata, por ejemplo, el *mineral gris de cobre*, (una mezcla de tetraedrita, $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ y tenantita $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$) así como la galena (PbS),

así como los minerales espáticos y terrosos. Sin embargo, cuando su contenido de plomo era bajo, sí se podían beneficiar por amalgamación. Por otra parte, no era adecuado el beneficio de minerales de plata que contenían antimonio, minerales de arsénico, cobalticos, ni de las blendas (Zn,Fe)S (*ojo de gato, ojo de víbora*), ni la pirita argentífera (FeS₂), arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS₂). A todos los minerales mencionados en este párrafo se les conocía como *impropios para el beneficio por azogue*. A veces se beneficiaban por este método, pero la ley que se obtenía era reducida. Sin embargo, este gran inconveniente se podía remediar preparando los minerales antes de procesarlos con, lo que se conocía como reverbero. Al calentar los minerales a cierta temperatura, elementos perjudiciales para el beneficio como el plomo se volatilizaban, probablemente para eliminar el plomo este reverbero se llevaba a una temperatura no mayor a los 560°C. Después de eso, las menas rendían la mayor parte de su ley, con excepción de los minerales dúctiles, que por no poderse someter a molienda no podían ser beneficiados por este método.

Habiendo explicado lo anterior los minerales se clasificaban como:

- a) *Propios* para el beneficio con azogue
- b) *Impropios* para el beneficio con azogue

Sonneschmid afirma que dentro de esta clasificación no todos los minerales que se consideraban propios lo eran y viceversa. Al respecto, afirma que: “*se hallaran a cada paso ejemplos de minerales que yo llamo impropios, y se benefician ventajosamente por el beneficio del patio, y que otros que yo llamo propios para aquel método no se puede extraer toda la ley*”. Como ya se ha dicho, en aquella época los minerales argentíferos se beneficiaban por amalgamación o por fundición, esta última reservada para los minerales de alta ley, o para los tiempos de desabasto del valioso azogue, entonces, los minerales de baja ley que no era rentable tratarlos por fundición y que eran *impropios* para el beneficio de patio (lo que metalúrgico español Álvaro Alonso Barba clasificaba como *rebeldía*), se procesaban por patio aunque solo se extrajesen dos tercios de su contenido de plata; los azogeros debían saber ensayar los minerales y sus residuos por fuego, cuando no se extraía con exactitud la ley de plata esperada, se preparaban los minerales para beneficiarlos por alguna de las variables que se comentarán.

11.2.1.17 Leyes de los residuos

En el reino de la Nueva España se procesaban por patio anualmente de 8 a 10 millones de quintales de minerales (esto es de 368,000 a 460,000 toneladas de mineral), de esa cantidad, se extraía por lo menos la mitad de plata.

De la cantidad de plata de los residuos se puede decir en general que, por cada 46 kg (un quintal) no pasaba de los 3.58 g de Ag (dos adarmes), sin embargo, en algunas minas se tenían residuos de hasta tres onzas de plata por quintal. La ley de los residuos aumentaba en las minas donde estaban introducidas las técnicas de reducción de tamaño y clasificar. A pesar de los esfuerzos por aprovechar la plata, parte de los residuos con “considerables cantidades de plata” se desechaban a arroyos.

11.2.1.18 Beneficio de los residuos

En las minas donde en la molienda se tenían las etapas de reducción de tamaño y clasificación (lo que se llamaba polvorear y cernir) se extraían los polvillos de los residuos, ya que contenían una considerable cantidad de gruesos asientos metálicos que aun contenían plata después del beneficio por mercurio. Lo mismo se hacía en las minas donde se llevaba a cabo la molienda con tahonas aunque la ley de estos residuos era menor ya que la molienda en tahonas era más eficiente que otros tipos de molienda. Para retirar los polvillos de los residuos se recurría a la técnica de lavar los montones rendidos bajo la denominación de *lavar en cajón*, que se ha descrito anteriormente.

Donde se ubicaban los lavaderos usados para procesar los minerales se encontraban cajones grandes, tanques o pequeñas presas que en las que se sedimentaban los residuos más gruesos, es decir los jales (que llamaban jalsontles o janzontles). Estos se descargaban después de haber lavado los montones. Para lavar los residuos se empleaban *planillas*, que eran pequeños cajones de 125 cm de largo y 56 cm de ancho, que se hallaban abiertos de un lado. Esas planillas se colocaban inclinadas y se hacía pasar una corriente de agua; por la parte de arriba se agregaban los residuos, que se mezclaban con agua hasta que ésta arrastraba todas las partículas lamosas, dejando en la base, el asiento metálico que conocían como polvillos.

En los reales que tenían minerales cobrizos, con igual o mayor peso específico que la plata, la extracción del asiento metálico era “muy dificultoso o casi imposible”, por tal motivo se limitaban a extraer el *bronce*, así llamaban a la pirita ferrosa, que se mezclaba con la calcopirita (CuFeS_2), con ambas sustancias preparaban el magistral. Había ocasiones en las que la pirita y la calcopirita extraída tenían ley de plata, por lo que se reverberaban en hornos de magistral, se procesaban en las tahonas y se beneficiaban por patio.

Aunque los polvillos se llegaban a beneficiar por patio, lo más indicado era por fundición. Hay que tener presente que, en el México colonial, la fundición y la amalgamación eran igual de frecuentes. Ya fuese por desabasto de azogue, por un atraso tecnológico, porque los minerales que se procesaban en los reales de las minas eran de alto contenido de plomo o los minerales no eran aptos para la amalgamación, la técnica de fundición siempre estuvo presente. Sonneschmid reporta que en el año de 1795, halló en la jurisdicción del real de Zimapán, Hidalgo, más de cien hornos de fundición en operación, sin rastro alguno del beneficio por azogue.

El agua con la que se lavaban los asientos metálicos en algunas ocasiones podía arrastrar no solo las partículas indeseables sino también tanta plata que se aplicaba un segundo beneficio por patio. Esto ocurría con mayor frecuencia en aquellos reales de minas, donde dada la abundancia de minerales cúpricos de plata, no era conveniente extraerles el polvillo ni antes ni después del beneficio. Lo que se hacía con todos los residuos era reverberarlos para su posterior beneficio de patio. Sin embargo, comenta Sonneschmid que el reverbero aplicado no era el conveniente. De igual forma comenta que en 1792, reconoció en Zacatecas algunos minerales que eran “tan impropios para el beneficio por azogue,” que los residuos tenían la ley de 2 a 3 onzas por quintal. Menciona que también la concentración de plata en las lamas de esos minerales no era muy diferente de la de los residuos: para recuperar la mayor cantidad de Ag, Sonneschmid, decidió beneficiarlos, en la figura 45 se resumen sus resultados.

Figura 45. Ag recuperada del beneficio de jales de minerales cúpricos. Tabla realizada con datos tomados de (Sonneschmid, 1825)

Jales procesados (Ton)	Ag recuperada (kg)	Costo/Ton (reales)
37.72	45.09	4100
41.86	56.08	4550
42.32	59.42	46000

Cada real equivale a 3.35 g de plata por lo que concluye que el único beneficio que se les pudo haber obtenido a esos residuos era recuperar el cobre para la preparación de magistral. La alta ley de plata encontrada en los residuos se debía a la calidad de los minerales que se procesaban. Siempre que se beneficiaban minerales *dóciles*, no se presentaban residuos de elevada ley que necesitaran un segundo beneficio. Cuando se procesaban minerales *rebeldes* o *impropios* para el beneficio con azogue, se recurría a un segundo beneficio de los residuos, ya que estos minerales habían producido cinco o seis onzas de plata por quintal en el primer beneficio. No debe perderse de vista que el proceso de esas lamas debió de ser rentable para haberse llevado a cabo.

10.2.2 Variantes del beneficio de Medina

Durante el siglo XVIII se dieron una serie de mejoras al beneficio de patio como parte de las reformas borbónicas que tenían un enfoque ilustrado y con visión científica y tecnológica, esto después de casi dos siglos de aislamiento; pero también para afrontar el desabasto de azogue que venía del Atlántico hasta México ya que hubo un deterioro de Huancavelica (una de las principales fuentes de mercurio en América) en 1786.

a) Beneficio con reverbero

Los minerales procesados por amalgamación se beneficiaban habitualmente sin la necesidad de un reverbero. Minerales ricos en cobre se reverberaban en los reales de minas antes de molerlos en montones grandes de 23 a 46 toneladas colocándolos sobre leña al aire, para volatilizar los compuestos de azufre y cobre que se encontraban presentes. Los montones se sometían a reverbero para facilitar la molienda y su posterior beneficio por patio. Sin embargo, esto último no siempre se conseguía ya que cuando se analizaban los residuos de los reales en donde se trataban minerales que se reverberaban, se encontraban leyes de plata muy elevadas, a veces a tal grado que requerían un segundo beneficio. El reverbero se aplicaba a minerales cúpricos (rebeldes) y se llevaba a cabo moliéndolos y tratándolos en los hornos de magistral.

b) Beneficio del curtir

De los ingredientes empleados en el beneficio de patio, el magistral era el más importante en la pérdida y amalgamación del Hg. Los azogueros pensaban que la virtud del cloruro de sodio y del magistral era únicamente limpiar y disponer la plata de los minerales para la amalgamación. Además, habían observado poco tiempo después de incorporado a los montones, el magistral perdía su reactividad. Para evitar la pérdida de azogue, algunos azogueros preparaban los minerales primero con NaCl y magistral, agregaban mercurio hasta que la pinta platera se hallaba en un estado idóneo para formar la amalgama con el Hg, sin experimentar pérdidas de azogue. A este hecho se le llamaba el *beneficio de curtir* o *del curtido*. El beneficio de curtir es una variante del método de Medina, que se empleó poco en todo el reino, el cual debía considerar lo siguiente: es cierto que se ahorraba gran cantidad de azogue, y en ciertas circunstancias también importantísimas cantidades de plata, pero también lo es que “se dudaba con fundamento si la extracción de la plata sería siempre tan exacta” como en el proceso sin variantes. Esta variante podía presentar el inconveniente de consumir un exceso de tres a cuatro veces más magistral.

c) Beneficio con amalgama de plata y plomo

En los reales de minas donde abundaban minerales de plata asociada al plomo (los sulfuros de plomo y minerales semi-oxidados como la galena, la cerusita, $PbCO_3$ y la anglesita, $PbSO_4$), durante la etapa del incorporo, antes de adicionar el Hg, se agregaban de 0.91 a 1.36 kg de amalgama seca de plata por cada 920 kg de mineral, y una ración de *saltierra* (sustancia muy parecida al tequesquite; $NaHCO_3$, NaCl). La única ventaja que se percibía era la disminución en la duración del beneficio. En otra variante de esta técnica se agregaba, por cada marco de plata (8 onzas) que en teoría debía contener en el montón, una libra de $HgPb_2$, e intentaban así la disminución del consumo de sal y disminuir el tiempo del beneficio. Los azogueros encontraron que el $HgPb_2$ promovía la unión de la clorargirita con el mercurio. Este método presentaba el inconveniente de requerir una posterior refinación de la plata para su separación del plomo.

d) Estrellar

Otra variación, era la operación conocida como *estrellar*. Durante el incorporo, algunos azogueros, después de haber repartido el magistral con igualdad sobre todo el montón, agregaban inmediatamente el mercurio, lo que llamaban “*estrellar*”. Por razones obvias, esta operación disminuía la duración del beneficio y con algunos tipos de minerales, los *montones* requerían de la mitad del tiempo que exigía el método corriente. Esta ventaja se contrarrestaba por el incremento en la pérdida de azogue que se experimentaba. El éxito

de este método variaba según la preparación del magistral. En aquellos centros mineros, donde mezclaban el magistral con alguna porción de sal antes de reverberarlo, el efecto del estrellar era más inmediato, que con el magistral sin mezcla.

e) Uso de hornos de manga

En zonas donde había bajas temperaturas o donde las lluvias eran frecuentes los azogeros cubrían los patios con tejados y el piso de losa era sustituido por tablonos. Para acelerar el proceso, calentaban los montones durante un tiempo, la pieza donde se hacía dicho calentamiento es lo que llamaban *estufa*. La *estufa* era un horno de manga en que se beneficia la plata de las minas en América, de dimensiones entre 5 y 6.7 metros de largo y 63 cm de ancho. Tenía en dos de los lados varias aberturas que se unían en cuatro orificios o pequeñas chimeneas, las cuales conducían hacia un pequeño cuarto ubicado encima de la estufa. En ese cuarto se dejaban los montones después de haber comenzado la mitad de su beneficio en el patio. Se colocaba leña dentro de la estufa, esta se encendía, y se dejaban reposar los montones en el interior durante dos o tres días. Posteriormente se concluía el beneficio en el patio. Para ejecutar esta variante era preciso que los montones presentaran en la tentadura un color aplomado, además debían contener mercurio antes de ser introducidos a la estufa (lo que se conocía como estar cebados). Preparados de esta manera, los montones contenían “amalgama muy fluida” al momento de introducirlos al horno. Así, al tiempo de sacar los montones se extraía amalgama seca, sin haberles aplicado el repaso. Este era el efecto de la estufa: hacer progresar el beneficio a través del calor. No obstante, aun con este método se requería de un gran tiempo para concluir el beneficio. Con respecto a la capacidad de esta técnica frente al método ordinario de patio había un ligero aumento poco considerable ya que se compensaba con la leña consumida, el azogue desperdiciado y el trabajo de los peones de meter y sacar las pellas de la estufa. La principal desventaja fue la elevada pérdida de mercurio, que era de una a tres libras por cada 1380 kg de mineral procesado. El Hg era un recurso demasiado valioso por lo tanto a veces se desestimaban aquellas técnicas que consumían en exceso el preciado mercurio. Aprovechando sus conocimientos en química, Sonneschmid desarrolló el siguiente experimento. Relatado por él mismo dice que:

“Bien considerada la operación, y el efecto de la estufa, y convencido además de que el reverbero en polvo que facilita tanto el beneficio por patio no es más que un modo de calentar, me hizo venir en la idea el calentar las lamas antes de beneficiarlas en una especie de estufa: me serví para esto de un horno de reverbero, parecido a los del magistral.

Calentando este horno, lo cargué con lama mojada pero espesa, echándola con palas, de manera que quedaban algunos pequeños claros o huecos. Concluido esto, se cerró la boca grande del horno con ladrillos, y se mantuvo el fuego en el buitrón durante una hora y cerrado después de este término la boca del mismo, se dejó reposar la lama hasta el otro día. Al tiempo de sacarla se halló seca, pero sin mutación de su color natural. Beneficiado después en el patio con el método corriente, conseguí la conclusión del beneficio en mucho menos tiempo que necesitaban otros montones de igual calidad que se habían beneficiado sin someterlos a la operación del calentar, y además de esto perdí menos azogue.”

f) El beneficio por cazo

En método de cazo constituyó la mejora más significativa del beneficio de patio, fue desarrollado por Álvaro Alonso Barba en Perú a finales del siglo XVI. Esta técnica se aplicaba a minerales sin plomo y consistía en lograr la amalgamación calentando en cazos hechos de cobre, cierta masa del mineral muy finamente molido, con agua durante aproximadamente 20 horas. También era aplicado a minerales de plata de alta ley (más de dos marcos por quintal) dando excelentes resultados en cuanto a consumo de mercurio: tan solo se requerían de una a dos onzas de azogue frente a las 8 onzas usadas comúnmente. Útil para menas de alta ley, costoso para otro tipo de minerales, además la ebullición representaba un gasto extra de combustible, también generaba un concentrado menos puro que la amalgamación por patio que muchas veces requería un paso más de refinado. Este método no era recomendable para beneficiar grandes cantidades de mineral, ya que estas cantidades en México se medían en toneladas y por las limitaciones del cazo no hubiese sido posible semejante operación. El caso era una tina de madera con fondo de cobre, el cual era una especie de olla de cobre fundido de 28 a 42 cm de diámetro en cuyo borde exterior, se afianzaba la tina o barril.

Otra variante de la técnica original es el proceso por *estufas y canoas*. Este método estaba más popularizado que el *cazo*. En esta variante se colocaba el mineral molido en “grandes artesas de madera” esto era una ventaja energética frente al “suelo frío del sistema de patio.” Este proceso era aplicado en lugares de clima frío a cierto tipo de minerales de ley intermedia; comparado con el *cazo* el combustible empleado era menor. Sin embargo las menas tratadas por esta técnica requerían un paso intermedio antes del *incorporo*: la masa debía someterse a un fuerte calentamiento en hornos para posteriormente regresarlas a las artesas para el *incorporo* del azogue.

En algunas partes de México durante el siglo XVIII se usó la variante *por estufas y buitrones*. En esta variante se calentaba la torta de mineral en buitrones sobre pisos de madera, sin la necesidad de artesas; el proceso se reducía aproximadamente medio mes, esta técnica era aplicada a minerales de mediana ley. Se colocaba el cazo encima de una hornilla y se cargaba con 57.51 a 69.01 kg de mineral crudo (de cinco a seis arrobas), con una parte de *sal blanca* o *sal tierra*, y un volumen de agua tal que la masa total se hallaba en estado de una "lama aguada," posterior a esto se adicionaban de seis a siete onzas de mercurio por cada onza de plata que contenía el mineral, mientras, calentaba a baja temperatura y con agitación constante. Se concluía transcurridas aproximadamente dos horas, entonces ya el azogue se había amalgamado y el asiento metálico se encontraba disminuido o desaparecido. También se agregaba una porción de magistral con el inconveniente de que se arruinaban y destruían los fondos de los casos, cuya duración no pasaba de los ocho meses y lo que ocurría incluso sin la adición del magistral.

Los minerales que contenían haluros de plata (plata cornea) eran indicados para ser beneficiados por cazo, estos minerales eran conocidos como *colorados*. Estos minerales podían beneficiarse únicamente con mercurio y algunas veces con porciones muy pequeñas de NaCl y magistral, en ese caso se tenían los mejores rendimientos. Los cloruros de plata se reducían a plata blanca, en presencia del cobre del cual estaban fabricados los cazos, se conseguía la mayor reducción de los cloruros (lo que Sonneschmid llama "grado muriático") de dos modos: 1) el reducir los cloruros de plata mediante su reacción con el Hg y el Cu de los cazos, y 2) transformar los minerales que contenían haluros de plata, en cloruro de plata, y reducirlos mediante la misma acción del HCl sobre el Cu y el Hg. La plata cornea que por sus colores llamaban plata verde, parda y azul comúnmente se beneficiaba por cazo empleando únicamente sal, sin magistral.

En el beneficio por caso se extraía solo la mitad, y en ocasiones, de 2/3 hasta 3/4 partes de plata. Los residuos se almacenaban para después ser beneficiado por el método de patio ordinario.

Las principales ventajas de este método eran:

- I. La rapidez con la que extraía plata.
- II. El bajo consumo de azogue, que ascendía a solo una o dos onzas de Hg por cada 8 oz de plata. Obviamente también había un ahorro de magistral debido a la presencia del cobre de los cazos.

Entre las desventajas se encontraban:

- I. Extracción incompleta de la plata.
- II. Que la plata que resultaba de este beneficio, se hallaba mezclada con cobre que en la mayoría de las ocasiones debía ser afinada por fundición.

g) Amalgamación con agitación dentro de barriles

Inspirado por la técnica de *beneficio de cazo* de Álvaro Alonso de Barba, el célebre metalurgista Ignaz Von Born, de Austria elaboró en 1786 un sistema de amalgamación con agitación dentro de barriles, de gran utilidad en las operaciones minerales germano-húngaras; este proceso sustituiría la fundición como método de beneficio en Europa. Este proceso se perfeccionó en 1790 por Ruprecht y Gellert.

Los primeros intentos de Ignaz Von Born de aplicar la amalgamación como se aplicaba en la Nueva España a las menas europeas fracasaron porque las cantidades de minerales a procesar multiplicaban por mucho las cantidades manejadas en las minas europeas, el reparto de la masa en barriles y el coste de la fuerza motriz que necesitaba la agitación, junto con la inferior ley de los minerales, hacían poco rentable este sistema.²⁷

10.2.3 Ventajas y desventajas de la amalgamación

Como cualquier proceso, la amalgamación de los minerales tenía sus desventajas, pero estas eran superadas enormemente por las ventajas por lo cual fue el mejor método de beneficio de minerales argentíferos por más de tres siglos.

Ventajas:

- a) Bajo costo de operación. Minerales pobres y de mediana ley, se beneficiaban a un costo módico de cuatro o seis reales por cada un quintal²⁸. Solo en el beneficio de

²⁷ A finales del siglo XVIII se manejaban solo en las minas mexicanas unas 10 000000 de toneladas de mineral frente a 60 000 en las minas de Friberg. Izquierdo, J.J. (1958), *La primera casa de las ciencias en México: El Real Seminario de Minería*. México, Ediciones Ciencia p. 193 [nota de Lang, Mervyn. F., *Azogue y amalgamación*, 1999, p. 663]

²⁸ El real español fue una moneda de plata de 3.35 gramos que comenzó a circular en Castilla durante el siglo XIV y fue la base del sistema monetario español hasta mediados del siglo XIX. A partir del año 1497 se estableció que un marco de plata equivalía a 67 reales (un marco equivale a 8 onzas, es decir 226.8 gramos).

minerales ricos subían los costos, esto por el mayor consumo y pérdida de azogue, que siempre estaba en relación proporcional con la ley de plata que se tenía. La operación era tan rentable que Sonneschmid afirma que “jamás se experimentara un método, mediante el cual se pudieran beneficiar todas calidades de minerales con menores, ni aun iguales costos que exige el beneficio por patio.”

- b) El beneficio de patio podía realizarse en cualquier parte. No se requerían grandes corrientes de aguas, ni artífices muy hábiles, ni maquinaria muy compleja, ni instrumentos difíciles de procurarse. Tampoco demandaba como otras operaciones metalúrgicas, mano de obra calificada, ya que rápidamente se adiestraba a los peones para poder hacer todo lo necesario con facilidad.
- c) El análisis químico era cualitativo y muy preciso: este beneficio podía entenderse fácilmente, con solo una ojeada en la jícara, se podían calcular miles de marcos de plata, con casi completa seguridad.

Desventajas:

- a) En el procesamiento de minerales ricos, doblaba y triplicaba los costos, de manera que entonces se llamaba una “operación costosa”.
- b) La alta ley de los residuos. En el beneficio de algunas calidades de minerales, los residuos que se obtenían tenían una muy alta y en muchas ocasiones requerían de un segundo beneficio.
- c) El tiempo que se invertía era demasiado, que bien dada la relativa facilidad del proceso y si se trataban considerables cantidades de minerales, no se hacía tan sensible, y puesto una vez en marcha producía semanalmente la correspondiente plata.

10.2.4 Química del beneficio por patio

Los maestros azogueros poseían un vasto conocimiento empírico sobre el proceso de amalgamación. Entre ellos no había químicos ni ningún especialista con entendimiento científico sobre el beneficio de patio, pero esto en lo absoluto fue perjudicial. Ellos sabían

Entonces si se beneficiaba un quintal de mineral, que son 46 kg a un costo de 4 reales y de un quintal se enriquecían 12 marcos de plata, estos doce marcos equivaldrían a 804 reales, se tenía una ganancia de 800 reales.

que la sal limpiaba la plata, que el magistral calentaba, y que ambos reducían la plata a un estado natural (Ag^0), para poder combinarse con el mercurio. Así mismo sabían que la proporción de Ag beneficiada y Hg consumido era 1:1, que el gasto de azogue era un problema y que las principales pérdidas de Hg se daban durante el lavado o en los siguientes beneficios, cuando se requerían.

Sobre el conocimiento de la química de este proceso el autor Lang (1999) habla de una “total falta del entendimiento químico de las reacciones que se producían en la masa a través de los hasta tres meses de tratamiento”. Sin embargo durante la época colonial hubo varias descripciones tanto de viajeros españoles como extranjeros que quedaban “impresionados por los enormes montones de mineral extendidos en los patios”. En 1640 aparece la obra *El Arte de los Metales*, del perito metalúrgico español Álvaro Alonso Barba, una obra con tintes alquimistas y sin el formalismo de la disciplina químico-metalúrgica; que es un reflejo del carácter aislado de la química durante la colonia, con respecto a la ciencia y tecnología europea. Y este aislamiento continuó hasta la segunda mitad del siglo XVIII.

El refinado de metales era considerado arte y no ciencia, fue hasta 1805 y 1825 con la publicación de los tratados del técnico mexicano José Garcés Eguía y el alemán Friederich Sonneschmid, figura destacada de la misión minera de Fausto de Elhuyar mandada a México en 1788, para que se publicaran unos análisis del beneficio de patio en términos de la química moderna (Lang, 1999).

En las descripciones alquimistas anteriores, la amalgamación se describe en términos de la *simpatía*, *convivencia* o *vecindad* del azogue para combinar con la plata. Las menas se describen como *rebeldes* o *dóciles* en cuanto a su facilidad o resistencia a rendir su plata (Lang, 1999). El carácter de la aplicación del sistema de patio fue prácticamente empírico. Más que un proceso con fundamentos científicos “se parecía a la elaboración de una receta de cocina.” Y con toda esta carencia de ciencia, se aplicó sorprendentemente bien durante más de 400 años.

La química como ciencia formal se establecería a mediados del siglo XVIII con los trabajos de Scheele, Priestley y Lavoisier, obviamente en Europa. Entonces para estas fechas habían transcurrido 200 años de existencia de la América colonial y de la amalgamación. A este tiempo hay que sumar el tiempo que tardó el conocimiento en cruzar las fronteras; por eso no es de extrañar las explicaciones alquimistas para el proceso en cuestión. En este

contexto, la primera obra de carácter científico acerca de la amalgamación en América fue la de Garcés y Sonneschmid en el inicio del siglo XIX.

11.2.4.1 Efecto del NaCl en el beneficio de minerales de Ag

La sal marina, llamada comúnmente sal blanca, ocupaba un lugar distinguido entre los insumos que se necesitaban para este beneficio. La sal marina contiene alrededor de un 86% de NaCl del cual el 55% es cloro y el 31% es sodio. Esta sustancia es una sal neutra, compuesta de un ácido particular al recibía el nombre de *ácido marino* o *muriático*, (otros nombres para esta sustancia eran espíritu de sal o *acidum salís*, ácido de sal, ácido hidrocórico, agua fuerte, sal fuman o ácido clorhídrico) contiene arriba de la mitad de su peso del ácido, algo más de una tercera parte del álcali, y una vigésima parte del agua; cabe destacar que dependiendo de su procedencia variaban las cantidades de esas partes constitutivas, en esos tiempos la *sal marina*, se hallaba acompañada de tequesquite, tierra calichosa (mineral formado por nitratos, cloruros y sulfatos) y se conocía como sal muriática terrosa.

11.2.4.2 Efecto del NaCl en el tratamiento de Ag pura

En la mayoría de los minerales que se trataban la plata se encontraba combinada con azufre y en ocasiones con otras especies como piritas, galenas, así como óxidos de cobre, hierro e incluso magnesio, también se hallaba asociada a haluros o incluso a cobalto. Por ejemplo, se hallaba una *pinta negra* o *colorada*, que no tenía apariencia de plata, y solo aquellos expertos en el oficio o que poseían conocimientos mineralógicos podían reconocer. Al mezclar esta pinta con sal, no se observaba ningún cambio; solo al paso de un gran tiempo se percibía un ligero cambio en la coloración, sin embargo a esto no se le podría llamar “limpieza.” El efecto de agregar sal marina a la *plata blanca* era el siguiente: la superficie anteriormente blanca, y dotada de brillo metálico, se cubría de un color *aplomado* o *aperlado*, que de un momento a otro se tornaba más negro, y finalmente se tornaba completamente a este color. Para ilustrar el efecto del NaCl en la plata analicemos el siguiente ejemplo relatado por Sonneschmid:

“Ejemplo comprobante veremos en las monedas de plata que se sacaron del navío de guerra San Pedro de Alcántara, que en el año de 1780 y tantos, se fue a pique en la costa de Portugal. Pues la mayor parte de estas monedas se hicieron negras en la superficie, de tal manera, que más parecían al hierro que no a la plata. Causo esto tanta novedad, que en el principio nadie quiso recibirlas y yo mismo reusé las primeras que se me presentaban. Claro estaba de esto, que la operación que efectuaba la sal marina en la plata no era limpiar, sino antes más ensuciarla.”

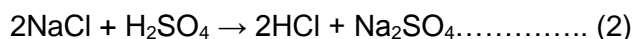
El NaCl dentro del beneficio tenía dos efectos:

- 1) Favorecía la formación de ácido clorhídrico
- 2) Propiciaba la formación AgCl a partir de los minerales de plata que se trataban

Sobre el primer efecto es útil revisar brevemente la historia del descubrimiento de este ácido para entender su presencia en el beneficio.

11.2.4.3 Brevísima historia del descubrimiento del HCl

Históricamente el descubrimiento del ácido clorhídrico se le atribuye a Jabir ibn Hayyan también conocido como Geber. En la edad media los alquimistas lo conocían como espíritu de sal o *acidum salis*. Ya en el siglo XVII, Johann Rudolf Glauber, de Karlstadt, se valió de cloruro de sodio y ácido sulfúrico para producir sulfato de sodio, liberando cloruro de hidrogeno en forma de gas. Industrialmente se hace reaccionar cloruro de sodio con ácido sulfúrico para formar cloruro de hidrogeno y carbonato ácido de sodio (bicarbonato de sodio) a temperatura de 150° C conforme las siguientes reacciones:



Entones es correcto pensar en la presencia de HCl en las pellas procesadas por patio. Este ácido pudo producirse de la misma manera en que lo prepararon en la edad media (o como

se produce industrialmente), ya que al adicionar la sal marina, esta reaccionaba con el ácido sulfúrico que pudo contener el magistral. Si bien no se puede afirmar que el magistral contenía H_2SO_4 , es conveniente adentrarse en la historia de este compuesto para así poder entender su presencia en los *montones* de minerales que se beneficiaban por el método de Medina.

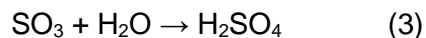
11.2.4.4 Brevísima historia del H_2SO_4 y su efecto en el beneficio de Medina

En el pasado al ácido sulfúrico se le conoció como *aceite de vitriolo* (o simplemente *vitriolo*) ya que se extraía del mineral llamado vitriolo que es el nombre arcaico para referirse, en general, a los sulfatos, principalmente de hierro (*vitriolo verde*) y al sulfato de cobre pentahidratado (*vitriolo azul*).

Las propiedades del vitriolo se encuentran en las obras del médico griego Dioscórides (siglo I d. C.) y el naturalista romano Plinio el Viejo. Los usos metalúrgicos de las sustancias vitriólicas se registraron en los trabajos alquímicos helenísticos del alquimista egipcio Zosimos de Panopolis y en el tratado *Phisica et Mystica* (Bolos de Mendes, siglos III o II a. C.) Al alquimista islámico Muhammad Ibn Zakariya Al-Razi (854–925 d.C.) se le atribuye ser el primero en producir ácido sulfúrico. En la época Medieval fue preparado a partir del sulfato de hierro. En el siglo XVII, el químico Johann Glauber preparo ácido sulfúrico quemando azufre junto con salitre (KNO_3), en presencia de vapor de agua. A medida que el salitre se descompone, oxida el azufre a SO_3 , que se combina con agua para producir ácido sulfúrico. En 1736, Joshua Ward, utilizo este método para preparar ácido sulfúrico a gran escala. En 1746 John Roebuck adapto este método para producir H_2SO_4 en cámaras con revestimiento de plomo, que eran resistentes, poco costosas y podían construirse más grandes que los recipientes de vidrio utilizados anteriormente. Este proceso permitió la industrialización efectiva de la producción de H_2SO_4 . Después del perfeccionamiento, de ese proceso conocido como “cámara de plomo,” continuó siendo el más indicado para la producción de ácido cerca de dos siglos.

El ácido sulfúrico obtenido por el proceso de John Roebuck tenía una concentración del 65%. Los refinamientos posteriores al proceso de la cámara de plomo por el químico francés Joseph Louis Gay-Lussac y el químico británico John Glover mejoraron la concentración al 78%. A lo largo del siglo XVIII, se obtuvo acido de mayor concentración procesando

minerales empleando una técnica similar a los procesos alquímicos originales: se calentaba pirita (FeS_2) en presencia de aire para producir sulfato de hierro II (FeSO_4), que se oxidaba por calentamiento adicional con aire para formar sulfato de hierro III ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$), que, cuando se calienta a 480°C , se descompone en óxido de hierro (III) y trióxido de azufre, que al contacto con agua producía el ácido en cualquier concentración.



El proceso aquí descrito para formar H_2SO_4 seguramente tenía lugar en los montones procesados por patio ya que, como se dijo anteriormente, el magistral era vitriolo azul ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) que al descomponerse, reaccionaría con el agua presente formando el ácido sulfúrico.

A su vez el ácido sulfúrico reaccionaría con el NaCl presente en la sal marina o tequesquite, justificando así la presencia del ácido clorhídrico.

El ácido clorhídrico en el montón serviría para disolver las asociaciones de la plata. Con respecto a este efecto, los azogueros se referían a la “limpieza” de la plata llevada a cabo por la sal, esta limpieza en realidad era el resultado de la reacción del HCl .

11.2.4.5 ¿Por qué no usar ácido clorhídrico directamente?

En el beneficio por patio la función del HCl era disolver los metales y compuestos que acompañaban a la plata en sus minerales. El haber empleado ácido directamente en estado puro “*causaría tantos costos, que toda la manipulación se inutilizaría además de otros inconvenientes que no causarían menos atraso*” (Sonneschmid, 1825). Estos inconvenientes probablemente fueron el costo de emplear HCl puro, que seguramente hubiese sido traído de Europa, así como el riesgo para los operarios de usar sustancia tan corrosiva. Por tales motivos se recurría a la o sal marina sal blanca, que en sus partes constitutivas contiene considerable porción de aquel ácido. El sodio y el cloro presentes en la sal común o en el tequesquite presentan una gran afinidad, por lo que se requiere de otra sustancia que rompa su estrecha unión.

11.2.4.6 ¿Por qué no usar ácido sulfúrico directamente?

El catión Na^+ tiene una gran afinidad por el Cl^- , para liberarlo se debía presentar en reacción una sustancia por la cual tuviese mayor atracción. El ácido sulfúrico tiene más afinidad por el sodio que el Cl^- . La energía libre de Gibbs del NaCl es de -91.78 [Kcal/mol], mientras que la del Na_2SO_4 es de -302.78 [Kcal/mol]. La reacción correspondiente y que con toda seguridad ocurría en el beneficio de Medina, fue la misma con la que Glauber lo preparó en el siglo XVII:



Dice Sonneschmid que utilizar para la amalgamación el ácido sulfúrico *libre y en estado de fluidez*, “causaría muchos y muy graves inconvenientes.” Entonces para evitar esos *inconvenientes*, se prefería usar, los vitriolos cobrizos y marciales. Por economía se elegía el *mineral amarillo*, de cobre o piritita cobriza, ya fuera sola o mezclada con piritita ferrosa.

Agregado el magistral ocurría el proceso anteriormente descrito para producir el ácido sulfúrico, del que se puede recordar la reacción (3). El H_2SO_4 proveniente de los sulfatos de hierro y cobre, se combinaba con el sodio mineral de la sal blanca y producía el ácido muriático. La combinación del H_2SO_4 con el álcali mineral (Na) produce la sal neutra Na_2SO_4 que se conocía como *soda vitriolada* o *sal de Glauber*.

Una vez formado el HCl , éste, reaccionaba disolviendo las *sustancias terrosas, alcalinas y metálicas* presentes en los montones. Al reaccionar con el mineral, el ácido clorhídrico forma sales metálicas, alcalinas o terrosas que son compuestos perfectamente solubles en agua²⁹. Pero la principal función del HCl era reaccionar con la plata y formar una sal metálica que se conoce como muriato de plata (AgCl) o plata cornea. El muriato de plata, también nombrado plata cornea o cloruro de plata es un sólido cristalino color blanco con baja solubilidad en agua ($1.9 \text{ mg}_{\text{Ag}}/\text{litro}_{\text{H}_2\text{O}}$), punto de fusión de 455°C y estructura cristalina cubica centrada en las caras (f.c.c).

²⁹ Estas descomposiciones se efectúan con conformidad de un axioma de la química, que por poderlo aplicar varias veces en el curso de beneficio por azogue, no será superfluo de notar, y es: «que la afinidad o parentela de los metales para con los ácidos, no es tan grande como la parentela de las tierras absorbentes, y sales alcalinas con los mismos ácidos. Por consiguiente puede apartar cualesquier metal, de cualquier ácido los álcalis terrosos o salinosos.»

En el caso de los minerales que llamaban *improprios* para la azoguería, la formación del AgCl era más lenta o incluso no ocurría, como lo que pasaba con los minerales que presentaban asociaciones con el plomo. Tal era el caso de la galena, en la cual la plata se hallaba fuertemente asociada con el sulfuro de plomo, que el HCl no podía atacar completamente; y por consecuencia se perdía mucha plata en el beneficio de este mineral, así que para tratar estos minerales se preparaban previamente con una reverberación. Pero a pesar de este tratamiento previo, los residuos tenían muy alta ley de plata; así pues, para esta clase de minerales el proceso más adecuado era la fundición.

Como prueba contundente de que el HCl en contacto con la plata o sus minerales formaba AgCl, Sonneschmid realizó la siguiente prueba: *“revuélvase una poca de sal y magistral y hágase de estos dos ingredientes una disolución, métase en esta una pieza de plata o moneda de este metal y se observaba inmediatamente que toda su superficie se cubría al parecer con otra sustancia negra, que bien reconocida no es otra cosa, que muriato de plata o plata cornea (...) en este experimento se emplearon las cantidades de sal, magistral y agua en la misma proporción, como estos materiales se agregaban en el beneficio por patio, correspondiendo en tal caso a cada quintal de mineral seco o polvo, sobre poco más o menos, cincuenta libras de agua. De ahí resulta con evidencia que en el beneficio por patio, la plata blanca y los minerales de este metal, se convierten en plata cornea.”*

11.2.4.7 Efecto del magistral

Como se explicó anteriormente, el magistral se obtenía a partir de piritita cobrizada, después de molido y reverberado, se podía disponer del CuSO₄ (llamado vitriolo azul) y a veces también del *vitriolo marcial* (alcaparrosa o sulfato de hierro, es decir Fe³⁺SO₄(OH)·2H₂O). El sulfato contenido en el magistral era el CuSO₄·5H₂O, que al combinarse con agua producía una reacción altamente exotérmica.

Cuando se agregaba magistral sin la correspondiente porción de sal, no operaba sobre la plata y sus minerales, ni sobre el azogue. La idea que se tenía era que el magistral calentaba, pero esa opinión estaba equivocada tanto por el verdadero sentido de la palabra *calentar*, como por el verdadero efecto del magistral. El efecto del magistral era aportar el H₂SO₄ necesario para que al combinarse con el NaCl formase HCl. Si se añadía únicamente azogue a un montón de mineral de plata, y después se adicionaba una gran cantidad de

magistral sin agregar NaCl, se observaba que “muy lejos de generar en el azogue el color aplomado que llamaban *calor*, al contrario lo hacía aparecer más blanco”. El magistral por sí solo, no causaba el efecto que se le atribuía, sino solo en compañía de la sal.

Sobre el efecto de *calentar*, que de acuerdo con los azogeros tenía el magistral, se debe aclarar lo siguiente: el magistral no calentaba el montón, porque si así lo hiciese, hubiese bastado con los “rayos del sol” o con una fuente de energía externa, como la *estufa* para *calentar* los montones y así ahorrar ese ingrediente. Si bien la reacción química era exotérmica, la porción de magistral que se agregaba era muy pequeña comparada con la gran cantidad de mineral que se procesaba y una parte tan pequeña no pudo *calentar* a toda aquella cantidad de mineral. Los minerales de plata que contenían plata en su estado nativo o con alguna unión con sulfatos (alcaparrosas) requerían, lógicamente, muy poco magistral ya que la virtud del magistral está en su contenido de sulfatos de cobre o hierro.

Sobre el efecto conjunto del magistral y la sal Sonneschmid efectuó el siguiente experimento:

“La prueba convincente que el magistral solo en compañía de la sal, causaba en el azogue aquel efecto que llamaban equivocadamente calentar, y se demostraba en un color aplomado que cubre por todas partes su superficie, es que aquel magistral entra una porción de sal blanca o de sal tierra, causaba por sí solo sin otro agregado de sal, aquel mismo efecto. Échese antes en una jícara un puño de este magistral, y agréguesele una poca de agua con algunas gotas de azogue: repítase lo mismo con el otro magistral que se hace sin revolverle sal, como por ejemplo aquel que se gasta en Guanajuato. Reconózcase después el estado del azogue de ambos, y se hallara al del primer experimento con aquel color aplomado que llaman calor, y al del otro sin alteración a menos que no aparezca algo más blanco que según el idioma de los azogeros, debía llamarse frio. ¿Cómo concebir estos dos diferentes efectos de un mismo ingrediente, sino fuese por el agregado de la sal que se ha mezclado con la pirita cobriza de uno de los otros mencionados magistrales antes de reverberarlo?” (Sonneschmid, *Tratado de la Amalgamación de Nueva España*, Paris, 1825, p. 102)

11.2.4.8 El azogue

El azogue es un elemento químico con el símbolo Hg y número atómico 80. Se conoce comúnmente como mercurio y fue nombrado anteriormente *hydrargyrum*. El mercurio es un

elemento del bloque *d* color plateado y pesado (densidad de 13.5 g/cm³ y masa atómica de 200.6 g/mol), el único elemento metálico que es líquido en condiciones estándar de temperatura y presión. El mercurio se encuentra en depósitos principalmente como cinabrio (sulfuro mercúrico). Tiene un punto de congelación de -38.83°C y un punto de ebullición de 356.73°C. El elemento lleva el nombre del dios romano Mercurio, el cual era conocido por su velocidad y movilidad.

En el pasado se empleó mercurio en tumbas egipcias que datan de 1500 a.C. En China y el Tíbet, se pensó que su uso prolongaba la vida, curaba las lesiones y daba una buena salud, aunque ahora se sabe que la exposición a los vapores de mercurio produce graves efectos adversos para la salud. En México fueron encontradas grandes cantidades con fines rituales de este metal en la pirámide de Quetzalcóatl, en Teotihuacán. Los antiguos griegos usaban sulfuro de mercurio en ungüentos; los egipcios y romanos lo usaban en cosméticos. Los alquimistas pensaban que el mercurio era la materia prima a partir de la cual se formaban todos los metales. Creían que se podían producir diferentes metales variando la calidad y cantidad de azufre contenido en el mercurio. Se pensaba que el más puro de los metales era el oro, y se utilizó mercurio en los intentos de los alquimistas de transmutación de *metales básicos* (o impuros) en oro.

11.2.4.9 Yacimientos de mercurio

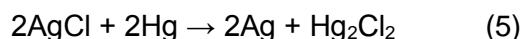
Las minas en Almadén (España), Monte Amiata (Italia) e Idrija (ahora Eslovenia) dominaron la producción de mercurio desde la apertura de la mina en Almadén hace 2500 años, hasta que se encontraron nuevos depósitos a fines del siglo XIX. Huancavelica en Perú fue uno de los depósitos de azogue más importante del Reino de Nueva España.

En Querétaro, se halla Sierra Gorda, un importante yacimiento de cinabrio (HgS), explotado por la población indígena de México desde antes de la llegada de los europeos. Los habitantes de ese lugar desarrollaron importantes técnicas rudimentarias de minería para aprovechar este mineral. Se conocen artefactos fechados entre 1150 y 900 a.C. que contenían HgS. El uso de mercurio en contextos culturales olmecas y mayas justifica la idea de que la demanda de cinabrio (como pigmento y sustancia ritual) se debió en buena medida a la cultura olmeca, que hábilmente lo empleó en su zona metropolitana, San Lorenzo Tenochtitlan, en Veracruz, y La Venta, en Tabasco.

Los yacimientos de Sierra Gorda eran muy ricos, sin embargo el mercurio empleado para la amalgamación era traído de Almadén o de Huancavelica, sorteando las dificultades de trasladarlo de sitios tan lejanos. Aquí surge una interrogante bastante obvia: ¿Por qué los españoles no explotaban los depósitos de Sierra Gorda, en vez de depender del azogue proveniente de España o Perú, que como se dijo antes, en muchas ocasiones había desabasto de este insumo? Ahora se dará respuesta a esta cuestión. La explotación del Hg por mucho tiempo fue difícil, ya que los grupos de nativos chichimecas que habitaban Sierra Gorda mostraron una férrea resistencia a los colonizadores. Así los yacimientos de mercurio se pudieron explotar solo en la medida en que el gobierno virreinal conseguía la pacificación de los aguerridos chichimecas, prácticamente ya en la segunda mitad del siglo XVIII. En la etapa virreinal, Don José de Escandón y la Helguera encabezó la empresa de pacificación y colonización de Sierra Gorda (Langenscheidt, 2006).

11.2.4.10 El Mercurio en la amalgamación

La disolución de la plata por el HCl, era una etapa intermedia en el proceso de patio. Una vez formado el AgCl, la función del azogue era apartar el cloruro para obtener la plata metálica:



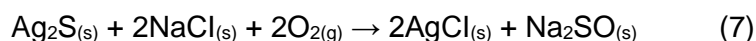
Una propiedad sobresaliente de este metal es la de poder disolver la plata y el oro, así como a la mayoría de los metales, pero no se combina con ellos. Para que se diera la disolución de la plata en el mercurio era necesario que las partículas de plata se encontrar finamente molidas. El ácido sulfúrico (vitriólico) y el ácido clorhídrico (muriático), son los dos ácidos que participaban en este beneficio. El H₂SO₄, en bajas concentraciones, no reacciona con el mercurio. Al contrario, el HCl, aunque en el estado como se halla en el beneficio no podía disolver al mercurio, sí lo corroía superficialmente en mayor o menor grado conforme a su abundancia, y una parte formaba con el azogue una sal neutra metálica, que compone el *mercurio dulce*, que es una variedad de *soliman* (muriato de mercurio).

11.2.4.11 Principales reacciones químicas

El cloruro de plata presente en la pella reacciona exotérmicamente con el azogue, de acuerdo con la siguiente reacción:



No obstante, es común que la plata se encontrase de otras formas, por ejemplo, como acantita o argentita (Ag_2S), mineral común en las menas mexicanas. En este caso, la cinética de reacción es lenta (razón por la cual el proceso de patio tenía gran duración). El producto final es compuesto de plata reducible con mercurio:



Teniendo en cuenta la gran variedad de minerales presentes, pudieron suceder infinidad de reacciones posibles, por lo que se considerarán las situaciones más frecuentes, por lo que se tienen las siguientes reacciones simultaneas a la anterior, como la siguiente:



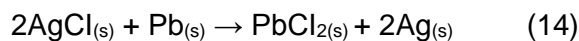
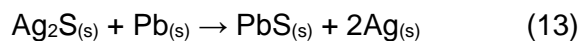
donde se da la formación de un compuesto de plata reducible. Otro de los procedimientos para reducir la plata consistía en la adición de metales tales como hierro, cobre, plomo o incluso estaño, conforme a las siguientes reacciones genéricas:



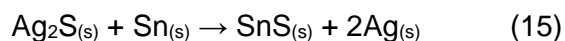
A finales del XVI, se consiguió la reducción de cloruros y sulfuros de plata a partir de la adición de hierro:



De la misma forma la adición de Pb (o de Sn), a veces originario de la propia mena, como era el caso de la galena argentífera, daba pie a procesos de reducción del sulfuro y cloruro de plata. Las reacciones son las siguientes:

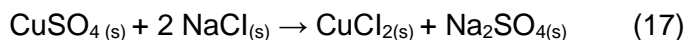


En el caso de la presencia del estaño ocurría lo siguiente:

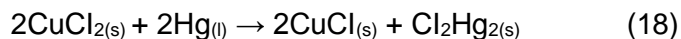


Ocurrían reacciones similares con cobre nativo. Recordemos que en el método de *cazo* se utilizaban recipientes de dicho metal. Todas estas reacciones con metales (Fe, Cu, Pb o Sn) favorecen la reducción de las menas de plata, como consecuencia que sus potenciales de oxidación normales en agua, a temperatura ambiente (25°C), son mayores que los de la plata. Además son reacciones exotérmicas, ya que su energía libre de Gibbs es negativa, y por lo tanto son espontáneas (Puche, 1996). El uso de estos metales como agentes reductores incrementó la eficacia del proceso logrando un aumento de las velocidades de reacción, y el incremento de recuperación de la plata.

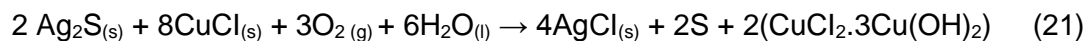
A mediados del XVII, empieza el empleo del magistral, producto, constituido por CuSO_4 , un gran agente oxidante. El cobre se transforma en CuCl_2 , mediante las siguientes reacciones:



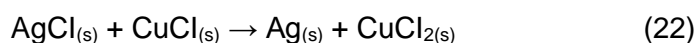
El cloruro formado reacciona con el mercurio produciendo cloruro de cobre monovalente:



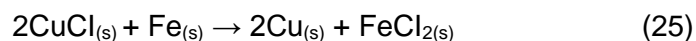
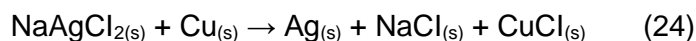
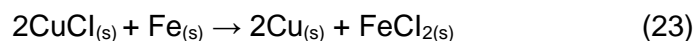
La argentita (o acantita) reacciona con estos cloruros, produciéndose el aislamiento de sulfuros de cobre:



El AgCl formado, en su reacción con el CuCl, propicia la liberación de plata nativa:



El hierro presente intervenía en la reducción del cobre de los cloruros y a su vez este metal ayudaba, como ya vimos, a la reducción de los sulfuros y cloruros de plata:



Cuando no se dosificaba bien el magistral, se podía tener un exceso de iones de cobre, y parece ser que esto era perjudicial.

11.2.4.12 Las pruebas de laboratorio que realizó Sonneschmid

Lo primero que se requiere para reproducir en el laboratorio las operaciones del beneficio de patio es disponer de cloruro de plata. En el pasado se podía obtener de tres maneras:

- 1) Agregando limadura de plata a una disolución de magistral con sal (de la que no reporta concentraciones).
- 2) Con el polvillo de minerales de plata, que en ocasiones se llegaban a preparar artificialmente fundiendo una parte de plata, con tres partes de azufre, de lo que resultaba un mineral sulfúreo quebradizo. El polvo de este mineral se introducía en un vaso con una disolución saturada de sal y magistral.
- 3) Disolviendo plata en agua regia, y posteriormente se agregaba plata cornea. Se debía diluir finalmente con agua destilada.

Una vez obtenido el AgCl, el químico alemán indica que se deben mezclar 2 onzas del cloruro con 11.502 kg de piedra molida, siendo las más apropiadas el cuarzo, el granito, basalto, o el pórfido. Era muy importante la selección de estas rocas, el hecho de que no debían contener cal (CaO). Para asegurarse de ello, agregó unas gotas de agua regia y el no observar reacción fue prueba de la ausencia de la cal.

La mezcla del AgCl con la piedra molida simulaba el mineral. Después se adicionaba “agua limpia” suficiente como para formar un lodo espeso parecido al que se beneficiaba en los patios. Después se le colocaba en un recipiente y se exponía a los rayos del sol.

El lodo del experimento contenía por lo menos tres cuartas partes de plata, y por consiguiente necesitaba por lo menos dos onzas de Hg, para que formase amalgama. Se agregaba la mitad del mercurio que se empleaba para todo el proceso y con esta cantidad se realizarían los repasos en los días siguientes. Los repasos duraban, en promedio 12 días. Toda la amalgama que al término de este tiempo contenían las cuatro onzas, era menos de 7.09 g, por lo que no era conveniente su extracción. Posteriormente se agregaban hasta 2 onzas de magistral y se continuaban con los repasos, para favorecer la formación de la amalgama. Sin embargo, la cantidad de amalgama que se hallaba en las cuatro onzas de Hg no rebasaba la media onza. Esta baja cantidad de amalgama era el resultado de la reducción del muriato (cloruro) por acción de los cationes de hierro presentes en el magistral.

El magistral y el azogue no eran suficientes para conseguir la extracción de la plata. Era necesario el uso de NaCl. Se adicionaban cerca de 10 onzas de NaCl y se revolvía durante una hora, con el objetivo de disolver la sal. Al paso de poco más de 2 horas las cuatro onzas de azogue que contenía la *tortita*, estaban repentinamente saturadas con plata, y convertidas en amalgama espesa o seca (Sonneschmid, 1825). Al día siguiente se añadían

de 2 a 4 onzas de azogue que al pasar algunos días (el autor no precisa cuantos) se amalgamaban con la plata.

Cuando se trataban de simular los procesos de amalgamación del beneficio de patio en un vaso de vidrio solo se obtenía 1/6 de la plata que contenía el cloruro. Para extraer en su totalidad la plata era necesario apartar el mercurio y volverlo a agregar, repitiendo varias veces este pasó. La razón por la cual la extracción de plata no se daba en un solo paso al hacerlo de esta manera, es que la superficie de contacto entre el mercurio y el mineral es menor en el vaso que si se hace esto en un patio o una losa; las moléculas de Hg se encuentran más limitadas para reaccionar con las del AgCl en el vaso.

11.2.4.13 Características de la pulpa que se beneficiaban por amalgamación

Una circunstancia esencial del beneficio de Medina, era la *espesura del lodo*, sin la cual no se obtenía un buen progreso, y se desperdiciaba gran cantidad de insumos. Las principales características de los lodos eran:

- 1) Los lodos debían contener una considerable humedad ya que la sal y el magistral solo actúan mediante su disolución en agua. Esa *humedad* no se encuentra reportada.
- 2) Si el lodo era “blando” el repaso no causaba un contacto adecuado y por consecuencia todos los materiales se encontraban mal repartidos y el Hg no se combinaba con la plata eficientemente. Si el lodo era muy blando, demandaba grandes cantidades de magistral.
- 3) Se requería una buena humedad ya que después del incorporo, los montones evaporaban gran parte del agua, lo cual ocasionaba que aumentase la concentración del HCl y este corroía al Hg, que era uno de los mayores accidentes del beneficio de patio. A esto se le conocía como *calentar* los montones y como se mencionó antes se solucionaba agregando cal o ceniza.

Solo los más hábiles y cuidadosos azogueros conseguían esquivar el accidente de *calentar*. Esto se remediaba de las siguientes maneras:

- a) Si dicho calentamiento se daba durante o poco después del incorporo se adicionaba a los montones una porción de lamas que aún no se habían beneficiado. Haciendo esto disminuía el color aplomado y el proceso podía continuar correctamente.
- b) Si ocurría después de que el beneficio ya había progresado, remediarlo tenía mayor dificultad. Para corregirlo se agregaba cal y ceniza, pero la inadecuada aplicación de estas sustancias disminuía el rendimiento del proceso.

11.2.4.14 Efecto del ambiente en el beneficio

El calor del sol, favorecía mucho el proceso; por consiguiente en el verano se concluía el beneficio más rápido que en invierno. A pesar de esto, en los días calurosos, si se había excedido la cantidad de magistral, los montones se *calentaban* perjudicialmente en su superficie, exhibiendo el ya mencionado color aplomado. El mismo efecto se observaba en la *torta* cuando el estado del tiempo era frío, así pues que la superficie podía helarse.

La energía suministrada a los *montones* durante el tiempo caluroso favorecía la disolución tanto de los sulfatos contenidos en el magistral como de la sal, y también evaporaba el agua, aumentando así la fuerza de las disoluciones presentes y aumentaba la concentración del HCl, efecto que era contrario para el proceso, ya que el ácido clorhídrico muy concentrado atacaba al mercurio; y el calor del sol favorecía ese ataque. La acción del HCl sobre el azogue, aceleraba la reducción del cloruro de plata, y por consecuencia se combinaba la plata reducida fácilmente con el mercurio.

Las bajas temperaturas del invierno causaban un efecto semejante. Este hecho tenía lugar en las superficies de las tortas o montones cuando se formaba escarcha, circunstancia que producía el mismo color aplomado como el calor del sol.

El agua a baja temperatura no favorece la completa disolución del NaCl ni del CuSO₄. Sin embargo, al formarse escarcha superficialmente, ésta extraía el agua con rapidez del montón, haciendo más concentradas las disoluciones ya existentes, bajo estas circunstancias el HCl concentrado atacaba al mercurio causando el color aplomado que los azogeros conocían como “calor”.

10.2.5 Daño en la salud de los operarios

La amalgamación no representaba ningún daño para la salud de los peones. También es bien sabido que los trabajadores de las minas gozaban de libertad y un buen sueldo, pero también lo es que la actividad minero-metalúrgica es difícil y desgastante. Al respecto vale la pena revisar con atención lo que observó Sonneschmid: *“Bien notorio era en todo este reino, que el beneficio por patio no es ninguna operación dañosa para los peones que en ella trabajan. En todos los reales de minas por donde he pasado, he examinado a los repasadores más ancianos sobre este particular. Varios he encontrado que durante treinta o cuarenta años no han tenido otro oficio. Muchos de estos pasaron tan dilatado tiempo sin enfermedad alguna y otros confesaron que sus achaques experimentados provenían de otras causas, que al parecer no tenían relación alguna con el repaso. Para este lugar conviene también el desengañar a los muchos europeos, que viven creídos que las minas de este reino se trabajan con esclavos tratados inhumanamente. He visto casi todos los reales de minas de Nueva España; he bajado en sus minas, y puedo asegurar que la gente trabajadora es libre, y se trata con benignidad.”*

10.2.6 El beneficio de minerales auroargentíferos en el plano político-económico del siglo XVI al XVIII

Como consecuencia de la ideología político-económica del mercantilismo, el aislamiento científico y tecnológico del Nuevo Mundo, esta introspección de América también se debió la constante guerra entre España y Austria, Francia e Inglaterra. Sin embargo se sabe que esto no siempre fue así, ya que en la primera etapa de la colonización se sabe de la participación de mineros alemanes en las explotaciones mexicanas, a la vez que el mismo beneficio de patio de Medina fue producto de los contactos entre la minería y comercio españoles y técnicos informados alemanes (Lang, 1999). Este constante hermetismo español durante la época colonial, impidió, entre otras cosas, beneficiar el mercurio de las minas de cinabrio de Sierra Gorda en Querétaro, quizá de haber superado este obstáculo no se hubiese dependido de Almadén ni de Huancavelica. España y Europa también se vieron dañadas por el aislamiento tecnológico del Nuevo Mundo prueba de éste hecho es que la amalgamación que tan bien se aplicaba en América desde el siglo XVI llegaría a el

Viejo Mundo hasta finales del siglo XVIII, o los *hornos de Bustamante*, tecnología ideada en Huancavelica para la producción de azogue introducida a España en 1655, diez años después de su invención. Se debe hacer gran hincapié en que los métodos arraigados autóctonos practicados por la minería americana desde mediados del siglo XVI, que integraban además una importante contribución de la herencia tecnológica indígenas, tenían un valor intrínseco independiente de Europa (Lang, 1999).

Desde el inicio de la aventura colonial, a la minería colonial nunca se pensó como una actividad a largo plazo, sino como todo lo contrario, como un negocio efímero y muy lucrativo que producía enormes ganancias del cual siempre se postergó su entendimiento científico. Expuesto lo anterior vale de mucho comentar lo siguiente: en 1786 ocurrió el “espectacular derrumbe” de Huancavelica, que se enmarca en el interés en aumentar el lucro del beneficio de minerales preciosos sin entendimiento técnico o científico y sin considerar las consecuencias a largo plazo de las actividades mineras.

Hasta el momento de la fundación del Tribunal y del Real Seminario de Minería en México a finales del siglo XVIII, la mayor parte del conocimiento del beneficio de minerales provenía de los mineros, fue la administración de Carlos III la que cambiaría la metalurgia del Nuevo Mundo.

11. Producción auroargentífera del siglo XV al siglo XIX

Durante los primeros años de la conquista de México los metales preciosos se beneficiaban por fundición. Las primeras minas halladas en el Virreinato de Nueva España, fueron las de Morcillo, Jalisco, en 1525. A partir de 1554, la amalgamación con mercurio permitió obtener mayores rendimientos. Se continuó beneficiando de esa manera durante más de 300 años. En las figuras 46 y 47 se puede observar como la producción argentífera va en aumento desde 1520 y se mantiene relativamente estancada hasta finales del siglo XVII.

A inicios del siglo XVII, comenzaron a operar las minas de Ag-Pb del distrito minero de Santa Eulalia, Chihuahua, estado donde en 1794 se descubrió plata en Sierra de Naica. En 1738, se exploró en Pachuca, la veta Vizcaína. Hubo otros importantes sitios en Santa Brígida, también en Pachuca. En 1738 comenzó en Guanajuato, la explotación de las minas Meblado y Rayas, sobre la veta Madre. Puche Riart informa que de ahí salió una cuarta

parte de la plata mexicana y un sexto de toda la plata americana de la época. En las gráficas de las figuras 48 y 49 se ilustra la producción de 1521 a 1700.

Se puede apreciar en las gráficas de las figuras 50 y 51 que a partir del año 1700 hay un notable aumento en la producción argentífera en la Nueva España, fecha que coincide con el ascenso de Felipe V de la Casa Borbón. Con el ascenso de los Borbones una serie de reformas aplicadas por los monarcas españoles buscaban cambiar favorablemente la situación interna de la Nueva España y su relación con el extranjero. En 1800 se tiene el máximo de la gráfica. Para ese la situación social se encontraba en decadencia, como resultado dio inicio la guerra de independencia, que duró 11 años, etapa en la cual la producción cayó de las 11,249 ton de Ag producidas entre 1781 a 1800; a solo 1,125 ton de 1781 a 1800, es decir aproximadamente un 90%. En cuanto a la plata cabe señalar el descubrimiento en México, en 1632, del distrito argentífero de Batopilas (Chihuahua), así como las minas de Zimapán (Hidalgo). Los autores Castillo, M. y Lang, M, afirman que la producción de oro fue limitada, tan solo de 35.65 ton desde la llegada de los europeos a América, hasta el año 1600.

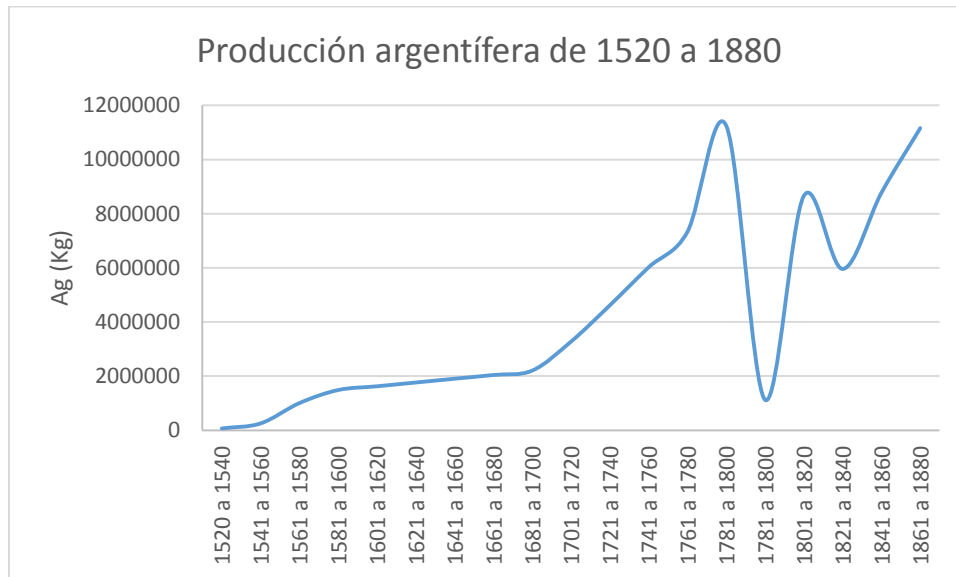


Fig. 46. Producción de Ag del siglo XV al siglo XIX. Grafica realizada con datos de ()

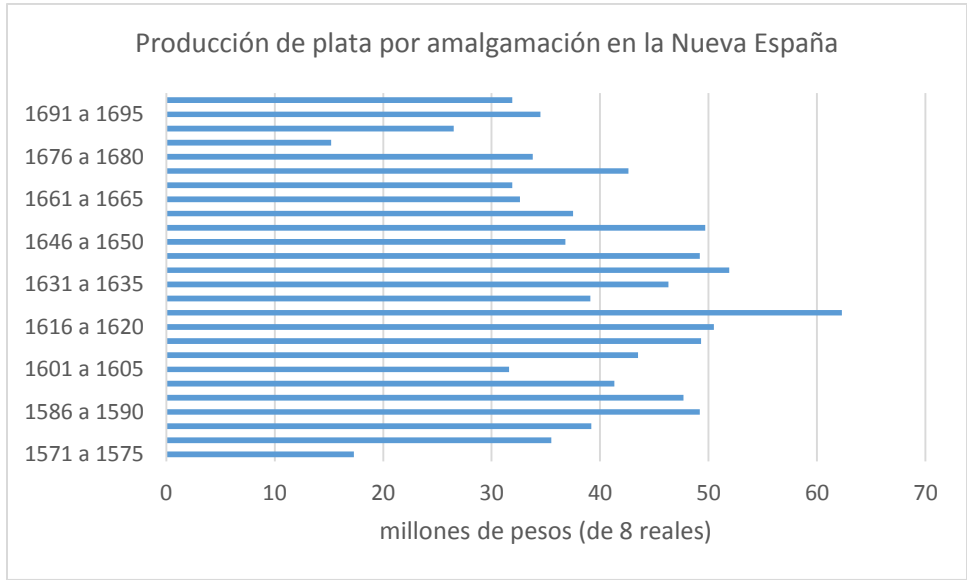


Fig. 47. Producción de plata en La Nueva España expresada en millones de pesos de ocho reales. El real de a 8, peso de ocho, peso fuerte o peso duro, conocido también como dólar español, fue una moneda de plata con valor de ocho reales puesta en circulación por la Monarquía Católica después de 1497. Debido al amplio uso que tuvo en Europa, toda América y el extremo oriente, a finales del siglo XVIII se convirtió en la primera divisa usada internacionalmente. Fue la primera moneda de curso legal en los Estados Unidos hasta que una ley de 1857 desautorizó su uso.

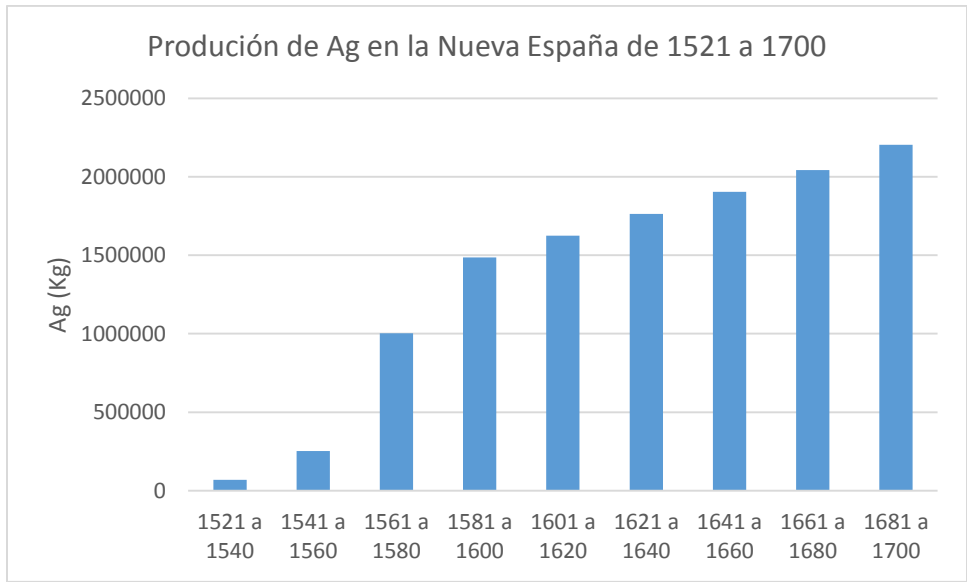


Fig. 48. Producción platera de 1521 a 1700

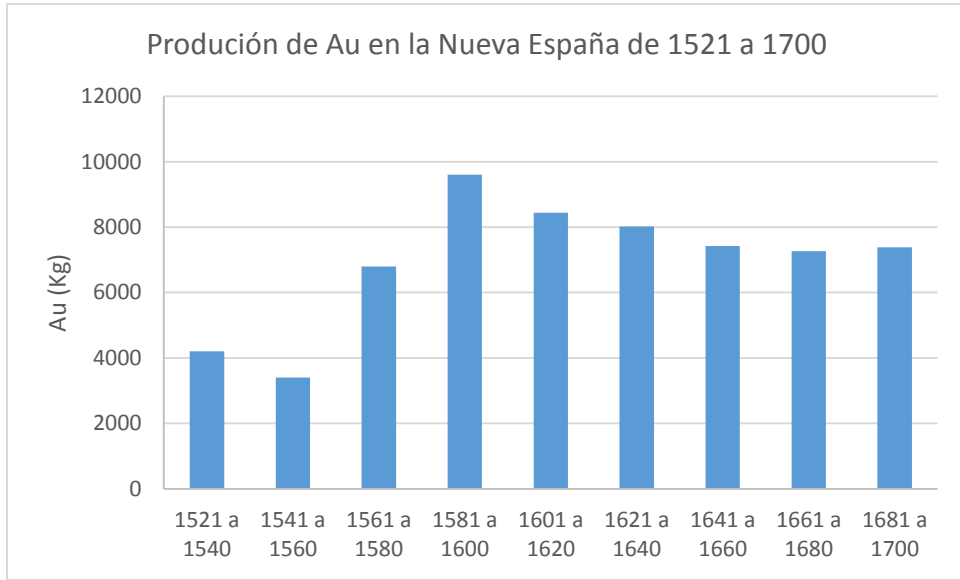


Fig. 49. Producción áurea de 1521 a 1700

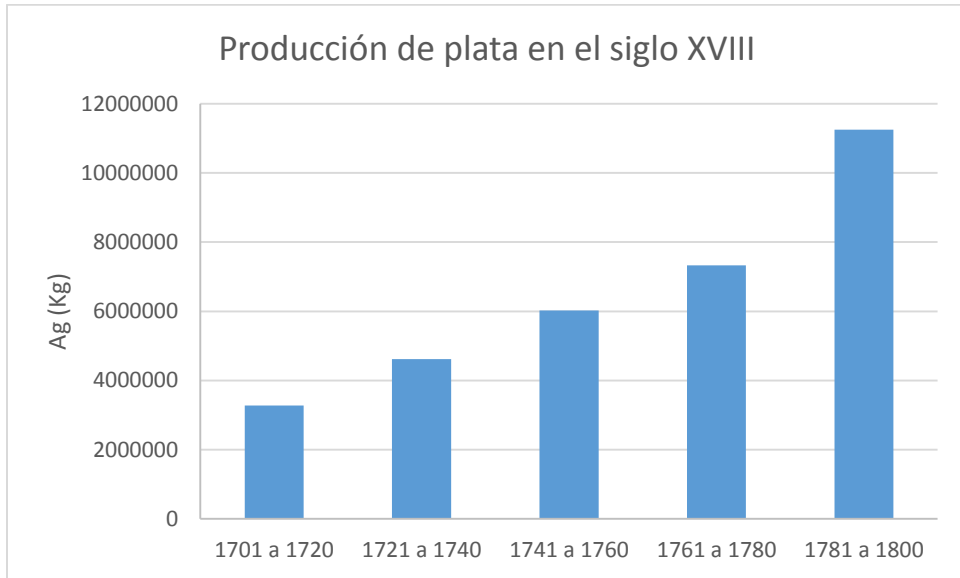


Fig. 50.

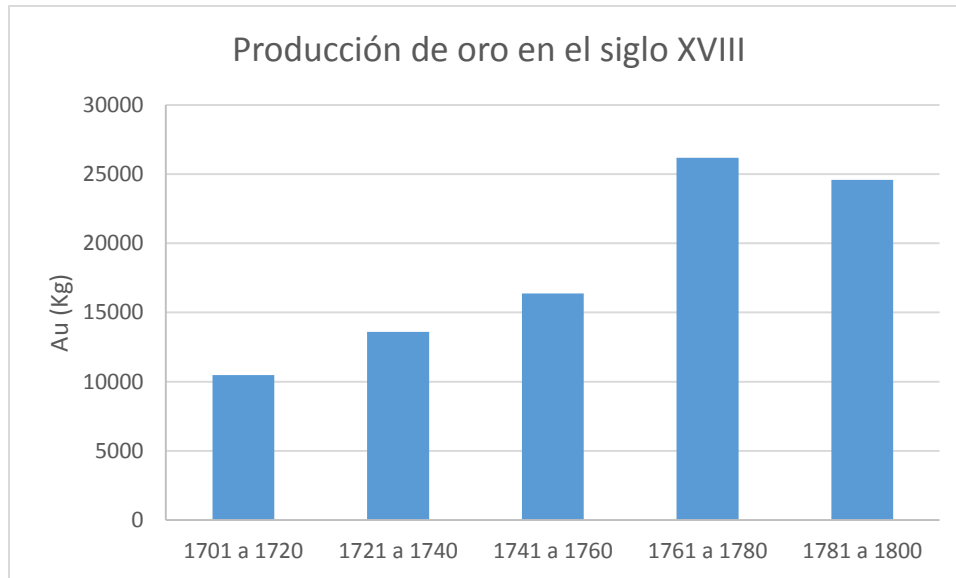


Fig. 51

La creciente producción argentífera a lo largo del siglo XVIII estaba determinada por factores como lo fueron la dimensión geográfica y tecnológica. Existen tres grandes etapas del crecimiento minero en México: de 1690 a 1752 se tiene un crecimiento constante; de 1753 a 1767 existe una tendencia decreciente y finalmente se tiene un periodo de recuperación súbito y crecimiento de 1768 a 1800. En 1824 llegaron a México las máquinas de vapor, que contribuyeron con los trabajos de extracción y desagüe en las minas. A partir de 1875 se introdujeron perforadores de rocas que se aplicaban en los trabajos mineros. Aunado a estas innovaciones tecnológicas, la introducción de capitales extranjeros, sobre todo norteamericanos, resultó en un incremento de la producción de plata en los últimos 25 años del siglo XIX y la primera década del siglo XX. La producción de Au y Ag aparece en las siguientes gráficas (figuras 52 y 53).

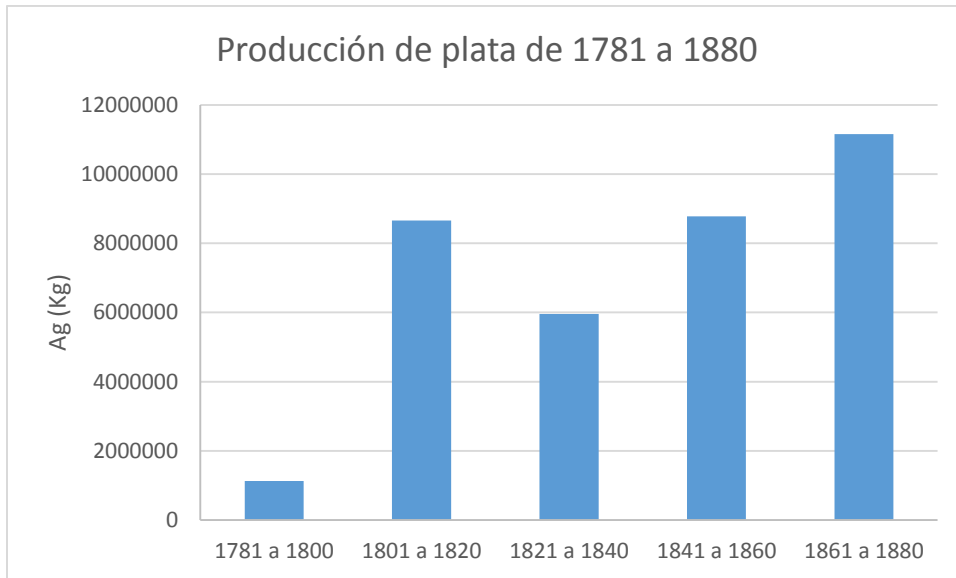


Fig. 52

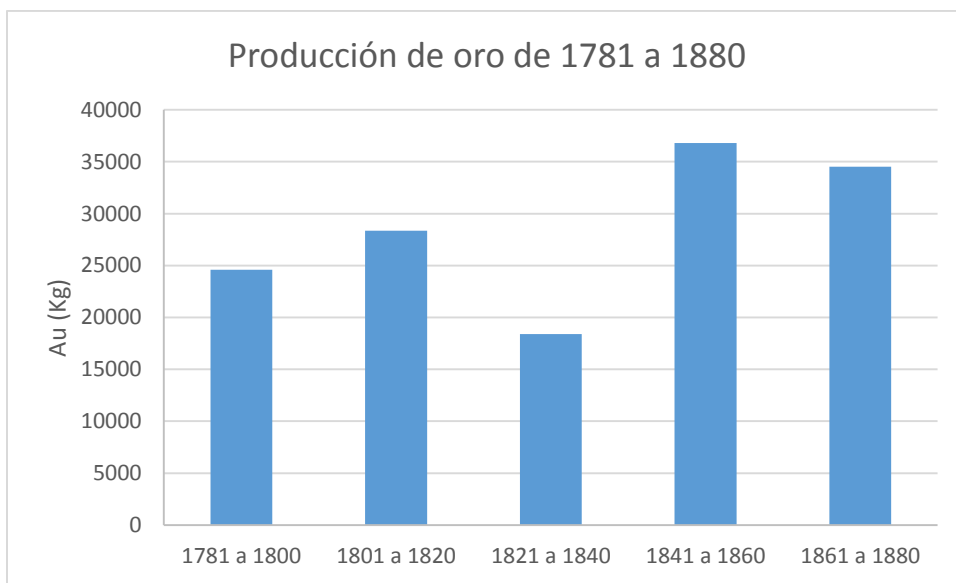


Figura. 53

11.1 Balance de la producción platera en México de 1520 a 1880

En las gráficas aquí presentadas se puede observar una tendencia (en general) al alta en la producción de plata.

De la figura 46 podemos advertir que la producción aumentaba; que de 1661 a 1700 inicia un aumento que fue mayor que en el pasado, lo cual podría atribuirse al interés de la corona española en dar entendimiento químico al proceso de patio. No obstante podemos apreciar una estrepitosa caída a finales del siglo XVIII. Ese desplome pudo ser el resultado de diferentes coyunturas bélicas: la guerra de los Siete Años (1756-1763), la guerra contra Gran Bretaña (1779-1783) y la guerra contra la Convención Francesa (1793-1795). Obviamente en tiempos de guerra los requerimientos militares y por ende financieros se acentuaban y se dejaba sentir en todo el Imperio.

La plata rendida por el Virreinato resultó ser un ingreso al Imperio que resultaría ser un alto costo de la relación colonial para México, ya que la mayor cantidad del metal salía rumbo a España sin una retribución importante. A finales del siglo XVIII se exportaba hacia Castilla, aproximadamente el 40% de la plata acuñada en el Virreinato de la Nueva España. La contribución del oro y la plata a la economía del Imperio es impresionante: en 1771 a 1780 alrededor de 48, 000,000 de pesos; de 1781 a 1790 aproximadamente 75, 000,000 de pesos y de 1791 a 1800 cerca de 90, 000,000 de pesos.

11.2 Producción de metales preciosos durante el Porfiriato (de 1877 a 1910)

La actividad minera durante el Porfiriato está marcada por la producción metalúrgica de los metales preciosos; y fue hasta el año de 1892 que se explotó sostenidamente los metales de uso industrial. Durante ese periodo hubo un auge de la actividad minera ya que hacia 1900 el beneficio del oro representó el 80% del total de la producción minera del país; no obstante, el crecimiento de la minería de los metales de uso industrial creció un 9.1% anual frente a un 5.4% de los metales preciosos. En la etapa final del régimen la producción auroargentífera alcanzaría su máximo crecimiento anual de 6.9%.

La producción argentífera siempre predominó sobre la del oro: en 1877-1878 se produjeron 607,037 Kg de Ag y ya para 1910-1911 se llegó a los 2,305,094 kg. Por su parte, la producción del metal dorado, aumentó de 1,105 Kg a 37,112 Kg en los mismos años. Existen varias razones de esta disparidad. Una de ellas es que los sitios históricos de explotación minera ubicados en Guanajuato, Zacatecas, San Luis Potosí e Hidalgo son yacimientos argentíferos, mientras que los yacimientos auríferos se hallaban en Sinaloa, Sonora, Chihuahua y Baja California que, a diferencia de los primeros, no se encontraban

en operación antes del Porfiriato. Existen otras razones importantes que explican la menor producción de oro y son las siguientes:

- El clima de inseguridad en la zona norte emanado de las rebeliones de tribus de yaquis y mayos.
- Aquellas tierras inhóspitas no favorecían los grandes desplazamientos de población necesarios para la minería.
- Falta de vías de comunicación.
- Ausencia del interés de los grandes capitales para desarrollar la explotación minera organizada.
- No se tenía un proceso de beneficio adecuado para explotar minerales de oro.

A decir sobre este último punto fue hasta el desarrollo de la lixiviación con cianuro que aumentó cuantiosamente el beneficio de las menas áureas. En esa época predominaban los yacimientos de plata, ya sea en su forma pura (*plata virgen* o *blanca*) o en asociación mineral, como la plata cornea o verde (AgCl), galena, o plata asociada con Zn y/o Cu; y el método para su procesamiento era bien conocido.

11.2.1 Producción de oro

La producción aurífera, como puede verse en la gráfica 9, se mantuvo prácticamente estancada de 1877 a 1892, y es en este periodo, en el año de 1885, cuando se tiene el mínimo de toda la producción aurea del Porfiriato. Es durante ese periodo que decaen Zacatecas, Guanajuato e Hidalgo, que eran los principales productores. A partir de 1893 el panorama mejoró. De hecho a partir de entonces el crecimiento anual del Au que fue de 37.1% superó al de Ag que era de 5.9%. Al inicio del régimen del general Díaz hubo cierto temor generalizado de que los yacimientos de oro se hubieran agotado, esto emanado de la baja producción en los primeros años y de la baja ley evidenciada de algunas minas tradicionalmente conocidas.

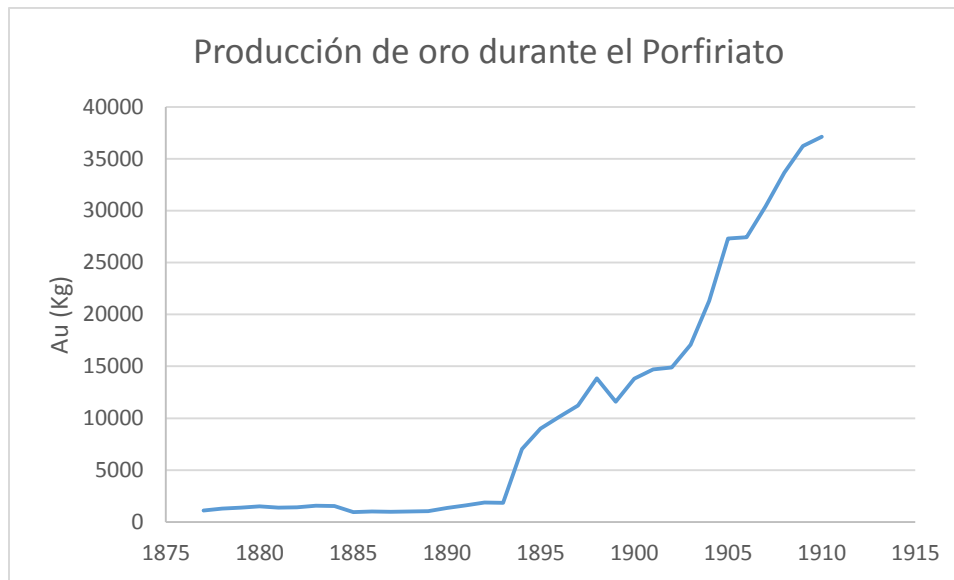


Fig.54. La tendencia en el aumento en la producción del oro durante el Porfiriato es prueba innegable del progreso tecnológico desarrollado por el gobierno de Porfirio Díaz. Si bien es sabido que en ese periodo prevalecía una marcada desigualdad social, la creciente producción de oro es un hecho del auge económico y tecnológico que experimentó México.

Esa inseguridad rondaba la mina de *Sierra Mojada*, Coahuila, que antes de 1879, despertaba grandes expectativas. Análisis de muestras realizados mostraban un bajo rendimiento de 4.8 marcos por tonelada de mineral (*carga de mineral*), esto aunado al hecho de la falta de agua y que la mina estaba en medio del desierto generaba decepción. Semejante fue la situación suscitada en 1883 por *Mulegé* y *Santa Gertrudis*, Baja California. En esa ocasión, para su estudio la Secretaría de Fomento envió una comisión mixta, y el resultado fue alentador.

El Departamento de Minería y Metalurgia encargó a Alberto V. Hoppenstedt un estudio estadístico de la riqueza mineral del territorio nacional. Su estudio que comprendió el decenio de 1882-92 concluyó que la producción de oro era de más de 100,000 pesos en Chihuahua, Guanajuato, Zacatecas; de menos de 100,000 en Hidalgo y Estado de México, pero superior a 10,000 en Jalisco, Sonora, Durango y Oaxaca; y entre 10 y 1000,000 en Sinaloa, Michoacán, Puebla, San Luis Potosí y Querétaro (Nava, 1964). Cabe recordar que en esa época un peso mexicano equivalía a un dólar estadounidense y que fue en los gobiernos posteriores en los que se marcó la disparidad del peso frente al dólar.

La opinión de México fue que se obtendría más oro como subproducto del beneficio de minerales argentíferos que de sus depósitos. Esa opinión fue endeble frente a la entonces sorpresiva depreciación de la plata; fenómeno que inició en 1873 y se enfatizaría en 1893. La obtención de grandes cantidades de plata acentúa su depreciación y esa pérdida resultaría en el aumento del valor del oro. Para evitar la devaluación se sugirió aumentar la circulación de la moneda de plata, encontrar aplicaciones industriales, así como un acuerdo favorable en la Conferencia de Brúcelas (Nava, 1964). La devaluación de la plata haría progresar la producción de Au. De 1899 a 1906 la producción aurífera aumentaría aproximadamente un 10% anual frente a un 1% correspondiente a la plata; sin embargo, en 1903 la plata representó tres cuartas partes de la producción minera mexicana, hecho que seguía favoreciendo la depreciación del metal argentífero. Una explicación a esta situación es que conforme se iban encontrando vetas de Au, frecuentemente también se hallaba Ag; por otro lado, al encontrar metales ferrosos y no ferrosos de aplicaciones industriales también se encontraba plata.

El aumento de la producción aurífera se debió, en buena medida, a la aplicación de tecnología moderna de minería. Por ejemplo en 1905, en *El Oro*, los trabajos de explotación y exploración mejoraron y permitieron un mayor rendimiento, de tal forma que en 1900 se procesaban 80,000 toneladas de mineral, mientras que en 1910, aproximadamente 317,824 toneladas. Como puede apreciarse en la figura 54, en el periodo de 1905 a 1910 la producción de Au alcanza su máximo al pasar de 27,307 Kg a 37,112 Kg lo que equivale a un aumento anual promedio de 14.2%. En esa época la plata también alcanza su máxima tasa anual de crecimiento reportando un 4.5%.

11.2.2 La producción de mercurio

Durante el Porfiriato, al mercurio se le consideró un metal de uso industrial, por ser, como se ha visto, ingrediente indispensable para la amalgamación de la plata; por tal razón es relevante dar una breve explicación de su producción en esa época.

A pesar de su importancia en el beneficio de la plata, se produjo a baja escala; los principales depósitos se hallaban en Guerrero, Baja California y San Luis Potosí. En Huitzuco, Guerrero se produjeron unas 465.3 toneladas en 1888, no obstante la explotación

de dicho metal siempre fue baja, y México era en realidad un enorme importador de Hg. La figura 55 refleja la producción nacional de 1891 a 1911.

El precio del valioso mercurio subió durante el Porfiriato a una tasa anual de 3.02%; en 1902-03 el precio del mercurio llegaría a su punto máximo, esto debido a la adopción prácticamente general del beneficio por amalgamación de metales preciosos. De aquí en adelante su precio iría a la baja como resultado de la implementación de la cianuración. Esta caída sostenida comenzó en 1905 a un ritmo de 10% anual.

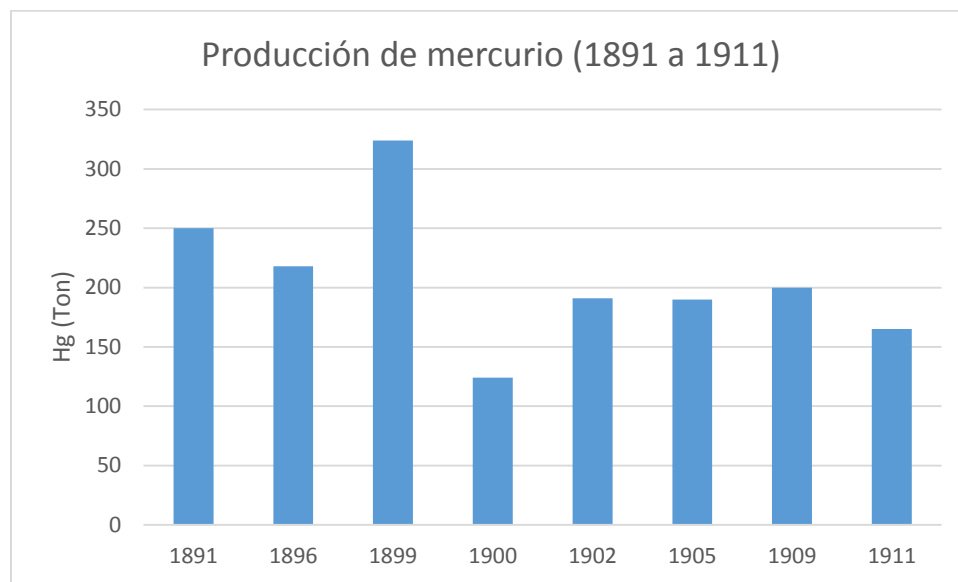


Figura 55. Producción de Hg durante el Porfiriato

11.2.3 La plata explotada durante el Porfiriato

Los principales yacimientos argentíferos del Porfiriato se ubicaban en Hidalgo, Guanajuato San Luis Potosí y Zacatecas. La plata que más abundaba en esa época fue la plata aurífera, la plata mixta, los cianuros, sulfuros, fosfatos, los haluros, las asociaciones de plata y plomo, la plata ligada con cobre, el zinc argentífero, así como la plata nativa.

11.2.4 El valor de la producción de los metales preciosos

Durante el gobierno de Porfirio Díaz los precios del oro fueron al alza exhibiendo un crecimiento moderado del 2%, hecho que no exime al precio del oro de altas y bajas. En el caso de la plata se observan las siguientes etapas: de 1877 a 1904, periodo en el cual tanto la producción platera como su valor en pesos mexicanos se mantuvieron constantes. Posteriormente, la plata aumenta el nivel de sus cotizaciones hasta alcanzar el máximo entre 1906 y 1907. A partir de esos años disminuye su cotización. En 1908-09 se da la mayor caída en sus precios de todo el Porfiriato (un descenso anual del 12.5%) y rumbo a 1911 se registra un ligero aumento pero que incluso es menor que el que tuvo al inicio del régimen.

La aplicación principal de la plata era la acuñación de moneda. Entonces la plata tenía un papel central en la economía, por un lado la mayoría de las industrias contribuían de alguna manera a su producción y por otro intervenía en (casi) todas las transacciones de la vida del país.

Debido a la caída del precio de la plata, en 1883 los pesos de plata disminuirían su valor en 4 centavos; lo cual a su vez se encuentra ligado con que se tenían que desechar todos los minerales que no fueran de una ley muy alta, de lo contrario, no era redituable su procesamiento. Asimismo, la maquinaria o cualquier otro elemento requerido que fuera viniera del extranjero se tenían que pagar en oro.

La situación era alarmante. En 1886 la Cámara de Diputados resolvió nombrar una comisión de expertos que tuvo como objetivo estudiar las causas de la depreciación y las medidas para impedir una crisis de mayor gravedad. Cuatro años después se renovaron las esperanzas en el beneficio de la plata, se dijo entonces, que la devaluación había servido como aliciente para que la industria minera mejorara sus técnicas y extendiera su panorama a nuevos terrenos para la explotación argentífera. Hay que decir que, sobre este optimismo, sobrevolaban la constante miseria y las condiciones de precariedad de los trabajadores.

Fue en esa época cuando se adoptó a nivel internacional al Au como patrón de riqueza. En 1903-05 bajó una vez más la cotización de la plata lo que motivó al gobierno de México a buscar algún acuerdo internacional que fijara una tasa de cambio entre la plata y el oro. Se sostenía que la depreciación y la inestabilidad de la plata perjudicarían a todas aquellas naciones que habían adoptado como patrón al oro pero que su sistema monetario se

basase en el blanco metal. De alguna forma el gobierno de Díaz gestionó su política exterior para rescatar la minería de la plata y todo lo que esa actividad conlleva. En 1907 la plata alcanzó su precio máximo durante todo el Porfiriato.

El valor del producto minero en general, como artículo de explotación, estaba vinculado también al precio de los metales en el mercado, y estos, a su vez, a su oferta y demanda, así como a las políticas económicas de los países europeos interesados en la economía latinoamericana (Nava, 1964). La acuñación de moneda determinó el mercado internacional de los metales preciosos. Tanto en el mercado interno como en el externo, las monedas de oro y plata tuvieron que ajustarse a la devaluación de la plata y al alza del precio del oro, sobre todo a la hora de pagar las importaciones que México hacía. Desde aquel momento decayó el poder adquisitivo de la plata. Al inicio del Porfiriato, un peso de plata mexicano tenía el mismo valor que un dólar norteamericano, rumbo al final dos divisas mexicanas equivalían a una divisa yanqui. A pesar del carácter bimetalista del sistema monetario y pese a la debilidad de la plata frente al oro, las monedas doradas quedaron en desuso y solo prevalecieron las de plata.

Los esfuerzos por evitar la crisis y robustecer a la plata fueron varios. Por ejemplo, en los Estados Unidos, principal consumidor de la plata mexicana se aprobaron las leyes Bland y Sherman cuyo fin era el de adquirir grandes cantidades del metal con la mira en hacer crecer su valor. Tiempo después esas leyes se derogarían (1989) ya que la plata solo se estaba acumulando sin hacer aumentar su valor. En ese momento había una gran producción, aumentada por el mejoramiento de las técnicas metalúrgicas de beneficio y la facilitación de los ferrocarriles para la explotación mineral.

Para poner fin a esa inestabilidad se aprobó en 1905 la reforma Limantour, en la cual se define la unidad monetaria como 6.5×10^{-1} gramos de oro puro, se estableció la libertad de su acuñación, se formó un fondo de reserva para hacer frente a los cambios y se organizó la Comisión de Moneda y Cambios que más tarde sería lo que hoy es Banco de México.

11.2.5 Leyes minerales y principales sitios mineros

Las principales asociaciones químicas del oro en los minerales explotados a finales del siglo XIX y comienzos del XX fueron Au nativo, Au-Ag, Au-Pb, Au-Cu y Au-Ag-Cu; mientras que

la plata se hallaba en su forma nativa o como Ag-Au, Au-Ag-Pb, Ag-Pb, Ag-Cu y Ag-Cu-Pb. Podemos decir que al iniciarse el siglo XX la metalurgia nacional obtenía la mayor parte del oro y casi la mitad de la plata de minerales que sólo contenían metales preciosos; la quinta parte del oro y dos quintas partes de la plata de minerales asociados con plomo (Nava, 1964), mientras que el cobre y el plomo se obtenían como subproductos del beneficio de minerales de baja ley (4.5% Au y 5.6% Ag) y en menor proporción, eran obtenidos de sus propios minerales. En general se explotaban minerales extraídos de vetas, los cuales presentaban bajas leyes, mientras que los provenientes placeres eran por mucho, más rentables, sobre todo si se trataba de oro.

Las minas Chihuahuenses del *Cerro Colorado* mostraba un rendimiento de 4 a 5 onzas de Au por tonelada de mineral; *Veta Colorada* de 2 a 10 onzas de Au/ton y 26 oz Ag/ton; la mina *Dolores* 41% Au y 59% Ag; y mina *Chinipas* 20% Cu y 1.2 onzas de Ag. En el estado de Durango las minas de la *Reina* y *Guasimillas* rendían 25.3 gramos de Au/ton y 23 Kg Ag/ton. En Nuevo León se beneficiaban 3 kilogramos de Ag y Au por tonelada de mineral procesado. San Luis Potosí sobresalió con las minas de *Fresnillo* y *Santa Fe*, que rindieron 24 marcos; *Real de Catorce* y *San Agustín*, con 300 marcos de Ag por tonelada (es decir 68 Kg); *Matehuala* y *La Paz* con 18 a 20 marcos de plata (unas 160 onzas) y 6 onzas de Au. En Zacatecas las minas de *La Asturiana*, *San Bernabé*, *Barones* y *Vicochea*, *San Cristóbal* y *Perla de Oro* descollaron produciendo aproximadamente 120 oz de Ag/ton y 164 oz de Au/ton.

En el Pacífico Norte sobresalen las minas de *La Trinidad* con un rendimiento de 52 oz de Ag/ton y 21 oz de Au/ton; y las de *Arizpe* en las que se beneficiaban 560 onzas de Ag y 4 de Au.

En Chiapas (Pacífico Sur) se obtenían 7 ½ oz de Au/ton. En Guerrero la de *Garduño Porto de Oro* daba 21 onzas de oro por tonelada, en Oaxaca se obtenían unos 6.9 gramos de oro por carga.

En la Zona Centro existían sitios mineros con un largo historial desde los tiempos del Virreinato. A finales del siglo XIX aún se encontraban en operación las minas de *Rayas*, *Mollado*, *Cata*, *Valenciana*, *Nopal* y *Cinco Señores*. Por otro lado en Hidalgo, se encontraban minas con leyes de 600 onzas de plata en promedio, tal era el caso de *Santa Gertrudis*, *Bartolomé de Medina*, *Santa Anna*, la *Zorra* o *Xotol*, por mencionar algunas. Las minas de *El Bardo*, *Refugio*, *La Blanca*, *San José el Antiguo*, *San Cayetano* entre otras

tenían una ley media de 180 onzas de Ag. De baja ley eran El Milagro, San Sebastián, Arenal, Actopan y otras más, con unas 68 onzas en promedio.

Las minas de Jalisco producían 131.5 Kg de Ag/ton. En *La Purísima* y *Santo Niño*, Michoacán se beneficiaban 2 kg de Au/ton.

En el Estado de México se hallaban los complejos mineros de *Tlalpujahuá*, *Sultepec*, *El Oro* y *La Esperanza*. En *Tlalpujahuá* se tenían leyes de hasta 480 onzas por carga, por su lado *Sultepec* llegó a las 200 onzas de plata.

En *El Oro* se procesaban minerales de Au-Ag y su rendimiento era bajo hasta que a fines del siglo XIX se empleó un método gravimétrico para la prospección de oro (el paneo), con lo que se logró beneficiar un 56% de Ag y un 68% de Au. La cianuración y el beneficio de jales se efectuaron en 1900, con lo que se alcanzó una extracción de aproximadamente 99% de Au y 56% de Ag. Algo parecido ocurrió en *La Esperanza* al adoptar la lixiviación con cianuro ya que su rendimiento en la concentración de Au pasó de 70% a 90% y de Ag del 48.5% al 59%.

11.2.6 El Beneficio de minerales

El proceso de amalgamación fue una tecnología eficiente (para minerales de la clase de los halógenos) y en palabras de Humboldt “inmejorable”, se mantuvo vigente por lo menos unos trescientos años. En el campo de la metalurgia extractiva los avances de la química europea no aportaron nada notable al método en tres siglos hasta la llegada de la cianuración (Minería Mexicana, 1984).

Durante el Porfiriato se mantuvo la amalgamación como el método más usado para el tratamiento de minerales argentíferos. Se realizaron algunas mejoras empíricas a la técnica de Bartolomé de Medina; por ejemplo para procesar un mineral de Ag asociada con Cu, en las minas de Guadalupe y Calvo, Chihuahua, el *incorporo* se hacía después del *ensalmoro*, se agregaba 5 o 6 veces su peso de Hg, en el que se había disuelto una porción de Cu tal, que el peso de cobre contenido representaba un tercio del peso de plata contenida en el mineral. Posteriormente se agregaba el Cu_2SO_4 guardando una proporción de 1:4 con el mineral y se hacía un *repaso* cada dos o tres días. El beneficio duraba de 15 a 20 días.

Sin embargo, a pesar de su eficiencia y del conocimiento teórico-práctico que ya se tenía del beneficio con mercurio, la vieja técnica de fundición, cobró importancia en el Porfiriato. La fundición evitaba algunas de las desventajas de la amalgamación (como la molienda y la concentración). En 1890 con una importante aportación de capital norteamericano arrancaron importantes fundiciones de minerales plomosos. Acerca de esas inversiones extranjeras resaltan los intereses ingleses, franceses e incluso alemanes; en esta investigación no se abordará el tema de la historia de los intereses extranjeros en los minerales mexicanos ya que excede los objetivos aquí planteados.

Una vez extraído el mineral de la tierra, se sometía a dos operaciones mecánicas la primera etapa era llamada *quiebra*, que tenía por propósito disminuir el tamaño de partícula del mineral y la segunda etapa llamada *pepena* tenía por objetivo separar por medio de carretillas de mano la mena que era destinada al beneficio. La primera operación se efectuaba empleando un mazo de hierro montado en un mango de madera que era manejado por un operario de pie; la segunda etapa se llevaba a cabo sirviéndose de un martillo llamado *golpe* que el peón manejaba sentado. El mineral que contenía la mena era sometido a amalgamación con Mercurio durante el último tercio del siglo XIX, sin embargo, en algunas ocasiones se recurría a la fundición. En esa época la amalgamación se aplicaba de 3 formas diferentes en frío (en patio) en caliente (el beneficio de caso) y el beneficio de toneles también llamado de Freiberg.

La molienda completa era una etapa indispensable ya que solo así se evitaba que el compuesto metálico quedara en las partículas sin pulverizar y se perdieran los residuos generados durante el lavado el alto grado en la molienda se obtenía que consistía en reducir el mineral agranda es decir fragmentos del volumen de un guisante y la porfirización del proceso en el que la granza era reducida a polvo muy fino. En la primera etapa se empleaban morteros de concentración, molinos de cilindros y molinos chilenos mientras que para la segunda etapa eran usados los arrastres o tahonas.

El proceso de amalgamación por azogue prevaleció hasta finales del siglo XIX por su eficiencia y alto rendimiento para tratar algunas clases de minerales de plata; este proceso era de talla industrial y, aunque para los no versados en el tema, podría parecer una faena artesanal, la realidad es que se trataba de una técnica bien organizada de beneficio, de la cual, ya en esas fechas, se tenía un claro entendimiento químico del proceso. Entre los años de 1900 a 1907 se dio el desplazamiento de la amalgamación por la cianuración. En

la figura 56 se puede ver como fue el cambio en el uso de las tecnologías conocidas en ese momento para el tratamiento de menas auroargentíferas.

Figura 56. Porcentaje del uso de técnicas de beneficio de minerales auroargentíferos de 1900 a 1907. Tabla realizada con los datos reportados por Nava. O. (1964)

Técnica	% beneficiado en 1900	% beneficiado en 1907
Amalgamación	51.1	21.2
Lixiviación	15	9.1
Cloración	1.8	2.9
Cianuración	1.8	13.7
Fundición	24.6	30.4
Gravimetría	3.6	22.5

De la figura 56 se observa una tendencia en la disminución de la amalgamación. En el caso de la lixiviación se debe mencionar que en el pasado se usó tanto agua regia como hiposulfito para disolver menas auroargentíferas. En ambos casos no se obtiene un gran rendimiento. Entonces por su mayor eficiencia, la cianuración terminaría por convertirse en la técnica por excelencia para el procesamiento de menas complejas. Dicha técnica, de la que se discutirá a detalle más adelante, permitió el beneficio de menas de baja ley. Llama la atención el ligero aumento del beneficio por fundición, el cual está reservado para menas de elevada ley o yacimientos de los metales nativos, los cuales ya se habían trabajado desde hacía más de 300 años. Como explicación a esta estadística podrían plantearse dos escenarios. Uno en el que el desabasto de mercurio forzaría a los mineros a recurrir a la fundición, lo cual siempre fue común en esas circunstancias; y el otro, en el que en la búsqueda de minerales de oro se descubriesen menas más ricas que se pudieron beneficiar vía fundición. Esta última idea va ligada con el aumento reportado de la concentración gravimétrica, por eso podríamos pensar que se hallaron yacimientos ricos. La mejora de las técnicas gravimétricas también puede estar reflejada en esos números.

La producción auroargentífera de Hidalgo, Estado de México, Michoacán, Jalisco, Guanajuato, San Luis y Jalisco determinó el valor de la producción minera nacional hasta 1889. Más tarde Chihuahua, Tamaulipas y Baja California atraerían la atención de los grandes capitales por poseer menas áureas y aleaciones de Au-Cu, Ag-Pb; lechos de asfalto; y vetas de níquel, respectivamente.

11.2.7 El mercado de los metales preciosos

Durante el Porfiriato el valor de un kilogramo de oro acuñado era de \$1333.33 y uno de plata de las mismas condiciones era, en 1905, de \$40.92. El valor de los metales en el mercado estaba regido por el consumo interno, así como la demanda del extranjero, el volumen de la producción y la capacidad de las plantas de beneficio.

Hasta 1905 la cantidad de plata acuñada era mucho mayor a la del oro, esto debido al desuso del sistema monetario bimetálico. Al comienzo del régimen, el 82.1% de la plata amonedada en México se exportaba; sin embargo rumbo al final, la exportación era solo del 28.8%.

En 1877 en México se encontraban 11 casas de moneda repartidas en las zonas geográficas de nuestro país. Tras una serie de leyes y reformas, el 31 de marzo de 1905 se suspendió la acuñación de moneda en los estados de la república. La supresión de la libre acuñación y el cierre de las casas de moneda limitaron el consumo interno de la plata. El gobierno adoptó esa medida debido a que México era el único país de intereses comerciales considerables que permanecía sobre la base de plata y el único que continuaba acuñándola en grandes cantidades, de hecho, ilimitadamente (Economista Mexicano, 1889). Entonces la mayor parte de la plata ya fuera en monedas o en barras se destinaba al consumo en el extranjero. Dentro del mercado interno el consumo de Ag se apoyaba en la producción artesanal (alhajas, joyas, vajillas, piezas de ornato, filigrana, entre otros) sobre todo en Pátzcuaro, Iguala, Puebla, Oaxaca, Mérida, Cuernavaca y por supuesto en la Capital. Esta producción artesanal encontró también compradores en Estados Unidos, Cuba, Guatemala, en Asia y en algunas regiones de África y Europa.

12.2.7.1 El mercado externo

La principal contribución a las exportaciones de México lo constituyó la de los productos mineros; ya fuese como metales beneficiados o en su asociación mineral, la exportación minera fue prominente de 1877 a 1887. Durante el gobierno de Porfirio Díaz las exportaciones aumentaron enormemente, por ejemplo, para los metales preciosos se tiene

el impresionante aumento del 508.1%. (Nava, 1964). La plata exportada iba principalmente en barras y monedas, siendo la venta de éstas menor en comparación a las barras, las cuales eran consumidas principalmente en los Estados Unidos. En ese tiempo los mineros pensaban que el verdadero valor de la plata se tendría una vez que esta se hallase amonedada, sin embargo, la historia enseñó, que, cuando el metal argentífero disminuyó su poder adquisitivo se convirtió en una forma de atesoramiento.

El mercado extranjero fue de gran importancia. Por ejemplo en 1877 partió de Mazatlán un barco norteamericano hacia San Francisco que llevaba consigo más de 176, 000 pesos plata. En 1880 se exportaron desde Sinaloa, un millón de pesos plata. Otras regiones del mundo también consumían la producción argentífera de México, tal fue el caso de los minerales de alta ley provenientes de las minas de *Guadalcazar*, San Luis Potosí, cuyo destino fue Alemania.

Los principales clientes de la plata mexicana en el Viejo Mundo fueron Inglaterra, Francia y Alemania. La comparación entre las exportaciones a Europa y los Estados Unidos en 1878 y 1911 se pueden ver en la figura 57.

Mercado	% exportaciones en 1878	% exportaciones en 1911
Inglaterra	35.2	12
Francia	18	3.2
Alemania	2	3
Estados Unidos	42	77

Figura 57. La mayor parte de la plata producida en México fue acaparada por Europa y Estados Unidos, sin embargo, las exportaciones al Viejo Continente descendieron (con excepción de Alemania, que muestra un ligero aumento) de un 57% en 1877-78 a un 22% en 1910-11; por otra parte el mercado norteamericano cobró importancia ya que las exportaciones aumentaron del 42% al 72% en los mismos años. Tabla realizada con los datos reportados por Nava. O. (1964)

En 1891 una ola de leyes proteccionistas norteamericanas, que tuvieron como propósito frenar las grandes exportaciones mexicanas de plata y minerales de plomo con ley de plata, entraron en vigor afectando la minería mexicana hasta prácticamente desaparecer las exportaciones a Norteamérica. Tal situación orilló a distintas fundidoras estadounidenses a mudarse a San Luis Potosí y Monterrey.

De 1877 a 1904, justo un año antes de la reforma monetaria, la mayor parte de la plata se vendía al extranjero, posteriormente decayó la exportación de la plata acuñada pero aumentó la de la plata en pasta (empleada en joyería, se forma de polvo de plata de alta ley, aglutinantes y agua; contiene un 90% de plata y 10% entre aglutinantes y agua).

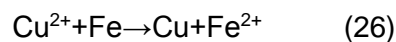
12 Lixiviación de metales preciosos

12.1 Origen de la cianuración

Para comprender los factores que llevaron al descubrimiento del proceso de cianuración es esencial conocer las actividades de los químicos en ese momento. El siglo XIX fue el siglo de los grandes descubrimientos que fueron el resultado de actividades anteriores. Específicamente, el desarrollo del proceso de cianuración se basó en los intentos de los alquimistas de transformar los metales básicos en oro, así como en la química del llamado “ácido azul” y sus compuestos durante el siglo XVIII.

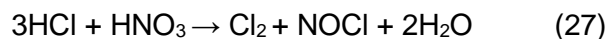
Los orígenes de la hidrometalurgia datan de la época de los alquimistas, cuando la transmutación de los metales básicos en oro era su principal afán. Algunas de estas operaciones involucraron métodos vía húmeda, es decir, hidrometalúrgicos.

La principal pregunta que buscaban responder los alquimistas fue cómo efectuar la transmutación de hierro o cobre en oro. En esos tiempos habían observado que al sumergir hierro en una disolución de vitriolo azul (CuSO_4) se formaba una capa superficial de cobre metálico. Esta aparente transmutación de hierro en cobre está explicada en términos modernos por la reacción:

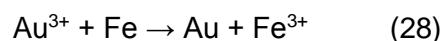


Sin embargo, no se sabía en ese momento que el vitriolo azul contenía cobre. El oro podía ser disuelto en mercurio formando una amalgama, pero era insoluble en todos los ácidos o bases conocidos hasta ese tiempo. El descubrimiento del agua regia por el alquimista árabe Jabir Ibn Hayyan (720-813 d.C.), puede considerarse el comienzo de la hidrometalurgia. El

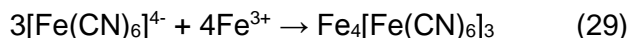
agua regia, *aqua regia* o *royal water* (el agua que disuelve al rey de los metales), es obtenida al mezclar HCl y HNO₃, tiene la capacidad de disolver el oro; ninguno de los ácidos por sí solo tiene acción de disolución y el cloro es uno de sus ingredientes activos:



El cloro fue descubierto y aislado en 1774 por el químico suizo Carl Wilhelm Scheele (1742-1786), quien también advirtió que el Cl atacaba a todos los metales. Esto se aplicó por primera vez a la recuperación de oro en 1851 por Karl Friedrich Platiner de Freiberg (1800-1858) utilizando soluciones acuosas del gas. Aunque el concepto de la transmutación de los metales fue abandonado por los químicos del siglo XIX, el hierro metálico se usó para sustituir al oro de la disolución de cloruro por una reacción similar a la reacción 28:



Los químicos del siglo XVIII estaban ocupados con una serie de compuestos de color azul obtenidos calentando la sangre seca con potasa (K₂CO₃) y luego tratando el extracto acuoso con vitriolo de hierro (FeSO₄). El precipitado obtenido de este modo produjo un pigmento azul intenso. Su descubrimiento accidental se hizo en Berlín en 1704, por J.C. Dippel y H. Diesbach y por lo tanto, el pigmento se conoció como “azul de Berlín” (Habashi, 1987) o “azul de Prusia”. La sangre contiene el pigmento rojo hemina, que es un quelato de hierro (Fe³⁺) que contiene una estructura de porfirina. Las unidades de construcción de esta estructura son núcleos de pirrol alquilados. Al calentarse con potasa, se forma ferrocianuro de potasio; esto se extrae con agua y se hace reaccionar con sal de hierro para formar ferri-ferrocianuro:



Este nuevo pigmento fue el primer pigmento obtenido artificialmente; su descubrimiento marcó el inicio de la química de los compuestos cianógenos. En 1752 el químico francés Pierre Joseph Macquer (1718-1784) descubrió que cuando el azul de Berlín se calentaba en presencia de álcali, el óxido de hierro se separaba y cuando se concentraba por evaporación la solución restante, producía cristales amarillos, ahora conocidos como ferrocianuro de potasio ($K_4(Fe(CN)_6)$). En 1782, Scheele hizo reaccionar el pigmento azul con H_2SO_4 diluido y obtuvo un gas inflamable soluble en agua al que nombró “ácido azul de Berlín” o simplemente ácido azul. El químico francés Joseph Louis Gay-Lussac (1778-1850) determinó en 1811, que la composición del gas era HCN. Cuando el azul de Berlín se calentó con ácido nítrico, se obtuvo un compuesto rojo-violeta que se conoció como *prusiato*.

Cuando se conocieron numerosos compuestos nuevos del ácido azul, se introdujo la terminología *kyanos* para nombrarlos, que en griego significa azul, por lo tanto, el término moderno *cianuro* se usó para los derivados del ácido azul.

La acción tóxica de los cianuros era conocida por los antiguos egipcios. Los compuestos de cianuro de hidrógeno con azúcares, conocidos como glucósidos, ocurren en la naturaleza, por ejemplo, en las hojas y semillas del durazno. Una solución hecha hirviendo hojas de durazno fue empleada por los antiguos egipcios como veneno.

Es importante notar que mientras que el HCN y sus sales son potencialmente tóxicas, los cianatos, tiocianatos, ferro y ferrocianuros no lo son. El $K_4(Fe(CN)_6)$ se comercializó en 1825. Sus principales aplicaciones fueron endurecimiento de hierro, es decir, inmersión de hierro en la sal fundida para producir una capa de superficie dura y preparación de papel sensible a la luz. Cerca de 1834, el cianuro de potasio se producía exclusivamente mediante la fusión de ferrocianuro de potasio con potasa. El KCN se usó principalmente para preparar los baños necesarios para galvanoplastia de oro y plata mediante el proceso de E.R. y H. Elkington (1840). El KCN impuro (70%), fue reemplazado en 1876 por un producto cristalino blanco obtenido del proceso de E. Erlenmeyer, el cual contenía KCN y NaCN con equivalente de cianuro de potasio total de aproximadamente el 98%. Se consiguió fusionando ferrocianuro de potasio con sodio metálico:



El 19 de octubre de 1887, se emitió la patente británica No.14174 titulada “Proceso de obtención de oro y plata de los minerales”. El descubrimiento fue realizado por John Steward MacArthur quien era químico-metalúrgico, con el apoyo de los hermanos de Robert y William Forrest que practicaban medicina en Glasgow. El proceso, que se conoció como el proceso de cianuración en referencia al reactivo de cianuro alcalino utilizado, recibió inmediatamente éxito industrial en Nueva Zelanda en 1889 y en Sudáfrica en 1890. La cianuración reemplazó el método de cloración que había estado en uso. En 1903, MacArthur recibió la primera medalla de la Institución de Minería y Metalurgia en Londres. El proceso de cianuración fue responsable de la duplicación de la producción de oro en el mundo en las dos décadas que siguieron a su primera aplicación.

12.2 Descripción del proceso de cianuración

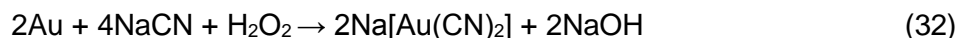
El proceso de cianuración, tal como lo patentó MacArthur implicó dos pasos:

1. Disolución de oro de los minerales por una solución de cianuro alcalino
2. Precipitación de oro de la solución de lixiviación por zinc metálico.

12.2.1 Disolución de oro

La capacidad del cianuro de disolver el oro fue conocida desde 1783 por Scheele. Elkington usó la solución obtenida de oro disuelto en cianuro para preparar el baño para la galvanoplastia de oro (*electroplating gold*). La reacción de disolución fue estudiada por notables químicos de la época: Bagration en Rusia (1844), Elsner en Alemania (1846) y Faraday en Inglaterra (1857). Sin embargo, MacArthur aplicó este conocimiento en 1887 a los minerales de oro. Cuando el proceso se aplicó industrialmente, la investigación se inició en muchas universidades. Entre las contribuciones más importantes destacan las observaciones de Bodländer, que en 1896:

1. Confirmó que el oxígeno era necesario para la disolución del Au.
2. Descubrió que el H_2O_2 se formaba durante la disolución del oro y, por lo tanto, propuso las siguientes dos ecuaciones para representar la reacción de disolución:



La primera ecuación fue la más importante durante la lixiviación. El efecto de las disoluciones de cianuro en el oro, no era del todo entendido por tres razones:

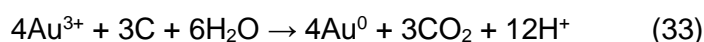
- 1) Era difícil entender por qué el oro, que no podía ser atacado por ningún ácido fuerte, excepto por el agua regia concentrada, podía disolverse a temperatura ambiente con una solución muy diluida de NaCN o KCN de 0.01 a 0.1%.
- 2) Una solución diluida de NaCN era mejor que una solución concentrada.
- 3) No se entendía por qué el oxígeno era necesario, ya que por sí solo, no tenía ningún efecto sobre el oro.

El trabajo experimental de G.A. Deitz e I.M. Halpern, en Canadá en 1953, dio como resultado una solución al misterio de por qué una solución diluida de NaCN era mejor que una concentrada para la disolución de oro y plata. En este trabajo, se estudió el efecto de la concentración de cianuro en dos series de pruebas de lixiviación realizadas a diferentes presiones de oxígeno. Se hizo una observación interesante: a baja concentración de cianuro, la presión de oxígeno no tuvo ningún efecto sobre la tasa, mientras que a alta concentración de cianuro donde la velocidad de disolución era independiente de la concentración de cianuro, la velocidad de reacción dependía de la presión de oxígeno. En otras palabras, había una relación entre la concentración de cianuro y la presión de oxígeno; la velocidad de reacción está controlada por uno u otro pero no por los dos al mismo tiempo.

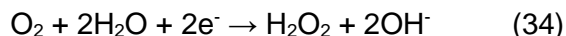
De acuerdo con la estequiometría de la reacción, se necesitan 4 moles de cianuro por cada mol de oxígeno presente en la solución. A temperatura ambiente y presión atmosférica, hay 8.2mg de oxígeno en un litro de agua. Esto corresponde a 0.27×10^{-3} mol/L. En consecuencia, la concentración de cianuro de sodio (peso molecular de NaCN = 49) debe ser igual a $4 \text{ por } 0.27 \times 10^{-3} \text{ por } 49 = 0.05 \text{ g/L}$ o aproximadamente 0.01%. Sin embargo, no explicó los efectos generales de la concentración de cianuro y la presión de oxígeno. Experimentos realizados en Australia, en 1947 por P.F. Thompson, demostraron claramente que la cianuración es en realidad un fenómeno de corrosión en el que se forman zonas catódicas y anódicas en la superficie del oro (Habashi, 1987).

12.2.2 Precipitación de oro

MacArthur utilizó zinc para precipitar Au de la solución de cianuro. En 1904 C.W Merrill introdujo el polvo de zinc, con lo el proceso fue más eficiente y mejoró aún más cuando T.B Crowe eliminó el aire de la solución, pasándola a través de un tanque de vacío antes de introducir el zinc. A esta nueva técnica, desarrollada en los E.U.A, más tarde se conoció como proceso Merrill-Crowe. Sin embargo, después de la Segunda Guerra Mundial, un excedente de carbón estuvo disponible a precios que hicieron que su uso fuera más barato que el del zinc para precipitar el oro. La capacidad de adsorción del carbón ya era conocida, por el químico ruso nacido en Alemania Tobias Lowitz alrededor de 1790. El carbón activado fue utilizando para precipitar oro del proceso de lixiviación del cloro por la siguiente reacción:



En la solución de cianuro, el complejo de cianuro de oro se adsorbe físicamente en el carbón. A diferencia del proceso Merrill-Crowe, el oxígeno es necesario aquí, ya que se reduce en la superficie del carbón por la reacción:

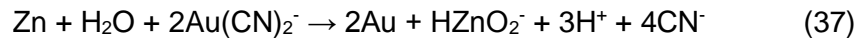
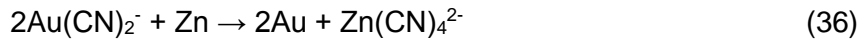
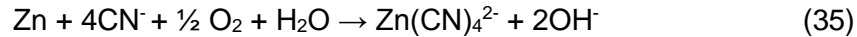


donde los electrones son suministrados por el carbón. De este modo, el carbón adquiere una carga positiva y, como resultado, el complejo de cianuro de oro cargado negativamente $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, se siente atraído por la superficie de carbón con carga positiva, tanto en las disoluciones de cloruro como de cianuro, el concentrado de oro se quemaba para obtener un lingote, un proceso que no se usó ampliamente.

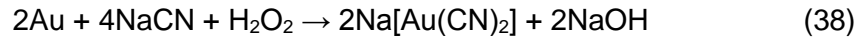
12.3 Proceso Merrill-Crowe

La tecnología de recuperación de metales preciosos a partir de una solución acuosa por precipitación de polvo de zinc, originalmente fue patentada por Salman y Pichard (Chi, 1997), fue aplicada en 1897 en Dakota del Sur, por C.W. Merrill. En 1916, el proceso se perfeccionó con la introducción del desaireador de vacío (vacuum deaerator) de T.B. Crowe de con el que se consiguió optimar la eficiencia.

La cementación del oro y la plata por el polvo de zinc es un proceso electroquímico, que se realiza mediante reacciones anódicas y catódicas localizadas (Chi, 1997). Las reacciones que tienen lugar para la disolución de zinc son:



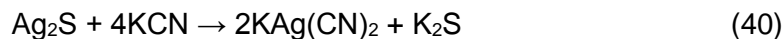
La disolución del oro en las soluciones de cianuro está dada por:



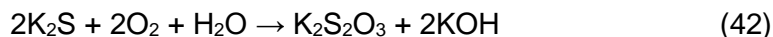
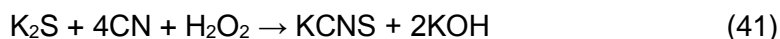
Para la plata se tiene que:



Si la plata se encuentra asociada con el azufre, entonces:

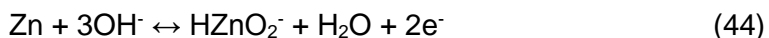
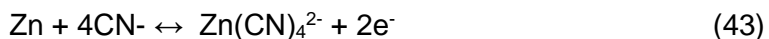


donde el K_2S se oxida como sigue:



12.3.1 El sistema Zn–CN–H₂O

Para comprender la disolución del zinc en las soluciones de cianuro, es útil utilizar diagramas Eh-pH, estos diagramas muestran las zonas de estabilidad de varias especies en equilibrio y, en consecuencia, son útiles en el estudio de la solubilidad del zinc en la solución de cianuro. En el anexo 3 aparecen los diagramas correspondientes. Los siguientes equilibrios ocurren al disolver el Zn en una disolución de cianuro:



12.3.2 Efecto del oxígeno

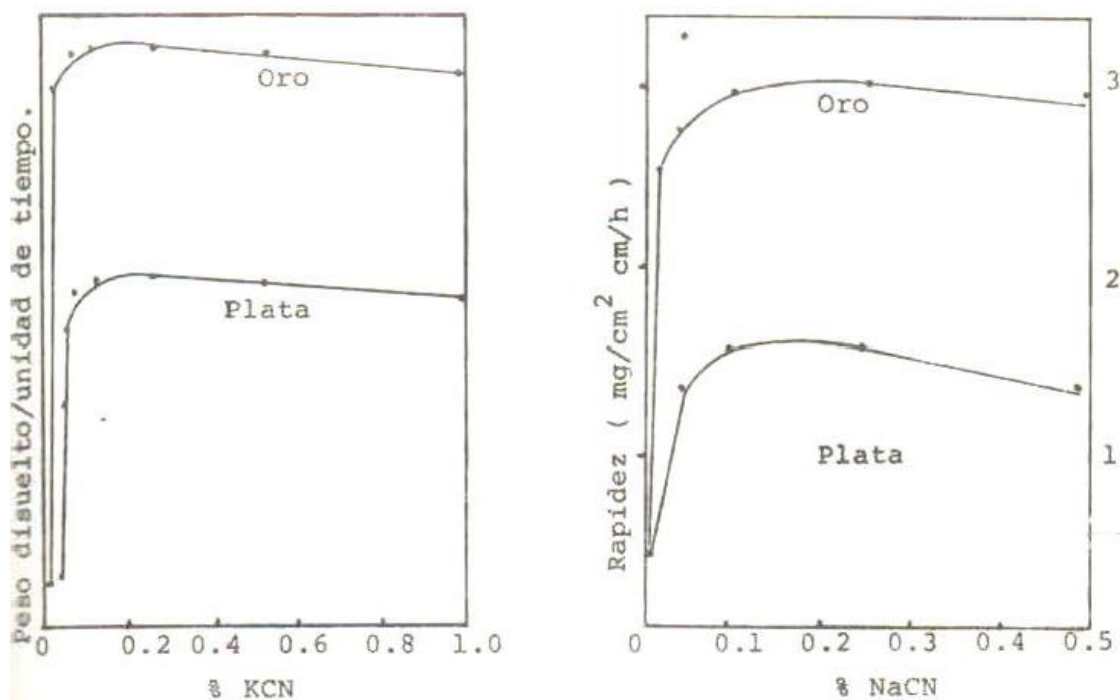
La presencia de oxígeno o de un agente oxidante es imprescindible para la disolución del oro en el cianuro. La práctica ha demostrado que una adecuada aireación resulta útil para la disolución del Au. De los trabajos experimentales de Barsky, Swinson y Hadley se sabe que, la rapidez de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno (López, 2013).

Experimentalmente se ha encontrado que la velocidad de disolución del oro en el cianuro en presencia del total del oxígeno requerido es de 2.36 mg/cm²/hora, mientras que sin oxígeno es de tan solo 0.09 mg/cm²/hora.

Sin embargo, la inadecuada eliminación de oxígeno en la torre de vacío es un problema en muchos sistemas Merrill-Crowe, porque produce gasto excesivo de Zn. A medida que aumenta el nivel de oxígeno, especialmente a concentraciones más altas de cianuro, la solubilidad del zinc aumenta sustancialmente (Chi, 1997) Alrededor del 50% del zinc se disuelve cuando hay 0.5 mgO₂/L y 0.5 gNaCN/L.

12.3.3 Efecto de la concentración de cianuro

La velocidad de disolución del oro aumenta linealmente con el incremento en la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo en el intervalo de concentración de 400 a 500 gramos de NaCN por tonelada, después de ese intervalo a mayor concentración se tiene el efecto contrario. Este efecto se expresa en las figuras 58 y 59.



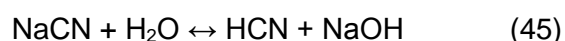
Figuras 58 y 59. Efecto de la concentración de cianuro sobre la rapidez de disolución del oro y plata (Barsky, Swinson y Headley).

Por otra parte, la solubilidad del zinc aumenta con el incremento de la concentración de cianuro debido a la mayor estabilidad de los complejos de cianuro de zinc. Sin embargo,

cuando la concentración de cianuro excede el valor requerido para evitar cualquier formación significativa de hidróxido de zinc y hay suficiente cianuro libre para maximizar la tasa de precipitación de metales preciosos, el exceso de zinc se disolverá.

12.3.4 Estabilidad del cianuro en disolución acuosa

En disolución acuosa, el NaCN se descompone como sigue:



De acuerdo con la literatura el cianuro se volatiliza en gas cianógeno. La estabilidad de las disoluciones está en función de del álcali libre (OH^-), para lo cual se agrega cal para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis, el pH debe estar entre 10.5 a 11.

Otra causa que afecta la estabilidad de la solución es la presencia de CO_2 en el aire, que al formar ácido carbónico, el cual es más fuerte que el ácido cianhídrico, descompone a las soluciones de cianuro alcalinas de la siguiente manera:

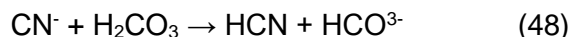
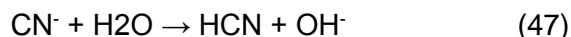


Agregar cal u otros álcalis corrige el efecto del $\text{CO}_2/\text{H}_2\text{CO}_3$ manteniendo el pH básico y formando compuestos inertes tales como carbonatos de calcio que no afectan el proceso.

12.3.5 Efecto del pH de las disoluciones

La alcalinidad de las disoluciones evita la hidrólisis del cianuro (ec. 47) en su gas (HCN), su degradación por la reacción con el CO_2 atmosférico (ec. 48), neutraliza el efecto ácido de cualquier sal formada por la disolución de los minerales (por ejemplo, sales férricas y ferrosas) y también facilita la extracción de teluros y de metales preciosos. El pH de operación no debe ser menor de 10.5. Sin embargo, una excesiva alcalinidad puede reducir

la rapidez de disolución. La disminución en la velocidad de disolución es más acentuada a una mayor alcalinidad.



12.3.6 Acción de la temperatura

La disolución de la plata y el oro se ve favorecida al incrementar la temperatura. Sin embargo, al aumentar la temperatura disminuye la cantidad de oxígeno en solución, lo cual es contrario a la disolución de las menas. Los investigadores Julian y Smart determinaron la solubilidad del oro en una solución de KCN al 0.25% a una temperatura entre 0°C y 100°C. Encontraron que la rapidez de disolución alcanza un máximo a 15°C aunque el contenido de oxígeno de la solución a esta temperatura fue menos de la mitad que el contenido a una temperatura de 25°C. Además encontraron que a 100°C, la rapidez de disolución del oro fue sólo ligeramente menor que el máximo anterior aunque la solución no contenía oxígeno, (López, 2013) esto ocurre porque la presencia del oxígeno es esencial para la disolución del oro.

Otras desventajas de trabajar a altas temperaturas son el costo que implicaría operar a esas temperaturas, lo más común es trabajar a temperatura ambiente y solo se calienta cuando se benefician minerales de alta ley; y el aumento en el consumo de cianuro debido a que se favorece su reacción con *cianidas* presentes en los minerales.

12.3.7 Cinética del proceso

La energía de activación del Au y Ag se halla en un intervalo de 2 a 5 kcal/mol, lo cual es característico para procesos controlados por difusión bajo condiciones similares pero a una alta velocidad de agitación (1,100 r.p.m.) se reporta un valor de 14.1 kcal/mol para la disolución del oro, lo cual es típico de procesos controlados químicamente. Por lo tanto, debe haber dos procesos que controlan la disolución del oro, uno es por difusión y el otro ocurre a altas velocidades y se da por reacciones químicas.

13.3.7.1 Velocidad de disolución

De acuerdo con la literatura la rapidez de disolución del oro es de $3.25\text{mg}/\text{cm}^2/\text{hora}$, es decir, una penetración de 1.68 micrones por hora. Debido a la velocidad de disolución del Au, las partículas de mayor tamaño son separadas por gravimetría antes de la cianuración.

12.4 Condiciones para cianurar un mineral

Para que un mineral pueda ser beneficiado empleando la cianuración, el oro que contiene debe poder ser disuelto en presencia del CN^- . Entre las menas cianurables se encuentran aquellas asociadas a óxidos, por ejemplo, piritas, la marcasita, los óxidos de hierro, calcopiritas, pirrotinas, arsenopiritas y silicatos, solo por mencionar algunos. Cabe mencionar dos cosas: 1) que cuando los minerales auroargentíferos están ligados a sulfuros (por ejemplo, de Pb, Cu, Zn) la práctica general es flotarlos para después recuperar los metales preciosos en la afinación de metales impuros obtenidos de la fundición, y 2) que al tratar diferentes tipos de minerales, en algunos casos, se requieren pretratamientos antes de la cianuración como la calcinación o la oxidación química, o incluso la posterior cianuración de los residuos de la flotación.

Si se benefician minerales de oro libre, se hace por técnicas gravimétricas y las *colas*, si tienen valores importantes se cianuran. Los minerales con asociaciones con óxidos y sulfuros se someten primero a flotación para tratar los sulfuros y posteriormente a cianuración.

Los minerales refractarios son aquellos que presentan asociaciones con sulfuros o con el carbón, o en los que el oro está encapsulado en piritas y arsenopiritas. Estos minerales requieren de un tratamiento previo a la cianuración, de los minerales refractarios nos ocuparemos más adelante.

Otro aspecto importante para cianurar una mena es que no contenga cianicidas en cantidades que hagan que el beneficio no sea rentable, ni sustancias que se combinen con el cianuro formando sales que perjudiquen el proceso.

12.4.1 Características para que un mineral sea apropiado para lixivarse

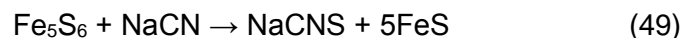
- a) El mineral a disolver no contenga sustancias (cianicidas) que reaccionen con el cianuro derivando en un consumo excesivo de la disolución, por lo cual no sería rentable.
- b) El mineral no contenga algunas sales que al reaccionar con el cianuro en alguna forma interfiera con el proceso.
- c) El tamaño de partícula de los minerales áureos debe ser el adecuado para que el tiempo de reacción no afecte el costo de la operación.
- d) El metal que se trate de disolver, no debe presentar asociación química alguna que impida su disolución en el cianuro.
- e) Que el mineral no contenga sustancias que precipitan los valores ya disueltos en el cianuro.

12.4.2 Cianicidas

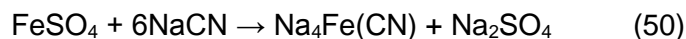
El zinc consume cianuro y afecta la disolución del oro y la plata. Si la presencia de este metal es menor o igual al 1%, no existe problema alguno para el beneficio de esos minerales, sin embargo, si la concentración es mayor, existirá un exceso en el consumo de cianuro y dificultad para la solubilidad de valores de plata.

El cobre es bastante soluble en el cianuro. Los minerales oxidados como la calcosita (Cu_2S) son muy solubles. En disolución, esta clase de minerales producen cuprocianatos, los cuales son perjudiciales para la disolución del Au, y en estos casos se requiere aumentar la concentración de CN^- . La presencia de amonio en la solución puede hacer menos sensible el consumo de cianuro debido a la presencia de cobre.

La pirrotita es perjudicial para la cianuración ya que reacciona con las sales de cianuro de acuerdo con la siguiente reacción:



al oxidarse el FeS, reacciona con el oxígeno formando FeSO_4 que a su vez reacciona con el cianuro:



Entonces la pirrotita no solo consume cianuro, sino también oxígeno, retardando la disolución del oro. Cuando existe pirrotita se somete a una aeración en medio alcalino para que el hierro reaccione con el hidróxido, y posteriormente se agrega el cianuro.

Los sulfuros de antimonio y arsénico pueden afectar la disolución de los minerales auroargentíferos tales como la estibinita (Sb_2S_3) o el oropimente (As_2S_3). El efecto negativo del Sb y del As se puede corregir controlando el pH (que no debe ser mayor a 12). Esto se consigue con la adición de nitrato de plomo, que cuando se trata estibinita se agrega 0.30 Lbs/ton.

12.5 Equipos empleados para la cianuración

En una típica planta de cianuración se utilizan sistemas de trituración y molienda para reducir los minerales a un tamaño menor a 150 o 200 mallas. La disolución del oro inicia en la molienda donde se agrega solución de CN^- en vez de agua. Parte de los valores de oro se disuelven durante la molienda y posteriormente la pulpa ya molida que entregan los ciclones, pasa a tanques de agitación (figura 60) donde se le da a la pulpa un tratamiento que varía de 24 a 72 horas. Por lo regular, cuando se procesa un mineral áureo, el tiempo de tratamiento es de 10 a 24 horas, pero al beneficiar minerales argentíferos, el tiempo para recuperar la plata eficientemente puede ser de hasta 72 horas. La concentración de las soluciones de cianuro empleadas para el procesamiento de menas áureas es de 150 a 400 g/ton, mientras que para minerales de plata es de 800 a 2000 g/ton.

Para la agitación de los minerales se emplean tanques de agitación o *tanques Pachuca*. Con el fin de obtener una mayor actividad del cianuro con la pulpa se inyecta aire en dichos tanques, que generalmente son cilindros verticales con sección de fondo cónica de 7 metros de diámetro y 14 metros de altura, la agitación se debe al aire que se inyecta ("air lift"), mientras que por su parte los tanques agitadores poseen un mecanismo que da movimiento a la pulpa y otros dos dispositivos que inyectan aire. La temperatura en los tanques agitadores puede ser de hasta 250°C y una presión de gases de hasta 5000 kPa. Por lo general, las pulpas procesadas en los mecanismos de agitación contienen 50% de solución de cianuro y 50% de mineral molido.

Al emplear el sistema de contracorriente se utilizan tanques asentadores, los cuales pueden reducir la dilución de las pulpas de 4 a 1 a 1:1, o de 3 a 1 de 1:1. La precipitación del oro

se hace por el sistema Merrill-Crowe el cual está compuesto por el filtro de lamas, bamba de vacío, alimentador de zinc, bomba que inyecta la solución y el filtro.

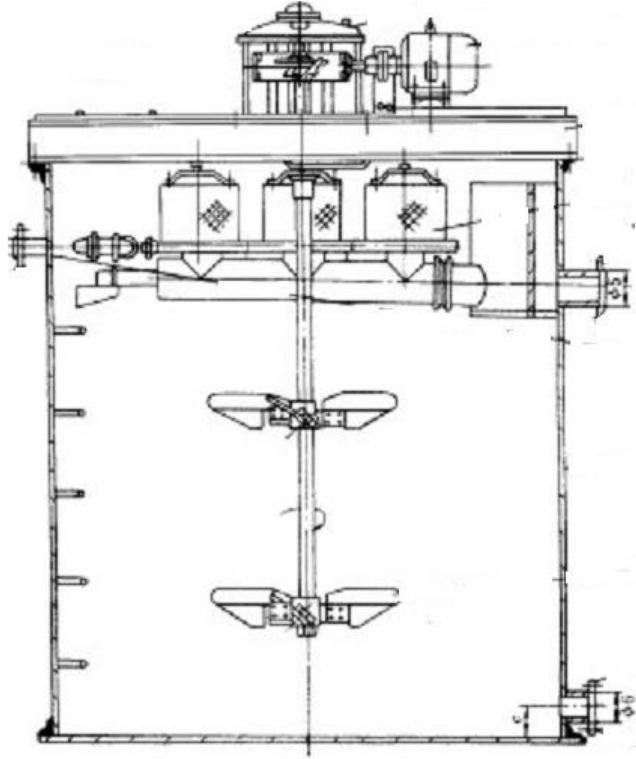


Figura 60. Tanque de agitación Imagen tomada de <http://www.miningmes.com/introduction-of-cil-process/>

12.5.1 Los tanques Pachuca

A finales del siglo XIX el proceso de cianuración se convertiría en el mejor método para el tratamiento de minerales refractarios y complejos. La lixiviación de minerales de oro y plata comenzó a usarse en 1860. Inicialmente se disolvían el oro y la plata con hiposulfito de sodio y posteriormente se precipitaban con sulfuro de calcio (proceso de Von Patera), sin embargo, la plata formaba sulfosales y se encontraba asociada con sulfuros de plomo, lo cual es perjudicial para su beneficio. No obstante, el tratamiento con hiposulfito se empleó en la mina de plata de Lampazos, Sonora de 1890 a 1912 obteniendo buenos resultados.

En México se instrumentaron plantas de cianuración en sitios con tradición minera como Sonora, Chihuahua, Guanajuato y Pachuca, por mencionar algunos. Sonora tuvo un molino en *La Colorada*, en *El Picacho De Bacoachi*, en *El Tigre* y en algunos otros centros mineros.

Con el objetivo de conseguir un buen contacto entre la solución y los valores a disolver, los factores importantes que determinan el tamaño de partícula al que deben ser reducidos los minerales a tratar por cianuración, son: 1) textura del mineral 2) fraccionamiento 3) tamaño de los minerales solubles y 4) distribución de los valores dentro de la roca mineralizante.

La lixiviación en montones se puede dividir en dos procesos:

- a) Cianuración con molienda fina
- b) El proceso de *heap leaching*, para minerales de baja ley

- a) Cianuración con molienda fina

En el proceso convencional con moliendo fina, se procede a aplicar un *sistema de separación* de los valores que se encuentran en la solución cargada.

Inicialmente se empleó el sistema de *lamas y arenas* en el cual el mineral más grueso (arenas), era lixiviado en tanques con doble fondo por el paso de la solución de cianuro entre la arena que estaba contenida en el tanque. El mineral fino (lamas), era agitado en tanques especiales y después eran separadas las lamas estériles (despojos) de la solución cargada, esta separación se daba en tanques asentadores o en filtros, que al aplicar vacío, se separaba la solución al hacerlas pasar a través de lienzos que impedían el paso de las lamas.

- b) Lixiviación en montones

La lixiviación en montones se desarrolló en la década de los 70's del siglo XX, y consiste en disminuir el tamaño de los minerales a través de los procesos de trituración, para posteriormente colocarlos en patios especiales donde se irrigan con cianuro. Este método se destina al procesamiento de minerales de baja ley ya que la inversión y el costo de operación son bajos con respecto al método tradicional (en tanques), lo que hace rentable el beneficio de ese tipo de menas.

El tamaño de partícula al cual se deben reducir los minerales está influenciado principalmente por:

- 1) El tamaño de los minerales por disolver y la liberación necesaria para exponer los valores al contacto del disolvente.
- 2) El costo de diferentes grados de trituración y molienda contra la ley de los minerales que se procesan.
- 3) Inversión necesaria para construir las diferentes plantas de beneficio considerando los valores presentes en cada caso.

En el Estado de México, en 1898 se edificó una planta de cianuración que procesaba 60 toneladas diarias de mineral, tiempo después aumentó a 145 toneladas. Teniendo en cuenta los avances obtenidos, en 1900 se creó otra planta de cianuración para sustituir a la anterior. Los minerales piríticos y las galenas fueron muy comunes en importantes sitios mineros como el oro. En el Oro se adaptó la cianuración a partir de 1900. Por otra parte, en 1909 comenzó la construcción de una planta de concentración y de cianuración en la mina Palmilla, donde se beneficiarían los minerales de diversas minas aledañas del mismo distrito; la planta se ubicaba cerca de Parral, Durango. A finales del régimen porfirista en 1911, en las minas La Generosa y El Rincón (Estado de México) se beneficiaban minerales de baja ley en una planta de cianuración.

A principios de 1890, C.F. Brown desarrolló un tanque agitado por aire empleado para disolver minerales de oro en Nueva Zelanda (Mular, 2002). Este tanque más tarde se conoció como *tanque Pachuca* debido a su extenso uso en México. A inicios de 1900, los tanques Pachuca eran los reactores de lixiviación estándar en la industria minera. En la década de 1960, la agitación mecánica había demostrado ser más económica que la agitación con aire y los tanques Pachuca existentes se modernizaron gradualmente con agitadores, mientras que las nuevas plantas se diseñaron con tanques agitados mecánicamente.

Los tanques de Pachuca se utilizan para una amplia variedad de operaciones de lixiviación y mezcla en la industria de minerales. El proceso de lixiviación en un tanque con agitación consiste, de manera general, en la preparación del mineral (esto incluye típicamente la trituración, molienda y acondicionamiento del pH); colocado en un tanque de lixiviación con agitación con un agente lixivante; disolución de los valores; y posteriormente los metales preciosos pueden precipitarse de la solución. Una vez que se completa la lixiviación, la solución cargada se separa de la suspensión empleando filtros o decantación en contra

corriente (lo que se conoce como sistema CCD³⁰) y se procesa a través de alguno de los sistemas de recuperación de metales.

De acuerdo con Adams (1911), es seguro que el uso de los tanques Pachuca se pusiera en práctica por primera vez por M. H. Kuryla en la mina Esperanza en El Oro, México. En la primera década del siglo XX el uso tan práctico de reactores Pachuca para el tratamiento de pulpas auroargentíferas presentaba algunos inconvenientes. El empaquetamiento del limo o lodo en el fondo del reactor podía causar muchos problemas; lo cual ocurría, en el tratamiento de la pulpa que se asentaba rápidamente, como en la cianuración de concentrados de minerales que contenían sulfuros pesados. El uso de accesorios radiales de la tubería de aire cerca de la parte superior del cono y de la válvula de aire fuera del tubo de elevación de aire en la parte inferior podía evitar la dificultad en cierta medida; pero la acción de los tubos de aire radiales en los lados del cono era la de un chorro de arena y su uso continuo atravesaba los tanques. Además, algunas pulpas las obstruían en los conos. En tales condiciones, el uso de tanques Pachuca con llenado y descarga intermitente era un proceso problemático. Era tardado iniciar la agitación; se desperdiciaban grandes cantidades de aire comprimido y frecuentemente se requería de la retirada manual de la materia que se asentaba en el fondo de los tanques. Ese problema era causado por un llenado intermitente y por lo tanto, la disposición de un flujo continuo de pulpa de un tanque a otro, mantenido siempre lleno y en agitación, ofreció un medio para evitar tales pérdidas y hacer que el proceso fuera mucho más satisfactorio.

Para un flujo continuo de pulpa de tanque a tanque, el flujo de salida debía ser igual al flujo de entrada en cada tanque, para que así el nivel permaneciera constante; y si el flujo de entrada se mezcla completamente con la pulpa que ya estaba agitada en el tanque, como lo estaría en el elevador de aire central (*air-lift*), entonces, en términos generales, esa parte de la pulpa de flujo de entrada que fluía fuera de un tanque en un corto período de tiempo, el tiempo será para todo el flujo de entrada igual, ya que la cantidad de pulpa de flujo de entrada es la misma para toda la carga. Consecuentemente, si un tanque contenía 100

³⁰ El sistema CCD de lavado pulpas de cianuro es el desarrollo lógico de la introducción de lavado de la pulpa en espesadores en serie. La pulpa se introduce en el primer espesador, y el agua en el último espesador. El flujo de la pulpa y el agua es, pues, en direcciones opuestas. En consecuencia, la pulpa se vuelve progresivamente más baja en contenido de oro soluble a medida que pasa a la descarga. Por el contrario, el agua añadida en el último espesador pasa hacia adelante, aumentando su concentración de cal, cianuro, y oro. El sistema CCD se utiliza para tomar el lugar de, o complementar, la filtración. Pérdida de oro soluble es variable con respecto a la filtración con agua de lavado. Espacio requerido en el diseño es mayor. Pero los costes de funcionamiento son generalmente más bajos.

toneladas de pulpa y 10 toneladas fluían durante una hora, aproximadamente una décima parte o 1 tonelada, fluiría hacia el próximo tanque en la primera hora; una décima parte de la tonelada que fluye hacia el segundo tanque, de ahí pasaría al tercero, y así sucesivamente a través de la serie. El número de tanques en la serie, por lo tanto, determinaba la potencia a la que se elevaba la fracción durante un corto período de tiempo (Huktinoton, 1911).

Para fines prácticos, se suponía con una serie de tanques, la parte de la pulpa que recibía agitación durante un período de tiempo más corto que el promedio, se equilibraría con la parte agitada durante un período más largo y que en una serie de seis tanques con capacidad de 600 toneladas en total; y con 10 toneladas por hora pasando por el sistema, la pulpa recibiría 60 horas de agitación. Los mismos tanques, si hubiesen estado llenos, agitados y descargados por el sistema intermitente, darían solo 40 horas de agitación.

A. T. Grothe propuso un arreglo para la agitación continua (Huktinoton, 1911). Las conexiones en el desbordamiento (*over-flow*) consistieron en tuberías rectas con una inclinación de 60°, que tenían la entrada en cada tanque en un punto intermedio del tubo de elevación de aire central al lado del tanque a $\frac{2}{3}$ de la altura del tanque, y la descarga en el tanque sucesivo en la parte superior del cono. La entrada de la tubería en un tanque se unía a la descarga en el siguiente por un tramo de manguera.

Por su parte M. H. Kuryla instaló agitación continua (Huktinoton, 1911) en una forma más o menos similar en la mina *La Esperanza*. Ahí los tanques eran de 13.72 m (45 pies) de altura y 4.52 m (14 pies con 10 pulgadas) de diámetro. Las entradas de las conexiones de tubería se encontraban a aproximadamente un metro (2 pies con 15 pulgadas) de los tubos de elevación de aire y 2.13 m (7 pies) debajo de las tapas de los tanques y sus descargas justo debajo de la parte superior de los conos en los tanques siguientes. Se facilitaban válvulas y tuberías para hacer fluir la pulpa de cualquier tanque de la serie a la mitad de la altura de los tanques, y para que el aire comprimido despejara las tuberías, con el fin de evitar que se obstruyeran con limo.

En la mina *Natividad*, ubicada en Ixtlán, Oaxaca, arrancó una planta de cianuración con capacidad de 100 toneladas, la cual fue equipada con una forma diferente de agitación continua. El mineral ahí beneficiado contenía del 5 al 8% de pirita (CuS), galena (PbS) y esfalerita (ZnS). La baja ley de oro se esos sulfuros, los altos costos de transporte y tratamiento, hacían desfavorable el envío de concentrados a haciendas de beneficio, y se

optó por realizar una adecuada extracción por cianuración ahí mismo. Se hicieron pruebas de cianuración de los concentrados las cuales mostraron una extracción de 92% a 93% del oro y un 90% del valor total, cuando la molienda era lo suficientemente fina. El molino, tal y como se puso en operación por primera vez en enero de 1910, no estaba equipado para la concentración.

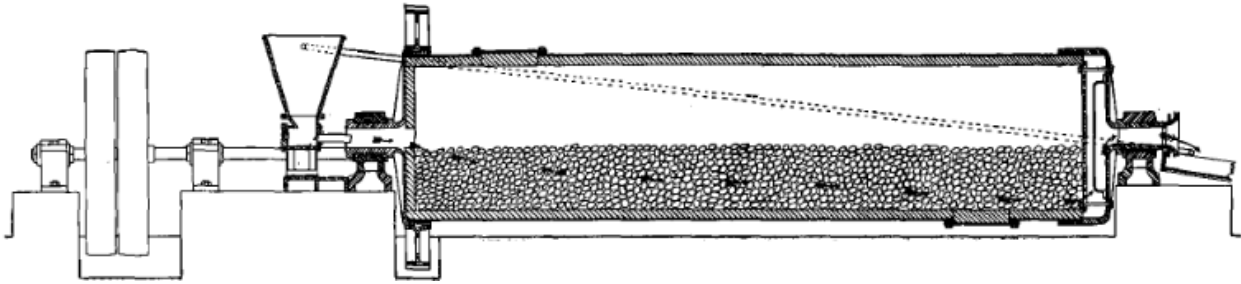


Fig. 61. Los molinos de tubos consisten en cilindros giratorios cuyo interior es completamente liso. Contienen varias bolas de 3 a 4 pulgadas que pueden ser de cuarcita o hierro fundido, se diferencian de los molinos de bolas, esencialmente, en que tienen la alimentación en un extremo y la salida en el otro.

El mineral, cuya consistencia era la del limo, se procesaba habitualmente en molinos de tubo (Fig. 61) y en clasificadores Dorr (Fig. 62). El desbordamiento de los clasificadores (de los cuales, del 90 a 95% pasaba un tamiz de malla 200) iba a los tanques Pachuca; cuyas dimensiones eran de 3.66 m (12 pies) de diámetro y 10.67 (35 pies) de altura. F.C. Brown aplicó su propio método, agregando *Johnston vanners*, que eran una especie de máquinas (mesas) adaptadas para concentrar minerales finamente triturados, para concentrar el desbordamiento de limo de los clasificadores Dorr, eso ocurriría antes de que la pulpa pasara a la agitación. Posteriormente los concentrados se regresaban a los molinos de tubos para volverlos a triturar, y circulan desde las mesas a través de los molinos de tubos y los clasificadores de regreso a las mesas, hasta que estuvieran tan finos como para que no quedasen atrapados entre los concentrados.

Si bien la pulpa que se tenía antes del método de Brown, era probablemente tan fina como cualquiera agitada en los tanques de Pachuca, no obstante, durante el llenado de los tanques, una parte de la pulpa se depositaba rápidamente en el fondo, mientras que la parte más incorpórea, que contenía ganga, (con forma de piedras laminadas o esquistos) si se dejaba reposar durante 6 horas, mostraba muy poca claridad.

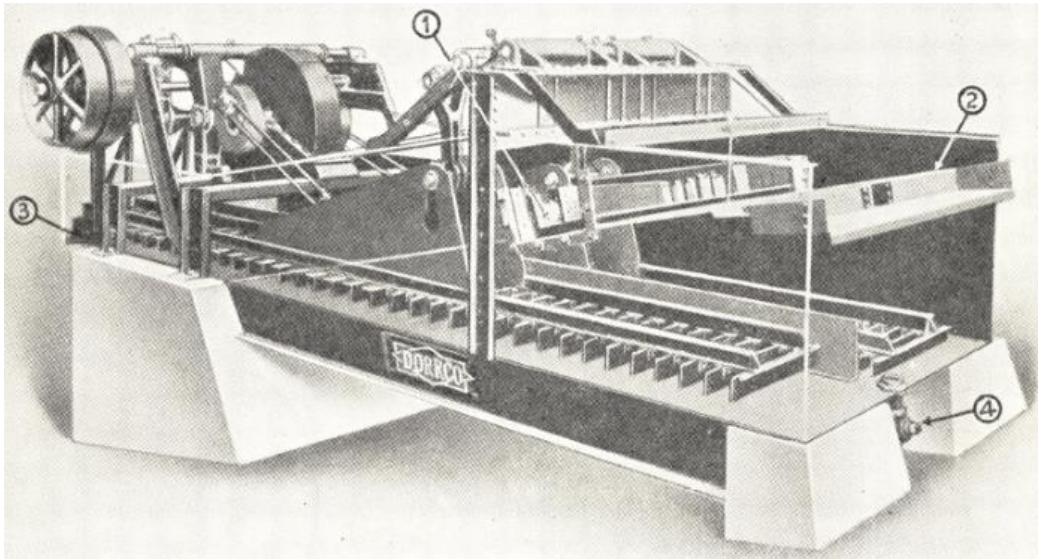


Figura 62. El clasificador Dorr de rastrillo consiste en un tanque rectangular con un fondo inclinado. El tanque está provisto de rastrillos móviles. La alimentación en forma de suspensión se introduce de manera continua cerca centro del tanque. El extremo inferior del tanque tiene un vertedero de descarga, en donde los finos que no se depositan salen con el líquido que se desborda. Las partículas más gruesas se asientan en el fondo del tanque, los rastrillos arrastran a los sólidos a la parte superior del tanque para descargarlos. En la imagen se muestran 1) alimentación, 2) desbordamiento, 3) descarga de arena y 4) drenaje.

El inicio de la agitación después del llenado comúnmente daba demasiada dificultad lo que podía causar un retraso de varias horas. Con frecuencia era necesario hacer uso de la fuerza hidráulica para remover la pulpa sedimentada.

En la mina *La Esperanza* M. H. Kuryla (quien fuera Director General de la Compañía de Real del Monte y Pachuca), utilizó conexiones de tubería diagonal de tanque a tanque. El último tanque se arregló para descargar desde el desbordamiento del tubo central de elevación de aire en una caja un poco debajo de su parte superior, para ganar la carga hidráulica al pasar a los tanques de espesamiento antes de filtrar.

Un arreglo muy similar se llevó a cabo en la mina *Natividad* para la serie de tanques, como se muestra en la figura 63. Ahí se tenía una caída de 4" de tanque a tanque y se fijaban cajas de madera de 7" de ancho, 10" de largo y 6" de profundidad a los tubos centrales. Las tuberías de derivación, equipadas con válvulas, unían cada conexión de tubería con la siguiente de la serie, como se ejemplifica en la figura. El nivel de la tubería de entrada en el tanque de agua se hallaba 2 pulgadas debajo de la parte superior del tubo de elevación de aire y de la caja de desbordamiento conectada con la tubería de salida, pero se

encontraba ligeramente por encima del nivel de pulpa en el tanque, así, ninguna parte de la pulpa que ingresaba salía del tanque sin haber gravitado primero hacia el fondo, y posteriormente se elevaba a través del tubo de elevación de aire, completamente mezclada con todo el contenido del tanque.

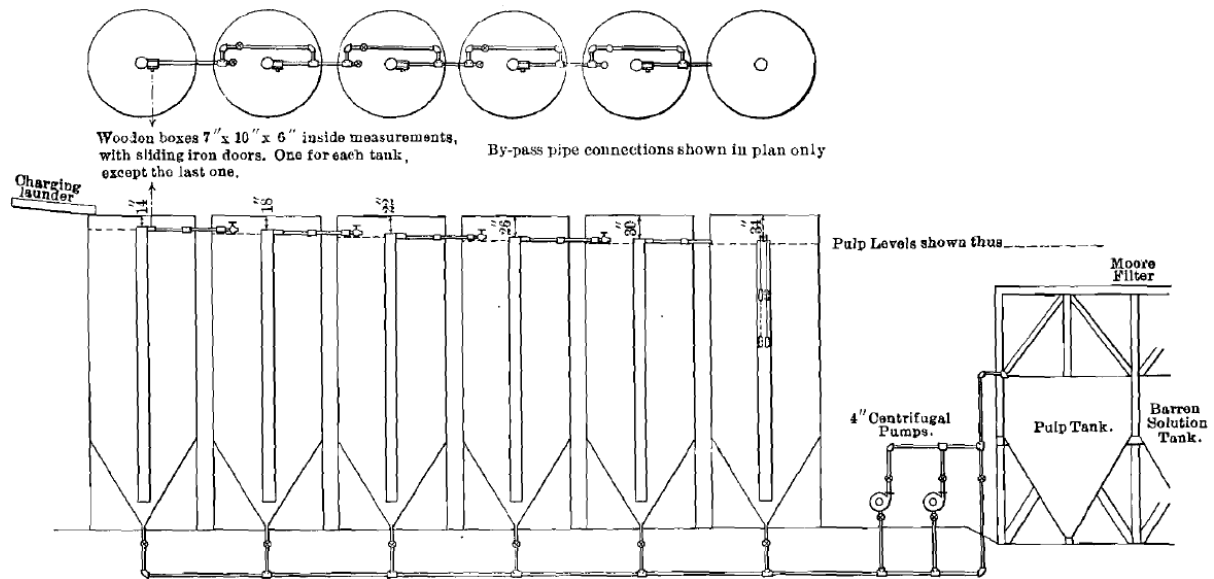


Figura 63. Tanques Pachuca arreglados para la operación continua en la mina *Natividad*, Oaxaca. Imagen reportada por Huktinoton en *The Continuous System of Cyaniding in Pachuca Tanks*, Wilkes-Barre Meeting, México, 1911, p.p. 600

Las principales ventajas del arreglo de agitación continua desarrollado en *Natividad* sobre las de Grothe y las de Kuryla en *La Esperanza* fueron:

1. Mayor simplicidad de instalación.
2. Mayor accesibilidad para el manejo y la supervisión (todas las conexiones estaban por encima de los niveles de pulpa de los tanques y al alcance de la cubierta principal en la parte superior de los tanques).
3. No se pueden obstruir las conexiones de la tubería y no se necesitan conexiones de aire comprimido para liberarlas.

12.6 Desarrollo de la molienda y cianuración en Pachuca de 1907 a 1934

La Compañía de Real del Monte y Pachuca abrió una planta piloto con capacidad de 10 toneladas en marzo de 1906. Las características distintivas de las primeras instalaciones de cianuración en Pachuca fueron: molienda en solución de cianuro, disminución del tamaño de partícula y filtración de mineral en el que la plata constituía el principal valor.

En *Loreto* (ubicado en el municipio de Pachuca de Soto) se inició con una planta de molienda con capacidad de 300 toneladas, usando trituradoras de mandíbula, molinos de sellos, molinos chilenos y molinos de guijarros, en solución de cianuro, los valores se concentraban con mesas *Wilfley* y *Johnson vanners*, clasificación por conos y clasificadores *Dorr*, espesamiento (thickening) intermitente por decantación, agitación mecánica en tanques planos con agitadores y bombas centrífugas, filtración en *buffers filters* y precipitación con polvo de zinc.

12.6.1 La trituración y molienda en Loreto, Santa Gertrudis y San Rafael

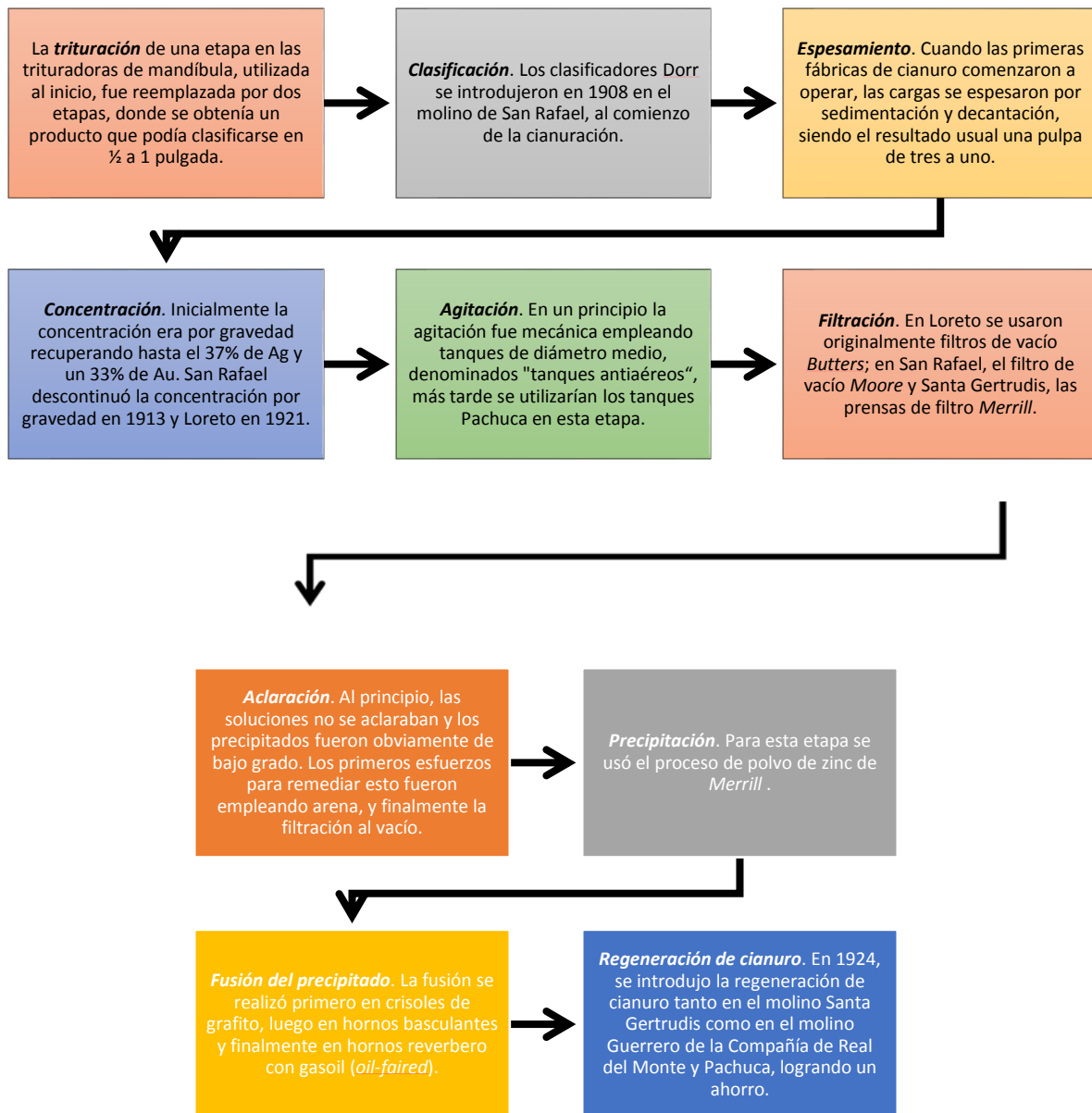
En los tres complejos mineros ubicados en Pachuca, el camino de la evolución de la trituración y molienda fue el mismo que en todo el mundo: aumento en el grado de conminución del mineral en máquinas de trituración en seco, el avance del molino de guijarros al molino de rocas y luego al molino de bolas y el posterior desuso de la batería de sello (que era una máquina trituradora) a través de la trituración en seco más fina y de la molienda en húmedo más eficiente. Sin embargo, en los tres sitios mineros se empleaban molinos diferentes.

Sitio	Tipo	Dimensiones
Santa Gertrudis	molino de barras	7' x 15'
San Rafael	molino de barras y molino de bolas	5' x 10' y 6' x 8' respectivamente
Loreto	molinos de rejilla con descarga periférica	5.3' x 4.1' x 5.7'

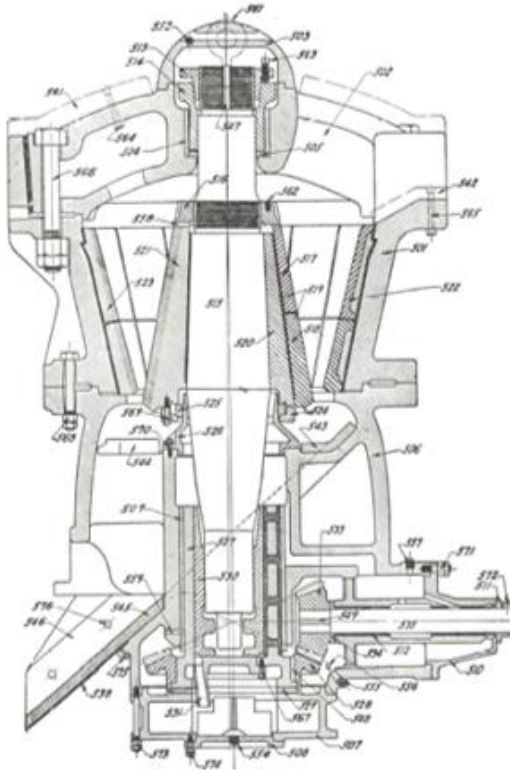
Figura 64. Principales molinos usados en el beneficio de minerales en Pachuca. Tabla realizada con datos tomados de R. R. Bryan y M. H. Kuryla (1934).

En la tabla de la figura 64 se muestran los tipos de molinos. En comparación con procesos usados en el pasado, la cianuración demostró las siguientes ventajas: 1) menores costos operativos, 2) una recuperación de oro mucho mayor y 3) adaptabilidad a una gama más amplia de minerales. En el siguiente diagrama de flujo (fig. 65) se muestra operación de beneficio de minerales en los complejos mineros de Pachuca de Soto.

Fig. 65. Beneficio de minerales auroargentíferos en Pachuca a principios del siglo XX.



12.6.2 Operaciones en la planta de cianuración de Loreto hacia 1934



En 1906 se comenzó a trabajar para convertir a Loreto, de un *patio de beneficio* de 150 toneladas, a una planta de cianuración de 300 toneladas. Desde entonces se remodeló y amplió con frecuencia, y para 1934 era la planta de cianuración de plata más grande del mundo (R.R. Bryan y M. H. Kuryla, 1934). El sitio del molino estaba rodeado por montañas, pero estaba convenientemente ubicado para la recepción de mineral desde varias minas. Tal parece que Loreto fue el más importante de los complejos mineros hidalgenses; por lo que vale la pena describir lo más detalladamente la prodigiosa técnica de beneficio que ahí tenía lugar.

13.6.2.1 Trituración

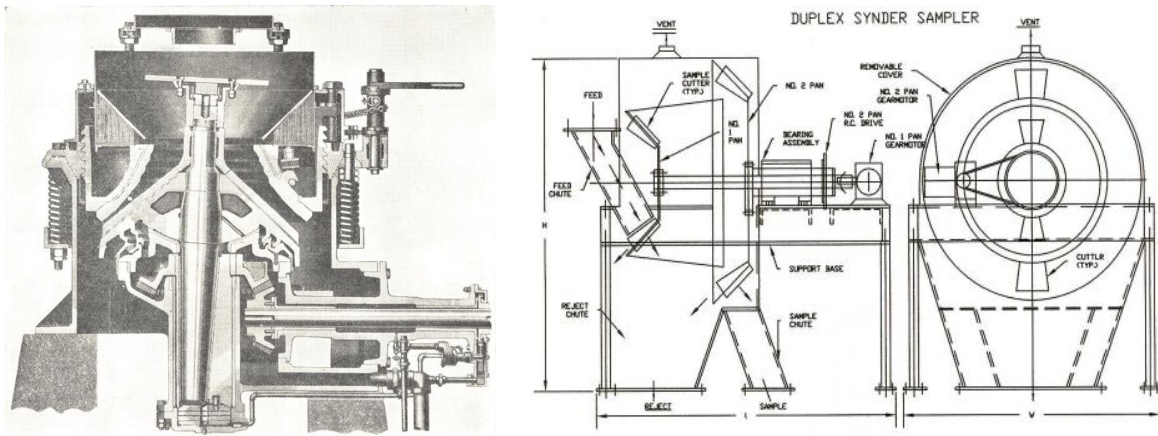
La planta de trituración operaba seis días a la semana y 22 horas al día, a una tasa promedio de 200 toneladas por hora (R.R. Bryan y M. H. Kuryla, 1934). El tamaño máximo del mineral de la mina era de 12", el cual se hacía pasar sobre una rejilla (llamada *Miami grizzly*) cc Figura 66. Trituradora giratoria Traylor ida sobre la parte superior de una rampa (con una pendiente de 40°) y aberturas de 4". El material que de ahí salía se procesaba en una trituradora giratoria Traylor de 20" (figura 66) la cual era impulsada por un motor de 100 hp. El producto de la trituradora primaria, se pasaba a otra rejilla de 40° de pendiente con aberturas de 2", dispuesta directo a las trituradoras secundarias, las cuales tenían una criba vibratoria de 1.22 m por 1.98 m, con aberturas de 1¼" por 1¾", y finalmente el mineral fino iba a almacenamiento.

La trituración secundaria se realizaba mediante dos trituradoras de cono Symons (imagen 67 y 68), de 1.68 m (5.5'), las cuales rendían 7/8 del producto, cada una era impulsada por un motor de 225 hp. Los mantos y los revestimientos interiores eran de acero al manganeso (R.R. Bryan y M. H. Kuryla, 1934). Los mantos tenían una masa inicial de 1850 kg, después

de su uso su masa era de 700 kg y duraban 85 días. Los revestimientos de los cuencos nuevos pesaban 2200 kg y desgastados 800 kg con una vida útil de 87 días.

13.6.2.2 Pesaje y muestreo

Después de la trituración secundaria, el mineral se conducía a través de una cinta transportadora de 106.7 cm (42"), inclinada 18°, con una velocidad de 310 ft/min o 1.6 m/s, pasando por una báscula con una capacidad de 300 toneladas por hora.



Figuras 67 y 68. Trituradora de cono Symons y muestreador Snyder, respectivamente.

El mineral transportado era muestreado por un cortador de cangilones de cadena³¹ (*chain-bucket cutter*), la muestra se cortaba sucesivamente con otro cangilón de cadena y con dos muestreadores Snyder, pasando dos juegos de rodillos para reducir el tamaño. Finalmente

³¹ El muestreador de cadena o muestreador de cangilones de cadena (*chain bucket sampler*) está diseñado para extraer una muestra representativa de material granular de un flujo de material en caída libre en un sistema de tuberías cerrado. La representatividad de la muestra se garantiza mediante la recolección de una sección transversal completa del material en caída libre. Consta de uno o más cangilones (o recipientes metálicos) que están asegurados a dos cadenas de pasadores huecos, suspendidas entre las ruedas dentadas, de modo que el cangilón se puede mover en una dirección horizontal. Las ruedas dentadas son accionadas por un motor de freno con engranaje, que está conectado directamente a uno de los ejes. En la figura 67 se muestra dicho equipo.

la muestra se reducía mecánicamente. Un muestreador Snyder³² del tipo dúplex aparece a en la figura 68 así como una breve nota al pie acerca de su funcionamiento.

13.6.2.3 Molienda

La molienda se llevaba a cabo en dos etapas en solución de cianuro y se utilizaban dos tipos de molinos: primarios y secundarios. Se utilizaban esferas de acero templado tanto en el rectificado primario como en el secundario.

	molienda primaria		molienda secundaria	
	barras	bolas*	bolas	bolas
Tipo de molino	Marcy	Traylor	Traylor	Local
Marca	8x6	6 X 12	6x10	5x10
Tamaño (ft)	3	4	8	8
Número en funcionamiento	225	150	150	75
Potencia (Hp) por molino, instalados	246	160	134	77
Potencia (Hp) por molino, usados	23.2	23.1	23.1	28
Velocidad del molino (r.p.m)	Acero al Mn	Acero al Mn	hierro	hierro
Revestimiento (material)	9650	300	10,000	7,300
Kg. por juego	160		250	365
Vida útil (días)	1560			
Barras (kg. por juego)	180			
Vida útil del acero cromado (días)	Acero al Mn	hierro	hierro	hierro
Revestimiento en el extremo de la alimentación (material)	2259	1360	1360	820
Kg. por juego	190	120	250	350
Vida útil (días)	6 X 22	6 X 22	8x22	6x22
Clasificadores, tamaño (ft)	27.2	27.2	22.6	20.3
Golpes por minuto	64	64	20	20
Porcentaje de sólidos (desbordamiento)	5	5	2¾	2¾
Bolas, tamaño (in)	0.662	0.647	0.732	0.732
Consumed per ton feed (kg)	660	450	310	165
Original feed, tons per day per mill				

Figura 69. Datos de molienda. Tabla elaborada a partir de la información reportada por R. R. Bryan y M.H. Kuryla (1934).

³² El muestreador Snyder es una máquina de muestreo de las más simples y eficientes que se han desarrollado. Consiste en un bastidor circular que tiene una o más aberturas en su brida inclinada, y se encuentra dispuesto en el extremo de un eje horizontal. El mineral a muestrear es dirigido por una boquilla para que caiga dentro de la brida de la muestra. Los rechazos se deslizan desde la brida hacia una tolva mientras las muestras caen a través del cortador.

Los primeros esfuerzos para usar esferas templadas en 1932 fueron inmediatamente exitosos empleando pequeñas bolas en la molienda secundaria, sin embargo, las bolas grandes usadas en la molienda primaria requirieron más tiempo para desarrollar una técnica exitosa. En la tabla de la figura 69 aparecen las especificaciones técnicas de los molinos empleados en *Loreto*.

13.6.2.4 Elevación de la pulpa

Las condiciones locales impidieron obtener un flujo por gravedad de la molienda primaria a la secundaria (R. R. Bryan y M.H. Kuryla, 1934), por lo que en 1929 la planta de *Loreto* pasó por una serie de modificaciones. La pulpa de los clasificadores primarios se bombeaba con una bomba Wilfley de 8" accionada por un motor de 75 hp, a través de un tubo de diámetro de 10" y longitud de 196'. Conforme a la literatura (R. R. Bryan y M.H. Kuryla, 1934) la bomba tenía una velocidad de 810 rpm y una potencia media de 72.5 hp, circulaba 6,400 toneladas de pulpa por día. La gravedad específica de la pulpa era 1.55, por lo que la bomba trataba 757 galones por minuto.

13.6.2.5 Espesamiento y agitación

La pulpa de los clasificadores del circuito de molienda secundario se espesaba hasta un 48% de sólidos en nueve espesadores de 14.86 m por 4.65 m. Se utilizaban dos tipos de tanques: el agitador Pachuca o Brown (figuras 70 y 71), que en *Loreto* fue el preferido debido a las limitaciones superficiales, presentaba costos operativos más altos que los agitadores mecánicos o planos (*flat agitators*), los cuales se utilizaron para el aumento en la capacidad de agitación. El agitador plano es un tanque equipado con un mecanismo de espesador Dorr (figura 72) y chorros de aire.

La capacidad total de agitación en ese momento constaba de 20 tanques Pachuca, de 15 pies de diámetro por 60 pies de altura y 30 tanques de agitación mecánica, todos de 30 pies de diámetro; 18 de 20 pies de alto y 12 de 24 pies de alto. Los tanques Pachuca funcionaban como dos circuitos y los tanques planos como tres circuitos.

Los compresores utilizados para suministrar aire para agitación tenían un flujo total de 13.55 ft³/minutos. Los tanques Pachuca consumían 290 ft³/min de aire libre por tanque a una presión de 35 lb/in² mientras que cada tanque de agitación mecánica consumía 260 ft³/min, a una presión de 18 lb/in². El tiempo de agitación en los tanques Pachuca era de 73 horas mientras que en los tanques de agitación mecánica era de 70 horas.

En aquel momento aproximadamente el 35% de la extracción se obtenía en la molienda y espesamiento y el 55% en agitación (R. R. Bryan y M.H. Kuryla, 1934), ambos porcentajes se refieren a la *ley de cabeza promedio* (gramos/tonelada). El cianuro se disolvía para preparar una solución alcalina fuerte, que se agregaba a los tanques para obtener una concentración de NaCN al 0.25%. Se añadía PbO (litargirio) a la solución de cianuro en el tanque con el propósito de eliminar los sulfuros solubles contenidos en el cianuro comercial que utilizaban. El consumo total de NaCN por tonelada de mineral era de 1.62 kg. La adición de cianuro comercial ascendía a 1 kg de NaCN equivalente por tonelada de mineral y el cianuro recuperado en la planta de regeneración y devuelto a las soluciones era aproximadamente 0.62 kg. El consumo de CaO (cal) era de 6 kg por tonelada de mineral.

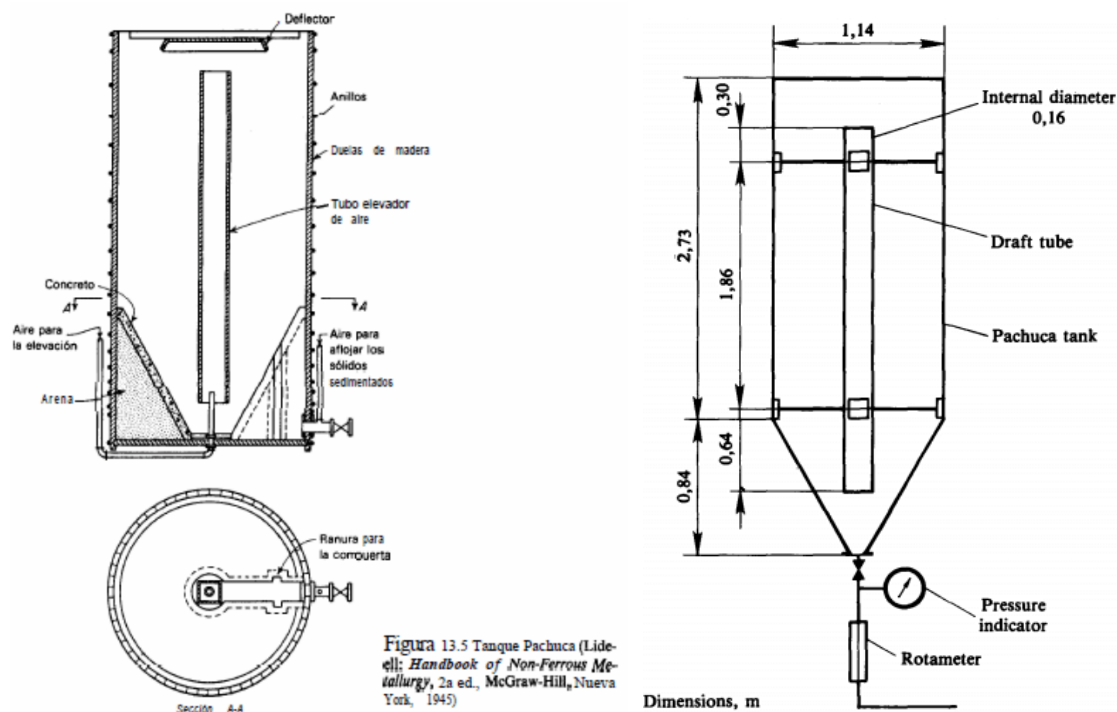


Figura 13.5 Tanque Pachuca (Lide-ell: *Handbook of Non-Ferrous Metallurgy*, 2a ed., McGraw-Hill, Nueva York, 1945)

Figuras 70 y 71. Tanques Pachuca

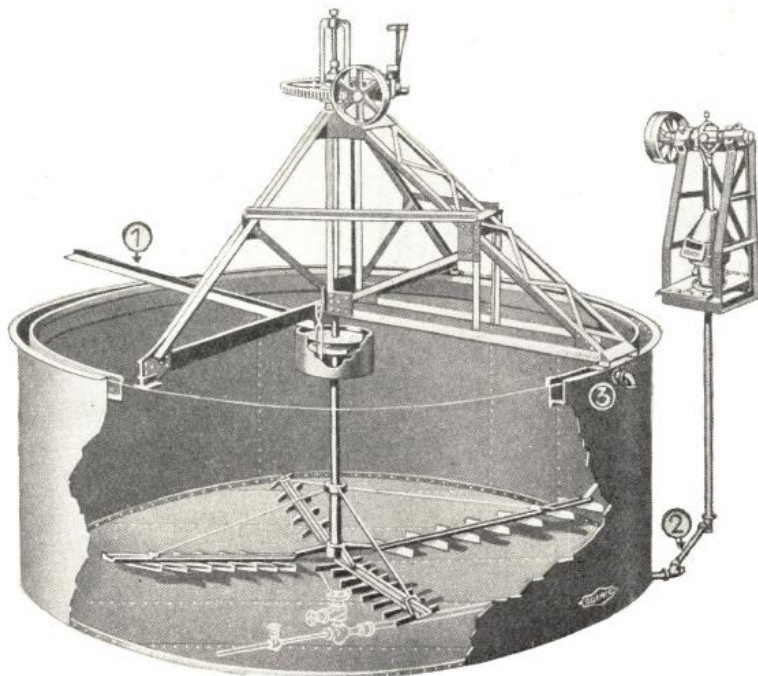


Figura 72. Espesador Dorr. 1) alimentación. 2) descarga. 3) desbordamiento

13.6.2.6 Filtración y clarificación

La filtración se realizaba en seis tinajas fabricadas generalmente de madera, concreto y acero o hierro (llamadas *butters vats*) que contenían un total de 1,120 hojas, cada una de 67" por 117", dando 115,000 ft² de área de filtrado. Cada tina promediaba 11 ciclos por día de 128 minutos cada uno. De ahí se obtenía un concentrado que presentaba 308 Kg de limo seco por hoja. Se mantenía un vacío de 18" Hg y en cada hoja pasaba aproximadamente 0.01 toneladas de solución o lavado con agua por minuto.

Cada tanque de filtración era operado por su bomba de vacío (*wet vacuum pump*) individual. Posteriormente se instaló una unidad de vacío seco (*dry vacuum*). Esta unidad de vacío seco era más rápida más fácil de operar y generaba mayor vacío. El vacío seco era suministrado por un compresor Ingersoll-Rand (fig. 73), tipo ER-1 de 18" por 7", que funcionaba a 350 r.p.m. La bomba era completamente adecuada para operar uno de los depósitos más grandes de 260 hojas y mantener un vacío de 508 mmHg.

Las hojas del filtro se limpiaban con cepillos giratorios y se trataban con H₂SO₃ cada nueve días, el tiempo de permanencia en ácido era de 16 horas. Con el paso del tiempo el H₂SO₃

fue sustituido por HCl. El H_2SO_3 se formaba en una pequeña torre en la planta de regeneración a través de la cual circulaba la solución ácida para la planta de filtración y se tenía un gran exceso de gas SO_2 , el exceso escapaba al circuito de acidificación de la planta de regeneración. Para evitar impurezas, se purgaba una cantidad constante de ácido de las cubas de tratamiento con ácido en el circuito de regeneración y, por lo tanto, se volvía eficaz en la acidificación de las soluciones de regeneración (R. R. Bryan y M.H. Kuryla, 1934). La clarificación se realizaba en 11 prensas *Sweetland* (probablemente dichas prensas eran utilizadas originalmente en la obtención de azúcar de caña) que tenían un área total de 5,080 ft² de hoja de filtro. Las prensas se descargaban dos veces y se limpiaban una vez al día y las hojas se trataban con ácido cada 10 días.

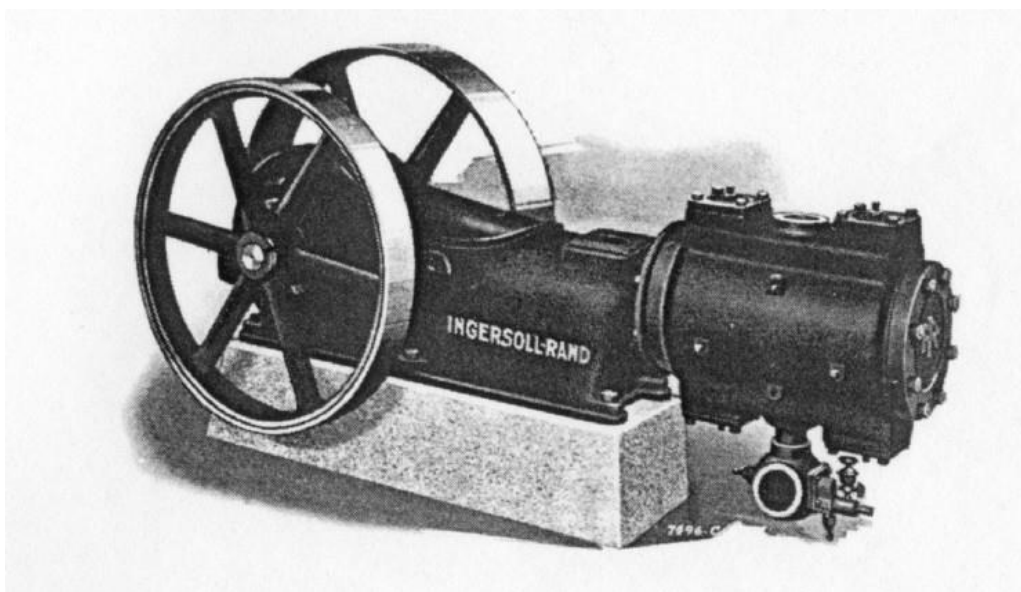


Fig. 73. Compresor Ingersoll-Rand ER-1 de la década de 1920

13.6.2.7 Precipitación

En *Loreto* se precipitaban aproximadamente tres toneladas de solución por tonelada de mineral. Se utilizaba el proceso Merrill-Crowe, el cual se esquematiza en la figura 74. Una mejora en el proceso fue el uso de bombas centrífugas en lugar de bombas de émbolo para forzar la solución a través de las prensas. Con las bombas centrífugas, la presión en las prensas se regulaba automáticamente. El consumo promedio de polvo de zinc era de 630

gramos por kilogramo de plata precipitada. El análisis promedio del precipitado seco que se obtenía se muestra a continuación en la tabla de la figura 75:

	%		%
Ag	83	Cu	0.1
Au	0.46	Se	0.25
Fe	0.5	CaO	4.3
Pb	1.5	insolubles	5.5
Zn	2.2	<i>Total</i>	97.81

Figura 75. El análisis químico del precipitado seco. Tabla hecha a partir de datos publicados por R. R. Bryan y M.H. Kuryla (1934)

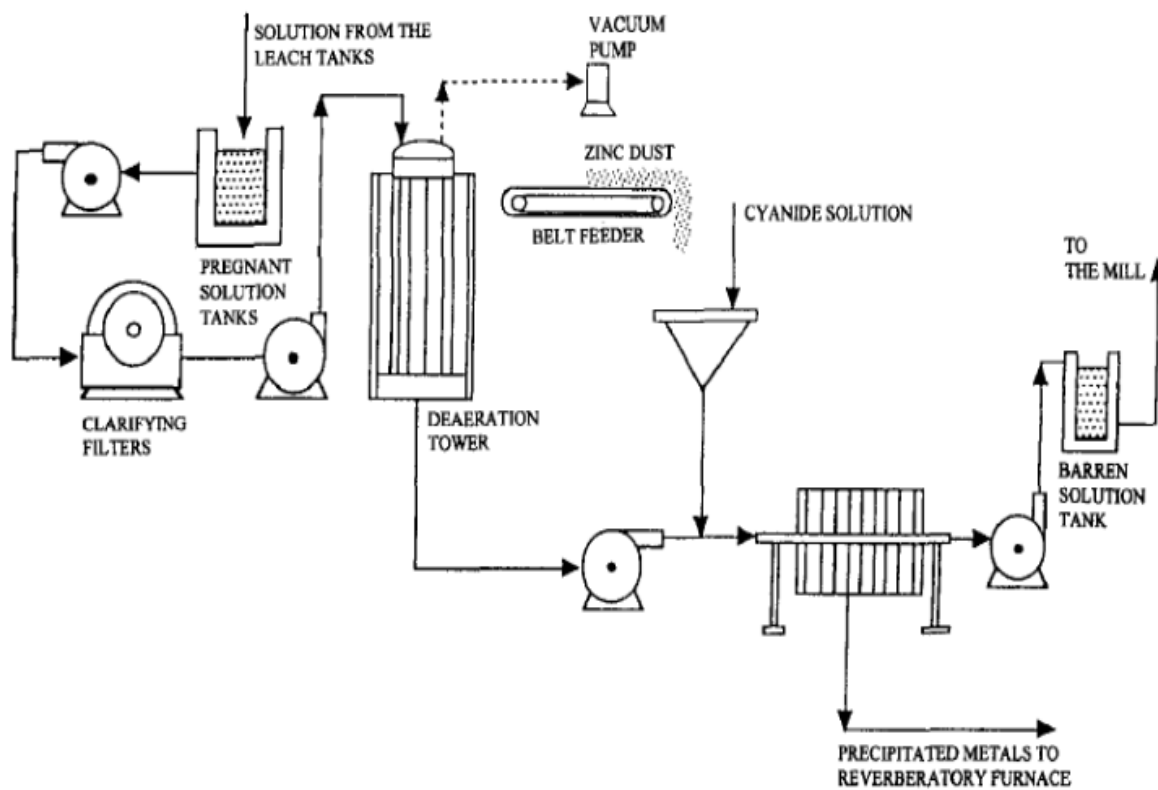


Figura 74. Proceso Merrill-Crowe. Diagrama reportado por J.R. Parga, R.Y. Wan, y J.D. Miller (1988)

13.6.2.8 Regeneración del cianuro

Después de los enjuagues habituales del concentrado proveniente de la filtración, incluido el lavado con agua para la molienda, el concentrado era lavado con agua durante 30 minutos para que el cianuro y los metales preciosos pudieran ser removidos en la planta de regeneración. El cianuro se retornaba a las soluciones del molino; el Au y la Ag la plata, así como las trazas de Cu, se precipitaban y posteriormente se enviaban a fundición.

El tratamiento de la solución era:

- 1) Acidificación con SO_2 para neutralizar la cal y convertir el cianuro en ácido cianhídrico.
- 2) Vaporización del ácido cianhídrico de esa solución por medio de una gran corriente de aire.
- 3) Absorción del HCN transportado en la corriente de aire por las soluciones de molienda regulares.
- 4) Adición de polvo de zinc para precipitar el oro.
- 5) Finalmente se recuperaba el precipitado de oro, plata y cobre mediante filtración.

La planta de regeneración trataba 110,000 toneladas de solución por mes con 750 gramos de NaCN, recuperando 7 gramos de Ag/ton. El consumo de azufre era de 2,500 kilos por día e incluía el que se usaba para la producción de ácido para el tratamiento de las hojas de filtro y clarificador en la planta de cianuro.

13.6.2.9 Eliminación de relaves

Los relaves salían del molino con 2.9 partes de solución por una de mineral (R. R. Bryan y M.H. Kuryla, 1934) y entraban en una tubería de alcantarillado de 18" colocada debajo del lecho del río; esos relaves tenían una ley mínima de 0.5%. Al salir del río, las colas eran bombeadas empleando una bomba Wilfley hasta una presa. Se recuperaba una pequeña cantidad de solución de la presa por decantación la cual se pasaba por cajas de zinc para recuperar los metales preciosos.

13.6.2.10 Porcentaje de recuperación

Las recuperaciones dependían de las consideraciones económicas de los precios de los metales, el tipo de cambio, el costo del cianuro y la energía, así como de los componentes refractarios del mineral como los sulfuros o la pirolusita (MnO_2). En lo que podríamos llamar menas no complejas (*clean ores*), la recuperación alcanzaba el 93% de Ag y el 95% de Au. En minerales con una ley de 400 gramos de plata y 2 gramos de oro, la recuperación en ese momento era de aproximadamente 90% de Ag y 92% de Au.

13.6.2.11 Consumo y costos de insumos

El consumo de los principales suministros, incluida la mano de obra y los insumos, se presentan en la siguiente tabla (fig. 76).

Insumo	pesos/ton	Insumo	pesos/ton
NaCN (Kg)	1	Energía (Kw-hr)	17.7
Bolas para la molienda (kg)	1.39	Aire (compresión)	5.3
Polvo de Zn (g)	0.26	Mano de obra*	0.11
Cal (kg)	6	Otros	8.8
Azufre (kg)	0.66	<i>Total</i>	41.22

Figura 76. Costos de los insumos. La tasa de cambio prevaleciente en 1934 fue de 3.60 pesos por dólar estadounidense. Tabla hecha a partir de datos publicados por R. R. Bryan y M.H. Kuryla (1934). *Se pagaban 4.5 pesos a los trabajadores por jornadas de 8 horas.

12.7 Lixiviación en pilas

La lixiviación en pilas se introdujo en la década de 1970 como un medio para reducir los costos de recuperación de oro. Este proceso permite beneficiar recursos minerales de baja

ley. Las calidades de mineral tan bajas como 0.01 oz de Au por tonelada han sido procesadas económicamente por lixiviación en pilas (Mujumdar, 2009).

La lixiviación en pilas consiste en colocar mineral triturado o tirado en una pila construida sobre un revestimiento impermeable. La solución de cianuro se distribuye en la parte superior de la pila y la solución se filtra a través de la pila y disuelve el oro. La solución cargada de valores se drena del fondo de la pila y se recolecta para la precipitación de oro mediante adsorción de carbono o cementación con Zn. La solución estéril se recircula a la pila. La lixiviación en pilas generalmente requiere de 60 a 90 días para procesar el mineral que se podría lixiviar en 24 horas en un proceso de lixiviación agitado convencional (Mujumdar, 2009). La recuperación de oro comúnmente es del 60 al 80% mientras que en una planta de lixiviación con agitación se tiene del 85 al 95%. A pesar del rendimiento inferior, el proceso se ha extendido, debido a los bajos costos de procesamiento.

Las principales ventajas son las siguientes:

1. No se requiere una gran reducción del tamaño de partícula; la lixiviación en pilas se puede realizar en fragmentos minerales de 3/4 de pulgada.
2. No se requieren pasos de separación de líquidos sólidos para la lixiviación en pilas.
3. Los relaves generalmente se pueden dejar en su lugar después de la recuperación, lo que disminuye el costo de eliminación de residuos.

Las desventajas, además de una menor recuperación incluyen:

1. El mineral apilado debe ser lo suficientemente poroso como para permitir que la solución se filtre a través de él. Esto es bastante frecuente cuando los minerales tienen un alto contenido de arcilla. Este problema a menudo se alivia mediante la aglomeración previa al apilamiento en pilas.
2. En áreas de alta precipitación, pueden surgir problemas de equilibrio de la solución, lo que resulta en la necesidad de tratar y descargar el agua del proceso.
3. En áreas extremadamente frías, la congelación de pilas puede resultar en períodos de baja recuperación.

12.7.1 Patios de lixiviación

Para efectuar el proceso de lixiviación se requiere de un patio, o superficie para disponer la pila, la cual debe estar impermeabilizada. Por ejemplo, en la unidad *El Coronel*, en Zacatecas, el mineral se trata en pilas de lixiviación.

Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada (pilas) para proceder a su riego con una solución preparada. Tras percolar la solución a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral. Para la lixiviación en pilas se requiere de ciertos elementos, condiciones y consideraciones tales como:

- Disponer de amplias superficies de terreno, con menos de 10% de pendiente.
- Instalar cárcamos y pilas.
- Considerar un margen de sobrecapacidad del sistema para contener situaciones de exceso de volumen en el área en explotación debido a lluvias.
- Emplear láminas impermeables para evitar pérdidas por filtración y la contaminación del subsuelo.
- Realizar un estudio geomecánico del material depositado para alcanzar la máxima altura posible y evitar el derrumbe de la pila.
- Preparar el material para llevarlo al tamaño adecuado, de manera que se logre una permeabilidad mínima suficiente, que libere el mineral en la superficie y filtre la solución adecuadamente.
- Organizar un conjunto de pilas de manera de ordenar el flujo de líquidos en forma seriada, para lograr un enriquecimiento progresivo de la solución al pasar de una pila en otra.

13.7.1.1 Formación de módulos de riego

El mineral triturado, se acomoda en las pilas, que formarán los módulos de riego, con superficie y altura determinadas, ángulo de reposo del mineral ya establecido y con pendiente en dos sentidos:

1. Inclinación lateral, para el drenaje.

2. Inclinación en sentido longitudinal, para la evacuación de las soluciones.

Al material apilado y preparado, se le determina la densidad aparente, la cual varía de acuerdo con su porcentaje de finos. El apilamiento se puede realizar por distintos métodos. En la unidad El Coronel, se realiza mediante un sistema de apiladores móviles.

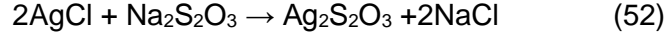
Las pilas se cargan habitualmente entre 3 y 8 metros (por lo general se trabaja a una altura de 6m), sobre un sustrato impermeable, normalmente recubierto con una membrana de plástico que puede ser de tipo polietileno de alta densidad (HDPE), de baja densidad (LDPE), de muy baja densidad (VLDPE) o de cloruro de polivinilo (PVC), según las exigencias de cada aplicación. Por sus características de resistencia, se emplea una membrana de HDPE y de 1.5mm a 3mm de espesor. Para la recolección de las soluciones, se utiliza tubería y canaletas abiertas.

En la unidad El Coronel, se tienen pilas que se determinan de acuerdo con la utilización como pilas permanentes en las que las nuevas pilas se cargan sobre las anteriores, aprovechando o no la impermeabilización existente. Una pila existente puede tener cualquier geometría, esto en función del espacio del terreno. Cuando no hay restricciones topográficas, normalmente se usa una configuración rectangular, en la que sólo se puede colocar una nueva capa de mineral, una vez que se concluye la lixiviación de la capa inferior que se debe cubrir.

El mineral apilado es regado con una solución lixivante, para lo cual se tiende una malla de riego, que cubre toda el área. El sistema de riego instrumentado distribuye la solución; ya sea por medio de un sistema de goteros, que se encuentran instalados bajo la superficie de las pilas o por medio de aspersores tipo *wobblers* o *sprinklers*, dependiendo de la evaporación y de la disponibilidad de agua de cada operación.

12.8 Lixiviación con tiosulfato

A comienzos del siglo XX se planteó la recuperación de Au con tiosulfato. Entre los procesos más destacados se encuentra el proceso Von Patera (Ilyas, 2018) del año 1880, en el que los minerales de oro y plata se sometían a un tostado por cloración (para transformar así la plata en cloruro) seguido de lixiviación en una solución de tiosulfato. Para el cloruro de plata se tiene la siguiente reacción:



En 1885 se realizó una importante modificación al proceso adicionando iones cúpricos a la solución lixivante. Por otra parte, la lixiviación con tiosulfato de minerales sulfurados ricos en plata en América del Sur, estaba en práctica en la época de la Segunda Guerra Mundial. Un proceso similar también se llevó a cabo en la mina La Colorado en Sonora. No obstante, hasta finales de la década de 1970, Berezowsky y Kerry (Ilyas, 2018) patentaron una aplicación con tiosulfato de amonio para recuperar metales preciosos a partir de concentrados de sulfuros metálicos ricos en cobre o de residuos de lixiviación. Durante esa época, también se efectuaron estudios en la Unión Soviética en los que se demostró que la presencia de Cu en solución podría favorecer la disolución del Au. A diferencia del cianuro de oro, el tiosulfato de oro no se adsorbe en el material carbonoso y se pueden lograr recuperaciones de oro más altas. La complejación de oro con tiosulfato puede exhibir una baja cinética. Se deben emplear soluciones alcalinas para evitar la disolución del tiosulfato; por lo tanto, se utiliza amoníaco, que además previene la pasivación y mejora la complejación de oro de la siguiente manera (Ilyas, 2018):

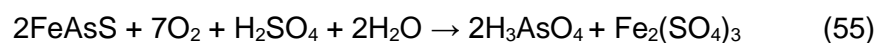


12.9 Biolixiviación

La Biolixiviación es una técnica de minería bioquímica en la que se utiliza un organismo biológico para la eliminación de un metal específico del mineral impuro. Se utilizan organismos como bacterias, hongos, levaduras, algas, exoesqueletos de cangrejo y muchos otros. En el caso del oro, las bacterias *quimiolitotróficas* tales como *Acidobacillus ferrooxidans* y *Acidobacillus thiooxidans* se usan con mayor frecuencia para la conversión de sulfuros metálicos insolubles en uno soluble.

La lixiviación se refiere a la disolución de un mineral en una fase líquida. En el proceso de biolixiviación, los microorganismos tales bacterias actúan como fase líquida. En el caso de

la biolixiviación del oro, las bacterias *acidobacillus ferrooxidans* y *acidobacillus thiooxidans* desempeñan el papel de fase líquida. Estos organismos obtienen su energía metabólica mediante la oxidación de iones ferrosos y sulfuros. Los sustratos inorgánicos como el azufre y los sulfuros, se convierten enzimáticamente en ATP por un proceso metabólico llamado fosforilación oxidativa para suministrar energía química. Para la biosíntesis de la biomasa celular, los requisitos de carbono se cumplen a partir del CO₂ atmosférico o de la disolución de minerales de carbonato en los minerales. Aunque las bacterias quimiolitotróficas, las bacterias y los hongos heterótrofos se utilizan principalmente; las algas, los helechos acuáticos, las levaduras, otro tipo de materia orgánica, las bacterias termofílicas moderadas y los arqueones termofílicos extremos están recibiendo atención gradualmente para la técnica de biolixiviación (Sen, 2015). La oxidación bacteriana de piritita y arsenopiritita está representada en términos de las siguientes ecuaciones:



12.9.1 Breve historia de la lixiviación bacteriana

Históricamente, la biolixiviación se supuso como una práctica adecuada para el tratamiento de mineral de baja ley, del cual se recuperaría una cantidad de oro económicamente baja. Como es un proceso económicamente barato y favorable para el medio ambiente en comparación con el tradicional, la biolixiviación está cobrando más importancia este siglo. Sin embargo, las técnicas de biolixiviación natural han contribuido al proceso de minería durante muchos siglos. En un principio la biolixiviación, se utilizó principalmente para la concentración de cobre. En la segunda mitad del siglo XVIII fue la mina de Rio Tinto en España en la que la actividad microbiana desempeñó un papel importante para la recuperación del cobre (Sen, 2015). En 1947 los científicos Colmer y Hinkle aislaron bacterias del género *Thiobacillus*, con los microorganismos fueron ganando importancia en las operaciones de lixiviación. En la historia de la biolixiviación, la revolución se hizo a principios del siglo XXI, cuando en Chile, la mina *Lo Aguirre* se convirtió en una mina de biolixiviación en lugar de una mina de lixiviación ácida y la producción de cobre fue de

14,000 toneladas anuales con más del 1% de cobre. Desde ese momento, la biolixiviación se ha utilizado para la recuperación de cobre, zinc, arsénico, antimonio, oro, mercurio y cobalto (Sen, 2015). En México un estudio publicado en el 2016 por Meza Rodríguez, et al., investiga una opción ecológica para el procesamiento de minerales sulfurados de oro y plata de la mina *El Águila*, en San José de Gracia, Oaxaca, a partir de microorganismos autóctonos.

13 Flotación

13.1 Generalidades de la flotación de minerales

Aunque los métodos de recuperación de oro discutidos anteriormente generalmente atrapan las partículas más gruesas de sulfuros en el mineral y por lo tanto, indirectamente, recuperan parte del oro asociado con esos sulfuros y otros minerales, esos procesos no son del todo adecuados para la recuperación de Au asociado con sulfuros. Cuando se procesan minerales de la clase de los sulfuros, la técnica de flotación permite una muy buena recuperación, sin embargo, una restricción es la recuperación de partículas de material grueso (de 400 a 250 μm).

La flotación es hoy el método más importante de concentración mecánica. Patentado en 1906, este proceso, ha permitido la explotación tanto de yacimientos complejos como de baja ley, los cuales no habrían sido explotados eficientemente sin la aplicación de esta técnica. En 1932, se comenzaron a instalar plantas de flotación para el tratamiento de minerales de oro y plata como remplazo o en simultáneo con la cianuración.

El proceso de flotación consiste en la obtención de un concentrado mineral mediante el uso de agentes acondicionadores químicos seguido de una intensa agitación y aireación de la suspensión de mineral agitado para producir un concentrado de espuma rico en minerales. Se dice que el proceso fue inventado por un minero que observó lo sucedido mientras lavaba ropa de trabajo sucia en la lavadora de su casa, (Wong, 2009) más adelante se detallarán a detalle los eventos que dieron origen a esta tecnología. El proceso de flotación es selectivo y se basa en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, que pueden presentarse de forma natural en la superficie de un mineral o modificarse por medio de la

adsorción de tensoactivos. Durante el proceso de flotación se agregan agentes para flotar (sin espuma) minerales específicos o para hundir a otros minerales. El proceso de flotación en general no flota partículas de oro libres, pero es particularmente efectivo cuando el oro está asociado con minerales de azufre como las piritas.

13.2 Desarrollo histórico

La técnica de flotación no se desarrolló de forma aislada; fue uno de los muchos inventos de la segunda mitad del siglo XIX que supuso un cambio fundamental en la tecnología de procesamiento de minerales y minería y aumentó considerablemente la producción de minerales (Wong, 2009).

El desarrollo de la flotación como técnica importante de beneficio ocurrió durante tres etapas principales (Lynch, 2016). En la industria se hicieron intentos a pequeña escala para hacer flotar o aglomerar los metales valiosos en los minerales y eliminar la ganga durante los años de 1860 a 1900. De 1900 a 1925, la necesidad económica de concentrar partículas finas de minerales asociados al azufre llevó a enormes esfuerzos de investigación para la flotación de minerales; como los minerales de plomo y zinc en Broken Hill, Australia (1901 a 1915), y los minerales de cobre en las minas del oeste de Estados Unidos (1911 a 1925).

Después de 1960 se realizaron importantes avances. Se desarrollaron sistemas de análisis de rayos X y sistemas de análisis de radioisótopos en directo (*radioisotope on-stream analysis systems*), que proporcionaban información oportuna sobre los ensayos de las corrientes del proceso y posibilitaron el control preciso del proceso, y se introdujeron nuevas máquinas de flotación.

Hacia 1850, la industria minera había estado técnicamente estancada durante más de 200 años. La minería fue transformada por nuevas tecnologías de 1850 a 1900. Pero Incluso con todos los avances (por ejemplo el uso de la fuerza hidráulica y la amalgamación en el siglo XVI o el uso de dinamita durante el siguiente siglo) se seguía teniendo una importante dificultad: las máquinas de gravedad no podían concentrar eficientemente las partículas finas y debido a la explotación en épocas pasadas los minerales de grano fino estaban reemplazando a los de grano grueso. El problema puede ilustrarse refiriéndose a lo que sucedió en *Broken Hill Proprietary Company* (BHP) en Australia. La BHP comenzó a operar

en Broken Hill en 1886 donde, originalmente, los ingresos fueron muy altos dado que los minerales que extraían de la superficie eran de grano grueso ricos en plata y plomo. Pero las ganancias se desplomaron cuando este mineral se agotó y los sulfuros primarios de grano fino tuvieron que ser extraídos. Esto fue un problema porque hubo grandes pérdidas de plata y plomo cuando las partículas finas de los molinos se concentraron en máquinas de gravedad. Se hicieron importantes inversiones en la separación magnética y en el proceso de flotación aún no probado, y fue la flotación la que aportó la respuesta. Los autores Klassen y Mokrousov describen el proceso de flotación como “uno de los logros sobresalientes de la tecnología del siglo XX.” Años más tarde el mismo camino se seguiría para resolver el problema que ocurrió con los minerales de pórfido de cobre en el oeste de los Estados Unidos. La actividad principal en Broken Hill ocurrió desde aproximadamente 1900 a 1915 y en el oeste de los Estados Unidos desde aproximadamente 1911 hasta 1920.

Los principales resultados en Broken Hill fueron los siguientes:

- La flotación por espuma, que se desarrolló como un proceso industrial para concentrar sulfuros y se empleó para extraer zinc de millones de toneladas de relaves. Para 1907, la producción anual del concentrado de zinc había aumentado a 236,251 toneladas.
- Flotación de espuma diferencial, que se desarrolló durante 1910-1915 para separar sulfuros de plomo y zinc.

En aquel momento los ingenieros metalúrgicos tenían que hallar la manera de hacer flotar minerales en agua y controlar las diferentes variables que hicieron que el proceso fuera exitoso. No fue una tarea fácil. “La propensión de los minerales a flotar fue un descubrimiento valioso, pero se tuvieron que hacer decenas de descubrimientos más elusivos e importantes antes de que el proceso pudiera generar ganancias.”

En los Estados Unidos, la flotación por espuma se utilizó por primera vez en un molino de zinc en Montana en 1911, y su éxito dio a las empresas el incentivo para investigar el proceso de concentración de sulfuros de cobre. Sin embargo, el primer registro del uso de las propiedades superficiales para separar minerales data de una patente otorgada al inglés William Haynes en 1860. El proceso consistía en aglomerar con aceite los sulfuros presentes en un mineral pulverizado y proponía que las partículas no sulfúreas podían separarse mediante lavado. La primera planta comercial de flotación fue fundada en Dresde, Alemania por los hermanos Bessel, en 1877 para limpiar el grafito mineral. Su

técnica implicaba mezclar mineral de grafito con una cantidad pequeña de aceite, añadir agua y calentar la mezcla a ebullición para hacer flotar el grafito a la superficie de la pulpa.

Adolph Bessel obtuvo dos patentes una el 2 de julio de 1877 y otra el 12 de mayo de 1886. La primera patente se refería a las burbujas que se generaban durante la ebullición y la segunda al efecto de las burbujas de CO₂ formadas por la reacción de cal con ácido. En 1878 se le fue concedida la medalla de oro Wöhler por su invención patentada en 1877.

Luego viene la patente de Carrie J. Everson³³, fechada el 24 de agosto de 1886, habiendo sido presentada la solicitud casi un año antes. La patente de Everson (patente No. 348,157) se refiere a la acción selectiva del aceite por “sustancias metálicas” y el aumento de esa selectividad en medio ácido. Everson proponía separar los sulfuros de la ganga mezclando el mineral en polvo con una pequeña cantidad de aceite en una solución ácida y flotando los sulfuros en una espuma; en su patente se menciona el uso de aproximadamente 159 litros de aceite por tonelada de mineral. Se sabe que el proceso de Everson tuvo éxito en plantas pequeñas, pero no a gran escala.

El año 1885 fue importante en la historia de la flotación debido a las patentes de los hermanos Bessel y Carrie Everson. El mismo año, se concedió una patente a Hezekiah Bradford en los Estados Unidos por un proceso de flotación de película en el que un mineral de azufre en polvo se colocaba sobre la superficie del agua y los sulfuros se adhirieron a la superficie mientras los minerales terrosos se hundían.

En 1898, el británico Francis Edward Elmore patentó un proceso para concentrar minerales de cobre sulfúreos agregando aceite al mineral pulverizado en agua, aglomerando los sulfuros y flotándolos a la superficie del agua.

En México, hacia 1920 los óxidos y sulfuros de cobre, plomo y zinc, contenidos en las rocas, comenzaron a ser tratados por la flotación selectiva (Robles, 2019).

³³ Everson nació en 1842 en Massachusetts y estudió medicina. Era una buena científica que realizaba experimentos en laboratorio y estaba preparada para el trabajo de pruebas minero-metalúrgicas; sin embargo su hallazgo no recibió la aclamación que ella deseaba. Hay preguntas que aun rondan su descubrimiento: ¿Fue su proceso demasiado revolucionario incluso para los mineros más innovadores?, ¿Se desacreditó el proceso de Everson porque lo desarrolló una mujer? ¿Se ignoró inicialmente su descubrimiento de la flotación con aceite porque contradecía la sabiduría convencional sobre el tratamiento del mineral? ¿O el proceso aún no era comercialmente viable? Junto a la memoria de sus trabajos aún hacen eco los mitos a cerca de su invención que tratan de denigrar su genio y obra.

A partir de los años cincuenta, se introdujo maquinaria electromecánica de gran capacidad y diésel en la minería, lo que facilitó la explotación de yacimientos de baja ley. Esa etapa marca el comienzo de una fuerte mecanización. Las operaciones incluyeron maquinaria como: barrenadoras, cargadores de explosivos, equipos de ventilación y desagüe, equipos de acarreo, transportes, quebradoras, molinos y equipos de flotación, por mencionar algunos.

13.3 Minerales adecuados para tratarse por flotación

TIPO DE MENA	FORMA DE PRESENTACIÓN DEL Au	PRINCIPALES SULFUROS	GANGA
Depósito de placer No consolidados	Nativo, con recubrimientos	Ninguno	Arcillas
Oxidados próximos a superficie	Nativo, con recubrimientos	Ninguno	$Al_2Si_4O_{10}(OH)_2$, arcillas
Menas silíceas subvolcánicas	Nativo, <i>Invisible</i>	FeS_2 , $FeAsS$	Mínima
Au - FeS_2	Nativo, <i>Invisible</i>	FeS_2 , $FeAsS$	FeS_2 que no contiene Au
Au - Te - FeS_3	Nativo, Invisible, Te	FeS_2 , $FeAsS$	FeS_2 que no contiene Au
Sulfuro monometálico (Cu, Sb, Bi)	Nativo, <i>Invisible</i>	$CuFeS_2$, Cu_5FeS_4 , SbS_3 , Bi_2S_3 , FeS	FeS_2 que no contiene Au
Sulfuro Polimetálico (Cu-Pb-Zn- FeS_2)	Nativo, <i>Invisible</i>	$CuFeS_2$, PbS , ZnS , FeS_2	FeS_2 que no contiene Au
Carbonácea	Nativo, Asociaciones C – Au	FeS_2	Materia carbonosa

Figura 77. Principales menas susceptibles al beneficio por flotación. El oro invisible es oro coloidal que tiene un tamaño menor a 200 Å. Tabla realizada a partir de datos tomados de Naranjo, (2012)

Los minerales de oro son comúnmente clasificados por en dos categorías principales: molienda libre y minerales refractarios. Típicamente, los minerales de molienda libre se definen como aquellos donde más del 90% del oro puede recuperarse mediante cianuración convencional. Por minerales refractarios se entiende como aquellos que exhiben recuperaciones bajas de oro o dan recuperaciones de oro aceptables solo con el uso de significativamente más reactivos o procesos de pretratamiento más complejos (Zhou, 2004). Algunos depósitos epitermales pueden ser de molienda libre (como la región de óxidos) pero más comúnmente contienen cantidades significativas de sulfuros en los que el oro se produce como pequeñas inclusiones u oro submicroscópico y, por lo tanto, son refractarios. Los teluros de oro, aurostibita y maldonita generalmente se consideran refractarios debido a su naturaleza de disolución lenta en soluciones de cianuro. Además de los minerales piríticos, las menas que presentan Au nativo son idóneos para el tratamiento por flotación, también los que presentan diferentes composiciones desde yacimientos de oro libre, hasta menas de metales base donde el oro es concentrado como subproducto ya que se presenta como un elemento secundario. Algunas de las menas que pueden ser objeto de procesos de flotación se resumen en la tabla de la figura 77.

13 .4 Flotación de oro

13.4.1 Flotabilidad natural y superficie química del oro

El oro no es reactivo en solución acuosa, ya que los iones de oro y los óxidos son termodinámicamente inestables, como es bien sabido, su formación necesita de condiciones fuertemente oxidantes (ecuación (56)).

Al igual que en los procesos de lixiviación, la insolubilidad del oro en medio acuoso toma importancia, por tal razón el diagrama de Pourbaix (figura 78) para especies de oro disueltas en el sistema Au-H₂O a 25°C también se muestra a continuación.

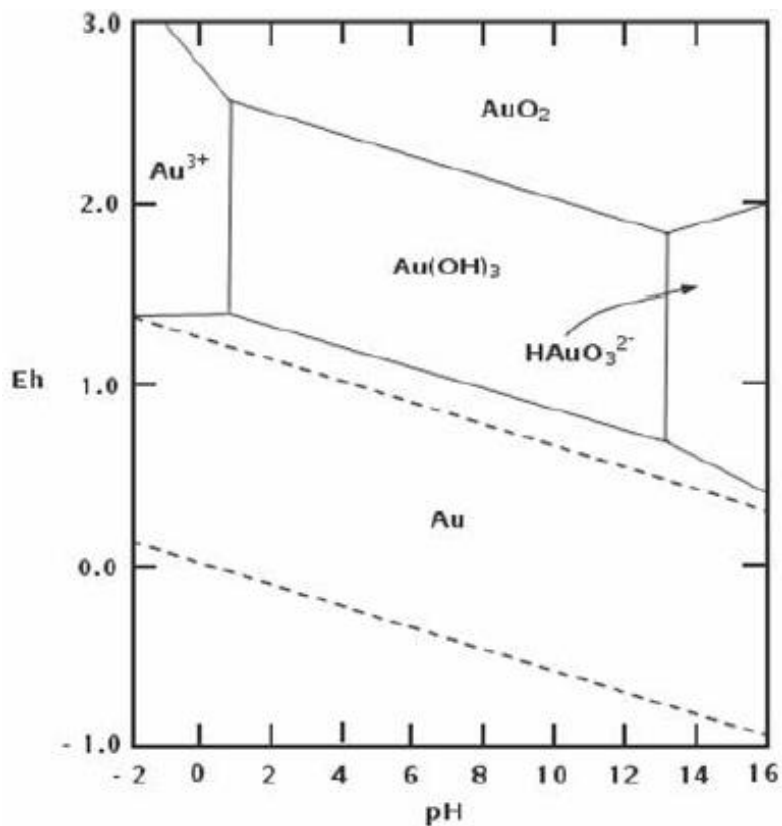


Figura 78. Diagrama de Pourbaix Au-H₂O



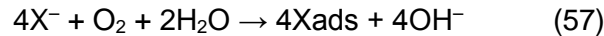
La quimisorción del oxígeno sobre la superficie del oro inicia a un potencial superior a los 1.4 V con la formación de recubrimientos de Au₂O₃ en medio ácido y una capa de Au(OH)₃ en soluciones alcalinas a altos potenciales.

La composición química de los minerales de oro y sus interacciones con otros minerales repercute en la flotación del oro. Normalmente, las asociaciones Au-FeS₂, Au-mineral de cobre pueden ser beneficiadas sin grandes dificultades.

13.4.2 Hidrofobicidad del oro

La hidrofobicidad del Au asociado a sulfuros aumenta con la adición de colectores de flotación como, xantatos, y mercaptobenzotiolatos (MBT) ditiofosfatos (DTP).

El proceso por el cual se incrementa la hidrofobicidad es análogo al de sulfuros, como la pirita, puesto que los iones de xantato son oxidados superficialmente para formar el dímero neutral dixantógeno. Allan y Woodcock (2001) proponen la siguiente reacción (57), de la que se puede advertir que el oxígeno y el xantato son necesarios para la flotación de Au.



13.4.3 Efecto del tamaño de partícula

Debido a la elevada densidad del oro, el tamaño de partícula tiene un efecto importante en la recuperación de oro por flotación. La flotación es recomendada para partículas de oro de 20 a 200 μm . Para partículas más pequeñas la selectividad del oro disminuye debido a la flotación de ganga mineral. Para tamaños de partícula mayores la flotación se realiza empleando mezclas con elevadas densidades (35% sólidos) ya que esto disminuye el tamaño de partícula de la sedimentación.

13.4.4 Sistemas de flotación

Algunos de los tipos de flotación más importantes son los siguientes:

a) Flotación no selectiva de aceite (*bulk oil flotation*)

Esta tecnología fue aplicada en 1860. Lo que entonces se hacía era mezclar aceite con la mena triturada y después se agregaba agua, de tal manera que las partículas del mineral sulfuroso, por sus propiedades superficiales hidrófobas, quedaban retenidas en la fase aceitosa y aquellas partículas que se mojaban en el agua se quedaban en la fase acuosa, de modo que al final del proceso, flotaba una capa de aceite sobre la pulpa, la cual contenía las partículas de mineral sulfuroso que eran separados por decantación y se separaba del aceite por filtración.

b) Flotación de película (*film or skin flotation*)

En esta técnica, el mineral finamente molido era esparcido cuidadosamente sobre la superficie libre del agua, de modo que las partículas de sulfuro, que se caracterizan por tener propiedades hidrófobas, sobrenadaban en la superficie del agua, formando una delgada película que era removida por medio de algún mecanismo; en cambio la ganga se mojaba y sedimentaba en el fondo del recipiente de agua.

c) Flotación en columna

Esta técnica fue patentada a principios de 1960 por Boutin y Tremblay (Lynch, 2016). Las primeras menciones y pruebas de aplicación industrial fueron hechas por Boutin y Wheeler en 1967. Este diseño es conocido como columna “canadiense”, actualmente es llamado columna “convencional”. En la figura 11 se muestran las zonas de la columna de flotación.

d) Flotación de espuma

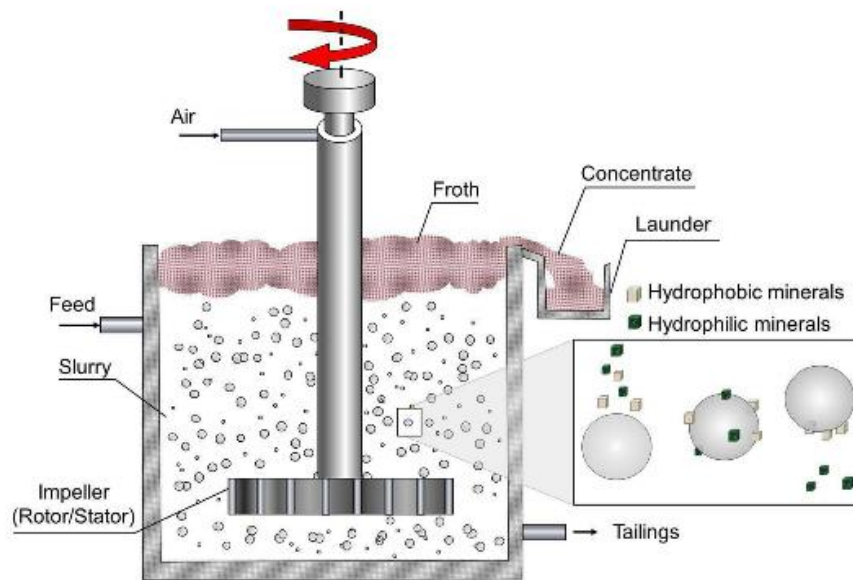


Figura 79. Proceso de flotación aprovechando la hidrofobicidad de los minerales.

Esta técnica, también llamada flotación directa, ha sido frecuente en la concentración de minerales de oro. El fenómeno de flotación del oro nativo de ciertas menas ha sido estudiado y publicado desde hace al menos un siglo (Hoover, 1912).

La estructura química de la mena es decisiva, cuando se considera su tratamiento por la llamada *flotación espumante*, y esto por los reactivos a emplear como por la disposición de los equipos de flotación. Con la flotación de espuma la separación ocurre por la adhesión

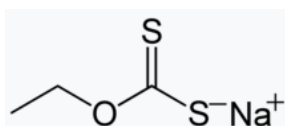
selectiva de partículas hidrófobas a las diminutas burbujas de gas (aire) que son introducidas al interior de la pulpa, lo que se esquematiza en la figura 79. El binomio partícula-burbuja forma en la superficie una *espuma mineralizada*, la que es retirada por causa de paletas giratorias o simplemente por desbordamiento. Las características superficiales de los minerales así como las propiedades del medio pueden ser controladas utilizando reactivos.

13.4.5 Reactivos para la flotación de minerales de oro

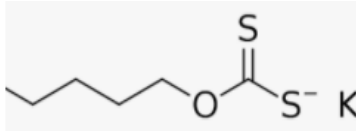
13.4.5.1 Colector

Compuesto orgánico de carácter heteropolar que se absorbe en la superficie de las partículas, cuya función es hacer que estas se vuelvan hidrófobas. Los colectores usados con mayor frecuencia son los xantatos y los ditiofosfatos, o mezclas de ellos. Los xantatos utilizados pueden ser el etil xantato o el amil xantato, junto con ditiofosfato de sodio, en concentraciones desde 50 hasta 200 g/t. Una cantidad excesiva de colector haría que también flotara la ganga. Sin los colectores los sulfuros no podrían fijarse a las burbujas y éstas se elevarían a la superficie sin los valores y los sulfuros ricos se irían a las colas; por lo que mezclas de esos colectores resultan útiles a la hora de procesar minerales sulfuros. Para tratar partículas de oro y electrum han sido ocupados otros colectores como por ejemplo los monotiofosfatos (MTP) obteniéndose buenos resultados. A continuación se presentan algunos de los colectores aquí mencionados.

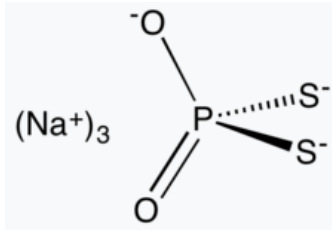
Xantato de etilo de sodio (etil xantato) $\text{CH}_3\text{CH}_2\text{OCS}_2\text{Na}$



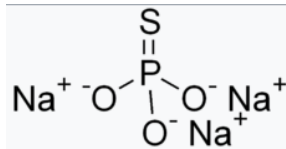
Amil xantato (Amil xantato de potasio) $C_5H_{11}OCS_2K$



Ditiofosfato (Ditiofosfato de sodio) $Na_3PS_2O_2$



Monotiofosfatos (monotiofosfato de sodio) $Na_3PO_3S(H_2O)_{12}$



13.4.5.2 Espumante

Los espumantes son sustancias tensoactivas, que alteran la tensión superficial del agua y que originan una espuma estable, lo que favorece a la selectividad de la operación.

La espuma se forma por un gas disperso en un líquido en una proporción tal que la densidad aparente de la mezcla es más parecida a la densidad del gas que a la del líquido. Al hacer fluir aire a través de agua pura, no se ocasiona espuma, sin embargo, cuando se agregan cantidades menores de ciertos compuestos orgánicos, por ejemplo aceites, y se hace fluir aire por el líquido se generarán burbujas de aire que, al subir se detendrán en forma de espuma.

El agente espumante se agrega con el objeto de:

- 1) Estabilizar la espuma
- 2) Reducir la tensión superficial del agua
- 3) Optimizar la cinética de interacción partícula – burbuja
- 4) Minimizar el fenómeno de coalescencia (unión de dos o más burbujas)

La estabilidad de la espuma depende principalmente de la dosificación del espumante. Los espumantes utilizados comúnmente en la flotación de oro nativo y electrum son aceite de pino, ácido cresílico, el MIBC (metil isobutil carbinol) y los oligómeros propileno glicol (Naranjo, 2012).

14.4.5.3 Activador

Los activadores son sales inorgánicas, en las cuales el ion metálico se adsorbe superficialmente en las partículas de minerales, cambiando sus propiedades químicas superficiales. En la flotación de oro nativo no se requiere de activadores, sin embargo cuando el oro se encuentra asociado con pirita recubierta o en otras asociaciones puede emplearse CuSO_4 , Na_2CO_3 , Na_2S en cantidades pequeñas, y SO_2 .

14.4.5.4 Regulador de pH

La flotación es muy sensible al pH, sobre todo cuando se trata de flotación selectiva. Para controlar el pH se realizan mediciones con un potenciómetro o con papel tornasol. Cada mineral tiene su pH apropiado de flotación. La cal es una sustancia adecuada para regular el pH, ya que deprime la ganga y precipita las sales disueltas en el agua.

13.4.6 Ventajas del proceso de flotación

Algunas ventajas de la tecnología de flotación son:

- 1) Los valores de oro generalmente se liberan a un tamaño de partícula bastante grueso (malla 28).
- 2) Los reactivos utilizados para la flotación generalmente no son tóxicos.
- 3) Los concentrados de flotación generalmente se envían a fundición para la recuperación de oro y metales básicos.

Como cualquier tecnología implica ciertas desventajas. Una de ellas puede ser que en muchas ocasiones se usa la lixiviación con cianuro junto con la flotación.

13.5 Reactivos para la flotación de minerales de plata

Los agentes acondicionadores empleados para la flotación de los minerales de Ag generalmente son los mismos que los de los minerales de Au. El Na_2CO_3 es usado comúnmente como regulador de pH pues favorece la flotación de PbS y sulfuros de plata. Cuando los minerales de plata y plomo están oxidados, el Na_2S es útil, sin embargo, debe de adicionarse hasta después de que los minerales de azufre hayan flotado, ya que el Na_2S inhibe la flotación de los minerales de sulfuro de plata. Los xantatos pueden ser usados para beneficiar la pirita. El Na_2S y los xantatos se pueden utilizar cuando el mineral presenta asociaciones con el plomo oxidado, como la cerusita (PbCO_3). Los minerales de plata requieren los mismos espumantes que los minerales de oro.

13.6 Celdas de flotación

Las celdas de flotación pueden clasificarse en dos tipos mecánicas y neumáticas (figuras 13 y 14). Las primeras emplean rotores operados mecánicamente para agitar y airear las pulpas, con o sin suministro adicional de aire comprimido. Las células neumáticas no utilizan agitación mecánica y dependen del aire comprimido para suministrar la estructura de burbujas y mantener la pulpa en suspensión.

El uso de celdas de flotación mecánica en la industria es común, y, como se mencionó en el párrafo anterior, se sirven de un impulsor accionado mecánicamente para agitar la pulpa y dispersar el aire circulante en pequeñas burbujas (agitación de alto cizallamiento). Una característica clave de la celda mecánica es que la flotación exitosa depende de la circulación de la pulpa por el impulsor con una región inactiva.

Una alternativa a las celdas mecánicas son las celdas de flotación en columna, donde el uso de agua de lavado es un factor importante. El agua de lavado, desciende a través de la espuma y cruza la interfaz espuma/pulpa, llamada sesgo positivo (*positive bias*),

reemplaza el agua contaminada que forma a la espuma de la pulpa y por lo tanto, reduce la recuperación de partículas finas hidrofílicas.

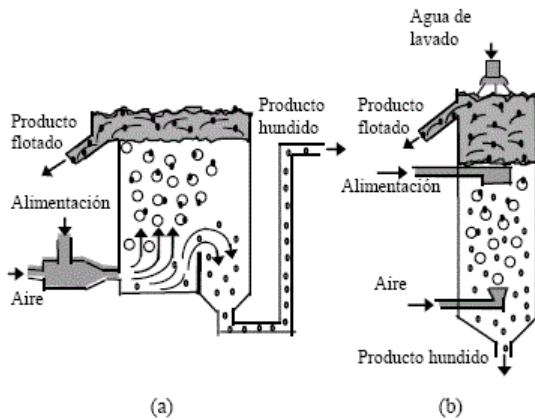


Figura 80. Celdas neumáticas. a) Davera y b) Columna

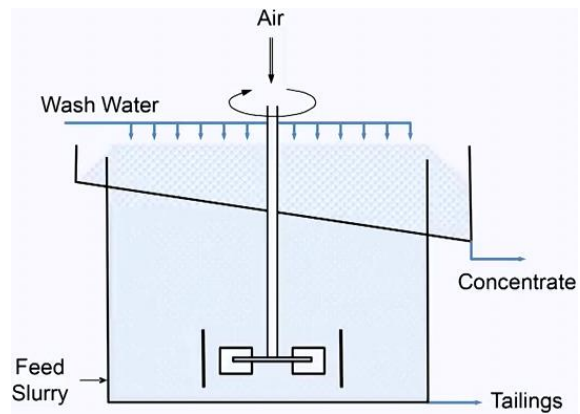


Figura 81. Celda mecánica de flotación

13.6.1 La celda de flotación Bacis

La empresa minera Bacis se localiza en Provincia de Barrancas, Durango. Ese yacimiento ha tenido actividades desde la 1600; se mantuvo inactiva por la guerra de Independencia en 1810, desde ese momento hasta 1900 no hubo actividad significativa. De 1900 a 1938, la compañía Inglesa Bacis Gold & Silver Mining Co. Ltd., explotó la mina de una manera sistemática; de 1938 a 1942, los trabajos fueron de una forma rudimentaria y en 1943 a la fecha, ha sido operada por el Grupo Bacis, S.A. de C.V. Beneficia 1,510 t/p, produciendo un concentrado bulk (plata-oro). En 2018 continúa explotando diversas zonas de sus propiedades extrayendo Au, Ag, Pb, Zn (Secretaría de Economía, 2020).

En una operación típica de beneficio por flotación, el mineral triturado es sometido a molienda húmeda y es clasificado para liberar la mena de su ganga. Como siguiente paso el mineral triturado se acondiciona en un tanque con agitación, donde se agregan los reactivos correspondientes. En la etapa de acondicionamiento, se bombea el concentrado para su flotación apropiada, a un tanque espesante y un filtro de tambor; como ocurre en la mina Bacis (inaugurada en los 1970), en Durango, que es un yacimiento de piritas de oro y plata.

En el periodo de 1999 a 2004 se evaluaron alternativas que permitieran un mayor beneficio, entonces se diseñó una nueva celda (conocida como *celda Bacis*) que combinaba las ventajas de la tecnología de celdas de flotación mecánica y de columna.

Las características principales de este tipo de celdas se muestran en la figura 82. La agitación es proporcionada por una hélice simple. El consumo energético de este dispositivo es bajo ya que la velocidad de operación solo es para mantener las partículas en suspensión. Además, la agitación y el sistema de generación de burbujas son independientes y la celda puede ser usada para procesar una amplia gama de minerales.

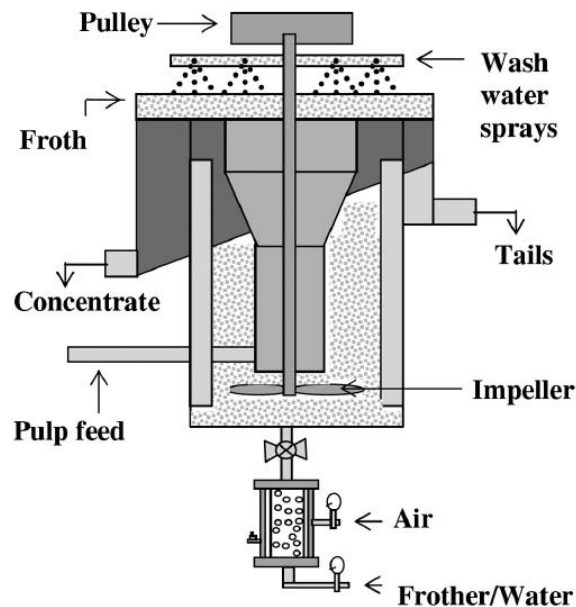


Figura 82. Celda Bacis. Parga., Valenzuela. (2009)

La recuperación de Au y Ag se puede incrementar en un 5% empleando las celdas de flotación Bacis, así mismo pueden aumentar los concentrados de Au en un 7%. La principal causa de este aumento es el agua de lavado, que permite el máximo rechazo de las partículas hidrofílicas arrastradas (partículas finas de ganga) de la pirita. Otra ventaja de este mecanismo es que consume aproximadamente 1 hp/m³, mientras que una celda convencional requiere cerca de 5hp/m³, lo que representa un considerable ahorro de energía.

13.7 Pasado y presente de la flotación de oro y plata en México

El proceso de flotación ha permitido explotar yacimientos que en el pasado hubiese sido imposible usando las técnicas convencionales; sin embargo, es bastante frecuente el uso de sistemas que incluyen, además de flotación, la cianuración, fundición o electrobeneficio.

En este escenario complejo se abordará el caso particular del Distrito minero de Guanajuato para ilustrar el horizonte actual de la flotación de oro y plata en México.

En la actualidad, en Guanajuato se lleva a cabo especialmente, la flotación bulk y, en menor medida, la cianuración; con las dos técnicas se extrae un concentrado metálico inferior al 5% del volumen total tratado, lo que sobra del proceso es enviado a las presas de jales.

Los principales sitios mineros se encuentran en tres sistemas de vetas: *La Luz*, *Veta Madre* y *La Sierra*. Gross (1975) menciona que todos los minerales que se encuentran en los yacimientos presentan una ley promedio de 0.1 g/t de oro y 10 g/t de plata y se sabe que menos del 20% del volumen de los minerales puede encontrarse en concentraciones económicamente redituables, es decir con más de 1 g /t de Au y más de 100 g/t de Ag (Ramos, 2004). Ahí la mena está formada por sulfuros y sulfosales o como granos dispersos en la ganga, como por ejemplo la polibasita ($[Ag, Sb, Cu, Se, As]S_2$) con un tamaño de 10 a 100 μ m, plata nativa, acantita–aguilarita–naumannita en solución sólida (AgS_2 – $SeAgS_2$ – SeS_2), y *electrum*, todos con un tamaño de alrededor de 25 μ m. También se encuentran juntas en toda la zona la PbS, la $CuFeS_2$ y la ZnS.

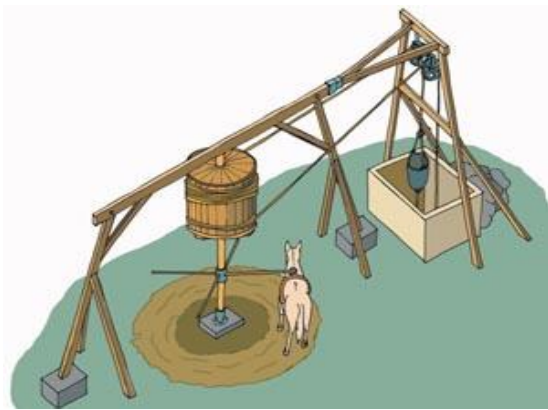
En la primera mitad del siglo XVI se explotaron los minerales de Au y Ag que se hallaban en la superficie en la zona de bonanza dentro de los yacimientos; mientras que a partir de la segunda mitad se instauró la amalgamación con mercurio. Desde 1726 y hasta 1800 los yacimientos de la Veta Madre (*La Valenciana*, *Cata* y *Rayas*) se explotaron prolíficamente y el uso de dinamita favoreció la explotación de vetas profundas a más de 400 m de profundidad. Al iniciar la insurrección independentista todas las minas del distrito excepto *Rayas* fueron arrasadas y se inundaron. En 1824 se introdujo capital inglés y el agua de las minas fue desalojada totalmente y se desplazó el *malacate de sangre*³⁴, cuya fuerza

³⁴ Los malacates fueron uno de los medios de extracción de mineral y desagüe más utilizados en la minería a lo largo del tiempo. Consistían en un tambor sujeto a un eje vertical, que giraba gracias a la fuerza motriz de un animal, generalmente mulas, burros o caballos. En este tambor se enrollaba una cuerda, moviéndose sus extremos en sentido inverso: mientras uno subía el otro bajaba.

impulsora eran bestias, por el *malacate de vapor*, tanto para sacar el agua como la carga de mineral en los tiros (figuras 83 y 84).

La tecnología de flotación bulk se implementó en 1946, que conforme con el Archivo General de la Nación (1947) es la que actualmente se emplea.

Los residuos de flotación en el Distrito de Guanajuato se encuentran empobrecidos en sulfuros respecto a la mena de origen, sin embargo se encuentran varios millones de toneladas de estos jales que pueden representar un riesgo al ambiente. *La Sociedad Cooperativa Minero Metalúrgica Santa Fe de Guanajuato* (Ramos, 2004) emplea actualmente en su planta de beneficio de 25 a 50 g/ton del agente espumante polipropilenglicol y también de 35 a 50 g/ton de amilxantato de potasio ($C_5H_{11}OCSSK$) como colector, a un pH de 7.5 a 8. Frecuentemente se adicionan 10 g/t de metasilicato de sodio (Na_2SiO_3) para sedimentar a la sílice. Con la flotación se obtiene una eficiencia de recuperación de 85% de FeS, 87.5% de Au, 88.6% de Ag y 47.4% de Cu. Más del 95% del material original no flota y es confinado a la presa de jales.



Figuras 83 y 84. A la izquierda el malacate de sangre y a la derecha el malacate de vapor (imágenes obtenidas de <https://www.proyectoarrayanes.org/> y <https://www.parquefundidora.org/> respectivamente).

La molienda resulta ser un factor muy trascendental. Los minerales guanajuatenses típicamente se reducen en un 80% del material a un tamaño que va de las 125 a las 250 μ m (micras).

Algunos depósitos de jales en el Distrito minero de Guanajuato pueden ser yacimientos rentables de oro y plata; de acuerdo con Ramos-Ramírez (1991) contienen de 0.15 a 0.54g

Au/t y de 14 a 42 g Ag/t. Si la cotización del oro y de la plata aumenta o si se implementara una técnica metalúrgica relativamente económica, esos jales podrían ser beneficiados.

Ahora tomemos como ejemplo las actividades de beneficio en el estado de Zacatecas. Existen un total de 18 plantas de beneficio en el estado, de las cuales 12 emplean el método de flotación, 1 de cianuración-flotación, 1 de concentración, 1 de flotación-lixiviación, 1 de flotación-concentración y 2 de lixiviación (Secretaría de Economía, 2020). En el caso de la mina *El Saucito* subsidiaria de la corporación minera Fresnillo PLC, que se encuentra en el ejido El Saucito del Poleo, Fresnillo, Zac., el proceso de beneficio es por flotación. En la actualidad extrae 7,800 toneladas diariamente, cuenta con reservas de 2.4 millones de toneladas probadas y 10.6 millones de toneladas probables con leyes promedio de 1.39 g/t de Au, 261 g/t de Ag y 5 % de Pb-Zn (Secretaría de Economía, 2020). En 2108 la empresa Endeavour Silver reactivó las actividades de beneficio en una importante planta que se ubica en el municipio de Vetagrande, Zacatecas, con una producción de 250 t/d, empleando el sistema de beneficio por flotación; de acuerdo con la Secretaría de Economía, actualmente esta planta genera 268 empleos directos y 1072 indirectos. En la tabla de la figura 85 se presenta un resumen general de la producción de oro y plata en Zacatecas a partir del 2015.

Año	Au (Ton)	Ag (Ton)
2015	37.16	2494.86
2016	23.52	2209.50
2017	22.10	2449.31
2018	15.11	2314.75
2019	23.21	3343.55

Figura 85. Volumen de la producción minera de Zacatecas en 2015 – 2019. Elaborada con datos de la Secretaría de Economía, 2020.

Del mismo modo en el estado de Durango, la empresa minera *El Realito Rodeo*, utiliza el proceso de flotación y explota minerales con valores de Au, Ag, Pb y Zn. Actualmente (2019) puso en operación un molino con capacidad de 156 toneladas diarias, que complementa la producción anterior de 70 ton/día, con una producción media al mes de 6,100 toneladas. La empresa *Minera Mexicana La Ciénega de Nuestra Señora*, S.A. de C.V. perteneciente al grupo Fresnillo PLC procesa, sulfuros de Ag, Pb, Zn y en la mina *San Ramón* se procesan minerales de Au con valiosas leyes desde 2011. En los municipios de Santiago Papasquiaro

y Canelas, se encuentra una planta de beneficio por flotación-cianuración con una capacidad de 3,500 toneladas por día. En el transcurso de 2019 *First Majestic Silver Corp* continuaba con la prospección y desarrollo de operaciones en su unidad minera *La Parrilla*, consiguiendo concentrado de Au, Ag y Pb. Tiene una planta de flotación con capacidad de 2,000 t/d, y una de lixiviación de 1,000 t/d, desde septiembre de 2019 está enfocada a la prospección por lo la producción ha disminuido. La minera mexicana *El Rosario*, se ubicada dentro de la demarcación minera de Topia, donde hay cuatro plantas de beneficio, siendo la más significativa, la de la mina El Rosario, que tiene una capacidad instalada de 460 t/d, utiliza el proceso de flotación selectiva, al presente beneficia mineral con leyes de Ag = 633 g/t, Au = 1.0 g/t, Pb = 5.10%, y Zn = 3.84%. El volumen de la producción de Au y Ag de Durango en 2015 – 2019 se ilustra en la figura 86.

En el Estado de México, la compañía Dowa Mining, explota mediante flotación Au, Ag, Pb, Zn, Cu y Cd en Zacazonapan. En el municipio de Temascaltepec, la compañía Silvermex Resources Inc, beneficia mediante flotación oro y plata, con una capacidad de 350 toneladas por día. Finalmente en Zacualpan se explota mediante flotación y cianuración oro plata zinc y plomo.

Año	Au (Ton)	Ag (Ton)
2015	12.762	990.202
2016	10.92103	787.46553
2017	11.7129	682.622
2018	14.19566	1614.40167
2019	13.04535	921.56001

Figura 86. Volumen de la producción minera de Durango en 2015 – 2019. Elaborada con datos de la Secretaría de Economía, 2020.

En la planta Charcas (San Luis Potosí) de la empresa Industrial Minera México SA de CV, se benefician y se transforman los minerales oro, plata, plomo y zinc por el proceso de flotación. En la planta de Santa Bárbara, en Chihuahua, de la empresa Industrial Minera México SA de CV, se procesan concentrados de minerales de Cu, Au, Ag, Pb y Zn por sistema de operación de flotación. La empresa Industrial Minera México SA de CV., propiedad de Grupo Minero México, también beneficia minerales metálicos en la Unidad San Martín, una mina subterránea que se encuentra en el municipio de Sombrerete, Zacatecas.

14. Análisis de resultados

A lo largo de la historia ha habido una evolución en los procesos de beneficio de minerales auroargentíferos. Primeramente se dio una extracción sistemática de los yacimientos primarios, constituidos prácticamente por oro nativo o aleaciones con un alto contenido de Au (arriba del 90%). Existe evidencia del trabajo metalúrgico del oro que data de entre el 4000 y el 3500 a.C., sin embargo, la fecha más aceptada para comenzar a hablar de la concentración de menas áureas es el 2000 a.C. Estos procesos de extracción se basaron en la alta densidad de oro, por lo tanto el beneficio era por métodos gravimétricos que incluían técnicas de labado y molienda que se fueron sofisticando a lo largo del Imperio Egipcio. Dicha sofisticación comprendió la implementación de martillos rudimentarios de piedra, piedras concavas que tenían la función de mortero, hasta el empleo de labaderos para el mineral. En esa época se usaron mesas de piedra inclinadas para el lavado de oro, acopladas con morteros. Durante el dominio romano en Egipto destaca la tecnología para la molienda. Además de las técnicas gravimétricas, el proceso químico de cementación, empleando sales fundentes, fue una importante aportación egipcia.

Se puede estimar que la producción de Au en el antiguo Egipto va de las 6 a las 18 toneladas, de las cuales el 40% se benefició durante el periodo faraónico y el otro 60% durante la época ptolomea y árabe, lo cual es debido a la implementación de mejores técnicas de prospección y refinamiento de menas.

En el Asia menor (al rededor del 700 a.C.) destaca la gran producción argentífera y la acuñación de monedas de Au y Ag, lo que justifica la prosperidad de esa región. Parece ser que los métodos empleados seguían basándose en la elevada densidad del oro.

Durante el imperio Romano prosperó la metalurgia y los romanos fueron grandes maestros del conformado mecánico, fundición y técnicas pirometalúrgicas.

Los constantes conflictos bélicos impulsaron a los romanos a perfeccionar su metalurgia; y al mismo tiempo las regiones anexadas al imperio fueron importantes núcleos de la actividad minero-metalúrgica del Au, como Portugal, España y Dolaucothi (Gran Bretaña). Las técnicas de minería hidráulica, fueron en todo el imperio, sobre todo en los depósitos oro del norte de España, alrededor del 25 a.C. Indudablemente la minería hidráulica fue la

tecnología que mayor impacto tuvo en la minería romana, tal y como se aplicó en Las Médulas, en donde, como ejemplo de la producción romana se procesaron aproximadamente 5 toneladas de Au en un periodo de tiempo de poco más de 100 años.

Al igual que en épocas anteriores se usó ampliamente la concentración gravimétrica, no obstante en la antigua Roma se extendió la tecnología de la copelación, técnica química aprendida seguramente por los romanos en Egipto, y que les permitió beneficiar menas más complejas.

Durante la Edad Media (del siglo V al siglo XV) se fortalecen y perfeccionan las técnicas de refinamiento químico del oro y la plata, como por ejemplo la copelación, cementación y comienza a desarrollarse la amalgamación con Hg; esto como consecuencia de las grandes aportaciones realizadas por los romanos y otros pueblos hasta entonces.

En el mundo antiguo el trabajo de extracción del oro y la plata estaba estrechamente vinculado con la producción de joyería, enceres, prendas, pergaminos y toda clase de productos. Desde los hititas, hasta los egipcios, griegos, antiguos romanos e incluso aztecas (solo por mencionar algunos) desarrollaron importantes técnicas orfebres, cuyas obras perduran y nos siguen fascinando, hasta nuestra época.

En el imperio Azteca, la extracción minera fue de minería superficial, la concentración de Au se dio por gravedad. Los antiguos aztecas dominaban bastante bien la fundición de oro y cobre a través de la cera perdida, así como técnicas de orfebrería y producción de aleaciones, lo que en conjunto daría como resultado una sociedad próspera que debió su hegemonía a la metalurgia del oro.

En 1555 ya en la Nueva España surgió la técnica que revolucionó el beneficio de minerales de Au y Ag. La amalgamación con mercurio, azoguería o beneficio de patio implementado por el metalurgista sevillano Bartolomé de Medina, permitió procesar menas halogenadas y piritas obteniendo importantes rendimientos. Definitivamente los orígenes de esta técnica se remontan a la Edad Media, sin embargo, dicha tecnología fue perfeccionada en el nuevo mundo y fue aquí donde alcanzó su máximo apogeo. Su éxito se debió a su relativa sencillez y (con excepción del Hg) la disponibilidad de los insumos. A pesar de que en Europa se conocía la amalgamación con mercurio, las condiciones medioambientales del viejo mundo fueron desfavorables, muy por el contrario fue el caso del ambiente (cálido la mayor parte del tiempo) en América, que propició el beneficio con azogue. Como cualquier técnica presenta sus ventajas y sus desventajas, siendo durante aproximadamente 300 años más

las ventajas, lo que originó su retención como sistema fundamental de la producción de plata.

Los orígenes de la cianuración podemos ubicarlos en Europa en 1783, cuando se conoció la disolución del oro en cianuro. Desde entonces la lixiviación en cianuro se convirtió en uno de los procesos más rentables. Se incrementó la cinética de disolución, que con la amalgamación podía durar semanas o meses, a 24 o 48 horas, dependiendo del mineral. También permitió beneficiar de manera más eficiente pirritas, marcasita, óxidos de hierro, calcopirritas, pirrotinas, arsenopirritas y silicatos, entre otros.

Un proceso alternativo a la lixiviación con cianuro es la lixiviación bacteriana, tecnología apropiada para el beneficio de menas de baja ley. Se trata de un proceso rentable y ambientalmente favorable razones por las que el proceso está cobrando cada vez más importancia.

Actualmente la flotación es el proceso más importante debido a que facilita el tratamiento de minerales de baja ley que en el pasado no hubiesen podido ser recuperados; no obstante se requiere trabajar a la par con la cianuración.

15. Conclusiones

El oro ha fascinado al hombre desde los albores de la civilización. El dorado metal siempre ha estado rodeado de misticismo religioso, asociado a lo divino; su posesión legitimó el poder de los gobernantes; su extracción ha sido objeto de numerosos estudios para lograr obtener el mayor beneficio de los minerales áureos, ya que sus extraordinarias propiedades lo convierten en un material importantísimo en el desarrollo de la civilización. Su importancia puede ser abordada desde el punto de vista social, político, económico, antropológico, científico, tecnológico e incluso metafísico. El objetivo general de este trabajo, ha sido describir la evolución de los procesos extractivos dentro de un marco ingenieril, englobando en medida de lo posible, los diferentes escenarios en los que la metalurgia del oro (y la plata) impactan. Primeramente se buscaba dar una descripción detallada de los procesos en México; sin embargo, para hablar del más de medio milenio de beneficio de minerales áureos en esta nación, ha sido imprescindible rastrear las raíces de las técnicas mexicanas y su búsqueda nos condujo hasta los procesos efectuados por los antiguos romanos, que

a su vez fueron aprendidos en tiempos más antiguos, en el Neolítico, donde seguramente comenzó la metalurgia del oro.

Nuestro recorrido comienza en Egipto, donde los antiguos egipcios tenían a su alcance minas principalmente entre el Valle del Nilo y el Mar Rojo, y en Nubia. La mayor parte del oro egipcio procede de la explotación del oro primario de placeres en donde, se obtenía poco más de una onza de oro por tonelada de material trabajado. El Escudo Árabe-Nubio (ANS) fue fuente importante de recursos áureos; ahí se hallaban leyes de oro de 20 a 50 ppb y hasta de 200 ppb.

La producción de oro del Antiguo Egipto tuvo lugar desde la época predinástica (alrededor del 3500 a.C.), donde el trabajo de molienda se realizaba mediante la trituración empleando grandes martillos de piedra.

Durante el Reino Medio (2119–1794 a.C.) se utilizaron morteros de piedra. En el Nuevo Reino (1150–1070 a.C.) se presentaron importantes innovaciones en la molienda. En varias zonas de producción del Nuevo Reino, se han hallado mesas inclinadas de lavado de oro, con base en esos hallazgos es posible afirmar que el método de beneficio era gravimétrico.

Durante el Reino Kushítico se renovó la minería (alrededor de 800–400 a.C.). Cuando Egipto fue gobernada por los ptolomeos y por los romanos la prospección minera redujo; no obstante, la molienda y las plantas de lavado mejoraron significativamente.

Al comienzo del control árabe se reactivaron los antiguos sitios mineros. Los trabajos mineros árabes tuvieron su apogeo desde los siglos X a XI d.C.

Las técnicas de refinación química en Egipto se desarrollaron entre 2000 y 500 años a.C. En este proceso, el oro impuro, se refinaba en un crisol con una mezcla de sal y polvo de ladrillo y se calentaba en un horno. Con esa técnica se obtenían concentraciones de oro del 37.5 al 93%.

Sorprendentemente el volumen de la producción áurea no fue tan sustancial como podría imaginarse, lo que no debe contraponerse con el hecho de que los antiguos egipcios fueron expertos en el beneficio de placeres. En el antiguo Egipto se habría producido un máximo de 6000 kg de oro.

En el Asia menor y en Grecia la técnica de beneficio consistía en la recolección manual del mineral directamente de los yacimientos de oro aluvial, o sirviéndose de pieles de ovejas

dispuestas en los ríos. Seguramente esas operaciones alcanzaron importancia entre el 640 y 630 a.C.

Las técnicas egipcias no solo fueron aprendidas por los romanos, sino complementadas por el conocimiento que ellos habían adquirido en Grecia y en otras partes del viejo mundo. Se sabe que en el Imperio Romano se llegaron a producir 9 toneladas métricas de oro por año. Entre sus aportaciones más importantes está el uso de la fuerza (o minería) hidráulica.

Alrededor del siglo I a.C. el complejo minero más importante en la antigua Roma fue Las Médulas. Ahí se empleó prodigiosamente la minería hidráulica.

En la antigua Roma se concentró oro de los placeres de yacimientos aluviales y de vetas de cuarzo mesotérmicas, por técnicas gravimétricas, como por ejemplo el paneo. El proceso de refinado químico usado fue la copelación. En la cúspide de la explotación mineral romana, se produjeron aproximadamente 195 toneladas de oro.

Durante la Edad Media, desde el siglo V d.C. hasta el siglo XVI, Europa Occidental vio un período de florecimiento para la industria minera. En la célebre obra *De re Metallica* se afirma que el oro se podía encontrarse abundantemente en Europa Oriental (Escitia), en India, Portugal, Perú, Francia, Bohemia, España, Italia, Hungría, Austria y en el Ganges.

Además de la descripción detallada de la copelación con óxido de plomo y la fundición de menas como método de beneficio, en el capítulo XI se describe el beneficio de minerales de oro empleando agua, mercurio y urea, por lo que diremos que en obra *De re Metallica* se encuentran los antecedentes del beneficio de patio.

La minería europea llegaría a su cúspide y decadencia en esta época; fueron las técnicas aplicadas en el Nuevo Mundo las que revitalizaron la metalurgia del oro y la plata.

El dominio de la metalurgia del oro representó para el Imperio mexica un valioso instrumento de hegemonía en Mesoamérica, de amalgama social y la pieza fundamental de una economía próspera. Las conquistas militares permitieron al pueblo mexica prospectar yacimientos en Mesoamérica. Los aztecas beneficiaban oro de yacimientos aluviales por métodos gravimétricos y tenían una avanzada tecnología de conformado mecánico, fundición y tratamiento térmico antes de la llegada de los europeos.

El dorado metal fue valorado por sus excelentes propiedades fisicoquímicas (además de todas sus connotaciones sociales y místicas), su escasez en el Valle de México, le agregaba

gran valor. Aproximadamente el 81% de los objetos de oro eran destinados para el consumo de la clase dominante. La orfebrería mexicana fue sobresaliente.

De manera general podemos decir que la tecnología metalúrgica áurea data del posclásico tardío. Las aleaciones más utilizadas por los aztecas fueron el electrum y la tumbaga. Los principales yacimientos se extendían por el eje neovolcánico la Sierra Madre Oriental y la Sierra Madre del Sur y los principales minerales explotados fueron los sulfuros, la hematita, la arsenopirita, la magnetita, entre otros.

En el siglo XVI se originó uno de los sistemas de beneficio más impactantes en el procesamiento de metales preciosos, este método conocido como beneficio de patio, se mantuvo vigente durante toda la época colonial y trascendió hasta el siglo XIX.

El beneficio de patio o azoguería es muestra indudable de la innovación tecnológica colonial, fue desarrollado en las minas de Pachuca, por el brillante metalurgista sevillano Bartolomé de Medina entre 1554 y 1555. A partir de este proceso se logró producir la gran mayoría de toda la plata de la América española. La azoguería se adaptó muy bien a las condiciones de México y superó por mucho a la arcaica fundición Europea.

Un objetivo particular de esta investigación ha sido mostrar el desarrollo de la actividad minero-metalúrgica de México, reconociendo dicha actividad cómo el producto histórico y tecnológico de más de 500 años de tradición minera. Un objetivo personal fue el exponer el importantísimo papel de los mineros españoles en su aventura en el Nuevo Mundo, así como reivindicar el papel del Imperio Español en la ciencia y tecnología (desde el enfoque minero-metalúrgico), ya que no fue el único mérito de España encontrarse con el Nuevo Mundo, tan abundante en riquezas geológicas. Para que todos esos recursos se hubiesen aprovechado era necesario de un considerable rendimiento científico-tecnológico, en este sentido la técnica de beneficio de patio favoreció el refinado de la plata mineral del Nuevo Mundo y se trata de una técnica inventada y aplicada en México por españoles llegados a América, siglos antes de la introducción de la azoguería a escala industrial en Europa.

Entre las ventajas más importantes de este proceso se encuentra el hecho de que permitía beneficiar menas halogenadas de baja ley o galenas. Otras ventajas fueron:

- 1) La azoguería era un proceso de talla industrial que podía realizarse al aire libre, en los patios de las haciendas, sin necesidad de complicada infraestructura, se adaptaba muy bien para el clima seco del altiplano mexicano.

- 2) No requería grandes cantidades de combustible.
- 3) La mayoría de los insumos necesarios eran fáciles de suministrar.

Este proceso mostraba algunas desventajas:

- 1) Baja cinética de reacción.
- 2) El mercurio no siempre se encontraba disponible.
- 3) Es un sistema contraindicado para minerales de alta ley.

En el siglo XVIII la plata se beneficiaba en Guanajuato, Pachuca de Soto, San Luis Potosí y Taxco; sitio minero que alcanza su fama de 1748 a 1757, también en Chihuahua, Culiacán, Durango, Nuevo León, Zacatecas, Jalisco, Hidalgo, Estado de México, Michoacán y Oaxaca. Por otra parte la explotación de oro se dio principalmente en Sonora, Durango, Jalisco y en Oaxaca. Los minerales argentíferos explotados en los siglos del XVI al XVIII en México, estaban asociados a diferentes sulfuros.

Desde el año de 1520 y hasta finales del siglo XVII, la producción platera en México se mantuvo relativamente constante sin ningún crecimiento significativo. Hacia el año de 1700 se experimentó un considerable aumento en la producción, lo cual está directamente relacionado con el inicio del gobierno de Felipe V de la casa Borbón.

Entre 1781 y 1800 se produjeron en México 11, 200,49 toneladas de plata. Una vez que estalló el conflicto independentista, la producción cayó aproximadamente en un 90%. Cuando acabó el conflicto, hubo una importante llegada de tecnología y de capitales extranjeros que reanimaron la actividad minero-metalúrgica.

Entre los años de 1877 a 1910 hubo un auge de la actividad minera y rumbo a 1900 la producción de oro representó el 80% de la producción total minera del país, lo que en conjunto con las estadísticas presentadas a lo largo de esta investigación, es un indicador incuestionable del crecimiento promovido por el régimen porfirista. En ese periodo sobresalen los sitios mineros de Guanajuato, Zacatecas San Luis Potosí e Hidalgo como importantes productores de plata; mientras que Sinaloa, Sonora, Chihuahua y Baja California destacaron como productores de oro. Los principales yacimientos de plata explotados fueron de plata pura o blanca, plata córnea y plata asociada con zinc y cobre. El beneficio se continuaba dando por amalgamación y algunas de sus variantes. De 1900 a 1907 se da una introducción paulatina de técnicas como la lixiviación, cloración e incluso

se retoman los métodos gravimétricos. De esta manera en nuestro país, la azoguería que se mantuvo vigente durante poco más de 300 años, cedería el terreno al proceso de cianuración.

Los fundamentos básicos para el proceso de cianuración fueron establecidos por los químicos de los siglos XVIII y XIX. El proceso es un hito en la hidrometalurgia moderna; hoy se usa en su forma original, con importantes innovaciones que han permitido el perfeccionamiento del proceso.

El proceso de cianuración aplicado por el químico metalúrgico John Steward MacArthur en 1887 implicaba en general, dos etapas: la disolución de minerales de oro en soluciones alcalinas de cianuro y la precipitación de oro empleando zinc metálico. En 1904 el norteamericano C.W. Merrill introdujo el uso de polvo de Zn, con lo que aumentó la eficiencia del proceso. Más tarde T.B Crowe, hizo pasar la solución cargada a través de un tanque de vacío antes de agregar el zinc.

Para conseguir la solubilidad del oro en el cianuro un agente oxidante es necesario, en la práctica el oxígeno cumple con este papel, pero la precipitación de oro aumenta a bajas concentraciones de oxígeno. El pH óptimo de trabajo no debe ser menor de 10.5. Los minerales asociados a óxidos y silicatos son idóneos para este proceso. Los minerales que contienen cobre son contraindicados para este beneficio.

En México el método de lixiviación con cianuro se instituyó por primera vez en mina La Luz, de 1840 a 1860. Desde 1905 todas las haciendas de beneficio usaron la cianuración.

Entre los reactores utilizados se encuentran los tanques de agitación, también conocidos como tanques Pachuca. Los reactores Pachuca fueron usados a principios de 1890 por C.F. Brown en Nueva Zelanda y por H. Kuryla en la mina Esperanza, en El Oro. Estos tanques de agitación superaban la dificultad de que frecuentemente la pulpa se asentaba en el reactor lo que podía causar un retraso de varias horas.

El proceso de lixiviación en pilas (introducido en 1970) es de muy bajo costo y es adecuado tanto para operaciones pequeñas como a gran escala. Los minerales refractarios y los minerales que contienen especies que consumen un exceso de cianuro no son muy adecuados para la lixiviación en pilas.

Un problema en la metalurgia del oro fue el tratamiento del oro encerrado en cristales de pirita o en materia orgánica. El tostado seguido de la lixiviación es un camino para beneficiar ese tipo de minerales.

La lixiviación bacteriana ofrece una alternativa para concentrar metales preciosos. Esta tecnología es favorable para el procesamiento de pirita y arsenopirita. Históricamente la actividad microbiana en minas de cobre fue observada desde el siglo XVIII, pero fue hasta 1947 cuando el uso de bacterias tuvo un verdadero impacto en la lixiviación.

Los adelantos científicos favorecerían a México en su desarrollo económico. Para la industria minera mexicana, el proceso que mayor impacto tendría en su futuro desarrollo, fue la flotación que en la actualidad posibilita la separación de los valores de la ganga, favoreciendo el beneficio de los minerales (refractarios) que eran considerados poco rentables por su baja ley.

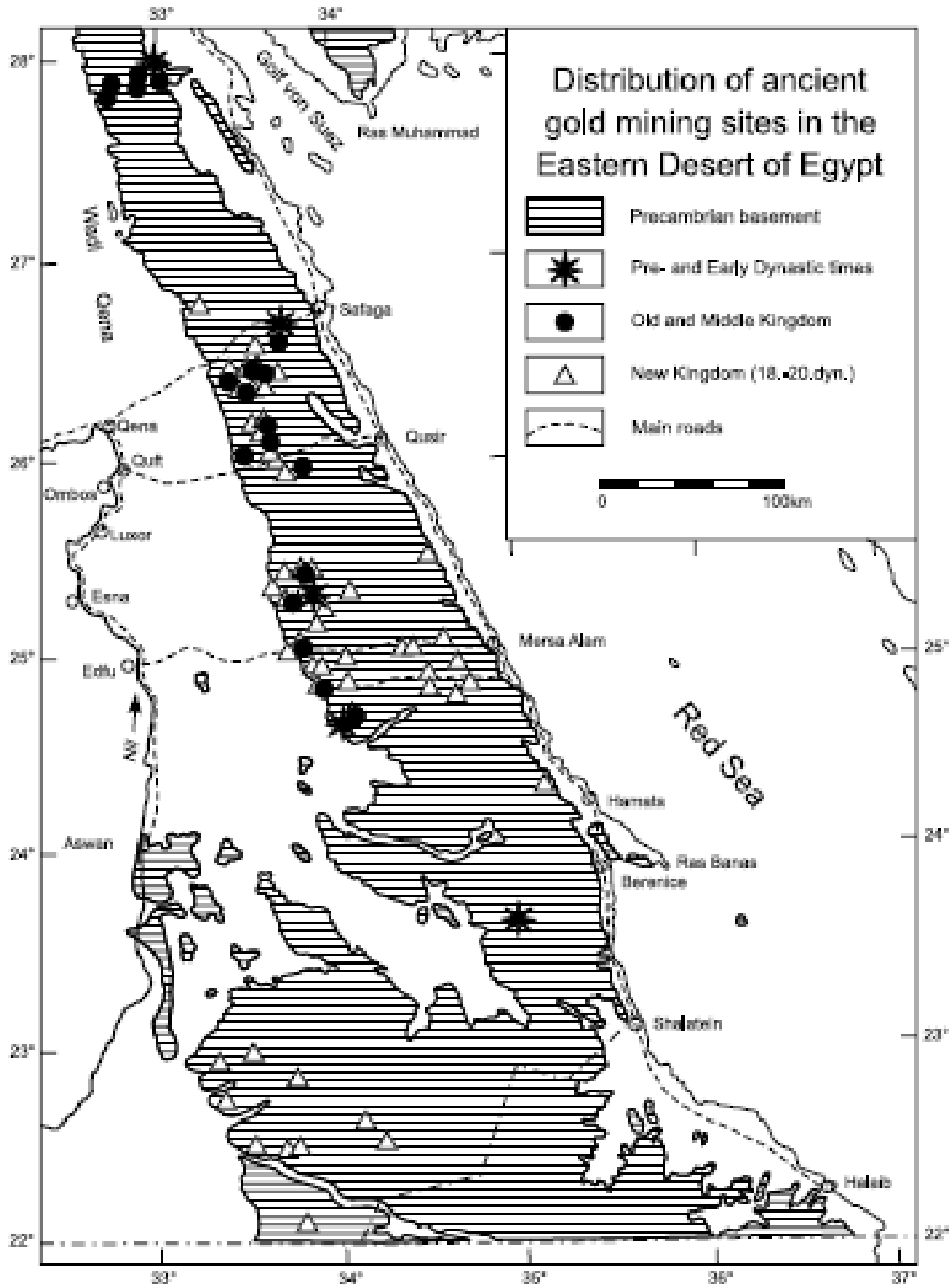
Frecuentemente la flotación se usa en conjunto con la cianuración o con un tratamiento previo de tostación. En el estado de Guanajuato se llevan a cabo importantes operaciones de flotación de oro y plata. La flotación bulk se comenzó a emplear en 1946 y permite beneficiar minerales piríticos. En el estado de Zacatecas y Durango se llevan a cabo (2019) importantes operaciones de flotación.

Ningún descubrimiento, avance o innovación ha sido la espontánea invención de ningún hombre, todo adelanto ha sido el producto histórico de numerosos trabajos; los descubrimientos científicos y tecnológicos son el resultado de la actividad creativa colectiva; a medida que el entorno cambia, el hombre se ve forzado a innovar los procesos ya existentes o a desarrollar nuevos para explotar al máximo los recursos. El conocimiento del historial de explotación de una región o yacimiento favorecerá el desarrollo de técnicas más eficientes y sustentables.

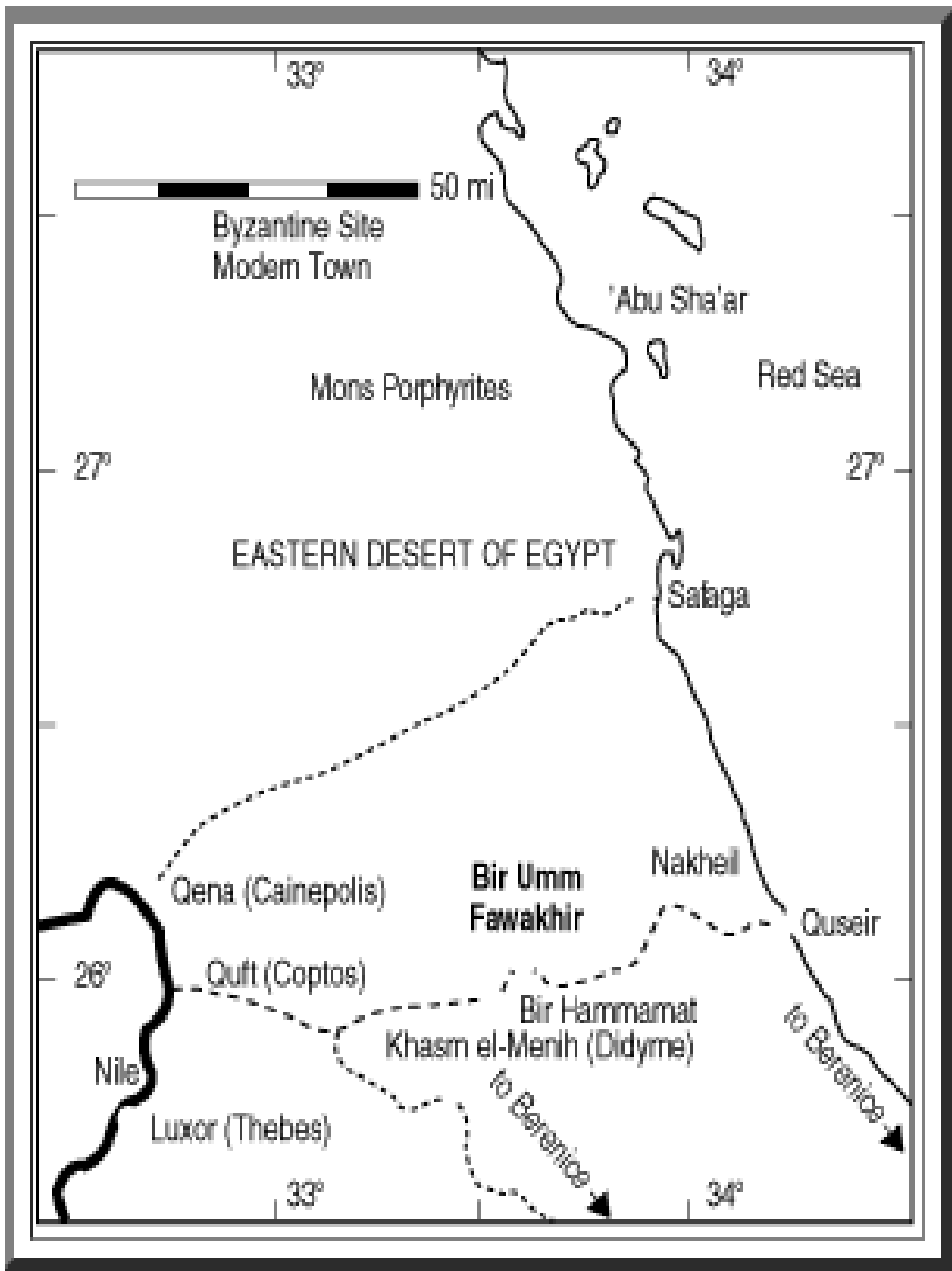
Esta obra persigue exponer el desarrollo y avance del beneficio de minerales de oro y plata de manera general de poco más de 5,000 años desde un enfoque ingenieril, científico y en menor medida social, teniendo como brújula la metalurgia mexicana, su desarrollo, sus antecedentes y su presente. Este trabajo es el producto de largos meses de investigación (así como del interés personal en el vínculo entre la química y la sociedad, y por supuesto, en la metalurgia del oro y la plata). Si en alguna época este breve esfuerzo por exhibir el papel fundamental de la ciencia y la ingeniería en el desarrollo de la humanidad sirviese a alguien más, será suficiente recompensa

Anexos

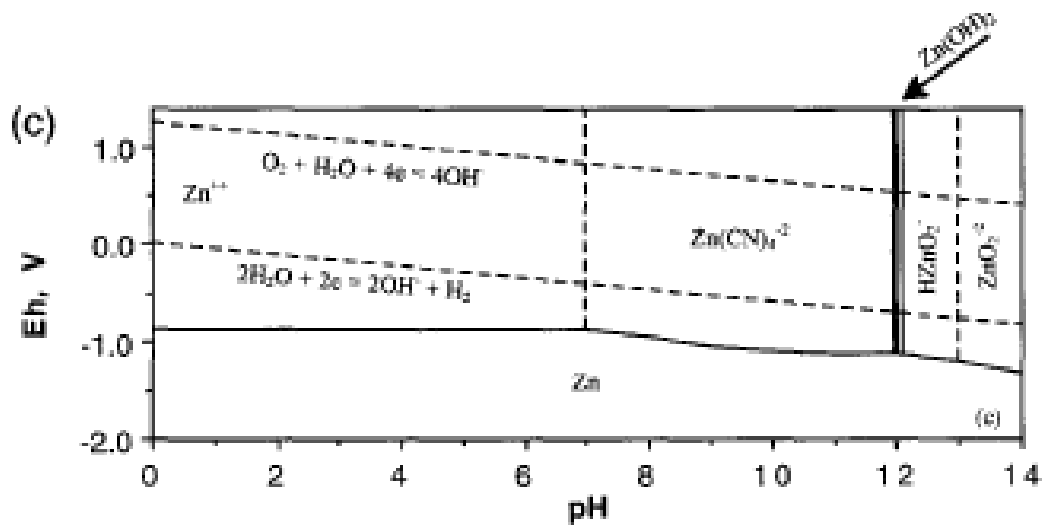
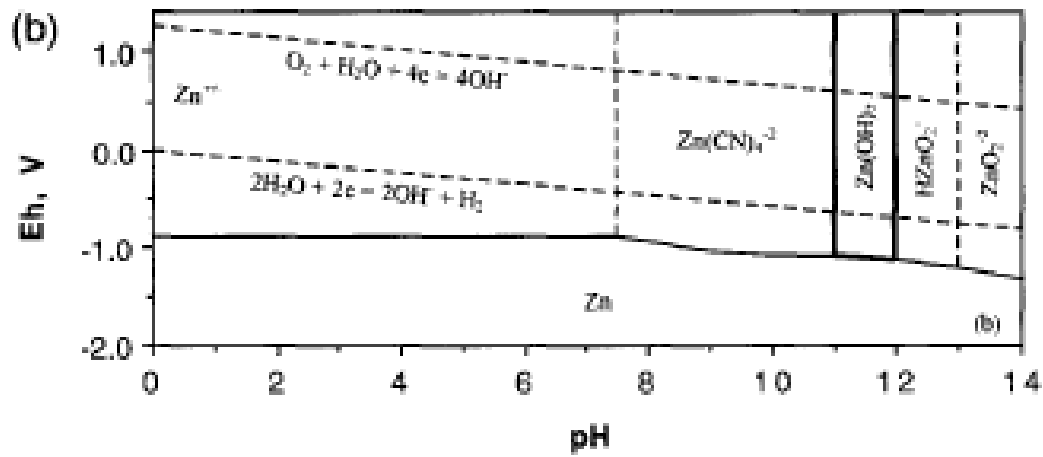
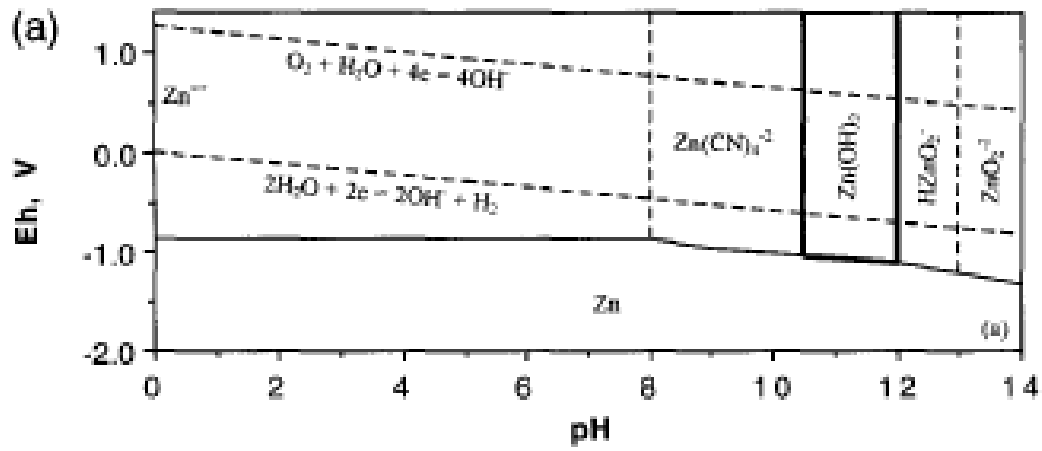
Anexo 1. Figura 87. Distribución de los complejos mineros en el antiguo Egipto.



Anexo 2. Figura 88. Centro minero egipcio de Bir Umm Fawakhir.



Anexo 3. Figura 89. Diagramas Eh-pH del sistema Zn-CN-H₂O.



Anexo 4. Conformado mecánico: El trabajo orfebre

La orfebrería es el arte aplicado a la metalurgia del oro. Se puede decir que un maestro orfebre es un trabajador metalúrgico experto en trabajar con metales preciosos (principalmente oro) y piedras preciosas. Durante la antigüedad, los orfebres fabricaron enseres de oro, joyas, platos, copas, armas, entre otros, así como objetos para fines rituales y religiosos. La orfebrería fue muy valorada en la Edad Media, puesto que los orfebres decoraban los manuscritos con oro laminado, así como cuantiosos objetos sacros con metales preciosos. En el siglo XIX los maestros orfebres rusos Gustav Fabergé (1814-1893) y Peter Carl Fabergé (1846-1920) realizaron los famosos huevos de Pascua Fabergé.

La orfebrería se practicaba en las primeras culturas del Medio Oriente y el Mediterráneo que dieron origen al arte mesopotámico y la escultura mesopotámica, así como al arte egipcio. Incluso estilos menos sofisticados de arte hitita y arte asirio tenían una tradición de orfebrería.



Img. 21. Rhyton (toro) hitita de los siglos XIV-XIII a.C.

Los hititas fueron un pueblo (entre los siglos XVII y XII a. C) que dominó la región de Anatolia (Turquía). Fueron los primeros en el área en extraer y usar hierro, y en el 1600 a.C. se establecieron en Hattusa el norte de Anatolia. El antiguo arte del reino hitita, especialmente su arquitectura y escultura en relieve fue producido en gran parte durante esta fase imperial

que alcanzó su apogeo en el siglo XIV a.C bajo el rey Suppiluliuma I. En este punto, los hititas controlaban un área que incluía la mayor parte de Anatolia, Mesopotamia superior (Irak), así como Siria y Líbano. Como ejemplo del arte hitita, en la figura 21 aparece un recipiente de plata para beber que tiene la forma de un toro llamado *rhyton hitita* perteneciente a los siglos XIV-XIII a.C.

La orfebrería en el antiguo Egipto

En el mundo antiguo los artículos de oro eran un símbolo de poder, religión y nobleza. Los antiguos egipcios valoraban mucho el adorno personal y las joyas egipcias eran usadas por mujeres y hombres. Algunas veces las estatuas de dioses y reyes estaban adornadas con lujosas joyas. Los difuntos eran preparados con joyas y otros objetos de lujo, conforme a sus creencias fúnebres, por ejemplo la máscara mortuoria de Tutankamón que está fabricada con 11 Kg de oro.

La joyería egipcia de elevado valor era un artículo comercial muy codiciado en el mundo antiguo. Su artesanía se encontró en lugares como Turquía, Roma, la antigua Persia y Grecia.

Los antiguos orfebres egipcios habían desarrollado la técnica de fundición de cera perdida mucho antes del período minoico medio (isla de Creta, 1800-1450 a. C). Creta y Egipto estaban en contacto comercial porque, entre otros recursos, las élites egipcias tenían un gusto por la cerámica minoica. De este intercambio cultural y comercial se cree que los orfebres Cretenses aprendieron que al encerrar un modelo de cera en arcilla y luego calentar el modelo invertido para que se perdiera la cera, se formaría un molde hueco, en el que se podría verter el oro.

Junto al oro, uno de los materiales más comúnmente usado por los artesanos egipcios fue el vidrio coloreado. Se descubrió por primera vez en Egipto y se sabe que era increíblemente caro debido a su rareza.

El oro extraído de los desiertos de Nubia y de Wadi Hammat fue, además del cobre y la plata, la materia prima para los prodigiosos orfebres. Sin embargo en comparación con el oro, la plata fue más escasa en Egipto, parte del uso de la misma se debió a su importación.

Una de las técnicas más comunes para trabajar el valioso metal áureo fue el martilleo que consistía en golpear numerosas veces los lingotes provenientes de la fundición. Los orfebres descubrieron que el oro podía ser martillado y que al hacerlo podían usarlo no solo de manera más económica, sino también con un mayor efecto estético. Los muebles encontrados en la tumba de la reina Hetepheres I, hallados en Guiza en 1927 por George Andrew Reisner son evidencia del dominio de la técnica del revestimiento con oro ya en 2600 a.C. Entre los muebles de la tumba había un toldo de cama, cuyo marco consistía en cuatro postes esquineros de sección rectangular, diez postes laterales de sección circular, cinco postes de techo de sección circular, tres tableros de base de sección rectangular y cuatro tableros de marco de rectangular, sección que une los postes esquineros en la parte superior. Todas estas piezas eran de madera cubiertas con láminas de oro de gran peso y tenían entre 2.2 y 3.2 m de longitud (fig. 22).

En la mayoría de los casos, se utilizaron laminas sueltas de oro para cubrir cada pieza y se emplearon pequeñas tachuelas de oro para sujetarlas en su posición. El uso de láminas de oro pesado fue uno de los métodos más importantes para producir piezas doradas a lo largo de la historia de Egipto. Sin embargo, los orfebres egipcios descubrieron desde el principio que se podían obtener resultados igualmente satisfactorios empleando láminas mucho más delgadas e incluso una hoja de oro. La lámina u hoja rara vez se aplicaba directamente al objeto a dorar. En primer lugar, el objeto se cubría con una fina capa de yeso especialmente fino, y el oro se colocaba en posición con la ayuda de algún tipo de adhesivo, cuya naturaleza no se ha establecido. Las escenas del martilleo del oro se encuentran representadas en varias tumbas egipcias. El dorado por hojas se usó no solo para objetos de madera, sino también para objetos de metal e incluso para la decoración de escenas pintadas en papiro; Pruebas de laboratorio de los fragmentos sobrevivientes ha demostrado que el grosor de la hoja para decorar algunos de estos papiros utilizados fue de aproximadamente 0.006 mm (James, 1972).



Fig. 22. Cama mortuoria de Hetepheres I, fabricada de madera y lámina de oro, Museo de Bellas Artes de Boston

Parece probable que el grosor de la hoja empleada varíe considerablemente a medida que aumentaba el conocimiento de la técnica. Apartir del análisis de la composición y el grosor de la hoja de oro egipcia del período comprendido entre la VI y la XIII dinastía reportado por Eric D. Nicholson, 1979, se realizó la siguiente tabla (Fig.23):

Dinastía	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	otros (%)	espesor (μm)
VI	92.3	3.2	-	4.5	-
XII	85.04	13.06	0.1	2.7	1
XIII	92.7	4.9	-	2.4	1

Fig. 23. Tabla del análisis realizado a laminas de oro egipcias pertenecientes a diferentes dinastías (Nicholson, 1979).

mientras que las muestras de Luxor (Tebas) de finales de la dinastía XVIII tenían un espesor de aproximadamente $0.3 \mu\text{m}$. Por lo anterior se puede decir que, en general, se observa un desenso en la cantidad de oro empleado (excepto durante la dinastía XIII) así como una disminución en el espesor de las hojas de oro.

Aproximadamente en el 5000 a.C el orfebre egipcio se encontró con el hecho de que al martillar repetidamente una pepita de oro o un lingote este se volvía propenso a la fractura y que con el martillo y el fuego juntos se podía trabajar el oro devolviéndole así su extraordinaria ductilidad. Esto se hacía elevándolo a un color *rojo cereza* en un horno de recocido. Este extraordinario hecho marca el primer paso vital del orfebre en la conquista de su oficio.

La máscara mortuoria de Tutankamon y la tumba de Sakkara

La máscara funeraria de Tutankamón (figura. 24), es quizá el mejor ejemplo de orfebrería que se conoce del antiguo Egipto y un notable ejemplo de escultura de retratos que se hizo con láminas de oro.

La máscara de Tutankamón es una máscara de oro del faraón egipcio Tutankamon de la Dinastía XVIII (que reinó entre 1332 y 1323 a.C). Fue descubierta en 1925; mide 54 centímetros (1.8 pies) de altura, pesa más de 10 kg (22 lb) y está decorado con piedras semipreciosas y representa a Osiris, el dios egipcio de la vida futura. Se fabricó a partir de dos capas de oro de alta ley, con un espesor promedio de 2.25 mm.

La máscara fue sometida a cristalografía de rayos X, que reveló que la máscara contiene dos aleaciones de oro: una de 18.4 quilates para la cara y el cuello y otra de 22.5 quilates de oro para el resto de la máscara (Reeves, 2015). Este hecho podrá ser intencional o respaldar la idea de que se reciclaba el oro de las dinastías anteriores.



Figura 24. Máscara funeraria de Tutankamón, Museo Egipcio de El Cairo

Desafortunadamente las herramientas y equipos que se utilizaron para su creación desaparecieron hace mucho tiempo. Sin embargo, un mural de una tumba en Sakkara alude a la compleja organización y sofisticación tecnológica de un taller de orfebrería en Egipto en el 2300 a.C. En el mural (fig. 25) se detalla como era el pesaje del metal. Por otra parte,

un grupo de hombres suministra aire a través de tubos de soplado en lo que sin duda es un horno utilizado tal vez para fundir los metales básicos, o tal vez para el recocido. La mayoría de las representaciones de los trabajadores son simbólicas más que objetivas, pero una escena está claramente dibujada para mostrar a los hombres con el martillo en el trabajo, mientras que otra representa a los buscadores.



Imagen 25. Descripción del trabajo orfebre durante el Reino Antiguo (Dinastías III y IV)

La evidencia antigua que se encontró del trabajo orfebre en Sakkara pertenece a una tumba de la VI dinastía (2324-2160 a.C.) del Reino Antiguo, cuando el faraón Teti gobernó. En la pared se puede ver un relieve que representa a los orfebres. En la primera línea se puede ver cómo los trabajadores metalúrgicos (metalworkers) primero funden y luego vierten el oro y finalmente se martillea (beating) el oro solidificado hasta obtener una lámina. La segunda línea muestra la producción de joyería (collares y pectorales).

Más evidencia del trabajo metalúrgico del oro está en Luxor (Tebas) en la tumba de Nebamon de la dinastía XVIII (1390–1350 aC). Donde se encuentra un mural que muestra trabajadores metalúrgicos (fig.26).

La escena comienza con el pesaje del oro y luego los pasos de procesamiento en la fabricación de joyas. Otra técnica que destaca del trabajo egipcio es el cloisonné del que se hablará más adelante.



Figura 26. Dibujo de N. de Gares Davies (1921)

Principales técnicas utilizadas por los orfebres

Filagree

El Filagree o Granulación (Arte griego 550-250 a.C.), consiste en la creación de piezas de oro y plata, utilizando patrones de pequeñas cuentas de oro o glóbulos de oro (granulación), unidos a la superficie de un objeto en patrones sugerentes de encaje. Fue ampliamente utilizado por orfebres italianos y franceses desde mediados del siglo XVII hasta finales del siglo XIX, sin embargo el Filagree alcanzó un apogeo temprano en el arte etrusco y griego. En la figura 27 aparece el *broche de tara*, como ejemplo de ésta técnica.

Repujado

Esta técnica de metalurgia tradicional (siglos I y II d.C) se empleó para crear un diseño elevado o hundido en una lámina de oro u otro metal. Una forma popular de estampado en relieve se conoce como repoussé, que implicaba el martilleo del reverso de una hoja de metal para crear un diseño en bajo relieve. Otro método de grabado en relieve se conoce como cincelado. Esto funciona de manera opuesta al repujado. Una muestra de esta técnica es la obra maestra de plata conocida como Caldero de Gundestrup (figura. 28).



Figuras 27 y 28. Broche de tara, joyería celta. Caldero de Gundestrup, elaborado con plata por plateros celtas en el s. II o I a.C.; respectivamente.

Cloisonné

La técnica del esmalte *cloisonné* (de la palabra francesa *cloisonné* que significa compartimentos) es una expresión del arte Bizantino de los siglos VIII al IX que consiste en la soldadura de alambres de oro o plata en un objeto metálico, para crear un número de compartimentos elevados (*cloisons*) que luego se llenan con esmalte para introducir la pieza a el horno. El Cloisonné (fig. 29) fue dominado durante la era temprana del arte bizantino y durante el período románico y gótico; sin embargo, como se dijo antes esta técnica ya era conocida por los antiguos egipcios.



Figura. 29. El cáliz de Ardagh

Niel

Perteneciente a la era Bizantina (400-1200 d.C.), esta técnica fue utilizada por primera vez por los egipcios. Consistía en la aplicación de Niello, un polvo de color negro, hecho mediante la fusión de cobre, plata, plomo y azufre, en diseños grabados en objetos metálicos de pequeña escala, generalmente de plata. Una vez que la superficie metálica grabada estaba cubierta con el Niello (fig. 30), se aplicaba calor, lo que hacía que el Niello se derritiese y flullera hacia los canales grabados.



Fig. 30. La hebilla de Sutton Hoo, de comienzos del siglo VII

Esmalte

Durante el proceso de esmaltado, se aplicaba un esmalte vítreo a una superficie metálica y luego se le sometía a un intenso calor, que fundía el esmalte, convirtiéndolo en un recubrimiento decorativo de sobresaliente color. El recubrimiento vítreo (conocido como esmalte vítreo) se podía hacer parcial o totalmente transparente, o completamente opaco; además, su color se puede controlar mezclando el vidrio fundido con varios óxidos metálicos, como los óxidos de cobalto (CoO) que proporcionan un tono profundo de azul llamado azul cobalto y óxidos de hierro, entre otros. El esmaltado tiene afinidades con los mosaicos y la pintura, y alcanzó su apogeo en la cultura bizantina. También floreció durante la época medieval (1200 d.C), durante la época del arte gótico y durante el Renacimiento italiano.

Referencias

1. Abdelsalam, M.G. y Stern, R.J. (1996). *Sutures and shear zones in the Arabian–Nubian shield*. J. African Earth Sci. pp. 289–310.
2. Allan, G.C. y Woodcock, J.T. (2000). A review of the flotation of native gold and electrum. Minerals Engineering. 1(49).
3. Aller, Jesus. et all. (2013). “*The Roman gold mine of Las Médulas*” Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/259930129_The_Roman_gold_mine_of_Las_Medulas
4. Aubrey, L Hillman. et. all. (2017). “*Lead pollution resulting from Roman gold extraction in northwestern Spain*” First Published February.
5. Bermúdez, Méndez Manuel. (1569). “De Re Metallica”. Traducción. Madrid. Recuperado de: https://www.academia.edu/29517480/DE_RE_METALLICA
6. Barsky, G., Swainson, S. J., & Hedley, N. (1935). Dissolution of gold and silver in cyanide solutions. *Tras. Am. Inst. Min.-Metal. Engrs*, 112, 660-667.
7. Bernstein, M. D. (1964). *The Mexican Mining Industry 1890-1950*. United States of America: State University of New York.
8. Bertrand, J.M.L. y Caby, R. (1978). *Geodynamic evolution of the Pan-African orogenic belt; a new interpretation of the Hoggar shield (Algerian Sahara)*. Geol. Rundsch. 67(2). 357–388.
9. Campbell. (1985). *Morphological*. pp. 83, 91, 312.
10. Carracido, José. (1892, 07 de marzo). “*Los metalúrgicos españoles en América*” [conferencia de pronunciada].

11. Cesareo. et al. (1994). *Non destructive*. 301-308.
12. Gexla Chi, Maurice C. Fuerstenau, y John O. Marsden. (1997). “*Study of Merrill-Crowe processing. Part I: Solubility of zinc in alkaline cyanide solution*”. U.S.A: University of Nevada-Reno. *International Journal of Mineral Processing*, 49(3–4), 171-183. Recuperado de: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0301751696000439>; <https://libgen.org/wzs.net/book/4649321/e88ada>
13. Chryssoulis, S.L. y Cabri, L.J. (1990). *Significance of gold mineralogical balances in mineral processing*. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering* 2(2), C1-C10.
14. Chryssoulis, S., Venter, D. y Dimov, S. (2003). *On the floatability of gold grains. Proceedings of the 35th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors*. Ottawa.
15. Díaz del Castillo. (2002). *Historia*, capítulo XCII, p. 172.
16. Diodorus Siculus. (1935). *Book III, Chapters 12 to 14*; C. H. Oldfather translation, Loeb Classical Library, 115-123. Recuperado de: <https://ryanfb.github.io/loebolus-data/L303.pdf>
17. Durán. (2002). *Historia*. t 1, cap. XLVII, XIII, XXVIII, pp. 421,246 y 282.
18. Easby. (1956). *Ancient*. pp. 406.
19. Easby Jr. (1955). *Sahagún*. pp. 97.
20. *Economista Mexicano* [1886-1911], 18 de Noviembre de 1889.
21. Escosura, L. (1878): *Historia del tratamiento metalúrgico del azogue en España*. Ed. Escuela Especial de Ingenieros de Minas. Imp. y Fund. M.Tello. Madrid.

22. Feiss. (2001). *Geology*. pp.38.
23. Floyer, E.A. (1893). *EEtude sur le Nord-Etbai entre le Nil et le Mer Rouge, Le Caire*.
24. Galindo-Montiel, J.Y. (1993). *La producción en el Distrito Minero de Guanajuato desde el S. XVII hasta la época actual*. Guanajuato, México: Universidad de Guanajuato, [Tesis de Maestría, Facultad de Minas, Metalurgia y Geología]. pp. 357.
25. Gómez Fernández, F. Vindel, E. y Martín-Crespo, T. (2012). “*The Llamas de Cabrera gold district, a new discovery in the Variscan basement of northwest Spain: A fluid inclusion and stable isotope study*”. *Ore Geology Reviews* 46, 68–82.
26. Gross, W.H. (1975). *New ore discovery and source of silver–gold veins*. Guanajuato, México: Economic Geology. Recuperado de: <https://www.redalyc.org/pdf/572/57221207.pdf>
27. Habashi, Fathi. (1987). “*One hundred years of cyanidation*”, Article in CIM Bulletin, Laval University p.p. 108. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/283820455_ONE_HUNDRED_YEARS_OF_CYANIDATION
28. Hartmann, A. Sangmeister, E. y *Angew, Chem.* (1972). *Ancient Egyptian gold refining*. *Gold Bulletin*, 84(14), 668.
29. Healy, John F. (1979). *Mining and Processing Gold Ores in the Ancient World*, Royal Holloway College. England: University of London. *Journal of metals*, Recuperado de <https://link.springer.com/article/10.1007/BF03354474>
30. Healy, J. F. y A. S. Darling. (1971). *Mining and Processing Gold Ores in the Ancient World*. *Nature*, unpublished work, 231(5303), 443. Recuperado de: <https://www.aedeweb.com/assets/12-EL-MAPA-GEOL%C3%93GICO-TOPOG>
31. Hoover, T. J. (1914) *Consentrating Ores by Flotation*. 2° Edition. The Mining Magazine. London.

32. Huktinoton, Adams. (1911). *The Continuous System of Cyaniding in Pachuca Tanks*, Wilkes-Barre Meeting. México.
33. Ilyas, S., y Lee, J.-C. (2018). *Gold Metallurgy and the Environment* (1st ed.). CRC Press. Recuperado de: <https://doi.org/10.1201/9781315>
34. James, T. G. H. (1972). *Ancient Egypt: State and Society*. Gold Bulletin, 5(2), 38.
35. Klemm, et. al. (2001). *Gold of the Pharaohs – 6000 years of gold mining in Egypt and Nubia*, Journal of African Earth Sciences.
36. Kretschmar, U., Scott, S.D. (1976). *Phase relations involving arsenopyrite in the system Fe–As–S and their application*. Can. Mineral. 14 (3), 364–368.
37. de Lacerda L.D., Salomons W. (1998). *The Use of Mercury Amalgamation in Gold and Silver Mining. In: Mercury from Gold and Silver Mining: A Chemical Time Bomb?* Environmental Science. Springer, Berlin, Heidelberg. Recuperado: de https://www.researchgate.net/publication/282481270_Mercury_from_Gold_and_Silver_Mining_A_Chemical_Time_Bomb
38. Lang, Mervyn F. (1999). *Azoguiería y amalgamación. Una apreciación de sus esencias químico-metalúrgicas, sus mejoras y su valor tecnológico en el marco científico de la época colonial*, Inglaterra: Universidad de Salford. pp. 658-659.
39. Langenscheidt, Adolphus, (2006). “*La minería en la Sierra Gorda*”. Arqueología Mexicana núm. 77, pp. 46-52. Recuperado de: <https://arqueologiamexicana.mx/mexico-antiguo/la-mineria-en-la-sierra-gorda>
40. Llorete Gómez, Emilio. (1991). *Minería Química*. Instituto Tecnológico Geominero de España.

41. López Trujillo, Juan Carlos. (2013). *Estudio comparativo de la lixiviación alcalina de una mena aurífera mediante el uso de cianuro de potasio contra el uso de tiosulfato de sodio*, [Tesis, Universidad Nacional Autónoma de México, Facultad De Ingeniería]. México. Recuperado de: <http://132.248.9.195/ptd2013/octubre/0703281/Index.html>
42. López de Gómara, Francisco. (1997). *Historia de la conquista de México*, Mexico: Porrúa, 3ra ed.
43. Lynch, A. J, Watt, J.S, Harbort, G.E. (2016). *History of Flotation Technology*. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/299468259_History_of_Flotation_Technology
44. Meza Rodríguez. (2016). “*Biolixiviación mejorada de minerales sulfurados refractarios de oro y de plata*” [Tecnología e Innovación]. 11° Congreso Estatal de Ciencia,. Michoacán, México. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/321153563_Biolixiviacion_mejorada_de_minerales_refractarios_de_oro_y_de_plata
45. Michlaud, L.D. (2016). *Pachuca tank*. USA. 911 Metallurgist. Recuperado de: <https://www.911metallurgist.com/blog/pachuca-tanks>
46. *Minería Mexicana*. (1984). *Comisión de fomento minero*. México, pp.101.
47. Mular, Andrew L., Halbe, Doug N. y Barratt, Derek John. (2002). “*Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control: Proceedings*”, Vol. 2. USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Recuperado de: <https://books.google.com.mx/books?id=GibosO9NKWwC&printsec=frontcover&hl=es#v=onepage&q&f=false>

48. Naranjo Gómez, Doria María. (2012). *Flotación directa de oro nativo grueso, como sustituto de la amalgamación tradicional*. Medellín: Escuela de Materiales, Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia.
49. Nava, Oteo, Guadalupe. (1964). "*La minería durante el Porfiriato*" [Tesis, Facultad de Filosofía y Letras, UNAM] México.
50. Neesse, Thomas. (2014). *Selective attachment processes in ancient gold ore beneficiation*, *Minerals, Engineering*, 58, pp. 52-63, ISSN 0892-6875. Recuperado de <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687514000107>
51. Notton, J. H. F. (1974). "*Ancient Egyptian gold refining*" *Gold Bulletin, Switzerland*, pp. 50-56.
52. Ordoñez, Ezequiel. (1899). *Boletín del Instituto Geológico de México*, No. 12, México.
53. Oro-Plata. (2014). Secretaría de Economía. Recuperado de: https://www.economia.gob.mx/files/comunidad_negocios/industria_comercio/informacionSectorial/minero/targets_mineros_0713.pdf
54. Ovejero, Ana Ingrid. (s/f). *Marco teórico depósitos epitermales*. Universidad Internacional De Andalucía. Recuperado de: <http://editorial.unca.edu.ar/Publicacione%20on%20line/DIGITESIS/Ovejero%20Ingrid/PDF/CAPITULO%20II%20MARCO%20TEORICO%20DEP%20EPITERMALES%20vALE.pdf>
55. Oyarzun, R. y Doblas, M. (s/f). Recuperado de: https://www.aulados.net/Geologia_yacimientos/Zonas%20de%20Cizalla/Fallas_Segunda_Parte.htm
56. Parga, J.R., Wan,R.Y. y Miller, J.D. (1988) Zinc-dust cementation of silver from alkaline cyanide solutions analysis of Merrill-Crowe plant data. Recuperado de: https://collections.lib.utah.edu/dl_files/59/f7/59f7ba35715af581e66ef3182b8bd4d4fa8c4c0e.pdf

57. *Panorama Minero del Estado de Durango*. (2020). Secretaría de Economía. Recuperado de: <http://www.sgm.gob.mx/pdfs/DURANGO.pdf>
58. *Panorama Minero del Estado de Zacatecas*. (2020). Secretaría de Economía. Recuperado de: <http://www.sgm.gob.mx/pdfs/ZACATECAS.pdf>
59. Parga, Valenzuela. (2009). *Bacís flotation cell for gold- and silver-bearing pyrite recovery*. México: Minerals and Metallurgical Processing.
60. Pelaez Leyton, J. (1991). *El proceso de Bartolomé de Medina y su desarrollo en Potosí*. Bol. Soc. Geogr. Potosi, 14, 16-43.
61. Pérez-García, LC, Sanchez-Palencia, FJ y Torres-Ruiz, J. (2000). *Tertiary and Quaternary alluvial gold deposits of Northwest Spain and Roman mining (NW of Duero and Bierzo Basins)*. Journal of Geochemical Exploration, 71, 225–240.
62. Pliny. (s/f). *Historia Naturalis*, XXXIII, 25
63. Puche Mazadiego, Martin. (1996). “*Los procesos de Amalgamación a través de los tiempos*”. Madrid: Boletín Geológico y Minero. Vol. 107-1.
64. Ramos Arroyo, Yann, Prol Ledesma, Rosa María y Siebe Grabach, Christina. (2004). *Características geológicas y mineralógicas e historia de extracción del Distrito de Guanajuato, México. Posibles escenarios geoquímicos para los residuos mineros*. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, 21(2), 268-284. México: Universidad Nacional Autónoma de México Querétaro, Recuperado de: <https://www.redalyc.org/pdf/572/57221207.pdf>
65. Ramos-Ramírez, E. (1991). *Reconstrucción mineralógica de los jales de Guanajuato y el estudio sobre el seguimiento de las especies químicas contenidas en sus componentes no metálicos* [Tesis de maestría, Universidad de Guanajuato, Facultad de Ciencias Químicas]. Guanajuato, México. pp.135.

66. Randall-Roberts, J. (1990). *Geology of El Cubo mine and area, Guanajuato, México*, in Clark, K.F. (ed.), *Mexican Silver Deposits, Guidebook: Society of Economic Geologists, SEG Guidebooks Series, 6*, 213–227.
67. Randall-Roberts, J.A., Saldaña, E., Clark, K.F. (1994). *Exploration in a volcano-plutonic center at Guanajuato*. México: *Economic Geology*, 89, 1722–1751.
68. Reeves, Nicholas. (2015). “*Tutankhamun's Mask Reconsidered*”. *Egyptological Seminar of New York. Bulletin of the Egyptological Seminar. Vol.19*. Recuperado de: https://www.academia.edu/7415055/Tutankhamuns_Mask_Reconsidered_2015_
69. Robles Berumen, Ruth. y Foladori, Guillermo. (2019). “*Una revisión histórica de la automatización de la minería en México. Problemas del desarrollo*”, 50(197), 157-180. (Epub 18 de octubre de 2019). Recuperado de: <https://doi.org/10.22201/iiec.20078951e.2019.197.64750>
70. R. R. Bryan, M.H. Kuryla, (1934). *Milling and Cyanidation at Pachuca*, American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers (AIME).
71. Sariego, J. L., Reygadas, L., Gómez, M. Á. y Farrera, J. (1988). *El Estado y la minería mexicana. Política, trabajo y sociedad durante el siglo XX*, 1a edición, México, Fondo de Cultura Económica.
72. Scammuzzi, Ernesto, (s/f). “*Egyptian Art in the Turin Museum*”, H. N. Abrams Inc., Plate 88.
73. Sen. Chinmay. (2015). “*Bioleaching of Gold: An alternative green mining technology for 21st century (A Review)*” *Biotechnology and Genetic Engineering Discipline, Khulna University, Khulna, Bangladesh*. pp. 12. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/317003417_Bioleaching_of_Gold_An_alternative_green_mining_technology_for_21st_century
74. Shepard, Robert. (1993). *Ancient Mining*. London: Elsevier Applied Science.

75. Sonneschmid, Federico. (1825). *Tratado de la Amalgamación de Nueva España*, Paris. Recuperado de: https://books.google.com.do/books?id=Tjk7AAAACAAJ&printsec=frontcover&hl=es&source=gbs_atb#v=onepage&q&f=false
76. Torres, Montufar, Óscar Moisés. (2011). *El oro de los Mexicas: Las distintas facetas de un instrumento de cohesión social en el marco de un Imperio Mesoamericano*. [Tesis, Facultad de Filosofía y Letras, UNAM]. pp. 17.
77. Tylecote, R.F. (1962). *Metallurgy in Archaeology: A Prehistory of Metallurgy in the British Isles*. London: Edward Arnold (Publishers) Ltd.
78. Vercoutter, J. (1959). The gold of Kush. *Kush* 7, 120–153.
79. Winkler, H.A. (1938). *Rock drawings of Southern Upper Egypt II*, London, pl. LVII.
80. Wong Wai, Leong Eugene, y Arun S. Mujumdar, (2009). “*Gold Extraction and Recovery Processes*” Minerals, Metals and Materials Technology Centre, Faculty of Engineering, National University of Singapore, , pp.6-7. Recuperado de: https://www.academia.edu/26421368/Gold_Extraction_and_Recovery_Processes_For_Internal_Use_Only_Not_for_General_Distribution
81. Zhou, Jago and Martin. (2004). “*Establishing the Process Mineralogy of Gold Ores*”, SGS MINERALS TECHNICAL BULLETIN, USA, pp. 1.