

Índice de los anexos

ÍNDICE DE LOS ANEXOS	1
A LOS METALES ESTUDIADOS	3
A.1 El cobre	5
A.1.1 El ciclo de vida del cobre.....	5
A.1.2 Detalles de los procesos del cobre	7
A.1.3 Vista de conjunto del cobre	11
A.2 El aluminio	13
A.2.1 Ciclo de vida del aluminio.....	13
A.2.2 Detalles de los procesos del aluminio	15
A.2.3 Vista de conjunto del aluminio.....	19
A.3 El zinc	21
A.3.1 Ciclo de vida del zinc.....	21
A.3.2 Detalles de los procesos del zinc.....	23
A.3.3 Vista de conjunto del zinc.....	27
A.4 El níquel.....	29
A.4.1 Ciclo de vida del níquel	29
A.4.2 Detalles de los procesos del níquel	31
A.4.3 Vista de conjunto del níquel	33
A.5 El plomo	35
A.5.1 Ciclo de vida del plomo	35
A.5.2 Detalles de los procesos del plomo	37
A.5.3 Vista de conjunto del plomo	39
A.6 El hierro	41
A.6.1 Ciclo de vida del hierro	41
A.6.2 Detalles de los procesos del hierro	43
A.6.3 Vista de conjunto del hierro.....	47
A.7 El platino.....	49
A.7.1 Ciclo de vida del platino.....	49
A.7.2 Detalles de los procesos del platino.....	51
A.7.3 Vista de conjunto del platino	53
A.8 Vista de conjunto del paladio	55
A.9 Vista de conjunto del rodio.....	57
A.10 Vista de conjunto del oro.....	59
A.11 Vista de conjunto de la plata	61



A.12	Vista de conjunto del cromo	63
A.13	Vista de conjunto del magnesio.....	65
A.14	Vista de conjunto del cadmio.....	67
A.15	Vista de conjunto del cobalto.....	69
A.16	Vista de conjunto del indio.....	71
A.17	Vista de conjunto del manganeso.....	73
A.18	Vista de conjunto del mercurio	75
A.19	Vista de conjunto del vanadio.....	77
A.20	Vista de conjunto del molibdeno.....	79
A.21	Vista de conjunto del estaño.....	81
A.22	Vista de conjunto del titanio	83
A.23	Vista de conjunto del wolframio	85
B	DETERMINACIÓN DE LAS CANTIDADES DE METALES EXTRAÍDOS HASTA AHORA	87
C	DETERMINACIÓN DE LA GENERACIÓN ANUAL DE VFU	89
D	DETERMINACIÓN DE LA GENERACIÓN ANUAL DE RAEE	93
E	DETERMINACIÓN DE LA GENERACIÓN ANUAL DE BATERÍAS	97
F	DETERMINACIÓN DE LA GENERACIÓN ANUAL DE LOS CATALIZADORES USADOS DEL REFINADO DEL PETRÓLEO	99

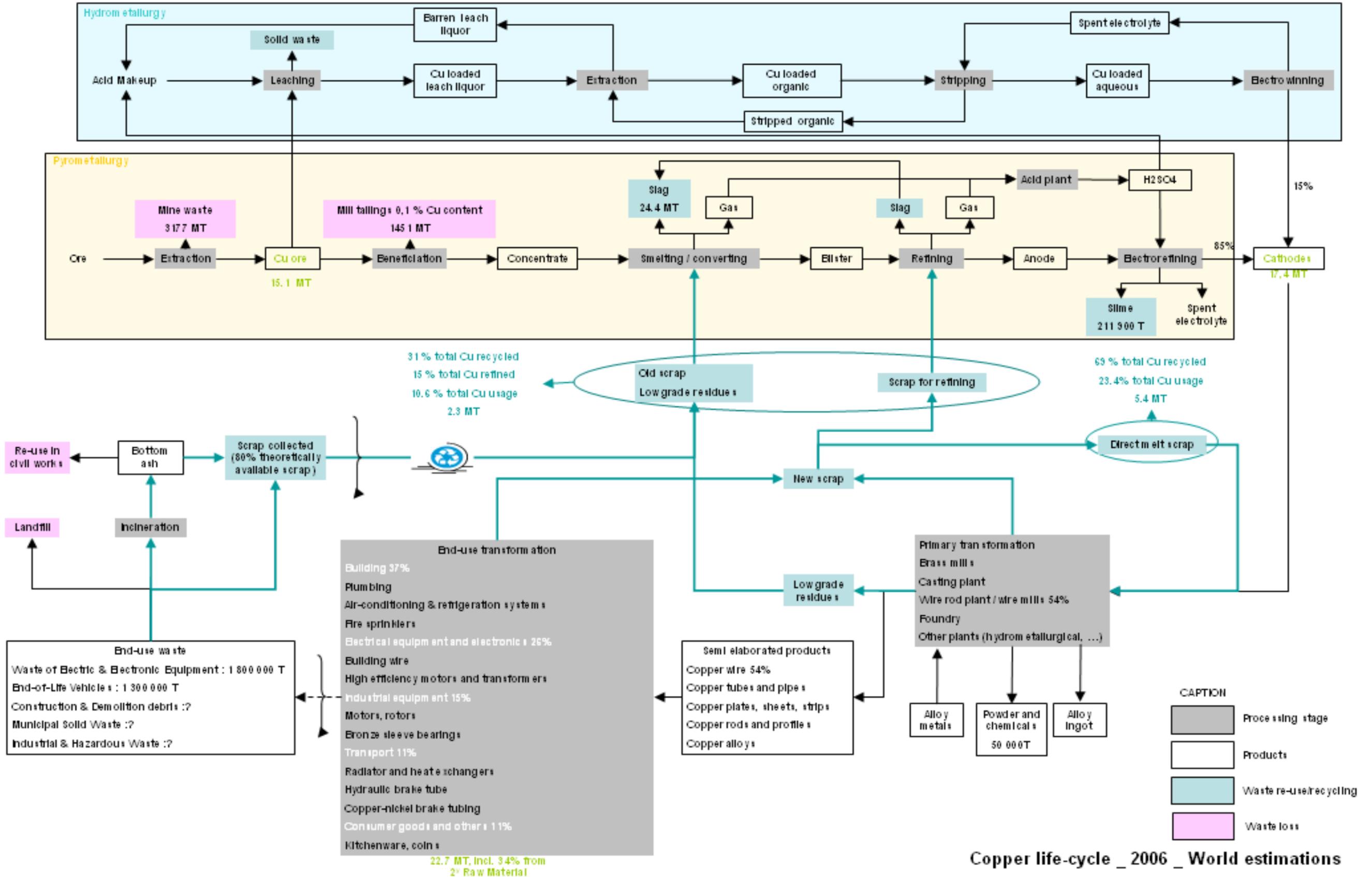


A Los metales estudiados



A.1 El cobre

A.1.1 El ciclo de vida del cobre



A.1.2 Detalles de los procesos del cobre

- **Extracción**

La extracción del cobre se hace a partir de minerales oxidados como la cuprita Cu_2O (vía hidrometalúrgica, 20%), que se encuentran en los yacimientos superficiales, o a partir de los minerales sulfurados como la calcosina Cu_2S , covellita CuS or calcopirita CuFeS_2 (vía pyrometalúrgica, 80%) que se colocan en los yacimientos profundos. El contenido en cobre suele ser inferior a 1%, igual a 0,8% en promedio. Otras fuentes de cobre existen, pero ellas son sustitución de átomos de cobre y hasta ahora no son rentables económicamente y tecnológicamente.

Mineral con un contenido en metal: $>0.5\%$ = económicamente viable.

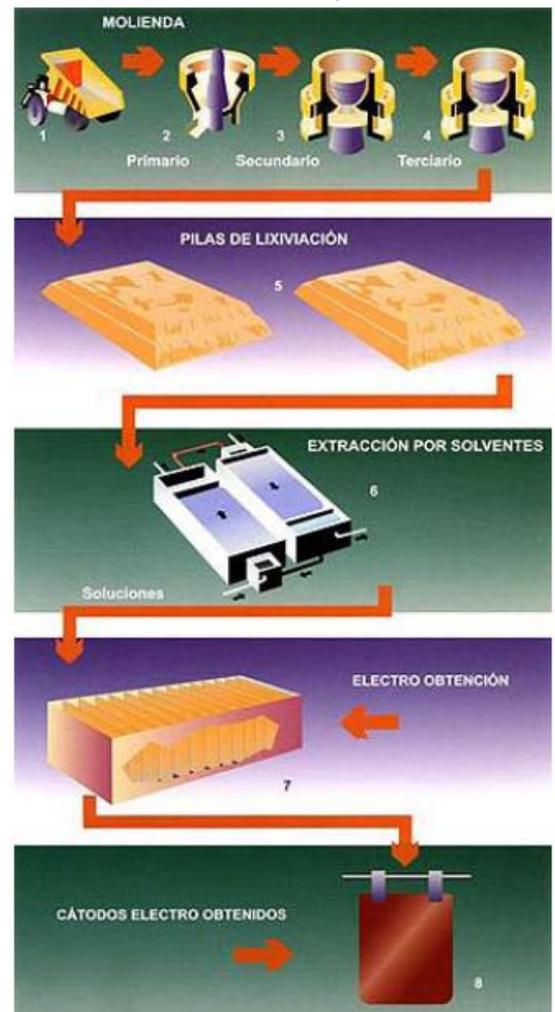
$>2.5\%$ = muy rentable.

Ahora, 90-95 % de los yacimientos de cobre explotables son minerales sulfitos, especialmente yacimientos de porphiri.

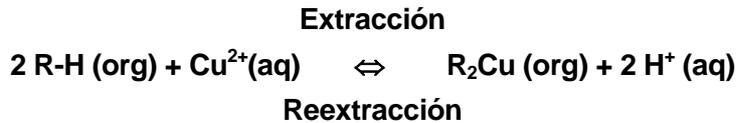
- **Hydrometalurgia** (20% producción mundial, minerales con un bajo contenido en cobre)

Los procesos hidrometalúrgicos se utilizan para minerales con un bajo contenido en cobre, especialmente los minerales oxidados, pero también unos minerales sulfitos que no contiene hierro.

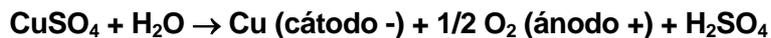
Una primera etapa de lixiviación permite obtener unos 30 hasta 70% del cobre contenido en los minerales iniciales en forma de solución de sulfato de cobre que está demasiado diluida para ser electrorefinada. Después, esta solución está sometida a una cementación o una extracción por disolvente (S-X). La cementación es un proceso de precipitación, cuyo resultado tiene que ser refinado pyrometalúrgicamente, para alcanzar un contenido de 95% cobre. El proceso S-X es un método que tiende a ser el más utilizado. La solución que está obtenida del cobre y de la agitación del disolvente crea una



capa que puede ser espumada y tratada por una solución de ácido sulfúrico.



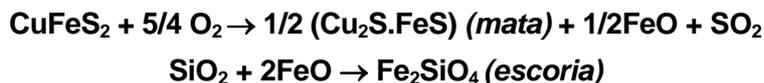
El ácido sulfúrico y el sulfato de cobre pasan a través de una celda de electro winning, para obtener unos cátodos de cobre.



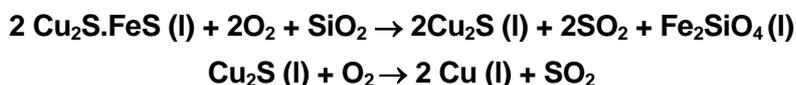
- **Pyrometalurgia** (80% producción mundial, minerales con un alto contenido en cobre)

Los minerales sulfuros pasan por un proceso de enriquecimiento, para obtener un concentrado con un contenido promedio de cobre de 25%. Este enriquecimiento es un proceso de flotación que usa unos colectores como los xantatos. La composición del concentrado depende fuertemente del mineral extraído al principio.

Después de unas etapas de fusión a mata, obtenemos una mata con un contenido en cobre de 25-35%. Durante este proceso, el dióxido sulfurado se genera y está tratado a través de una planta ácida, para ser transformado en ácido sulfúrico.

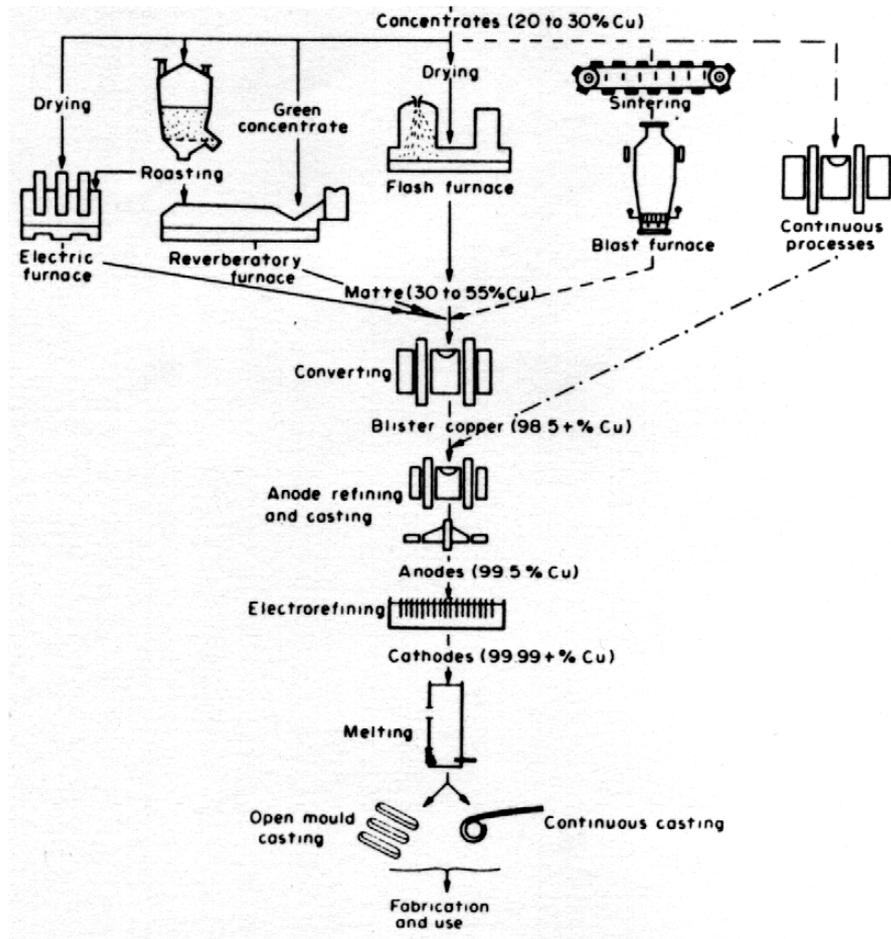


La etapa de conversión de la mata permite eliminar otra parte de los sulfuros gracias a una adición de aire, pero también una mayor parte del hierro que acaba en la escoria gracias a una adición de fundentes (silica y caliza). El cobre blister obtenido así (98-98,5% Cu) necesita un refinado para aplicaciones eléctricas.

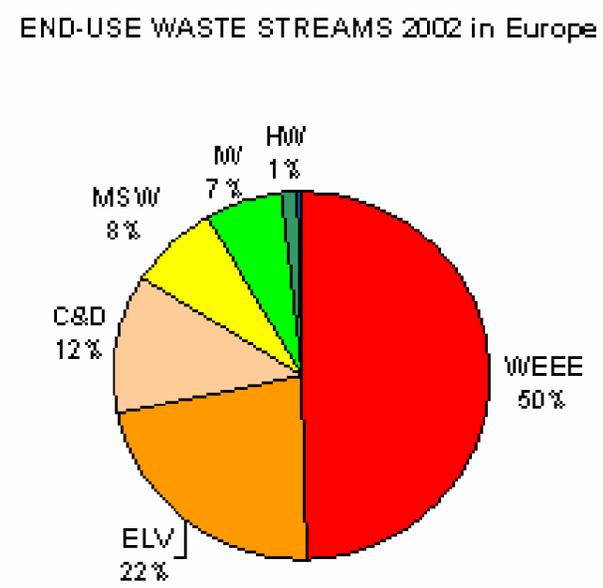
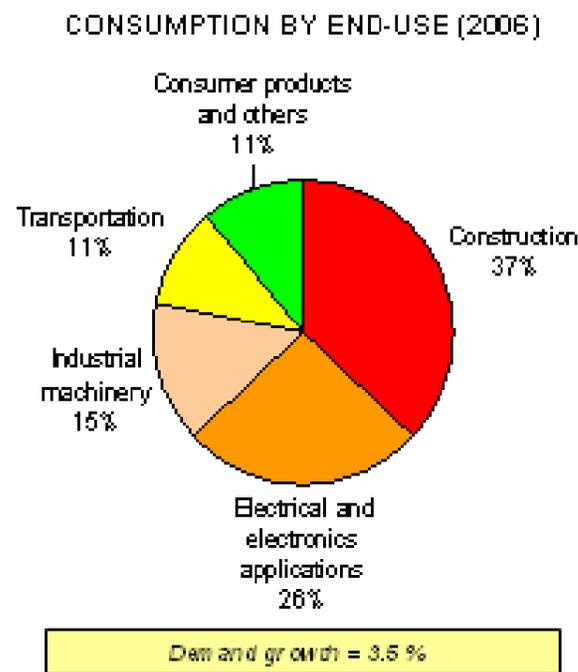
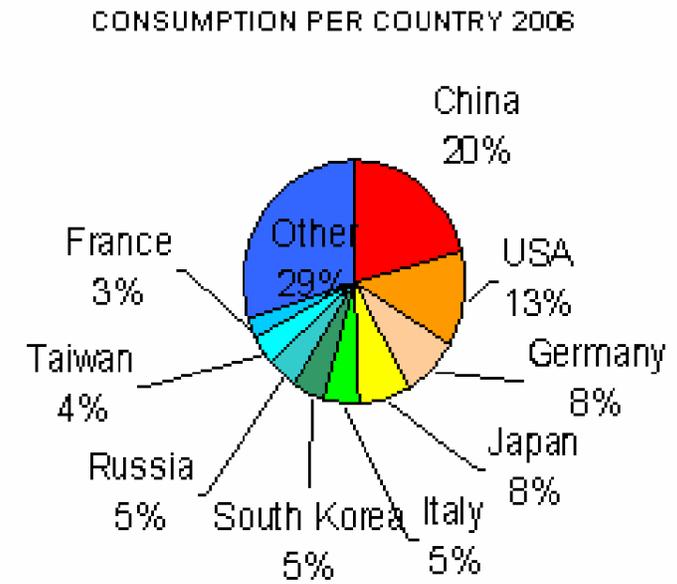
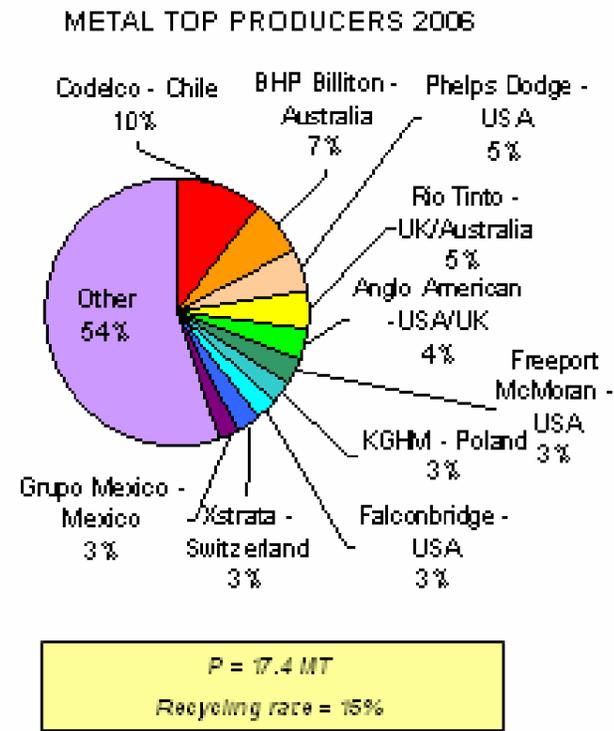
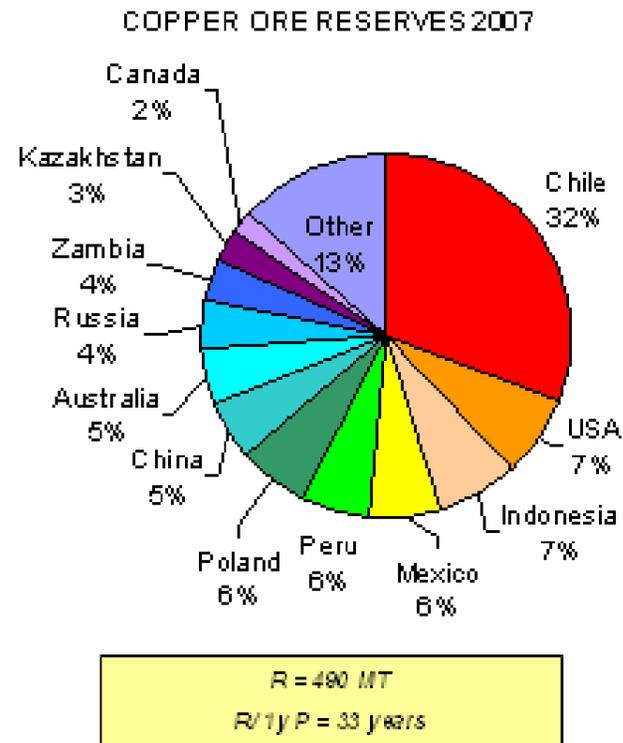


Después de un primer refinado al fuego que produce unos ánodos de cobre (99,5% como mínimo), estos ánodos son electrorefinados: a través un proceso electrolítico, con una celda conteniendo los ánodos, unas hojas puras de cobre (cátodos) y una solución electrolítica de ácido sulfúrico, los productos finales son los cátodos de cobre con una pureza mínima de 99,9% y un lodo anódico, rico en metales preciosos.



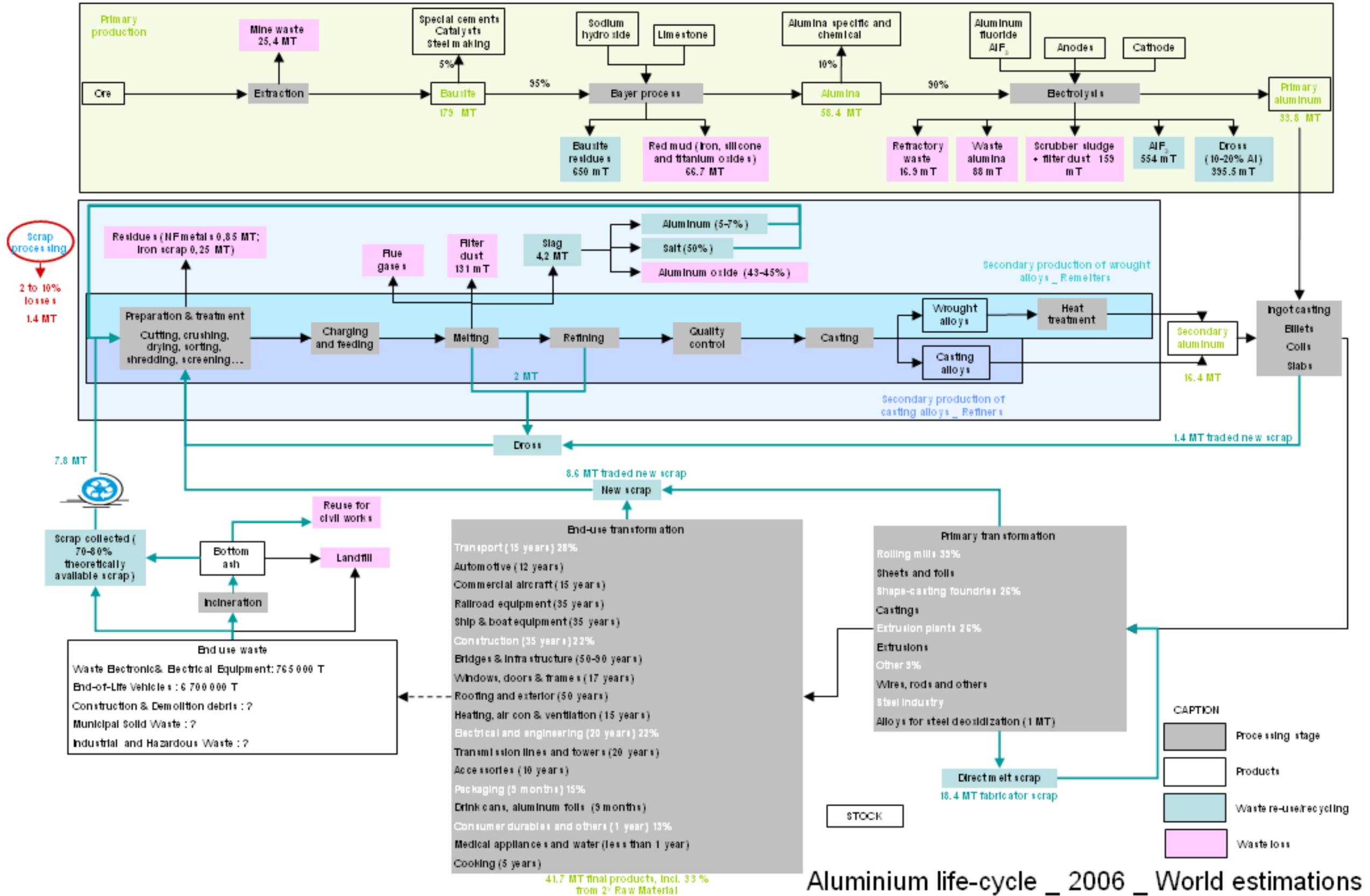


A.1.3 Vista de conjunto del cobre



A.2 El aluminio

A.2.1 Ciclo de vida del aluminio



A.2.2 Detalles de los proceso del aluminio

- **Extracción**

Por su alta reactividad, el aluminio ocurre en alrededor de 250 minerales, especialmente silicatos y arcillas que están producidas por la erosión de los precedentes. Pero el mineral más usado por la extracción del aluminio es un mineral hidroxídico, la bauxita.

Tres tipos de bauxita existen, en función de la hidratación de las moléculas y de su estructura cristalina: Gibbsita, Böhmita y Diáspora. La primera es un verdadero hidróxido de aluminio, y los dos últimos son hidróxido-óxidos de aluminio.

	Unidad	Gibbsita	Böhmita	Diaspora
Composición		Al(OH) ₃	AlO(OH)	AlO(OH)
Contenido máximo en alúmina	%	65.4	85.0	85.0
Sistema cristalino		Monoclínico	Ortorrómbico	Ortorrómbico
Densidad	gcm ⁻³	2.42	3.01	3.44
Temp. Para deshidratación rápida	°C	150	350	450

El mineral más extraído es la gibbsita. El proceso utilizado depende de la composición del mineral.

La bauxita ocurre en 4 tipos de yacimientos:

- *Los yacimientos por manta* están colocados en África del Oeste, Australia, América del Sur e India. Son capas finas cerca de la superficie, de 1m hasta 40m de espesor, (un promedio de 4-6m) y que pueden cubrir varios kilómetros cuadrados.

- *Los yacimientos de bolsillos* se encuentran en Jamaica y en Europa del Sur, y pueden tener de 1m hasta 30m de profundidad. Pueden ser unos yacimientos aislados o formar una larga depresión.

- *Los yacimientos entre-capas* están en los Estados Unidos, Surinam, Brasil, Guyana, Rusia, China, Hungría y en la zona mediterránea. Fueron yacimientos superficiales, y están más compactos que los otros yacimientos por el peso de la roca que los recubre.

- *Los yacimientos detritos* son los que están formados por la erosión de otros. La bauxita extraída en Arkansas viene de este tipo de yacimiento.

La bauxita suele ser extraída de unas minas a cielo abierto a partir de unos yacimientos por manta: 80% de la producción mundial de bauxita proviene de las minas superficiales. Con unos yacimientos superficiales, no hay roca superficial, mientras que otros



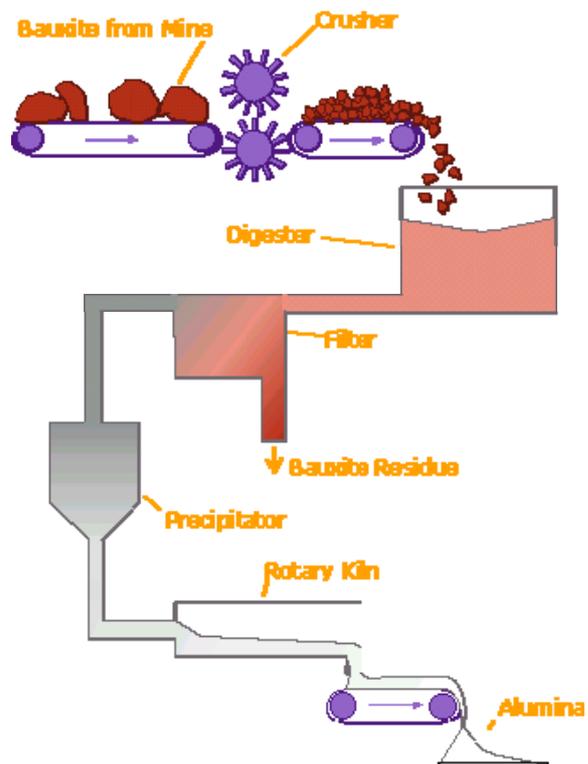
están cubiertos por 70m de rocas y arcillas. Los 20% que quedan son minas subterráneas para explotar yacimientos de bolsillos o entre-capas.

Generalmente, la bauxita tiene un grado de aluminio relativamente alto y no necesito entonces muchas etapas de procesos, salvo para quitar las arcillas, lo que consiste en un proceso bastante sencillo y económico (suele ser una combinación de limpieza, crible humido y pulverización).

- **Proceso Bayer**

Antes obtener el aluminio, la bauxita necesita ser transformada en alúmina trihidratada, que estará lixiviada en alúmina. La última estará transformada en aluminio por un proceso electrolítico.

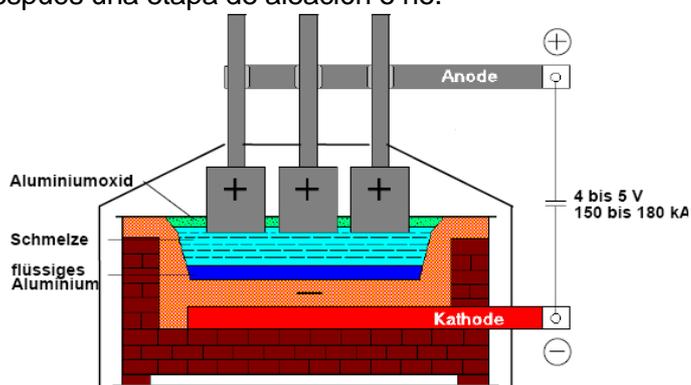
La bauxita extraída de los yacimientos está limpiada, molida y disuelta en una sosa cáustica. El licor pasa a través de un digestor, y los residuos no disueltos de bauxita conteniendo hierro, sílice y titanio, caen al fondo de la celda: se llaman lodo rojo, por el color del hierro oxidado. La solución que queda de aluminato de sodio está puesta en un precipitador en lo cual unas partículas finas de alúmina están agregadas durante el enfriamiento. Después de la calcinación a 1100°C para quitar el agua, obtenemos un polvo de alúmina.



- **Proceso Hall-Heroult**

La etapa siguiente es la transformación de la alúmina en aluminio por el proceso Hall-Heroult. Esta etapa consiste en disolver la alúmina en un baño electrolítico de criolita fundida (Na_3AlF_6) en un grande contenedor en acero de grafito alineado o de carbono, llamado un bote. La solución tiene que ser calentada a los 980 °C antes de añadir la alúmina. Un corriente eléctrica pasa a través del electrolito con un voltaje bajo pero una intensidad elevada. El aluminio fundido cae al fondo del bote y está trasegado con un sifón periódicamente, para ser moldeado, después una etapa de aleación o no.

Esquema de una celda electrolítica



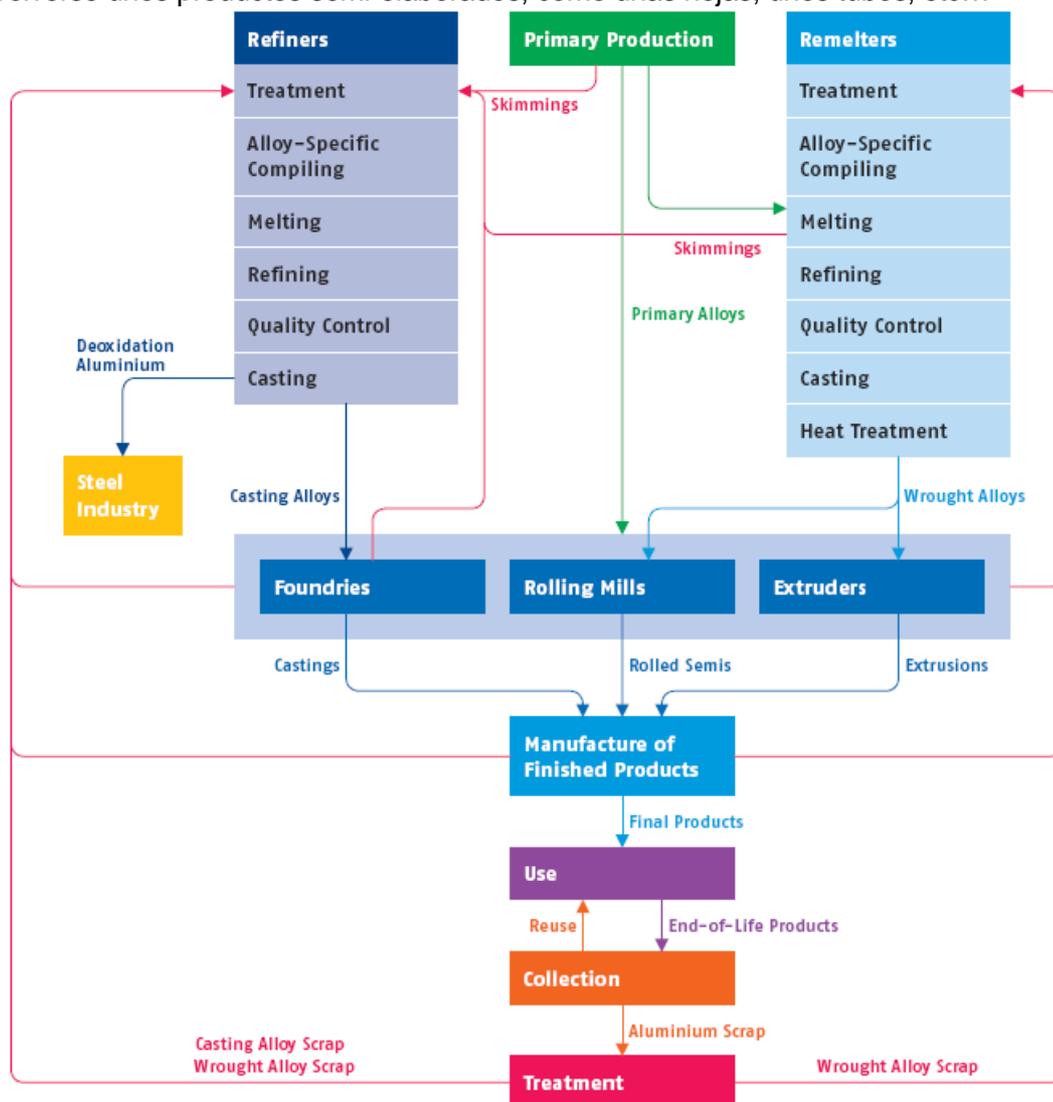
- Proceso de la chatarra**

El proceso de la chatarra consiste en dos vías distintas, dependiendo de la calidad de la chatarra de base aluminio (moldeado o fundido).

Las dos vías son muy similares, salvo la etapa final. La chatarra tiene que ser seleccionada, para separar los diferentes tipos de aleaciones y crear así un ciclo de reciclaje por ejemplo (las latas pueden ser hechas de dos tipos de aleaciones base aluminio, así las latas están recicladas a través de un ciclo cerrado, para volver a formar unas latas).

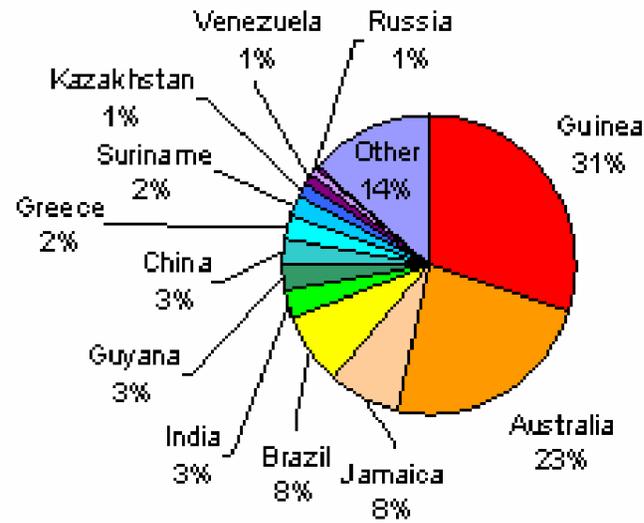
Después de la etapa de colección y separación, la chatarra tiene que ser tratada, lo que quiere decir la pintura, los tratamientos superficiales tienen que ser quitados, etc... La chatarra limpia pasa después por un proceso de fusión al sal, que produce escoria y polvos. Los hornos de fusión para la chatarra fundida son distintos de los reservados a la chatarra moldeada. Una etapa de refinado puede ser realizada después de la etapa de fusión, pero no está obligatoria.

Al final, las aleaciones fundidas están sometidas a un tratamiento caliente para volverse más dúctiles, por ejemplo, mientras que las aleaciones moldeadas están directamente transformadas en lingotes o utilizadas para la desoxidación del acero. El aluminio secundario obtenido por el proceso de la chatarra está introducido en la transformación primaria para volverse unos productos semi-elaborados, como unas hojas, unos tubos, etc...



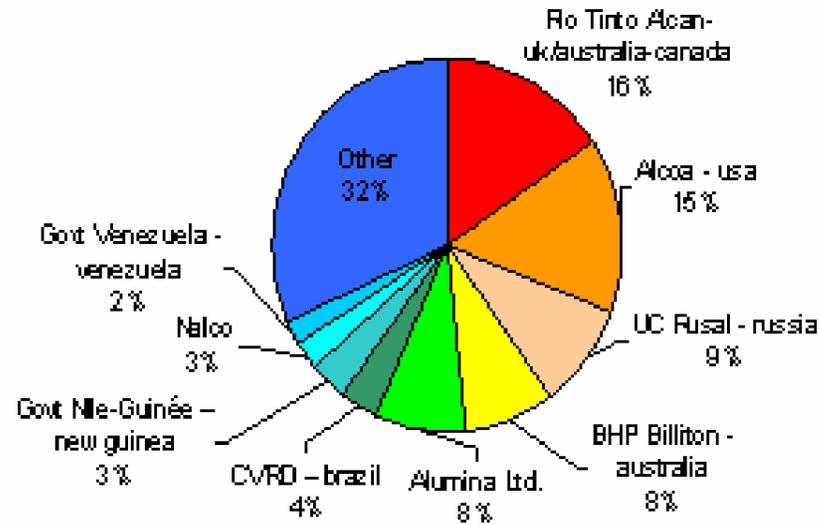
A.2.3 Vista de conjunto del aluminio

BAUXITE RESERVES (2008)

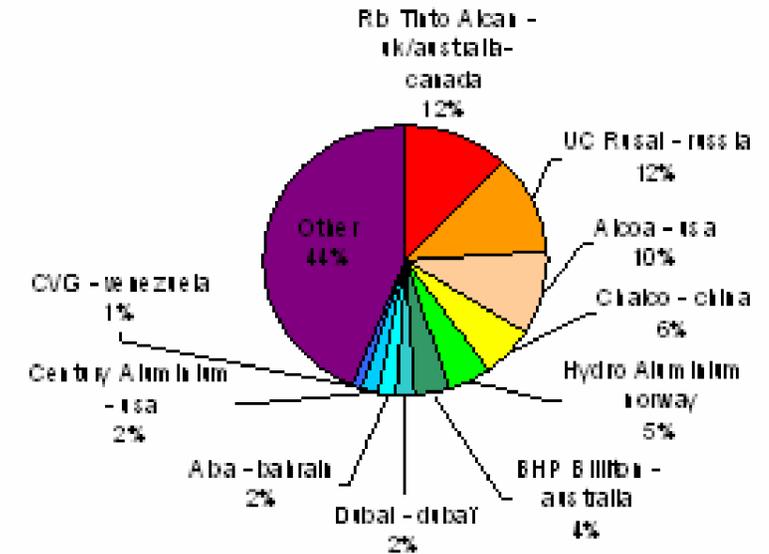


R = 25 000 MT
R/BauxiteP = 140 years

BAUXITE TOP PRODUCERS (2006)

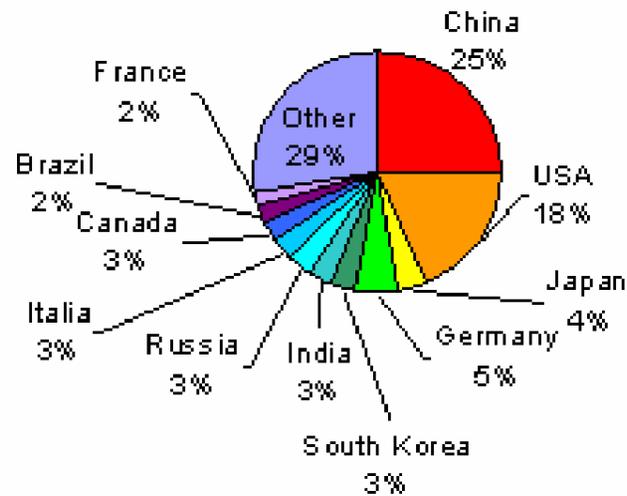


ALUMINIUM TOP PRODUCERS (2006)



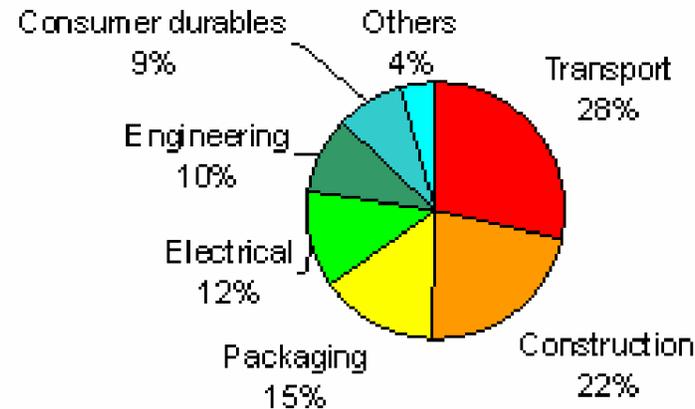
17 P = 33.8 MT
Recycling rate = 33%

CONSUMPTION PER COUNTRY (2006)

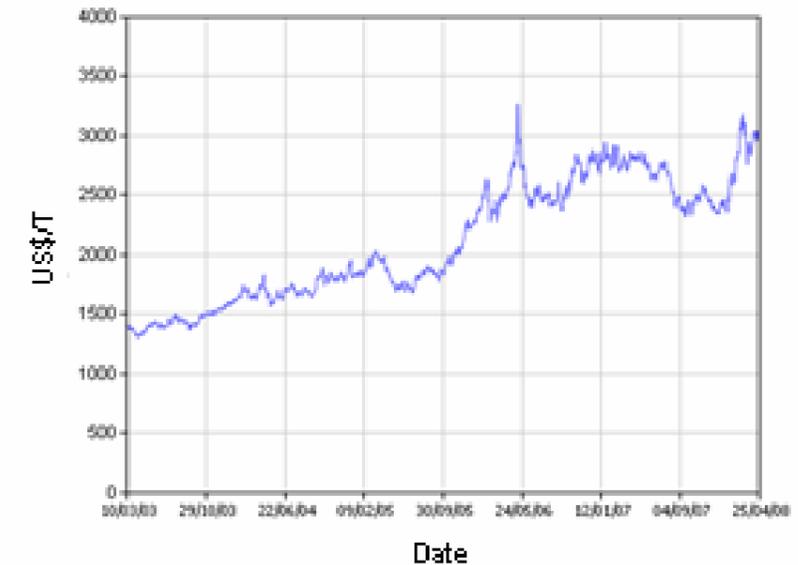


Demand growth = 8%

CONSUMPTION BY END-USE (2005)

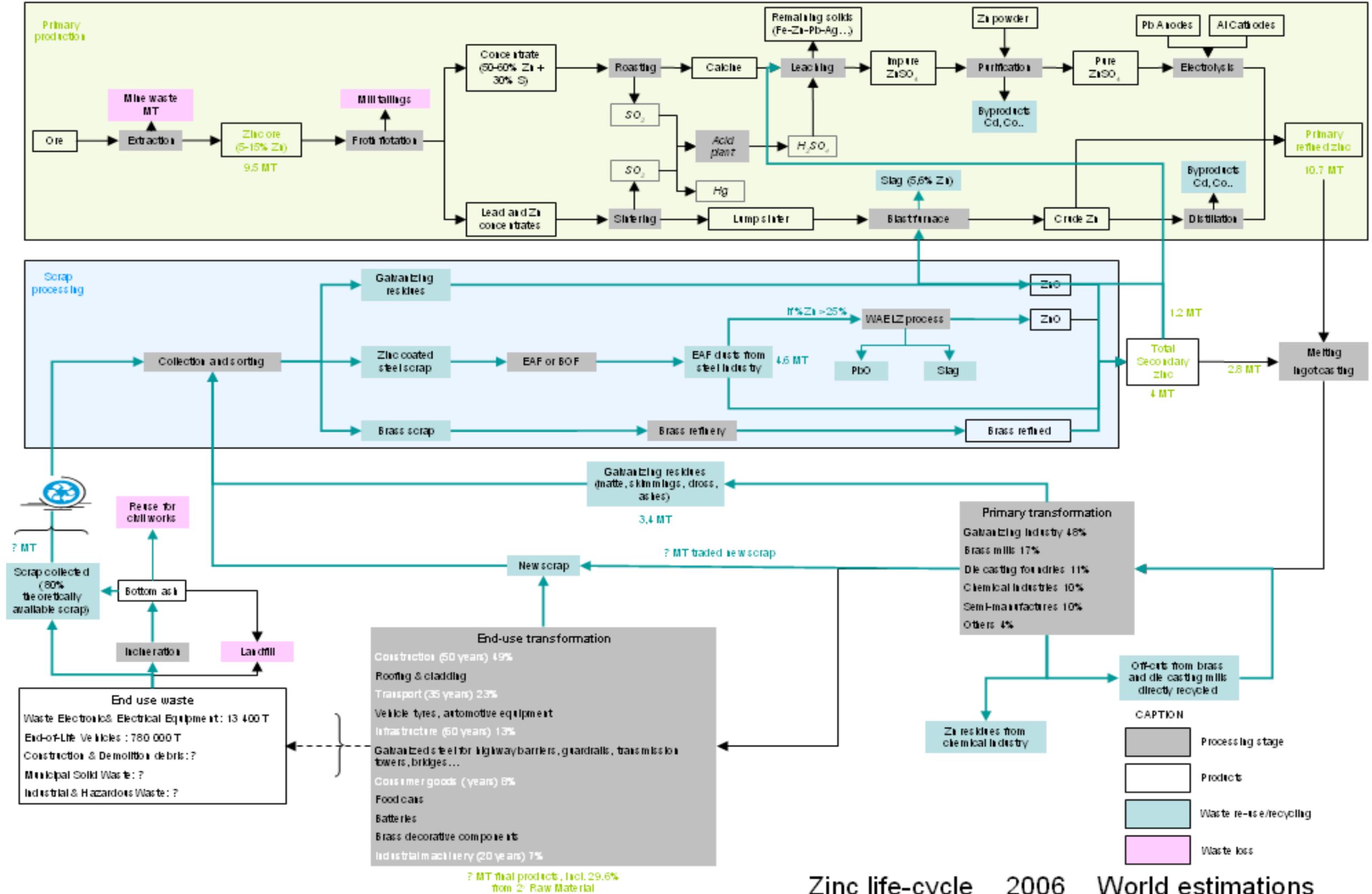


PRICE GRAPH



A.3 El zinc

A.3.1 Ciclo de vida del zinc



A.3.2 Detalles de los procesos del zinc

- **Extracción**

Existen varios tipos de minerales de zinc. Los más extraídos son las esfaleritas o blendas de zinc, que son sulfuros de zinc ((Zn,Fe)S) con un contenido en hierro de 10% y en zinc de 40-50%. La esmitsonita (carbonato de zinc: $ZnCO_3$), la calamina (silicato de zinc: $Zn_4Si_2O_7(OH)_2 \cdot H_2O$, con un contenido de zinc hasta 54.2%) y la franklinita (un espinela de zinc: $(Fe,Mn,Zn)(Fe,Mn)_2O_4$) representan otros minerales de los cuales el zinc suele ser extraído.

La esfalerita suele ser asociada con la galena, pirita y otros sulfuros como la calcita, la dolomita y la fluorita. La esmitsonita y la calamina ocurren como minerales secundarios en zonas de erosión u oxidación de los yacimientos de base zinc.

Los mayores tipos de yacimientos de zinc son:

- *Volcanic-hosted massive sulphides* ("VHMS"): son polimetálicos y representan una fuente importante de cobre y zinc, a menudo asociados con unas concentraciones significativas de plata, oro, cadmio, bismuto o estaño.
- *Sediment-hosted massive sulphides* (yacimientos Sedex): las rocas que contienen el zinc son principalmente la pizarra, la siltita y la arenisca. Representan las mayores acumulaciones de zinc, plomo y plata en todo el mundo. Este mineral tiene un contenido en plata más alto y el contenido en zinc/plomo varía entre 10 y 20%.
- *Mississippi Valley Type carbonate-hosted deposits* ("MTV"): suelen ocurrir en caliza e yacimientos de dolomita. Contienen unos 5-10% de zinc y plomo, con un contenido mayor en zinc. El cobre, la plata y la barita pueden estar presentes también.
- *Intrusion-related zinc ore deposits*: suelen estar colocados en unas rocas carbonates y están asociados con calcio y magnesio. El contenido en plomo suele ser superior a aquello en zinc.

Suelen ser combinados con plomo y otros metales tales como el cobre, el oro, la plata,... Contienen generalmente 3-15% zinc, y entonces tienen que ser concentrados.

La mayoría de los yacimientos de zinc son venas, así muchas minas son subterráneas (80%), aunque algunas minas sean de tipo a cielo abierto (8%). Las otras minas consisten en una combinación de minas subterráneas y a cielo abierto. En cuanto a la producción, las minas subterráneas representan 64% de aquella, mientras que las minas a cielo abierto producen 15% del total.



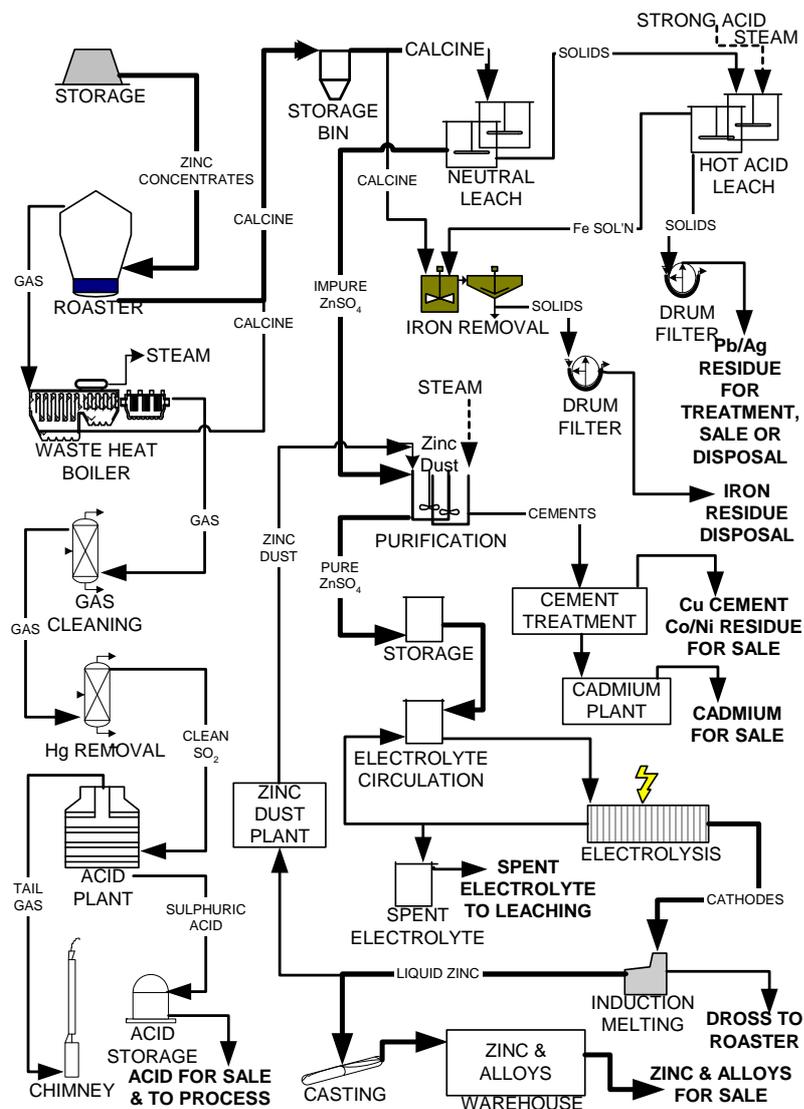
El mineral de zinc suele contener menos de 15% de metal, así que tiene que ser concentrado hasta un contenido en zinc de 55% con un resto de cobre, plomo y hierro, antes de seguir el proceso de refin. Este enriquecimiento está realizado sobre el sitio de extracción, para reducir los costes de transporte.

- **Roasting and sintering**

Alrededor de 95% del zinc proviene de la blenda ZnS, así que el concentrado contiene una cierta cantidad de sulfuro (25-30%) y hierro, plomo y plata que tiene que ser quitados. La primera etapa del proceso es la eliminación del sulfuro con una etapa de roasting o sintering: a una temperatura superior a 900 °C, ZnS se convierte en ZnO, y el sulfuro restante reacciona con el oxígeno para formar un dióxido de sulfuro, que puede ser revalorizado en ácido sulfúrico.

- **Proceso hidrometalúrgico (90%)**

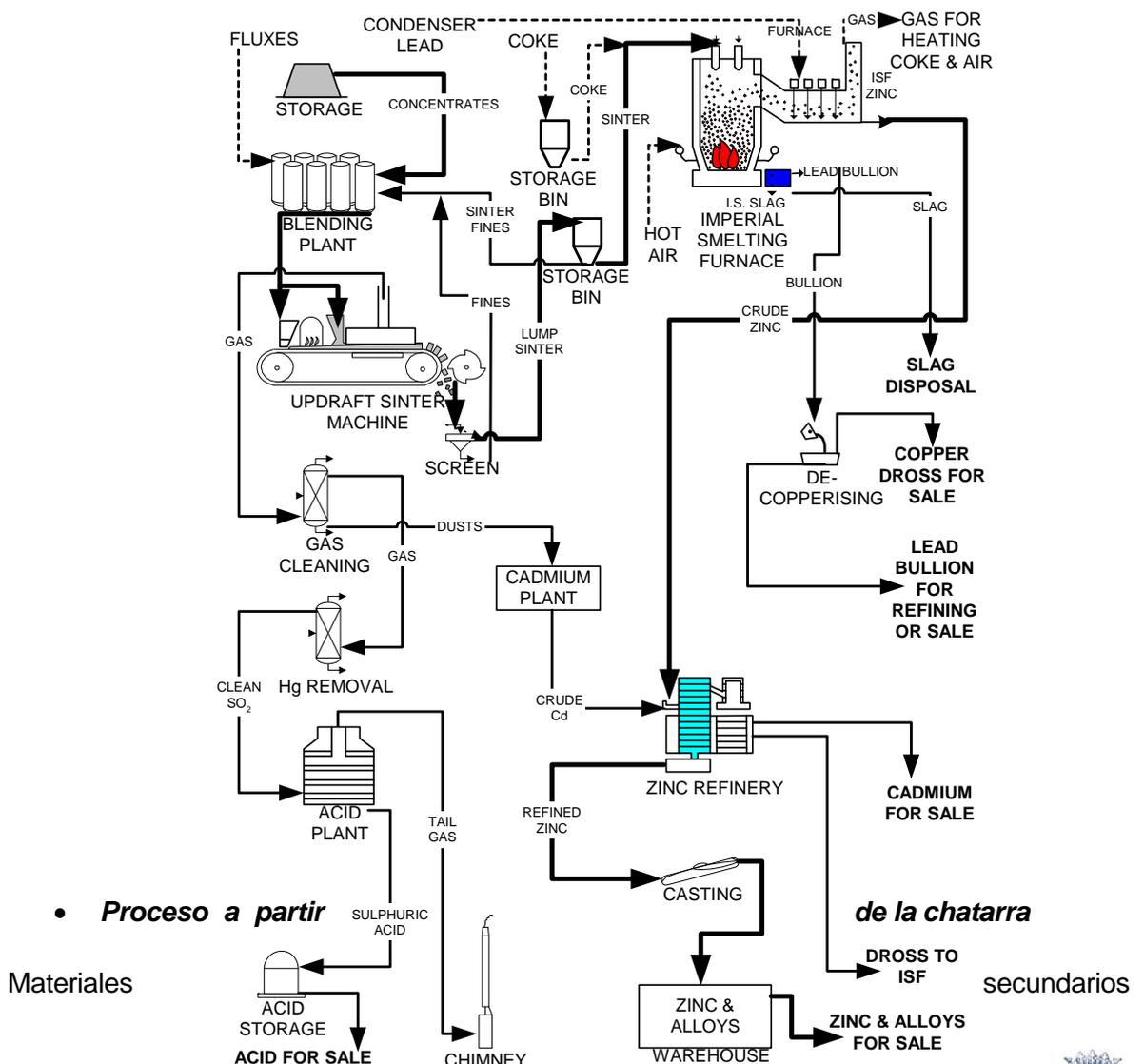
A través una lixiviación utilizando el ácido sulfúrico, el óxido de zinc se separa de los otros calcinos: el hierro precipita, el plomo y la plata se quedan indisueltos. La solución conteniendo el zinc disuelto todavía tiene impurezas que tiene que ser eliminadas gracias a una adición de polvos de zinc: se llama el proceso de cementación. La solución purificada pasa por un baño electrolítico, para obtener un metal de mayor pureza. La celda utiliza unos ánodos de plomo aleado y unos cátodos de aluminio, sobre los cuales se puede depositar el zinc de alta pureza. Después, el zinc está quitado y moldeado en forma de lingotes.



• **Proceso pirometalúrgico (10%)**

El proceso pirometalúrgico más común es el proceso Imperial Smelting, que permite producir al mismo tiempo zinc y plomo. Se basa en la reducción del zinc y del plomo en metal con el carbono en un horno especialmente diseñado Imperial Smelting. El sinter y el carbón precalentado están cargados en el horno, cuyas temperaturas alcanzan los 1000-1500 °C. El monóxido de carbono formado permite reducir los óxidos de zinc y plomo en su forma metálica. El plomo, debajo de su punto de ebullición fluye desde el fondo del horno, atrayendo el cobre, la plata y el oro con él. El zinc se evapora con los otros gases, y después está templado y disuelto en un condensador con plomo fundido para evitar toda forma de oxidación. El zinc crudo con una cierta cantidad de impurezas está liberado y separado por el enfriamiento del plomo. Después, el plomo vuelve a pasar por el proceso de condensación. Así, el zinc crudo producido tiene que ser refinado para obtener un zinc de alta pureza.

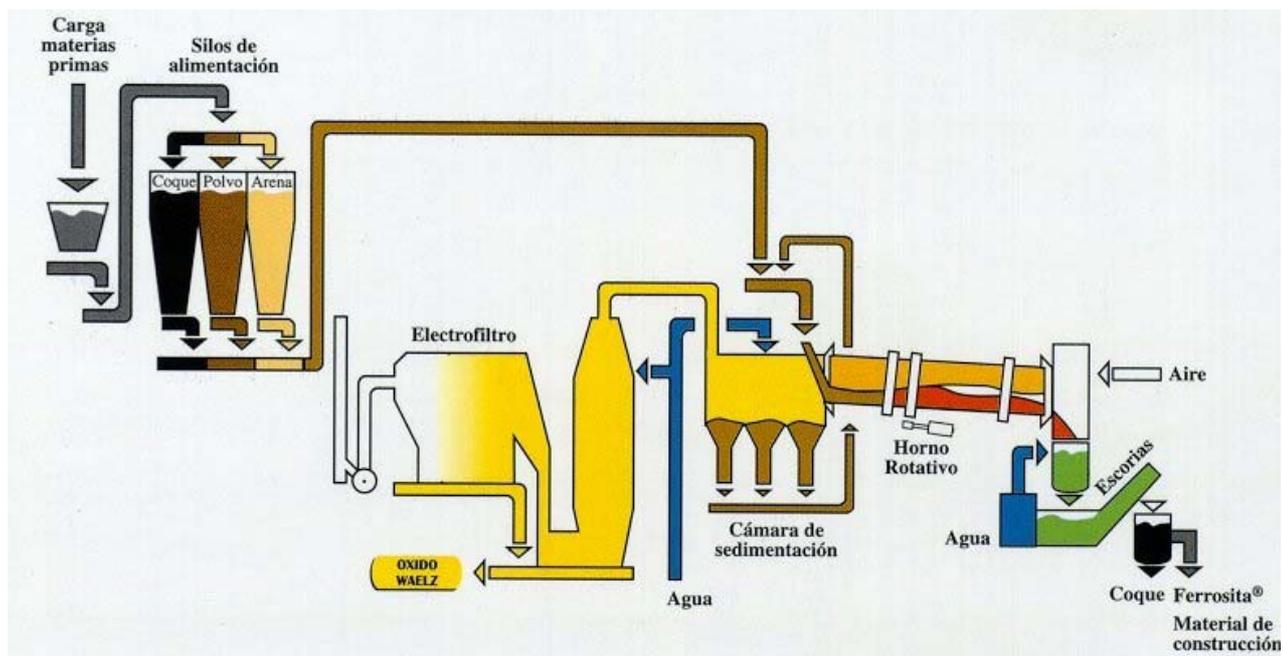
El proceso Imperial Smelting consume mucha energía y ahora solo está utilizado en Japón, China y Polonia.



utilizados para reciclar el zinc son:

- Polvos de los hornos a arco eléctrico;
- Óxidos Waelz;
- Zinc recuperados del reciclaje de los latones y del cobre.

El proceso Waelz para recuperar el óxido de zinc a partir de los polvos EAF está detallado en la figura siguiente:

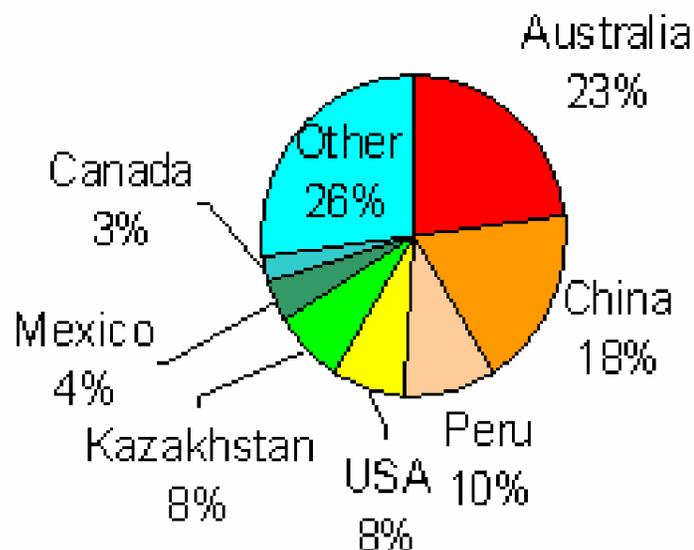


Este proceso se basa en la volatilidad del zinc que formará una nube de vapor y después se condensará en un óxido gracias a la acción del carbono.



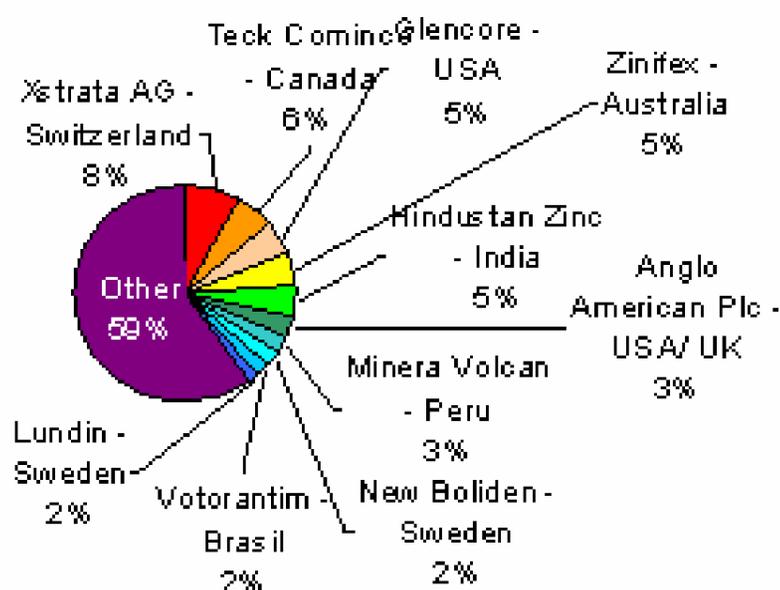
A.3.3 Vista de conjunto del zinc

RESERVES 2007

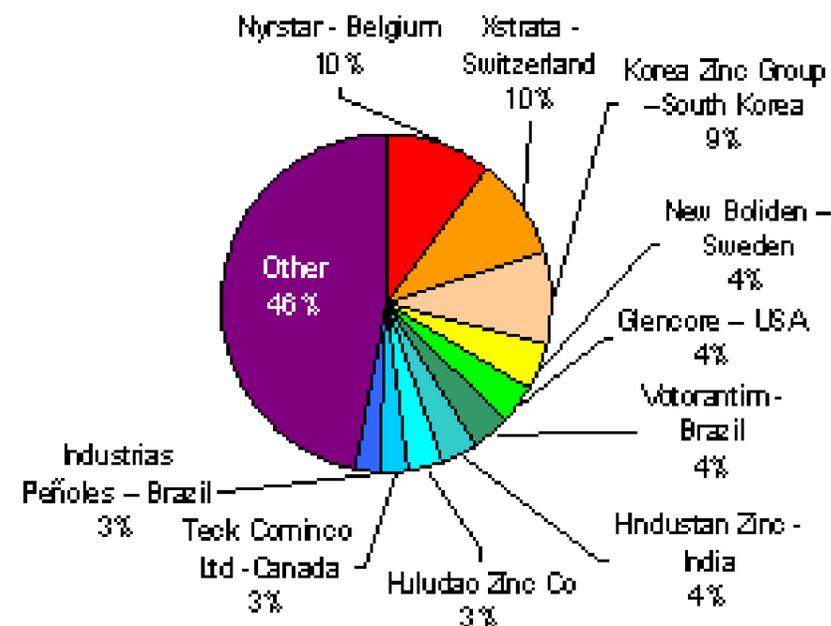


R = 182 MT
R/P = 17.1 years

EXTRACTION TOP PRODUCERS 2006

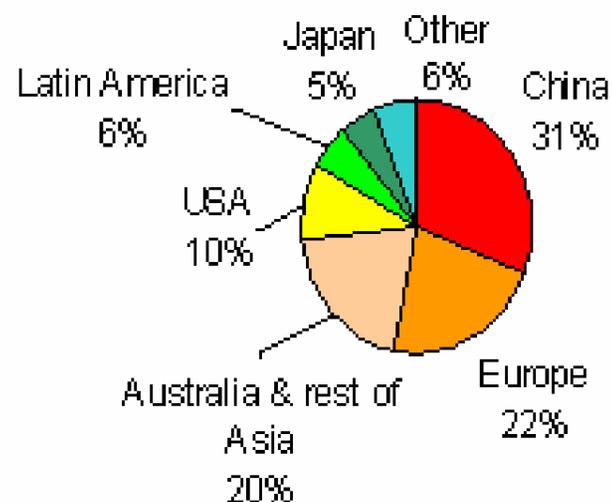


PRIMARY METAL TOP PRODUCERS 2006



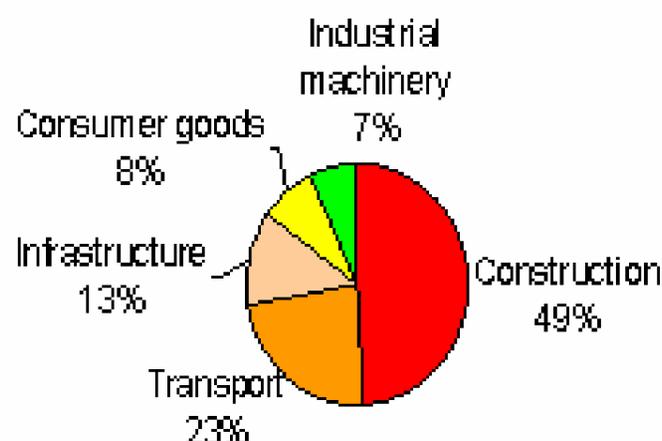
P = 10.8 MT
Recycling rate = 30%

CONSUMPTION PER REGION 2007

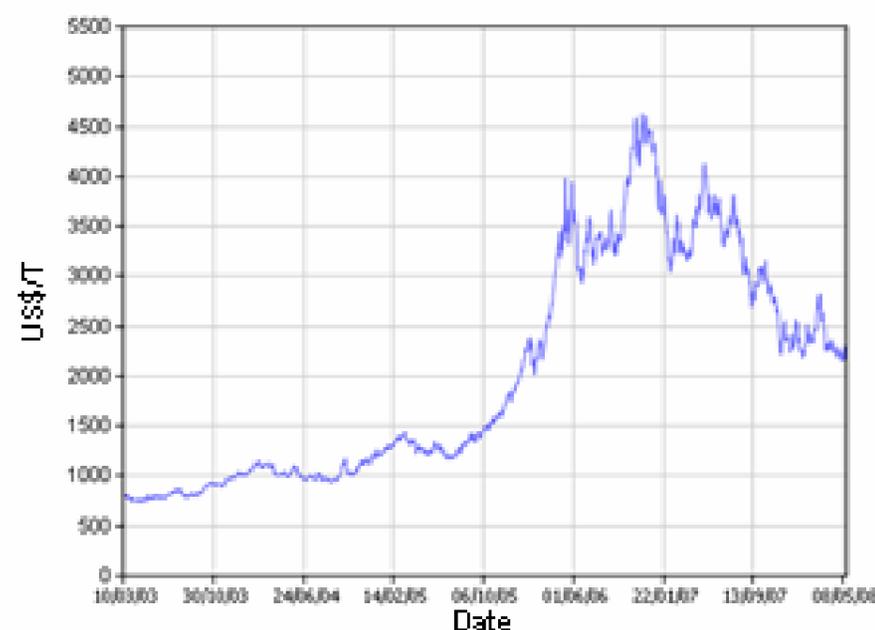


Demand growth = 2.5%

CONSUMPTION BY END-USE 2007

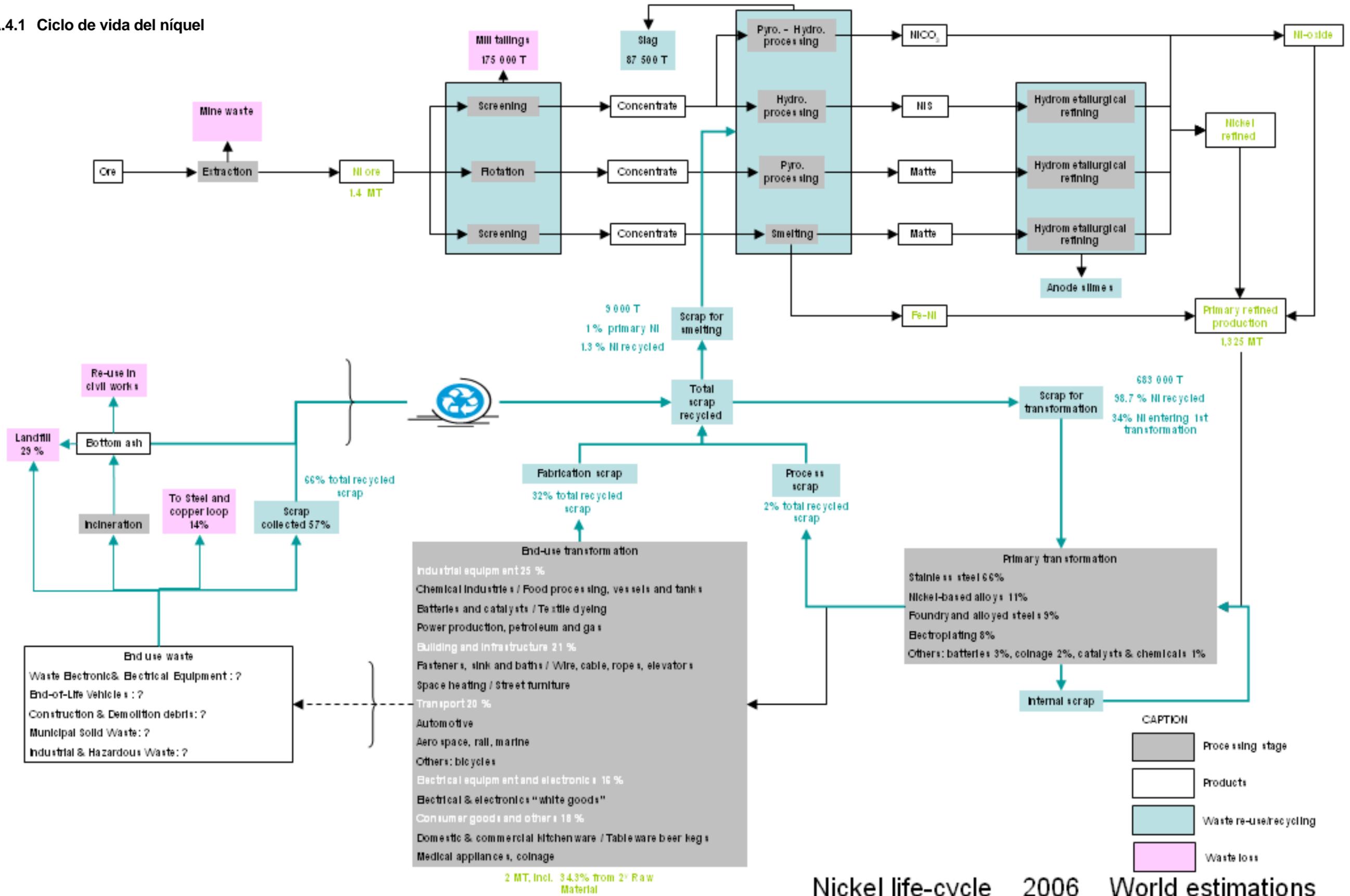


PRICE GRAPH



A.4 El níquel

A.4.1 Ciclo de vida del níquel



A.4.2 Detalles de los procesos del níquel

- **Extracción**

El níquel se puede encontrar en dos tipos de minerales:

- Los yacimientos magmáticos sulfatados (65% producción total): pentlandita (Ni, Fe)₉S₈ (contenido en Ni: 34%), pirita FeS₂ y calcopirita CuFeS₂ (entre 2,5% y 5% Ni). Los co-productos económicamente explotables tales como el cobre, el oro, la plata y los platinoides (platino y cobalto) pueden ser extraídos desde estos minerales.

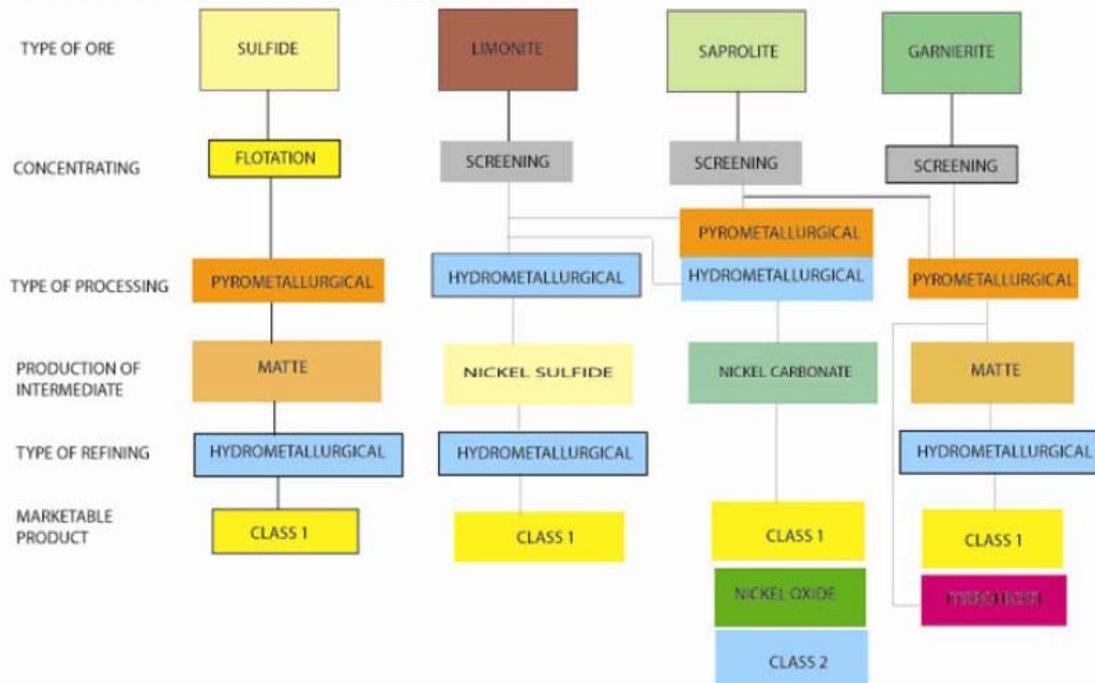
- Los minerales oxidados tales como las saprofitas o las lateritas: garnierita 3NiO, 3MgO, 2SiO₂, 2H₂O (contenido en Ni entre 3 y 5%, con MgO, SiO₂, y entre 10 y 30% hierro y cobalto) o bien la limonita níquel férrica (Fe, Ni)O(OH) (que contiene desde 1 hasta 2% Ni). El cobalto suele ser generado como co-producto de la extracción de estos minerales oxidados.

Los minerales tratados aquí suelen tener un contenido en níquel entre 0,7 y 3%.

- **Proceso de refino**

No se puede definir un modelo único del proceso de extracción del níquel porque aquello depende tremendamente del mineral original. En efecto, 20 procesos distintos están conocidos, pero consideramos que sólo 6 dentro de aquellos son significativos: Vale INCO, Falconbridge-Xstrata, QNI-BHP Billiton, el proceso cubano, Outotec, Eramet/SLN.

Un proceso genérico está detallado en seguida:

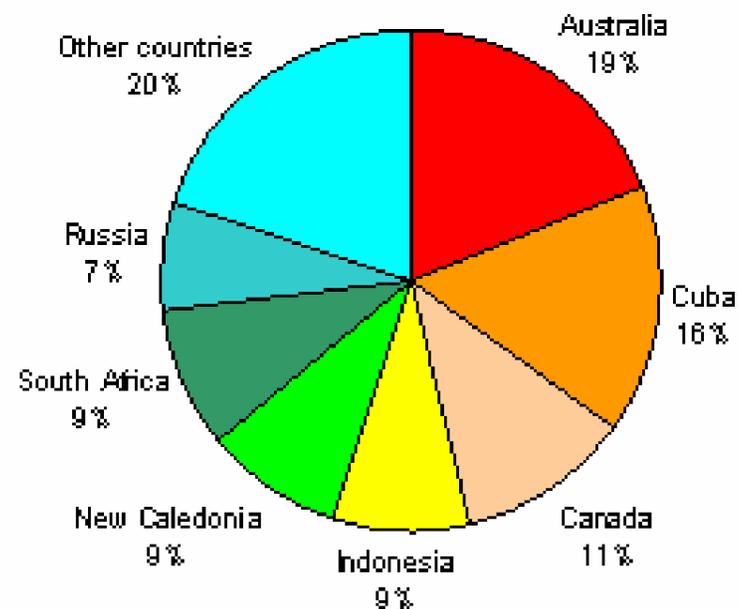


Note: Class 1 products have a nickel content of 99% or greater. Class 2 products, such as ferronickel, have a nickel content of less than 99%.



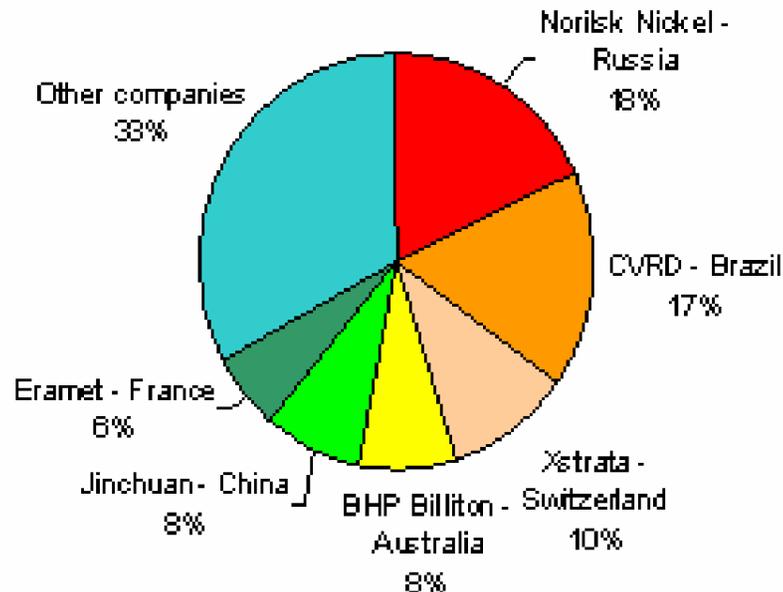
A.4.3 Vista de conjunto del níquel

RESERVES 2006



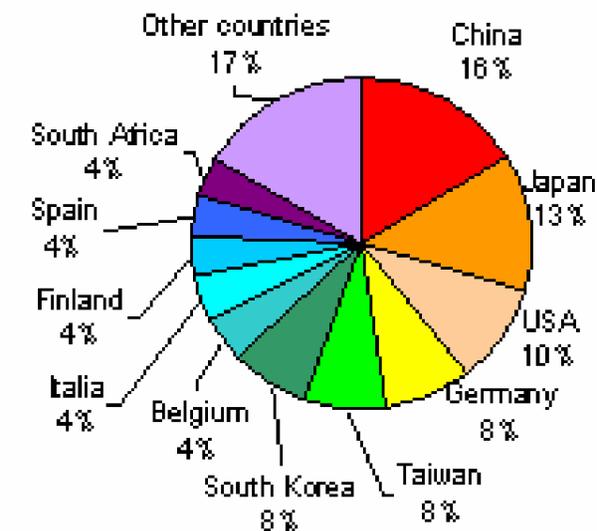
R = 87 MT
R/P = 50.5 years

NICKEL TOP PRODUCERS 2007

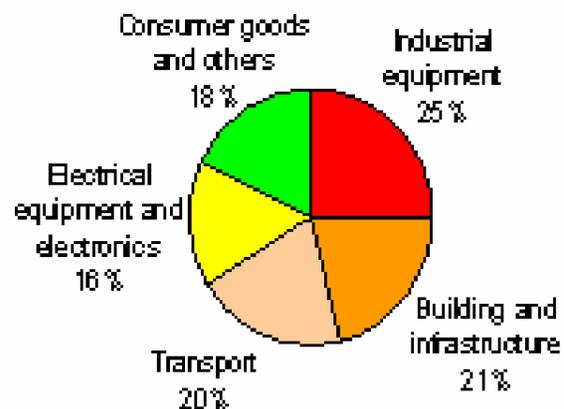


T/P = 1.325 MT
Recycling rate = 41%

CONSUMPTION PER COUNTRY 2006



CONSUMPTION BY END-USE 2006

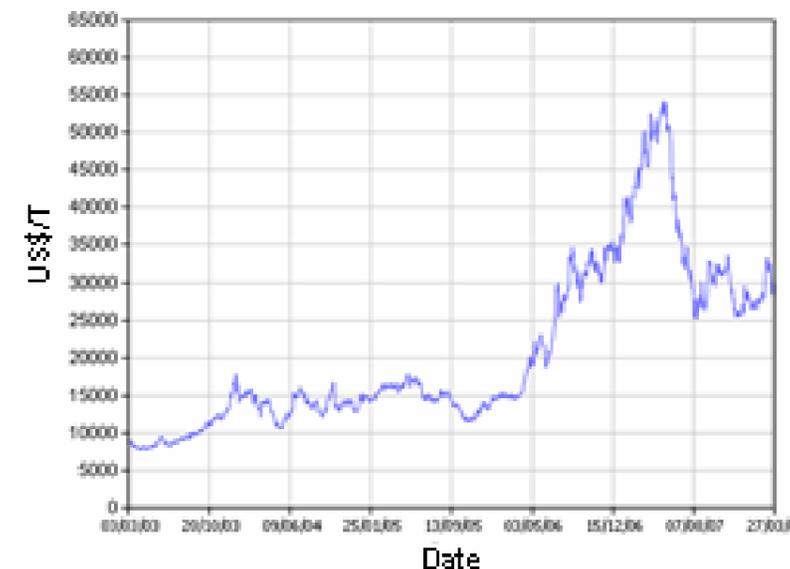


Dem and growth = 4.5%

END-USE WASTE STREAMS

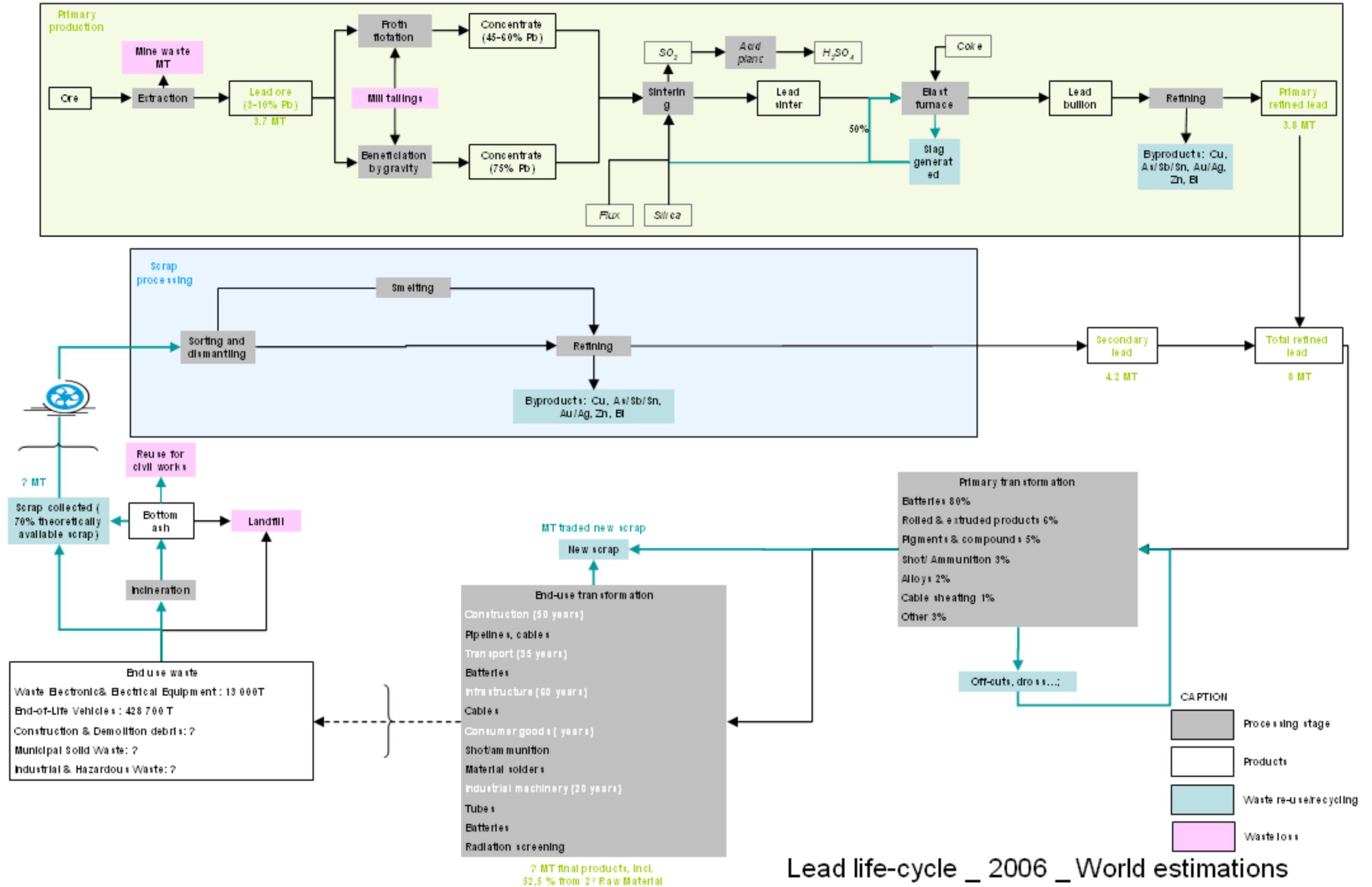
?

PRICE GRAPH



A.5 El plomo

A.5.1 Ciclo de vida del plomo



A.5.2 Detalles de los procesos del plomo

- **Extracción**

El plomo está presente en muchos minerales y rocas. Además se puede obtener a partir de la descomposición del uranio. Ahora suele ser extraído con el zinc, a partir de la blenda, con la plata o con el cobre.

La principal fuente de mineral de plomo es el mineral sulfatado de plomo, la galena (PbS), con un contenido en plomo del orden de 86% en masa. La cerusita, también llamada carbonato de plomo o mena de plomo blanca, (PbCO₃) y la anglesita (PbSO₄) son otras fuentes de mineral de plomo. Los dos últimos son productos de la oxidación de la galena.

La mayoría de las menas contienen menos de 10% plomo y el contenido mínimo en plomo para que una MENA sea económicamente explotable es 3%.

La mayoría de los yacimientos explotables de plomo son venas, en las cuales unos fluidos calientes han lixiviado la mena a partir de masas ígneas enfriadas y la han depositado en unas fisuras de la roca alrededor, o bien en unas zonas metamórficas térmicas, donde el calor de las intrusiones han alterado los minerales alrededor.

La mena de plomo suele contener 3_8% Pb: necesita una fase de beneficiación para alcanzar un contenido en masa de 40-55% Pb. Entonces, la MENA pasa por un proceso de flotación que produce un concentrado de plomo.

- **Fusión**

Después la fase de peletización, el concentrado de la mena sulfatada de plomo está tostado y fundido. La fase de tostación emite dióxido sulfúrico, que puede ser transformado en ácido sulfúrico, y genera un óxido de plomo, llamado sinter.

El producto intermedio entra en el alto horno con una adición de coque y fundente y eso produce polvos y slag, lo cual puede volver a ser procesado a través del horno de tostación si u contenido en plomo está bastante alto.

- **Refino**

El caldo de plomo obtenido pasa a través un proceso de refino para eliminar las impurezas restantes. Varias etapas de refino existen en función de las impurezas a eliminar.



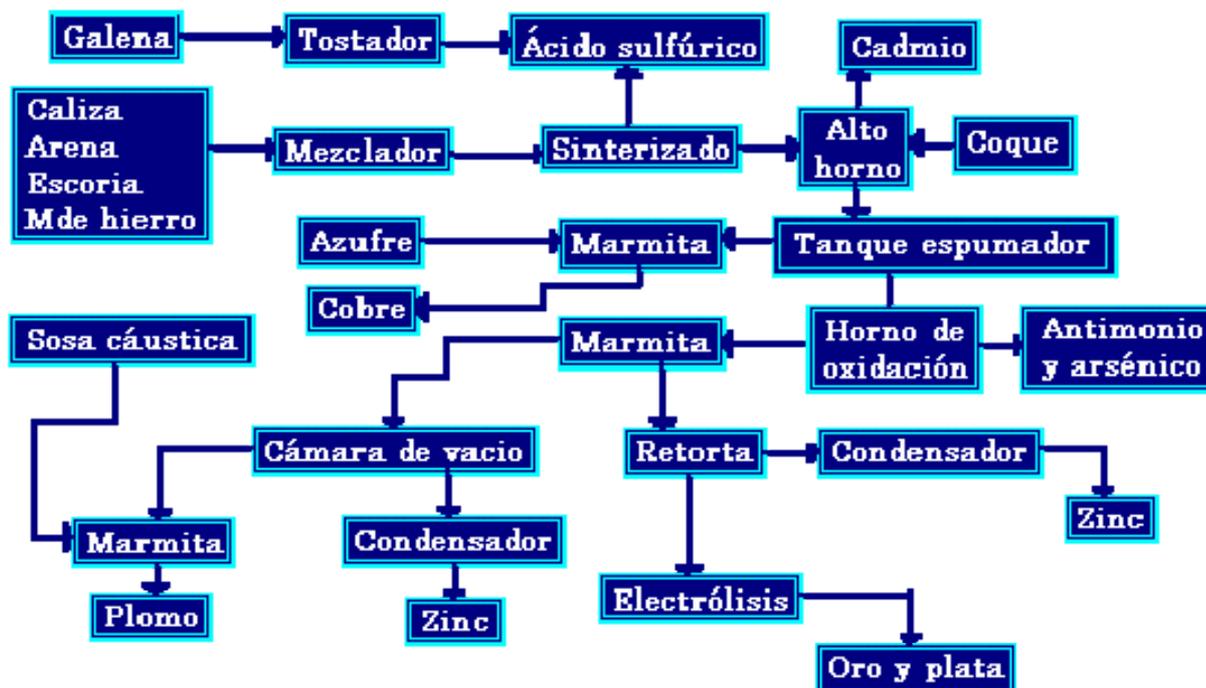
Si calentamos el caldo justo por encima de su punto de fusión, las impurezas de cobre, que están sólidas, forman una capa que suele ser espumada y recuperada para ser reciclada.

Una vez el cobre eliminado, los hornos de oxidación permiten quitar el arsénico, el antimonio, y el estaño presentes en el caldo. En efecto, estos elementos son muchos más reactivos que el plomo en presencia de oxígeno. Forman una escoria fundida que se puede espumar también.

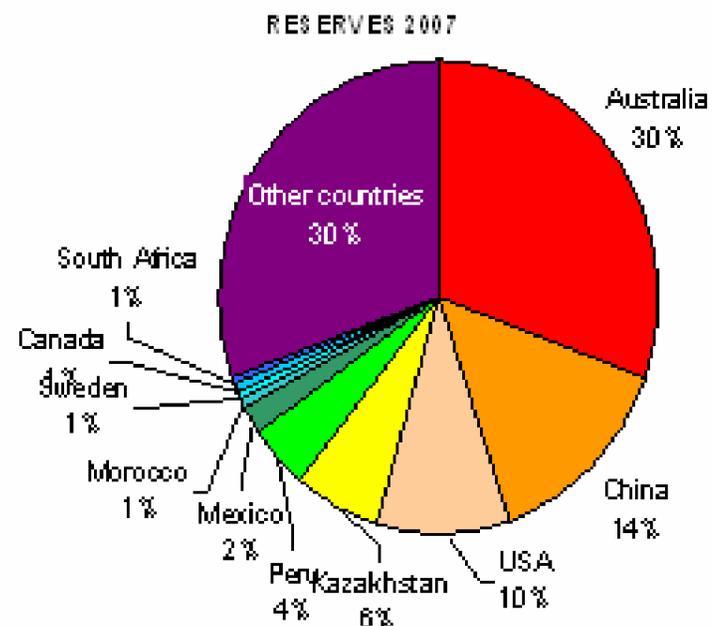
La etapa siguiente consiste en quitar la plata y el oro. La copelación solía ser el proceso para separar la plata del plomo, pero ahora los metales preciosos pueden ser extraídos por adición de zinc fundido. En efecto, el plomo está mezclado al zinc que forma una aleación con los metales preciosos, menos densa que el plomo. Esta aleación flota por encima del plomo fundido y puede ser quitada. El zinc está recuperado por destilación al vacío a partir de esta espuma, porque es un metal muy volátil.

El mismo proceso de destilación al vacío está utilizado para eliminar el zinc restante en el plomo, libre de metales preciosos.

Después, el bismuto es la única impureza susceptible de quedar en el plomo fundido: la sola manera de quitarlo es un proceso electrolítico, que utiliza ánodos moldeados en el caldo de plomo y finas hojas de alta pureza como cátodos. El proceso hidrometalúrgico puede ser utilizado directamente con el caldo de plomo, después de la eliminación del cobre. Permite alcanzar una alta pureza pero está muy caro.

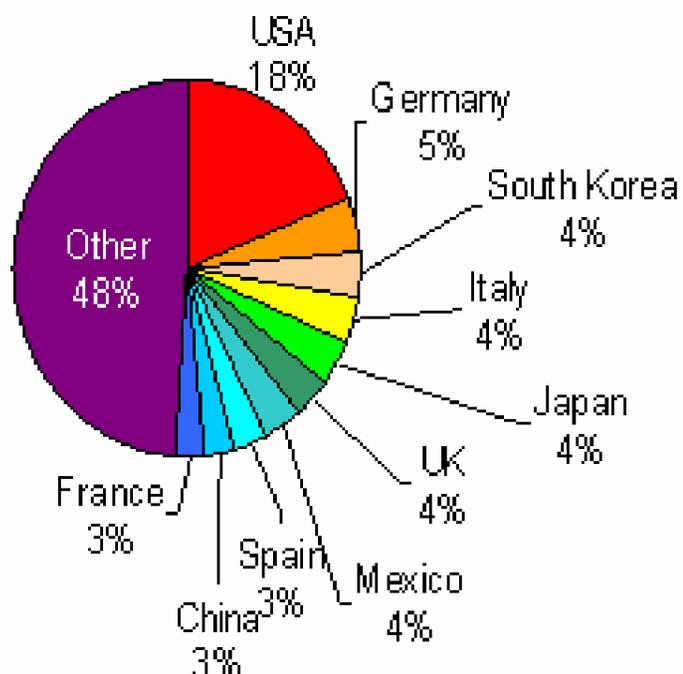


A.5.3 Vista de conjunto del plomo

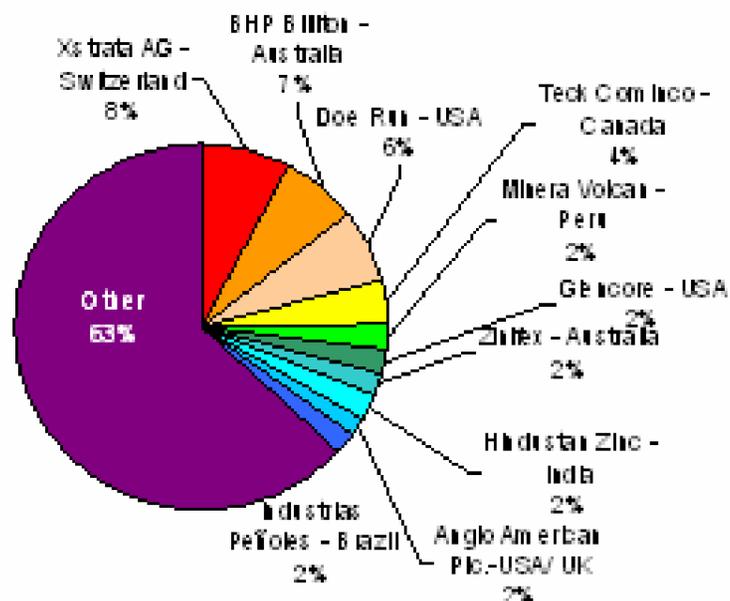


R = 79 MT
R/T P = 20.7 years

CONSUMPTION PER COUNTRY (2006)



EXTRACTION TOP PRODUCERS 2007



END-USE WASTE STREAMS

PRIMARY METAL TOP PRODUCERS

?

P = 8.025 MT
Recycling rate = 52.5%

PRICE GRAPH

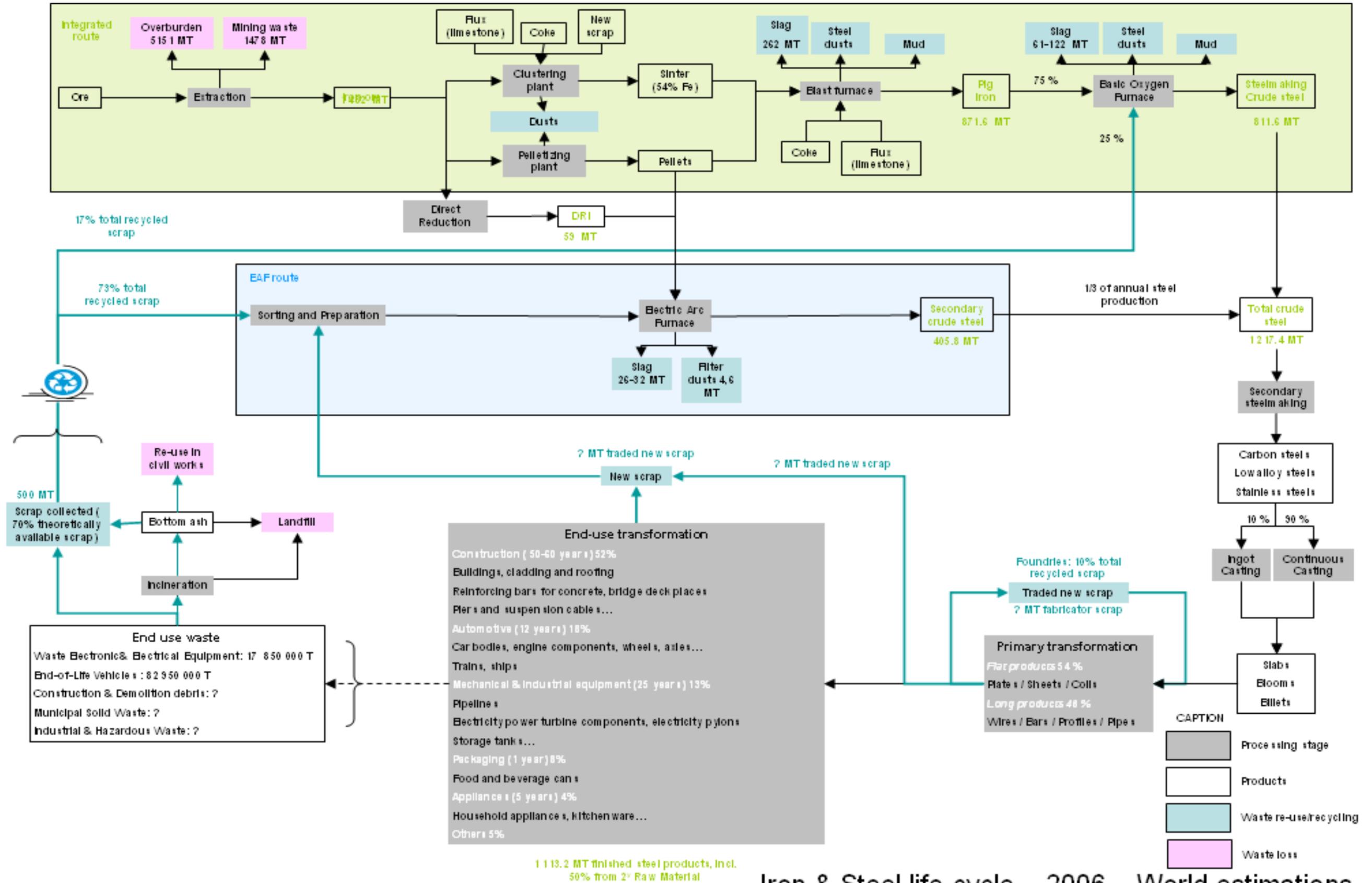


?



A.6 El hierro

A.6.1 Ciclo de vida del hierro



Iron & Steel life-cycle _ 2006 _ World estimations

A.6.2 Detalles de los procesos del hierro

- **Extracción**

La mayoría del hierro de la corteza terrestre está combinado con oxígeno, en forma de minerales de hierro, tales como la hematina (Fe_2O_3 : 69.94% Fe – 30.06% O) y la magnetita (Fe_3O_4 : 72.36% Fe – 27.64 % O). La hematita y la magnetita son las dos principales Fuentes de minerales de hierro, pero se puede también encontrar en forma de goethita, limonita (HFeO_2 : 62.85% Fe - 27.01% O - 10.14% H_2O) y siderita (FeCO_3 : 48.20% Fe – 37.99% CO_2 – 13.81% O).

El mineral de hierro ocurre en cuatro tipos de yacimientos:

- Las formaciones de magnetita en banda son rocas sedimentarias, principalmente compuestas de magnetita y sílice. Estos yacimientos suelen ser colocados en Minnesota y Michigan en los EEUU, Canadá del Este, Brasil y Australia.
- Los yacimientos de magnetita magnética están presentes en el Chile, Malasia e Indonesia. Son yacimientos de magnetita procediendo de flujos volcánicos.
- Los yacimientos de hematita férrea son especialmente explotados en América de Sur, Australia y Asia, aunque están presentes sobre todos los continentes. Estos yacimientos suelen proceder de unos BIF alterados o también de acumulaciones ígneas.

- **Basic Oxygen Steelmaking (BOS)**

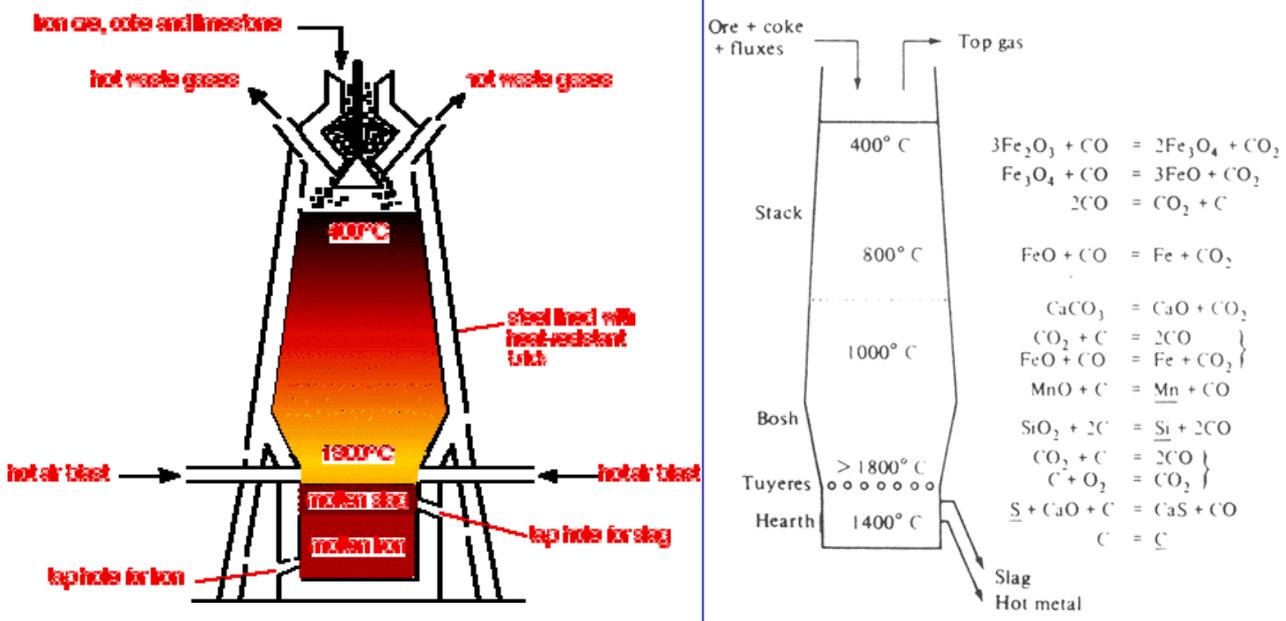
BOS es el método típico para producir acero a partir de hierro (y de un poco de chatarra).

La primera etapa consiste en introducir el mineral de hierro, el coque y el fundente dentro un alto horno para obtener hierro fundido, llamado arrabio. La mena de hierro está introducida en forma de pellets o sinter en el alto horno: necesita una etapa previa de sinterización o pelletizing, que consiste en aglomerar el mineral.

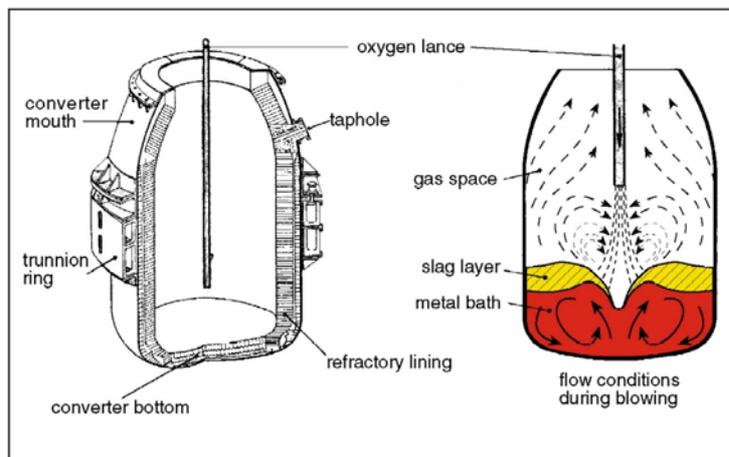
La escoria, los lodos y los polvos están generados durante la etapa del horno alto: pueden seguir un proceso de revalorización..

El arrabio así producido necesita ser procesado a través de otro horno para eliminar las impurezas: es la fase del Basic Oxygen Furnace. El arrabio está tratado por un flujo de oxígeno para obtener un acero crudo primario. Los residuos generados durante esta etapa son la escoria, unos lodos y los polvos de acero, que pueden ser procesados para recuperar los metales de interés o ser utilizados en otras industrias.





Esquema y proceso del alto horno



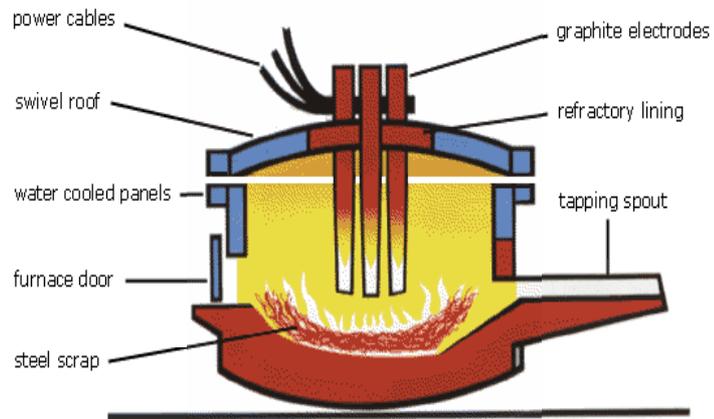
Esquema del horno de conversión

• **Procesado de la chatarra: Electric Arc Furnace (EAF)**

Para producir acero a a partir de chatarra únicamente, el horno a arco eléctrico está utilizado. Su principio consiste en fundir chatarra gracias a un electrodo de grafito que produce un arco eléctrico en la celda del horno. Este proceso que está muy importante en el reciclaje del acero genera dos tipos de residuos: polvos de acería y escoria. La escoria suele ser reintroducida en el ciclo del acero o reutilizada en obras civiles, y los polvos de acería pueden ser procesados para recuperar el zinc, el plomo y el hierro a través del proceso Waelz, por ejemplo.

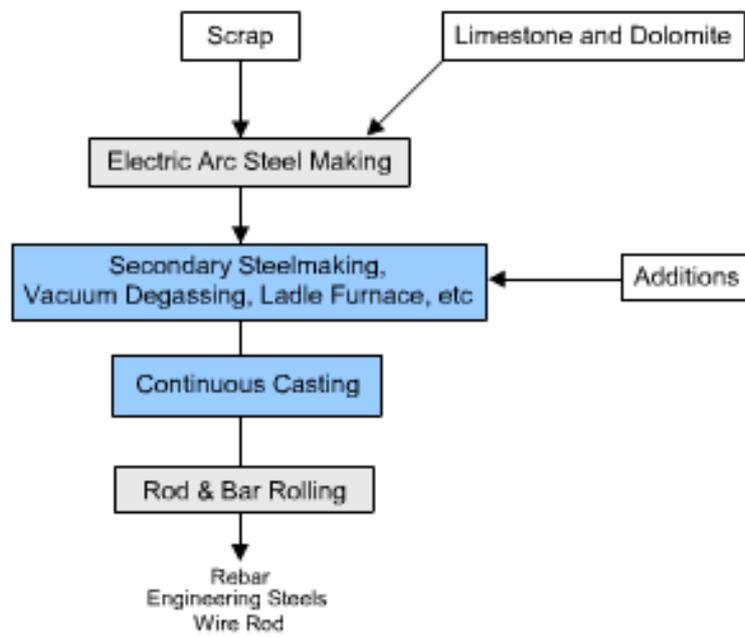
Esquema del horno a arco eléctrico





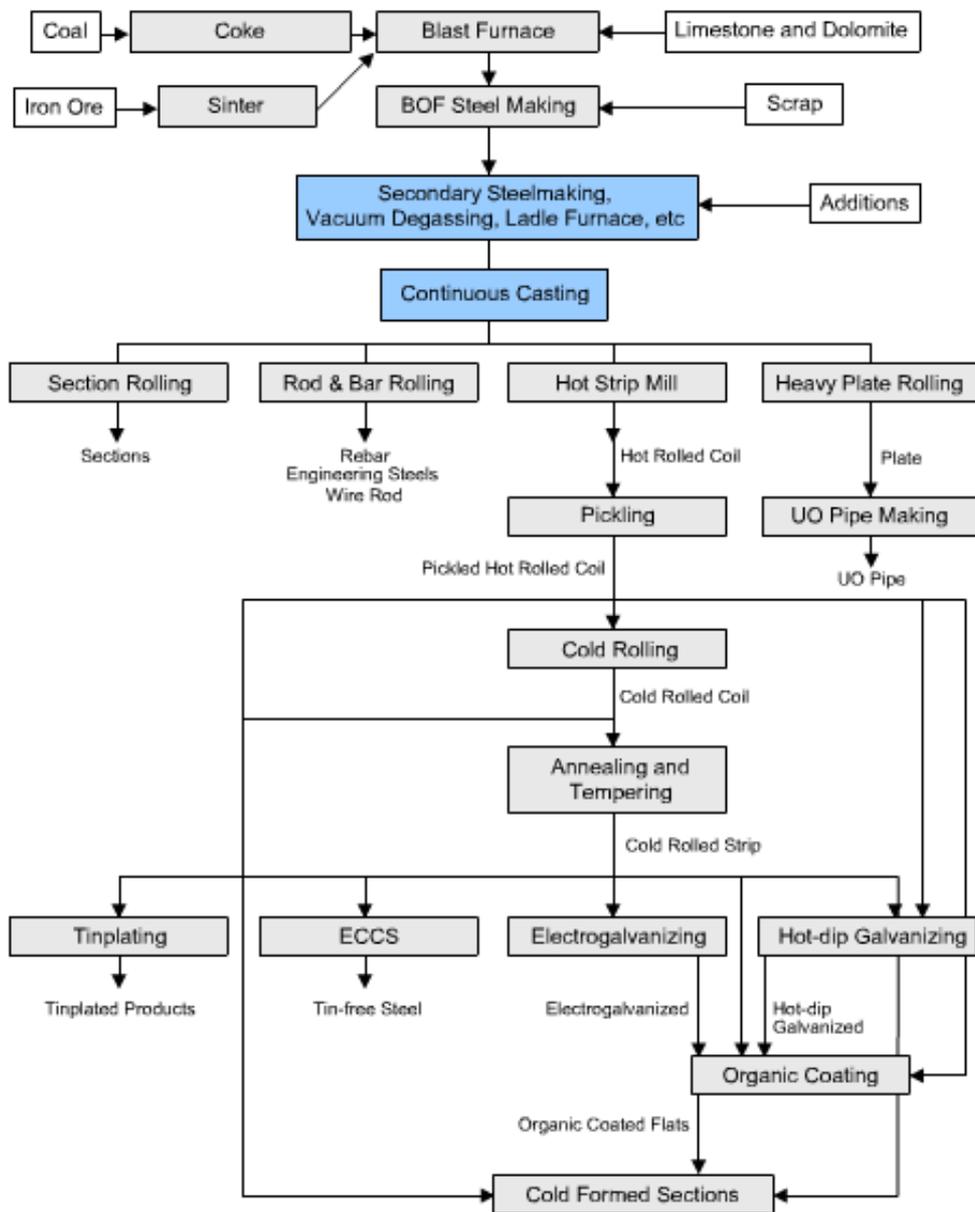
Resumen de los procesos del hierro y acero

Vía del reciclaje



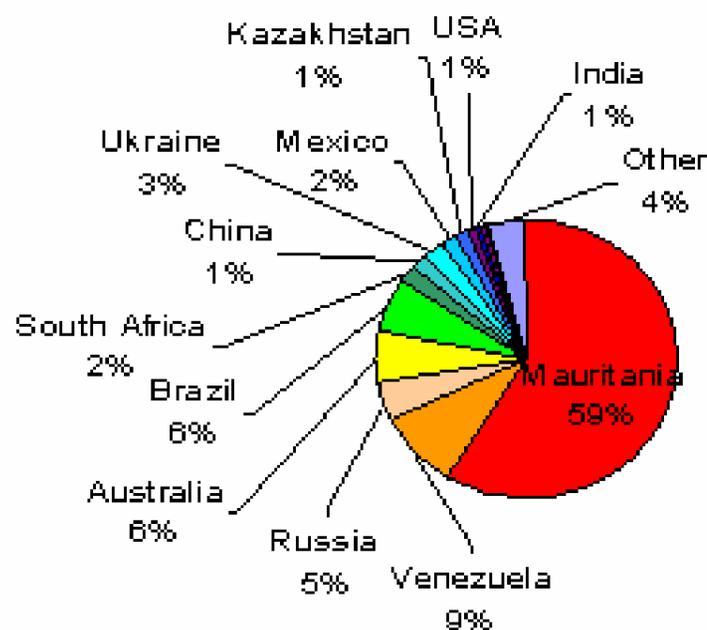
Resumen de los procesos del hierro y acero:

Vía primaria



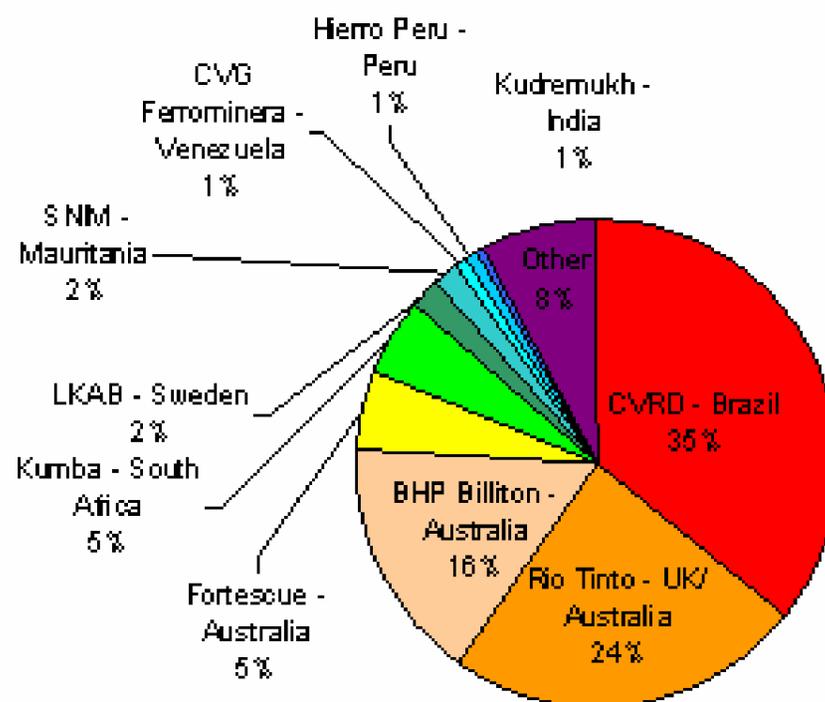
A.6.3 Vista de conjunto del hierro

IRON ORE RESERVES 2007

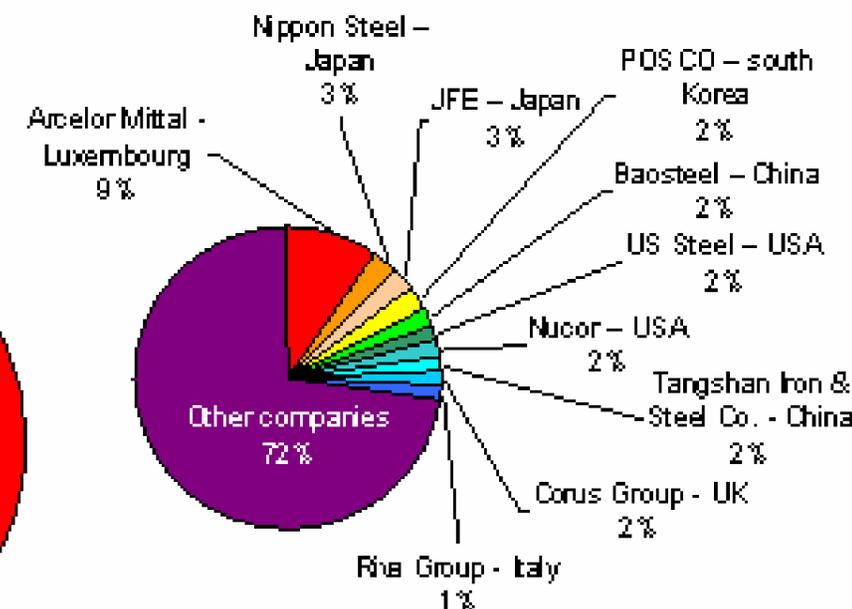


R = 150 000 MT (crude ore)
R/Iron ore P = 101 years

IRON ORE TOP PRODUCERS 2008

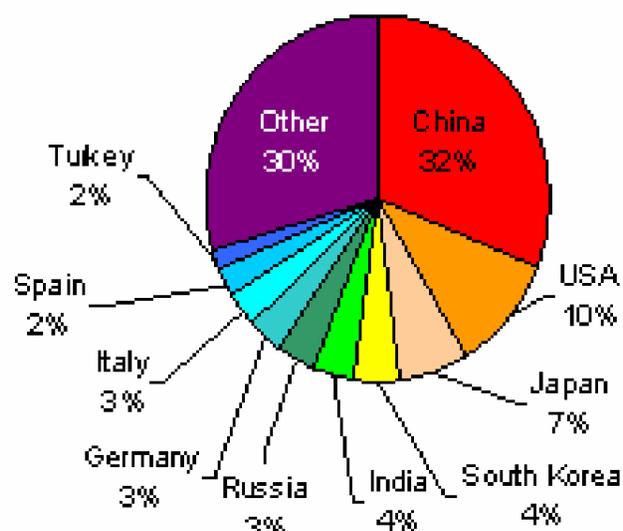


CRUDE STEEL TOP PRODUCERS 2006



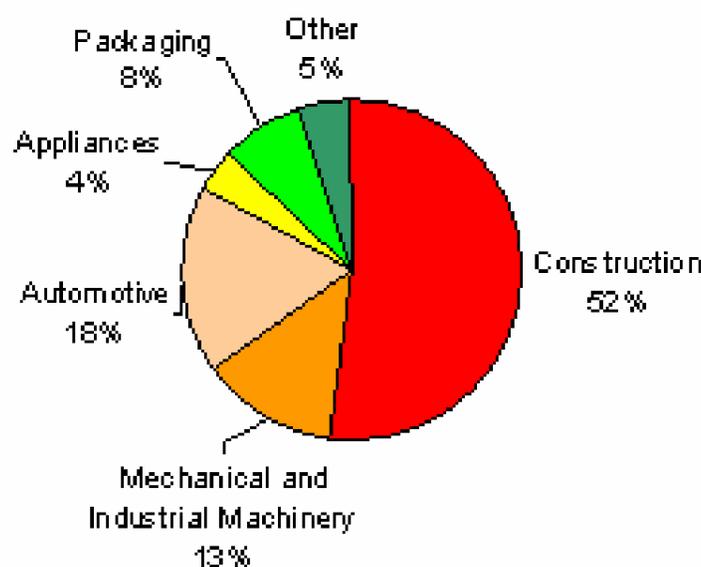
P = 12 17 4 MT
Recycling rate = 50%

CONSUMPTION PER COUNTRY 2006

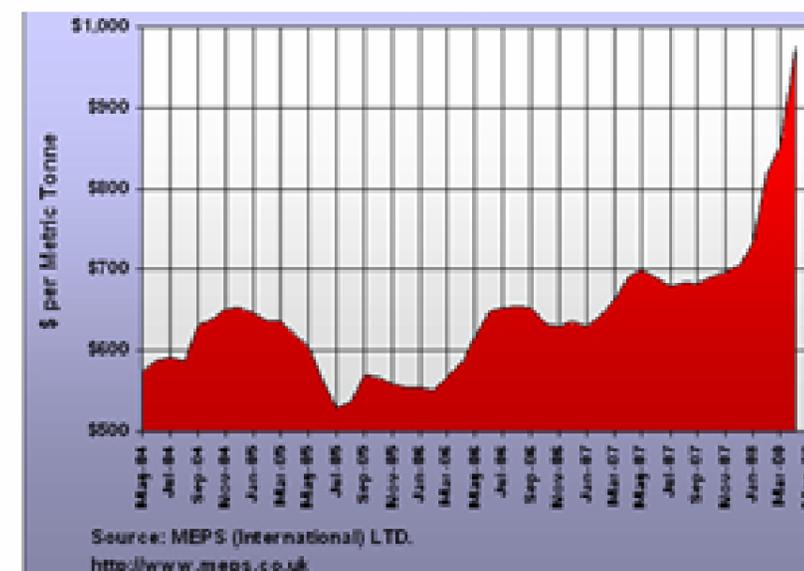


Dem and growth = 8.5 %

CONSUMPTION BY END-USE 2006

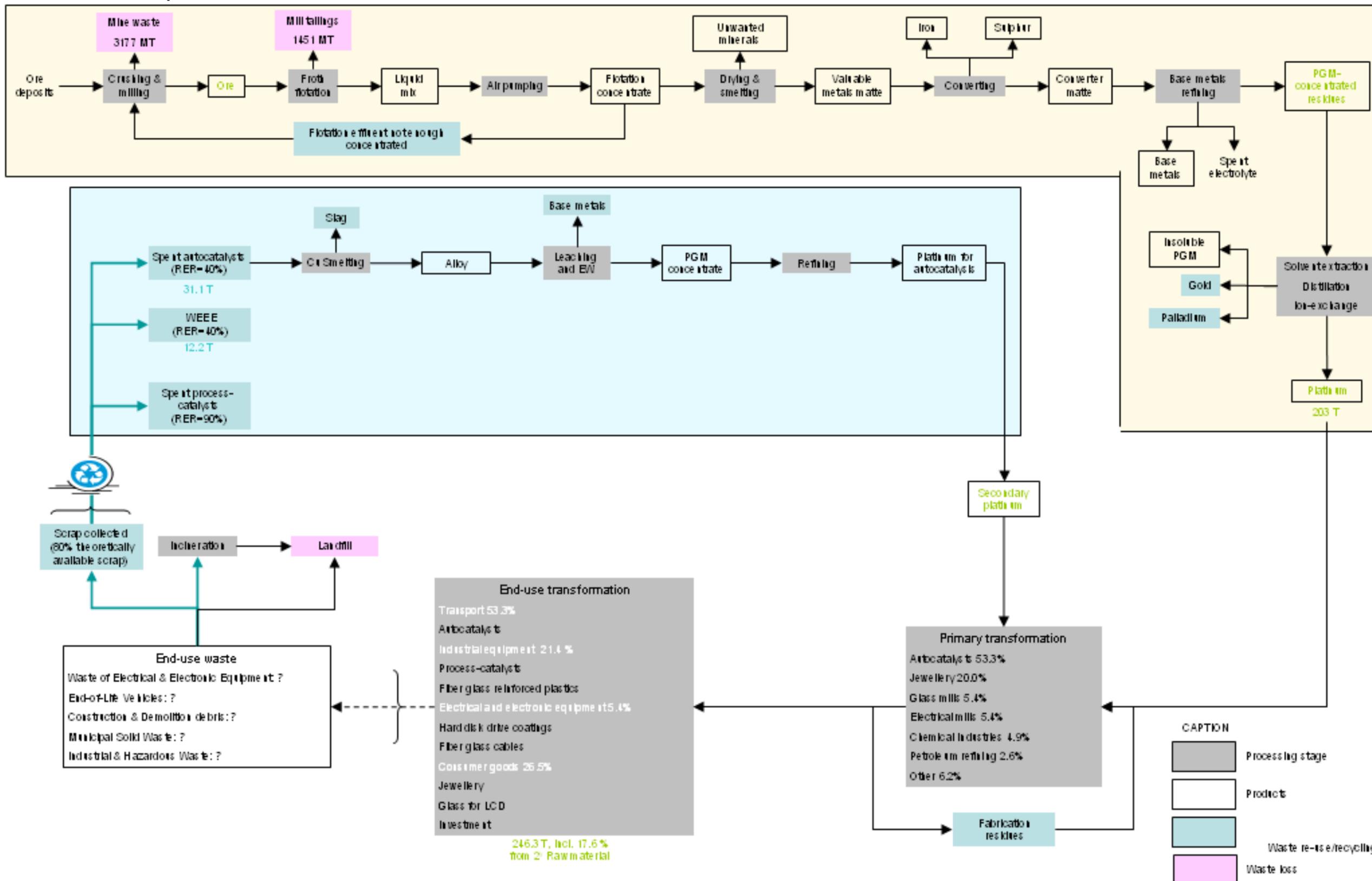


PRICE GRAPH



A.7 El platino

A.7.1 Ciclo de vida del platino



Platinum life-cycle _ 2006 _ World estimations

A.7.2 Detalles de los procesos del platino

- **Extracción**

El platino ocurre en los minerales de cobre y níquel, así que en unos yacimientos nativos. Es un metal muy raro en la corteza terrestre.

- Se encuentra a menudo químicamente aislado, como platino nativo y aleado con iridio. Ocurre principalmente en el arsenido de platino, sperrilito (PtAs_2), asociado con minerales de níquel en el basín de Sudbury, Ontario-Canada.
- Una pequeña parte del platino está extraído del mineral sulfatado, choperita, $(\text{Pt,Pd,Ni})\text{S}$, que contiene también un poco de paladio y níquel. La choperita se coloca en el Merensky Reef, África del Sur.
- Combinado con otros metales del grupo del platino, ocurre en los yacimientos alvialos en el Witwatersrand en África del Sur, las montañas Urales y en I Absaroka, Montana-EEUU.

Está mucho más presente en la Luna y en los meteoritos.

El platino suele ser extraído de los lodos anódicos durante el refinado electrolítico del cobre.

- **Separación de los metales del grupo del platino**

Una vez obtenido el lodo anódico conteniendo los metales del grupo del platino, se debe tratar para poder recuperar los metales de interés.

- **Extracción de la plata y del oro**

Se separan por precipitación selectiva, antes de proceder realmente a la separación de los platinoideos entre sí. Durante el ataque en medio HCl concentrado, se forma cloruro de plata insoluble que se puede recuperar por filtración. Pero se queda en solución $\text{H}[\text{AgCl}_2]$. Por eso, se baja la concentración en ácido para disminuir la solubilidad del cloruro de plata. Las trazas de plata que quedan pueden ser quitadas por extracción por disolvente. El oro se extrae reduciendo Au(III) en Au(0) con sales férricas, SO_2 y ácido ascórbico o oxálico. Los agentes reductores deben ser elegidos con precaución para evitar la reoxidación del Pt(II) en Pt(IV) .

- **Extracción y cristalización de los hexa-cloro-complejos**

Consiste en precipitar por el cloruro de amonio en un medio HCl 1M el complejo $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$. Se quita el exceso de cloro por ebullición para evitar que el paladio y el iridio pasen en su forma oxidada IV. Se reducen gracias a unos agentes tales como las



sales de Fe(II) y el ácido ascórbico. El precipitado, una vez limpiado por una solución de cloruro de amonio, alcanza una pureza de 99%. Para ser precipitado, el iridio debe ser oxidado en Ir(IV) a 100°C, temperatura a la cual el paladio se queda en su estado Pd(II). $(\text{NH}_4)_2[\text{IrCl}_6]$ precipita a 20°C con un exceso de NH_4Cl de igual a 1M como máximo. $(\text{NH}_4)_2[\text{PdCl}_6]$ precipita gracias al uso de cloro y después de NH_4Cl . Finalmente, se precipita el complejo de rodio por una nueva adición de cloruro de amonio. Para recuperar los complejos de paladio y iridio, se vuelve a disolver el último hexa-cloro-complejo citado. En medio alcalino, se quita el rodio en forma de $[\text{RhCl}(\text{NH}_3)_5]\text{Cl}_2$ o de $\text{K}_3[\text{Rh}(\text{NO}_2)_6]$.

- **Extracción por destilación de los óxidos de rutenio y osmio**

Los óxidos RuO_4 y OsO_4 están extraídos por destilación, gracias a su carácter volátil. El RuO_4 puede ser aislado por destilación de la solución acuosa, conteniendo el $\text{K}_3[\text{RuCl}_6]$. La oxidación se realiza en medio sulfúrico con permanganato o clorato de potasio. El óxido está después absorbido por el HCl diluido y forma de nuevo un hexa-cloro-complejo. La extracción está complicada porque la presencia de sales de amonio puede provocar unas explosiones y el RuO_4 puede ser descompuesto debajo de 100°C. En cuanto al OsO_4 , el único riesgo es la emisión de vapores tóxicos. Las soluciones que contienen el osmio están oxidadas por Cr_2O_3 , $\text{K}_2\text{S}_2\text{O}_8$, HNO_3 . El OsO_4 extraído por destilación está también absorbido en el agua para dar un producto oleo o por una solución de KOH para formar K_2OsO_4 .

- **Extracción por disolventes y resinas**

El primero tipo de extracción es un método flexible que se puede volver selectivo por la elección del disolvente o por el cambio de las condiciones químicas de la extracción. Pero se tiene que hacer en varias fases, por el bajo rendimiento de enriquecimiento obtenido por etapa.

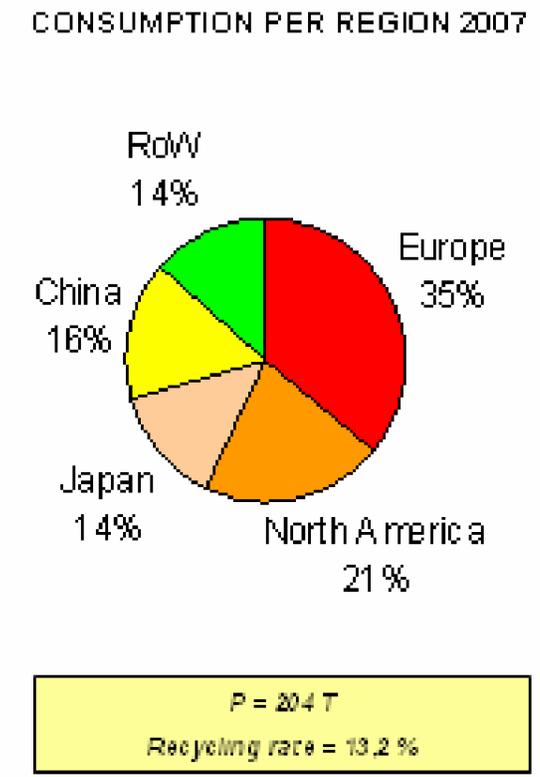
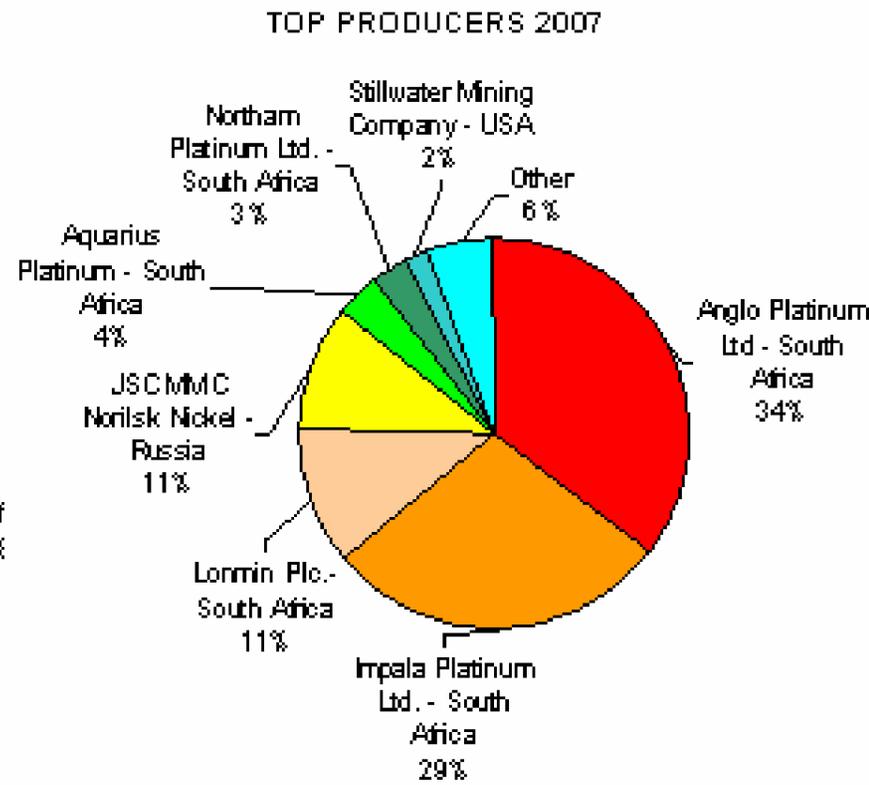
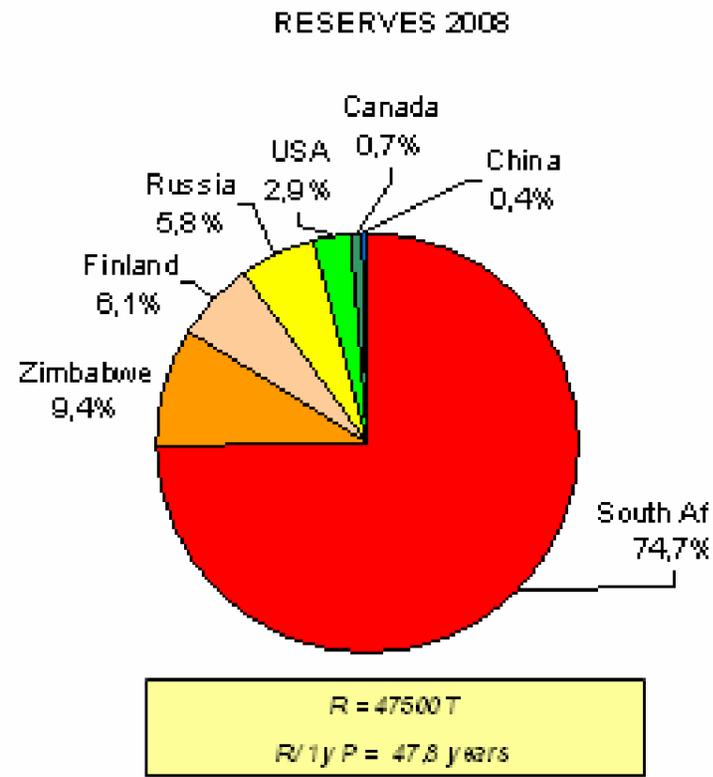
La separación por resinas se limita a la separación entre los platinoideos y los metales base. Existe la absorción por las resinas aniónicas base fuerte que está seguida por una elución por una solución de NaOH: eso nos da $\text{Pt}(\text{OH})_6]_2$. La amberlita X-AD7 está conocida por fijar el oro en presencia de los cloro-complejos de los platinoideos.

- **Precipitación de los metales por agentes reductores**

El serrín de madera precipita el platino, porque reduce directamente sus sales. El formol precipita el platino y el paladio a 100°C, después la puesta en solución en ácido fosforito de sus óxidos a 200°C.



A.7.3 Vista de conjunto del platino

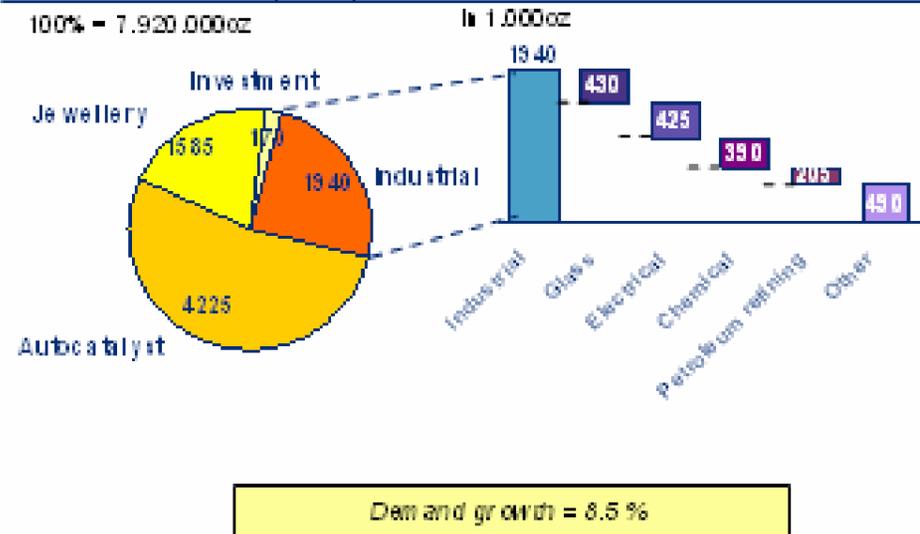


CONSUMPTION BY END-USE 2007

END-USE WASTE STREAMS

PRICE GRAPH

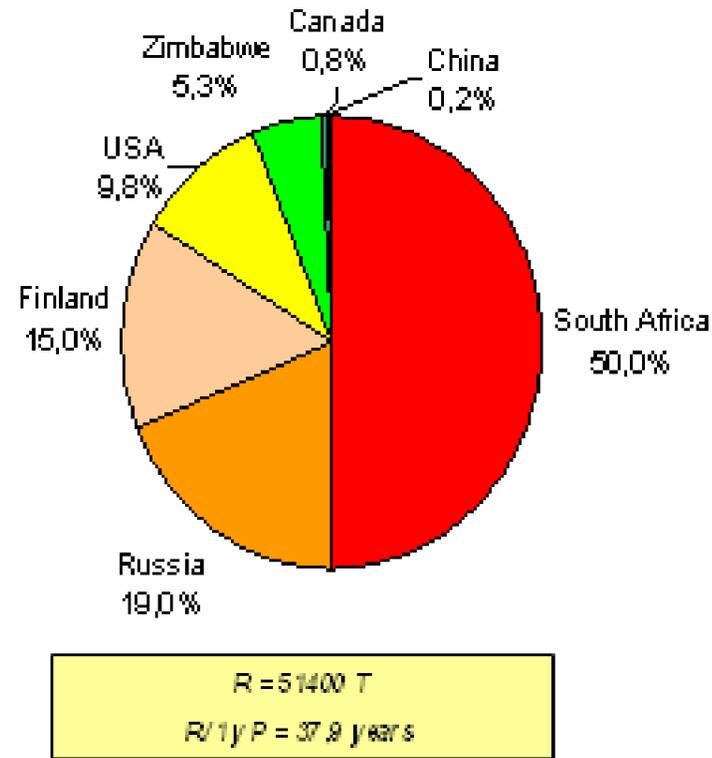
Platinum first-uses (2007)



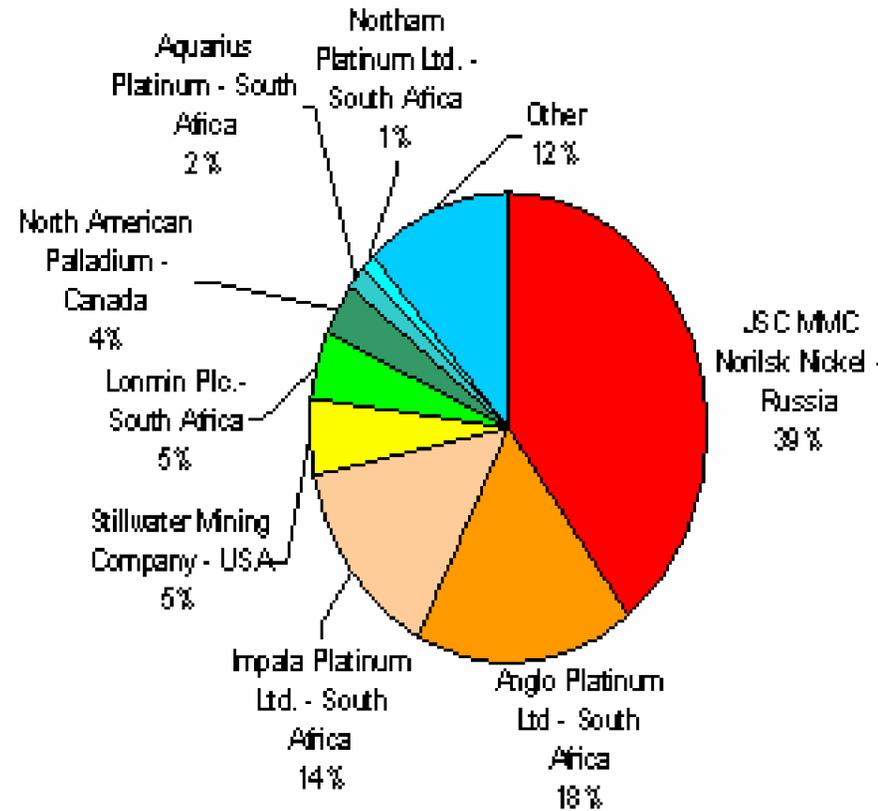
?



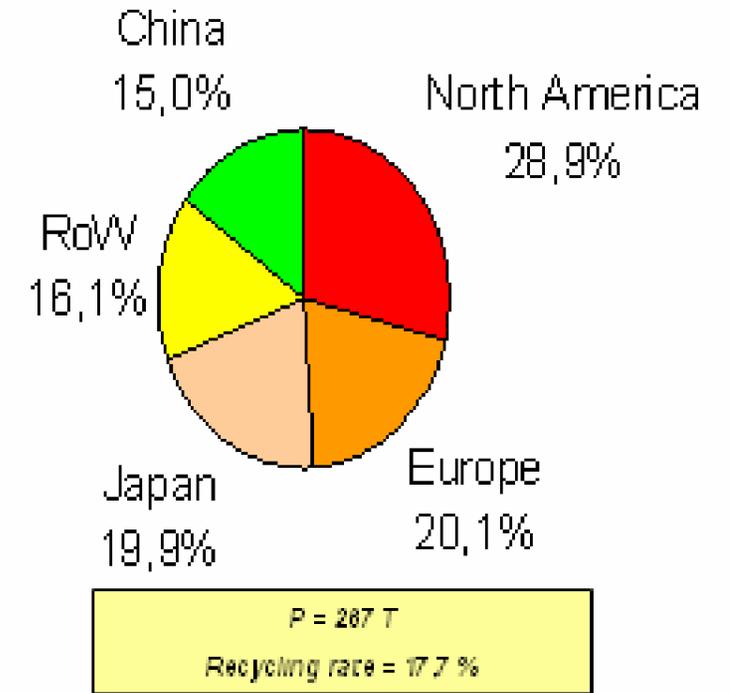
A.8 Vista de conjunto del paladio
RESERVES 2008



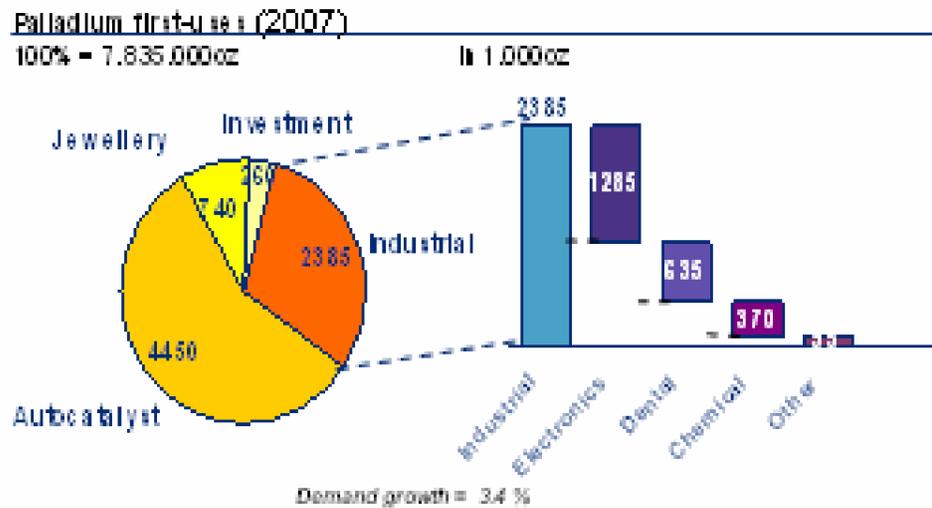
METAL TOP PRODUCERS 2007



CONSUMPTION BY REGION 2007



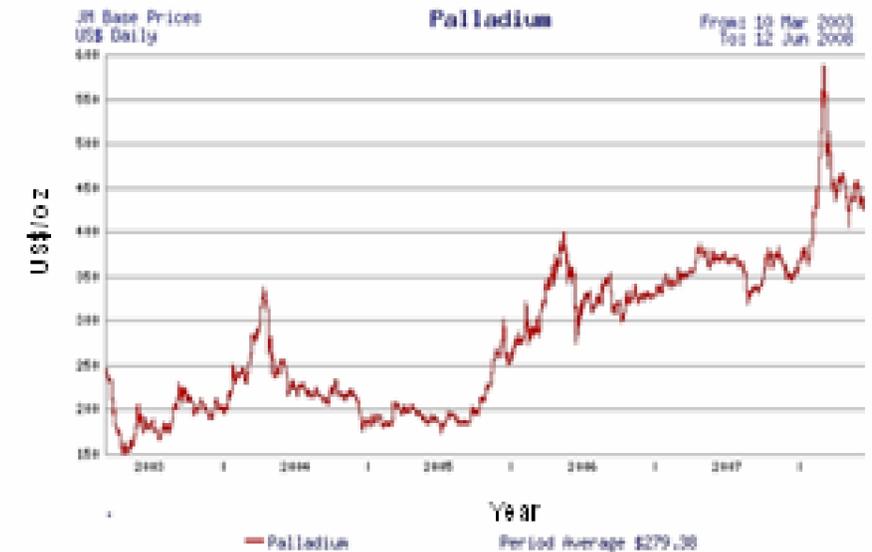
CONSUMPTION BY END-USE 2007



END-USE WASTE STREAMS

?

PRICE GRAPH



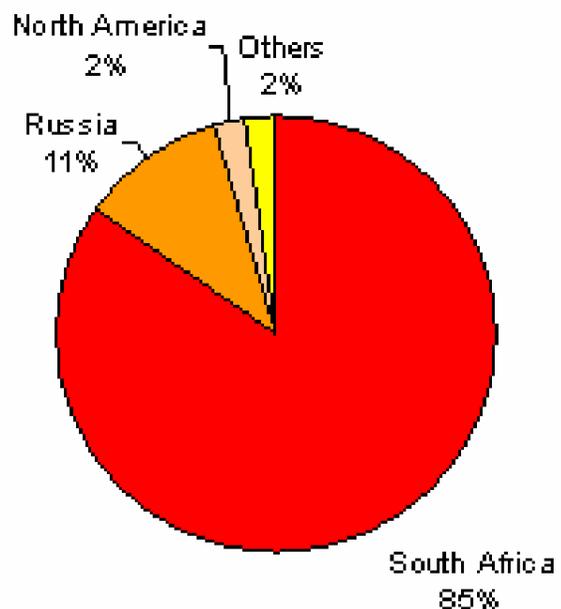
A.9 Vista de conjunto del rodio

RESERVES

?

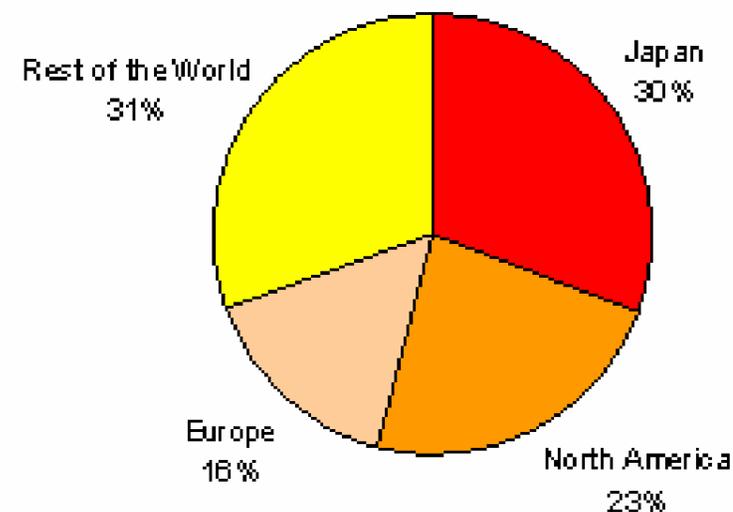
$R = ?$
 $R/1yP = ? \text{ years}$

TOP PRODUCERS 2007

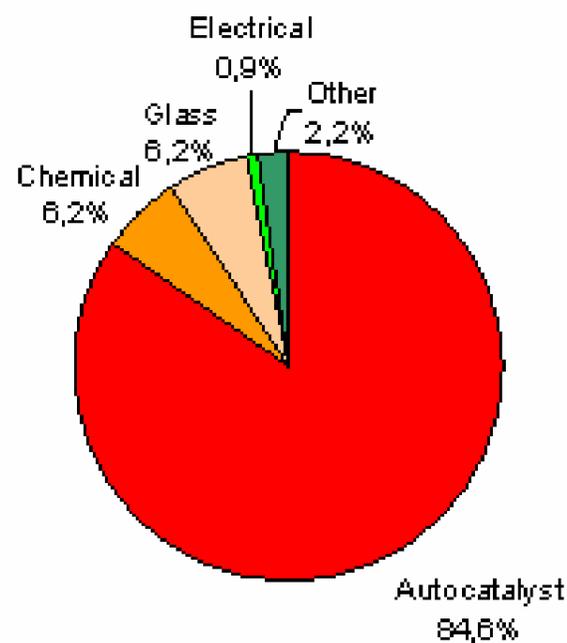


$P = 25.8 \text{ T}$
 Recycling rate = ?

CONSUMPTION BY REGION 2007



CONSUMPTION BY FIRST-USE 2007

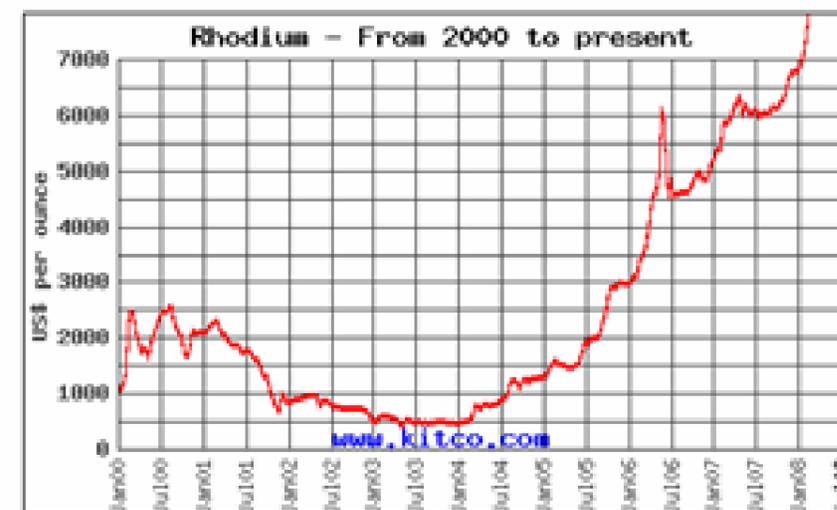


END-USE WASTE STREAMS

?

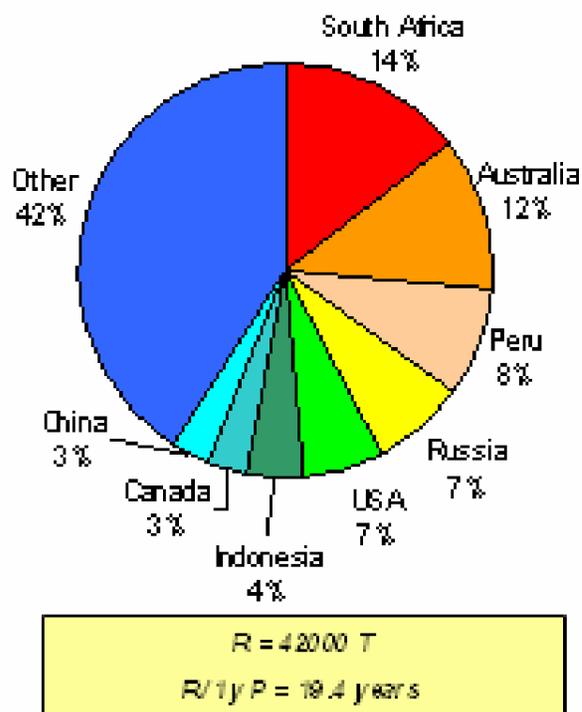
PRICE GRAPH

> [kitco](#) > [charts](#) > [historical rhodium](#) > [result](#)

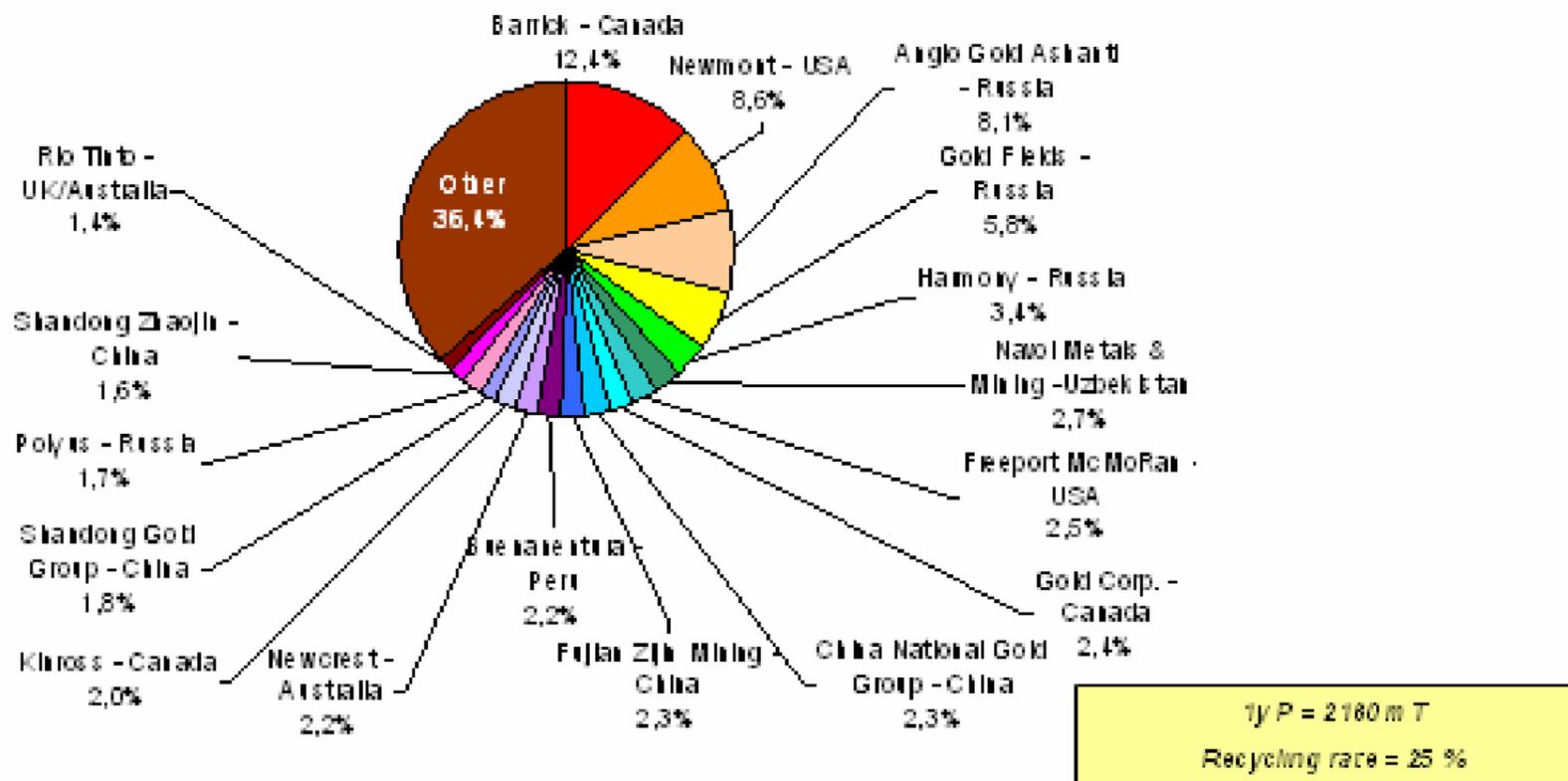


A.10 Vista de conjunto del oro

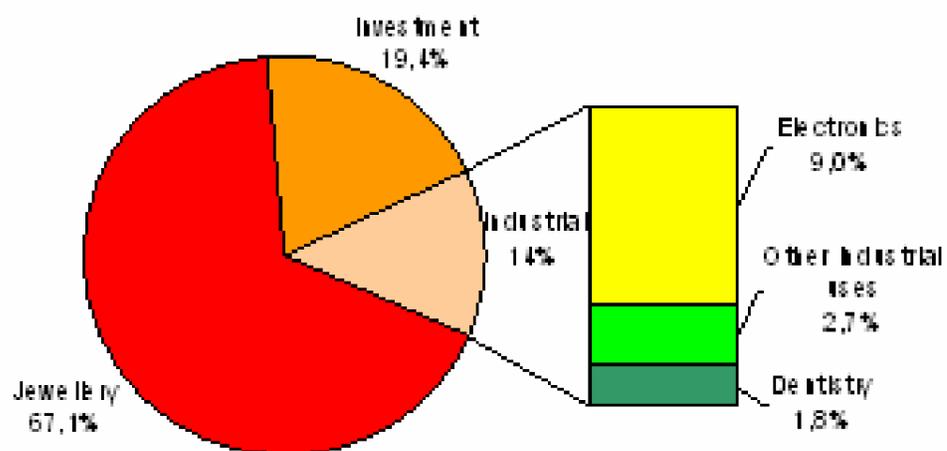
RESERVES 2007



TOP PRODUCERS 2006



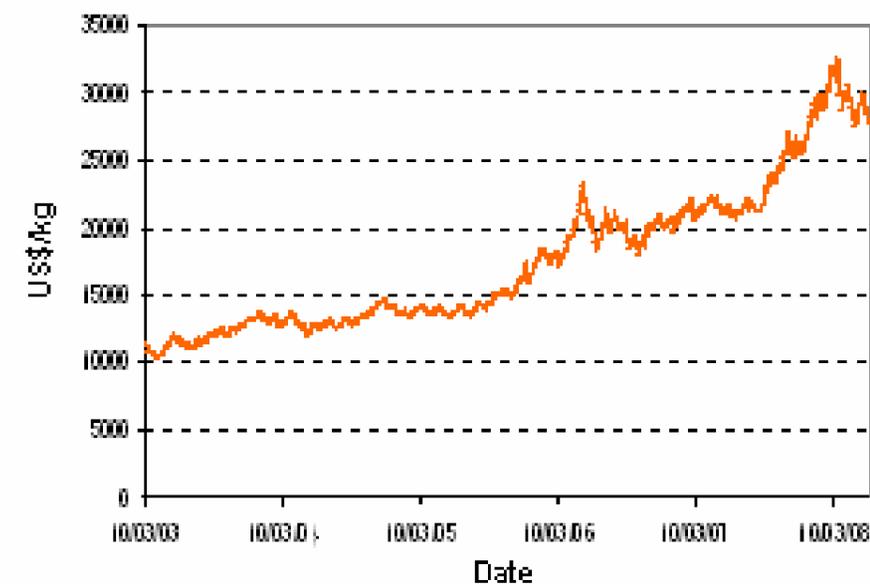
CONSUMPTION



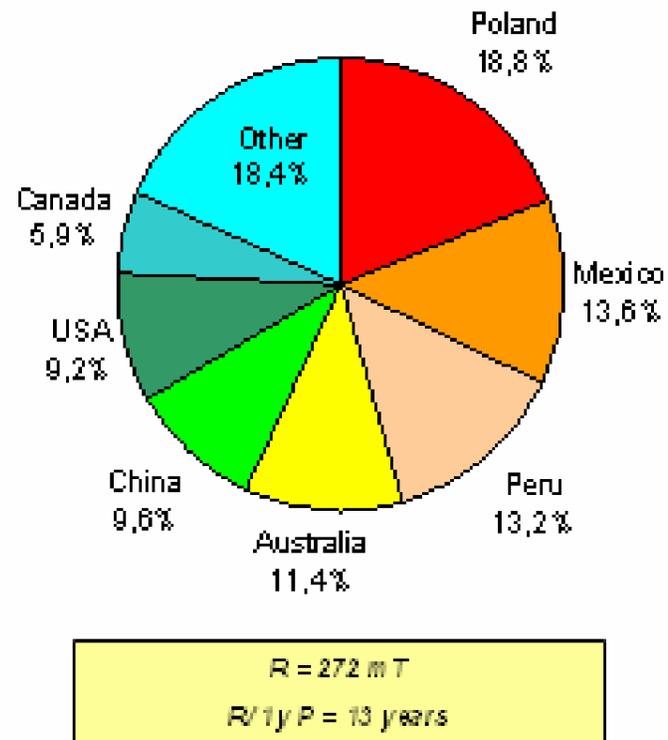
END-USE WASTE STREAMS

?

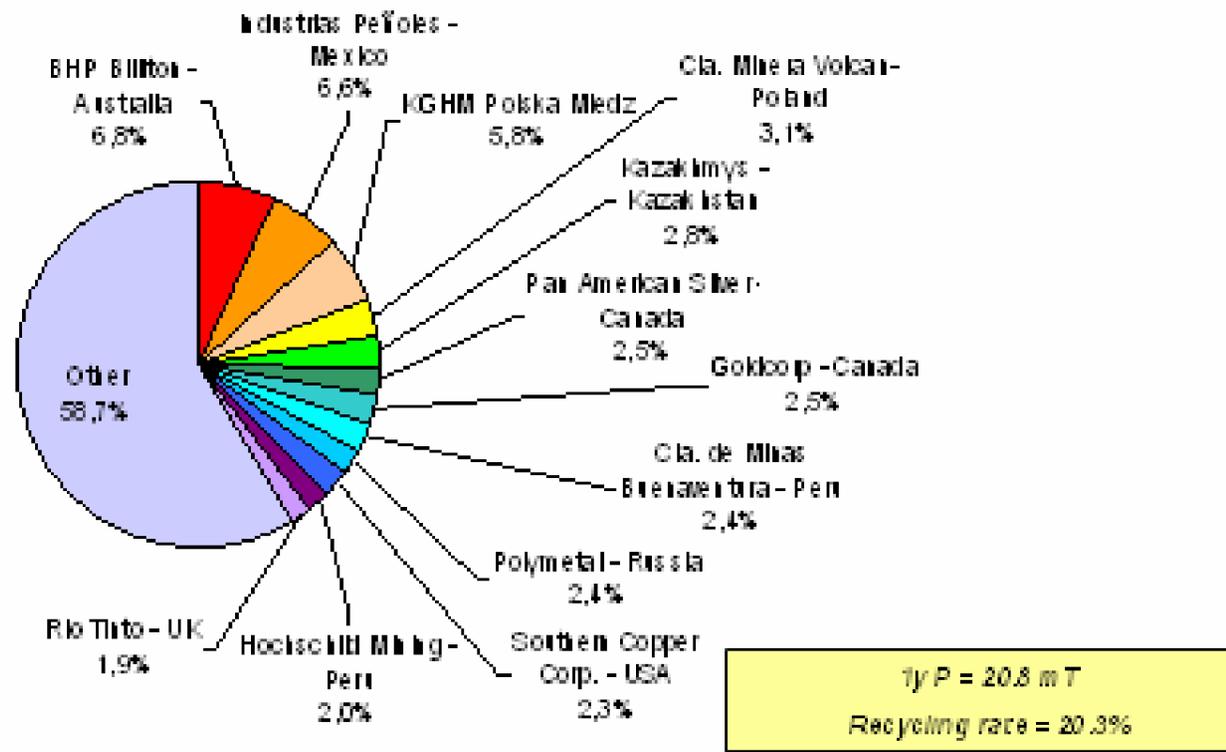
PRICE GRAPH



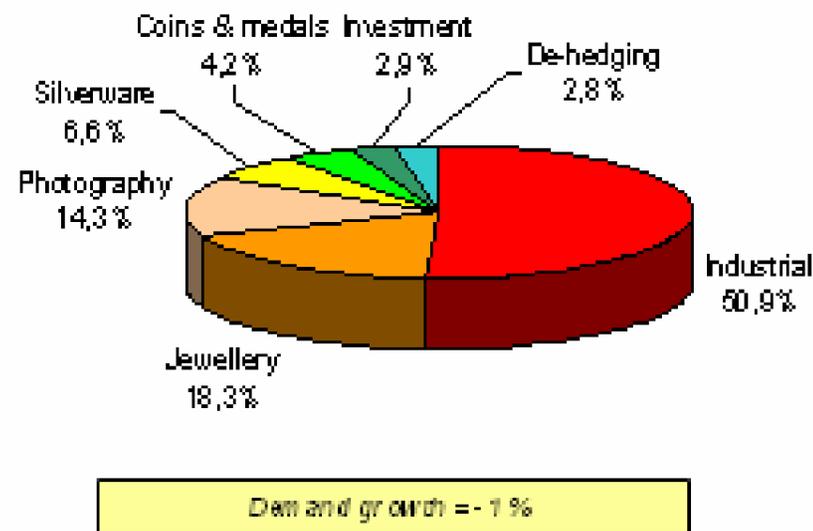
A.11 Vista de conjunto de la plata
RESERVES 2007



METAL TOP PRODUCERS 2007



CONSUMPTION BY FIRST-USE (2007)



END-USE WASTE STREAMS

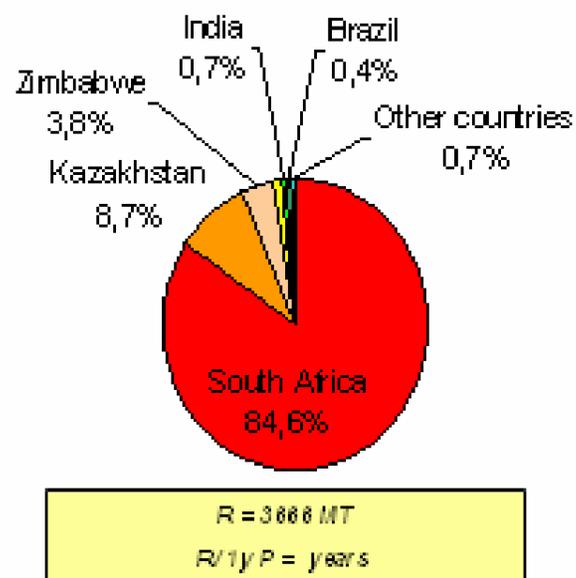
?

PRICE GRAPH

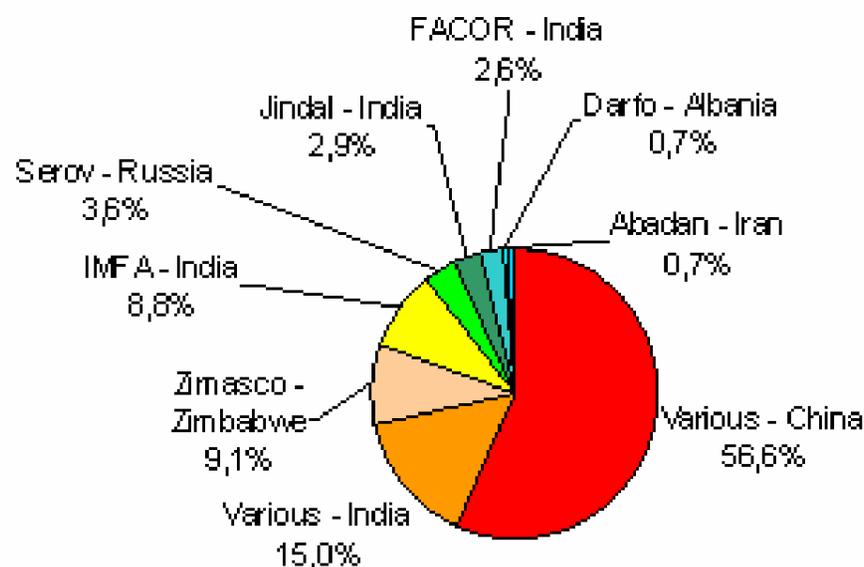


A.12 Vista de conjunto del cromo

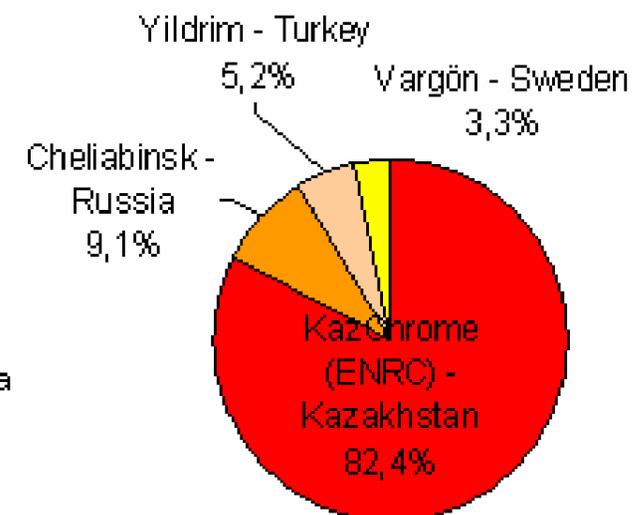
CHOMITE ORE RESERVES 2007



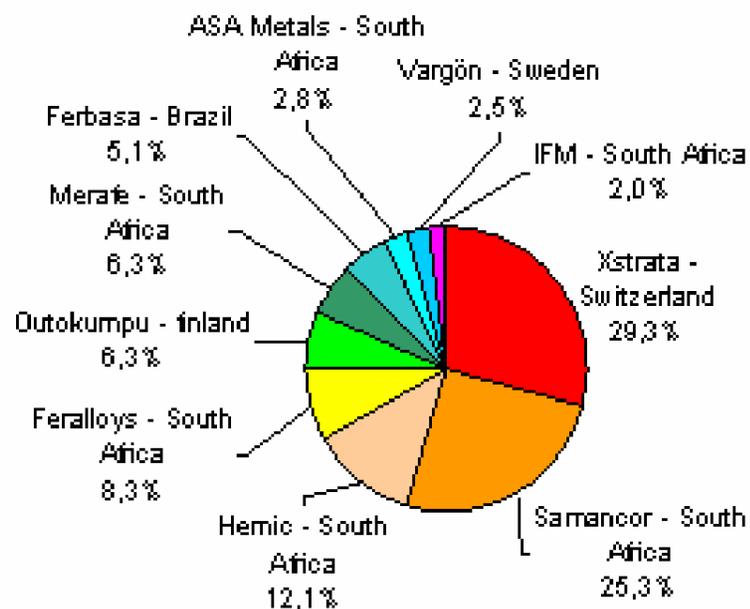
TOP LOW GRADE HCFeCr PRODUCERS 2007



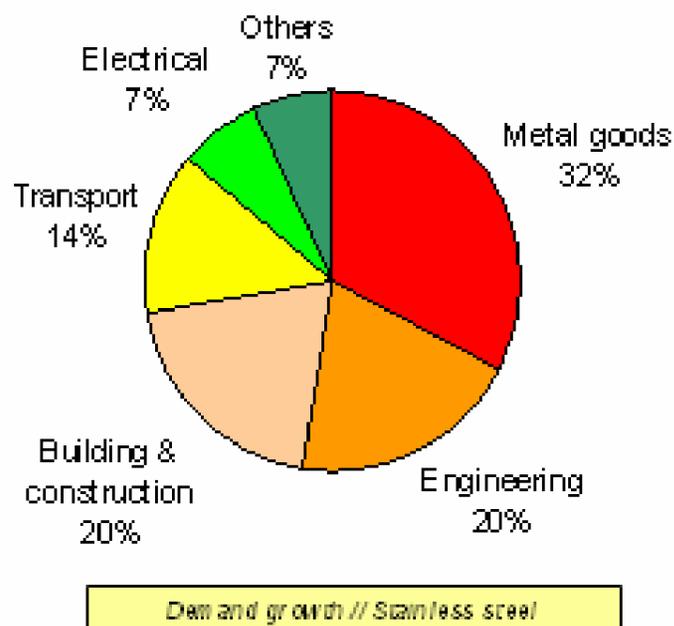
TOP HIGH GRADE HCFeCr PRODUCERS 2007



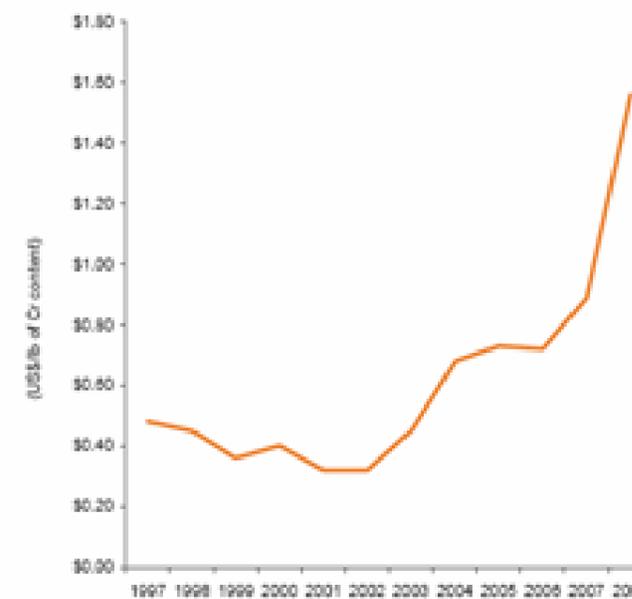
TOP CHARGE CHROME PRODUCERS 2007



CONSUMPTION BY END-USE 2007



FERROCHROME PRICE GRAPH

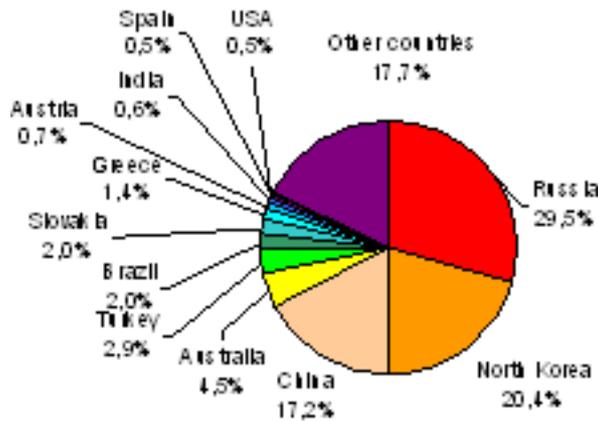


Note: Charge chrome benchmark price
2008 number is the average of Q1 and Q2 benchmark prices
Source: Heinz H. Panzer.



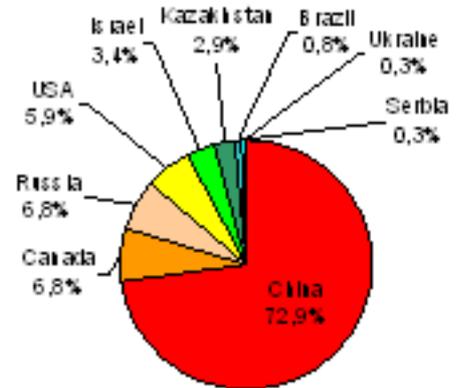
A.13 Vista de conjunto del magnesio

Magnesite RESERVES



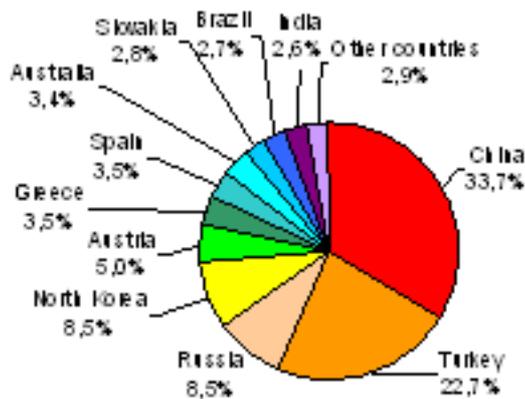
R = 220t MT
R/ Mine P = 7 years

PRIMARY METAL TOP PRODUCING COUNTRIES (excl. US data)



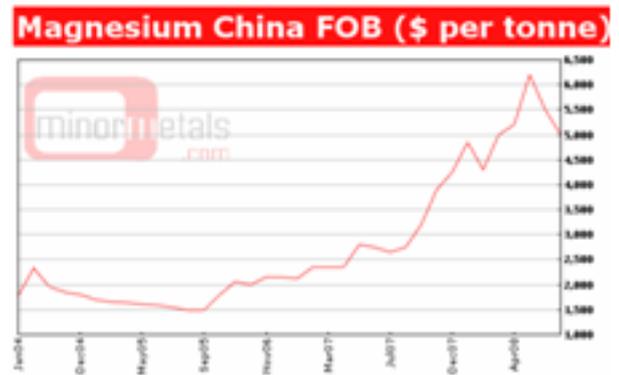
Mine P = 89000t
Recycling rate = ?

Magnesite TOP PRODUCING COUNTRIES (excl. US data)



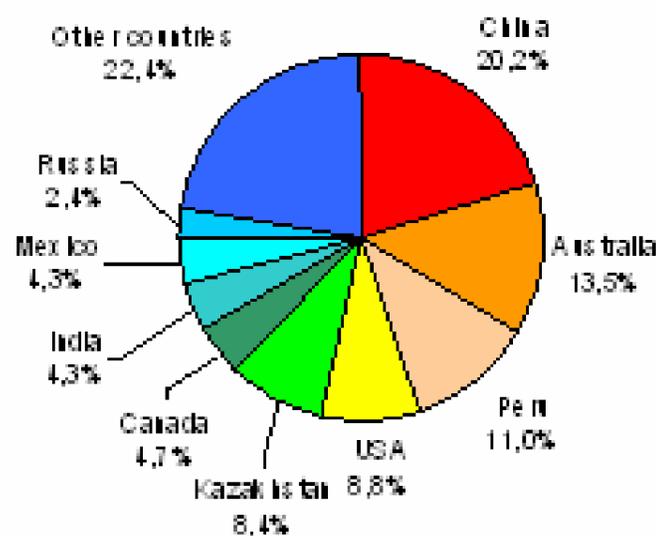
Magnesite P = 4.0t MT
Recycling rate = ?

PRICE GRAPH



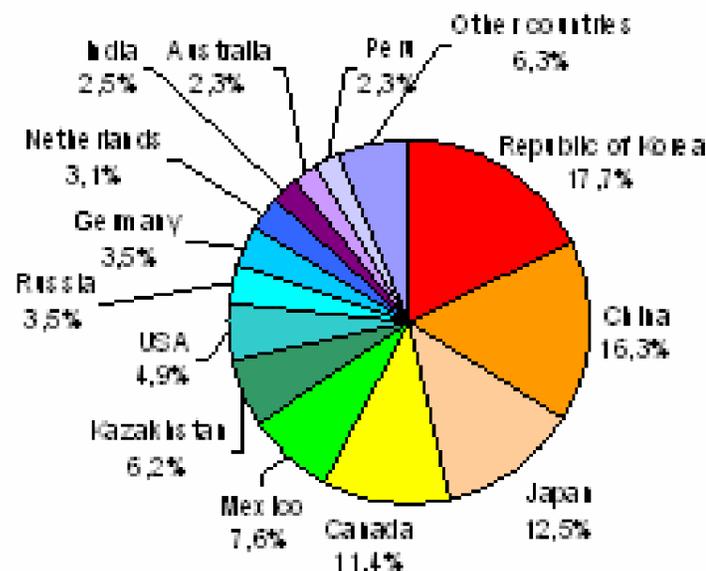
A.14 Vista de conjunto del cadmio

CADMIUM RESERVES 2008



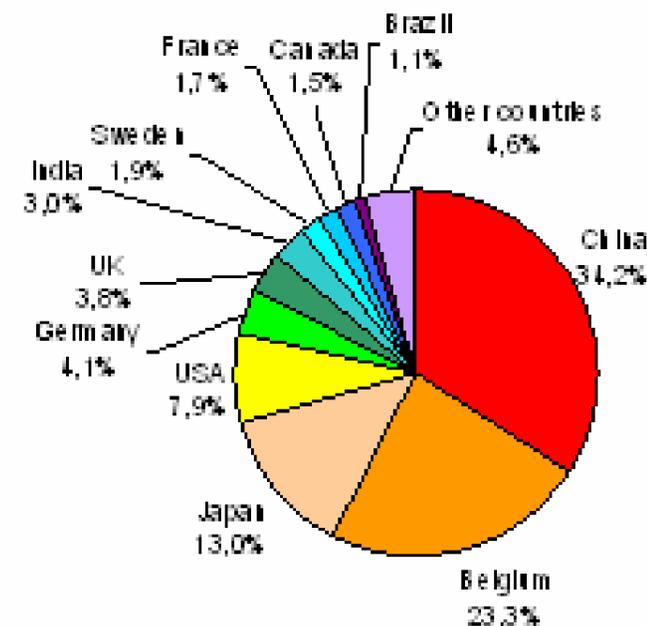
R = 480000 T
R/Min x P = 28.7 years

METAL TOP PRODUCING COUNTRIES 2006

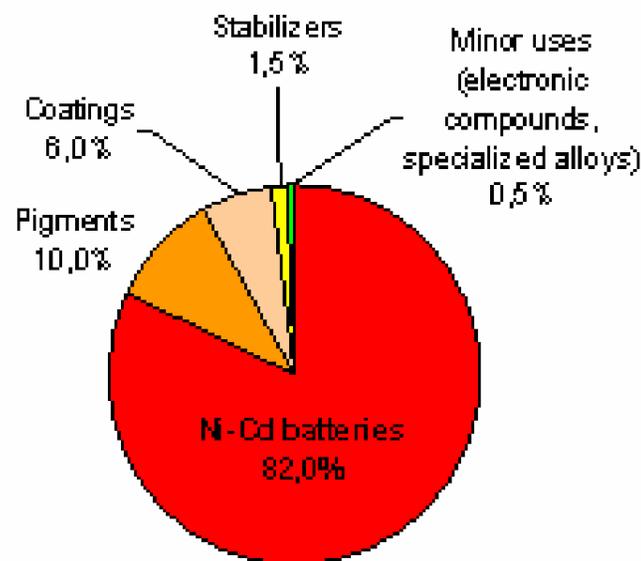


P = 18388 T
Recycling rate = ?

CONSUMPTION PER COUNTRY 2006



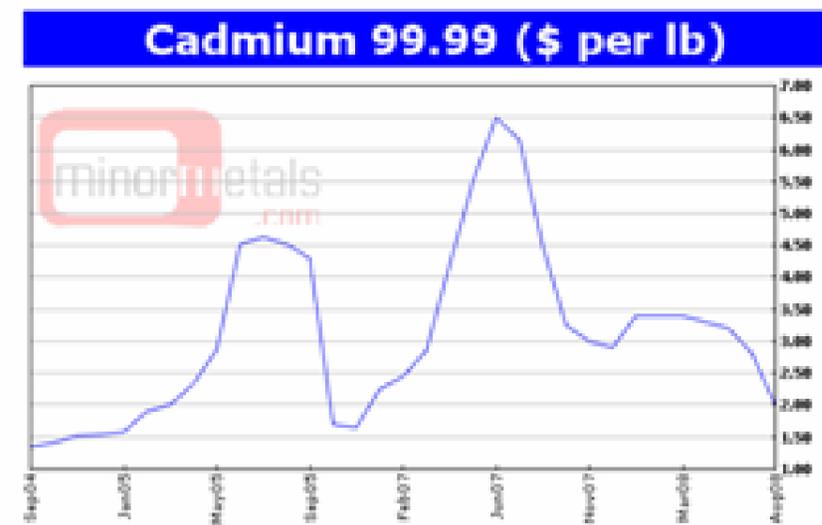
CONSUMPTION BY END-USE 2006



END-USE WASTE STREAMS

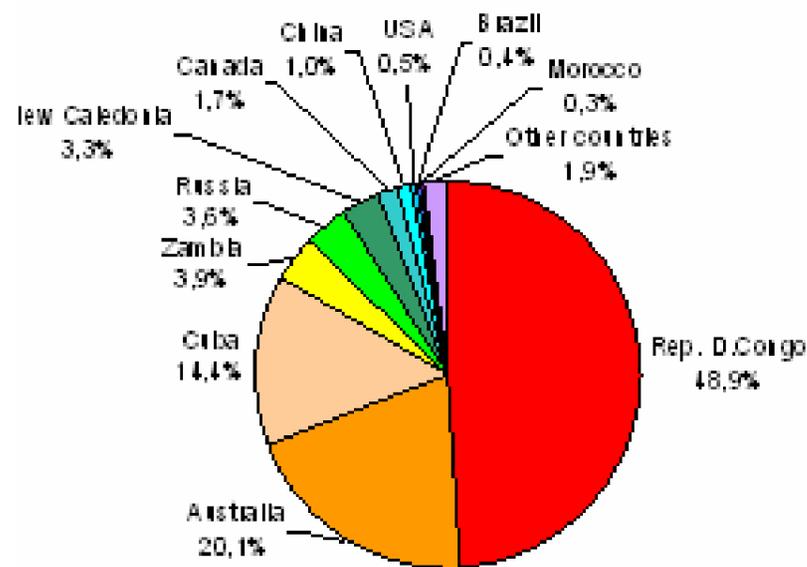
?

PRICE GRAPH



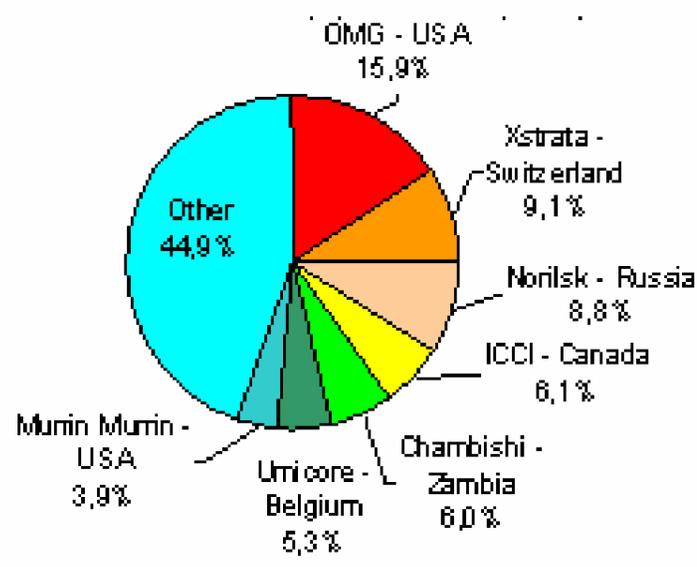
A.15 Vista de conjunto del cobalto

RESERVES 2007



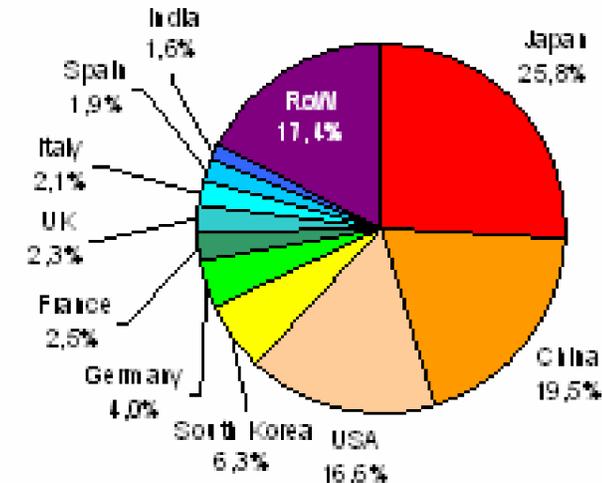
R = 8.954 MT
R/Min e P = 103 years

REFINED METAL TOP PRODUCERS 2006

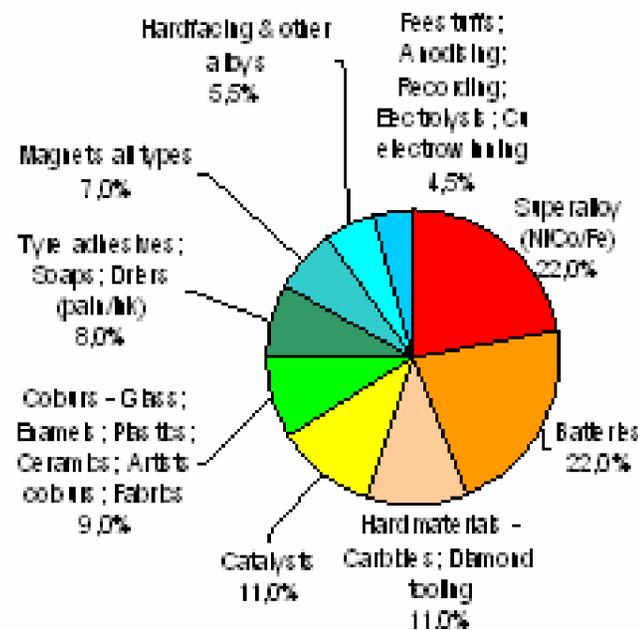


P = 53933 T
Recycling rate = ?

CONSUMPTION PER COUNTRY 2006



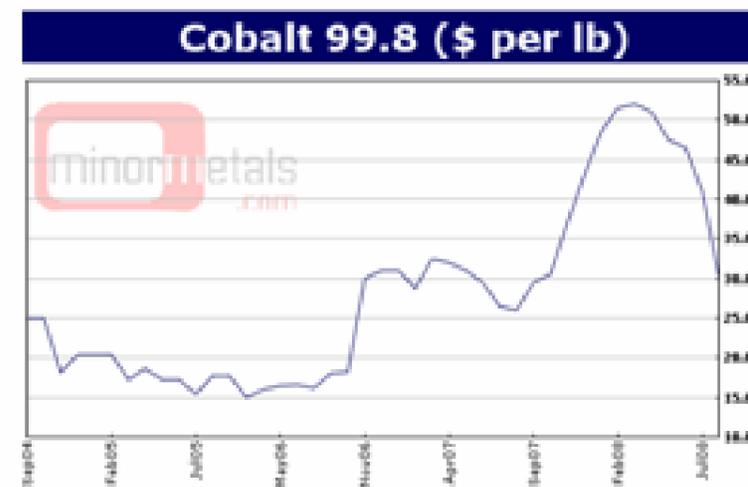
CONSUMPTION BY END-USE 2006



END-USE WASTE STREAMS

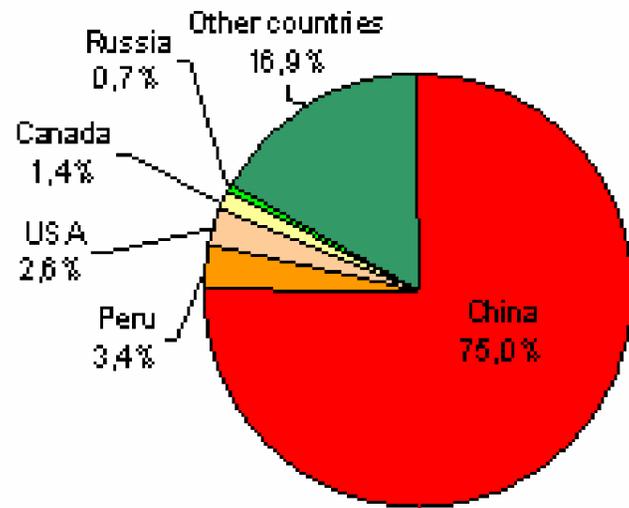
?

PRICE GRAPH



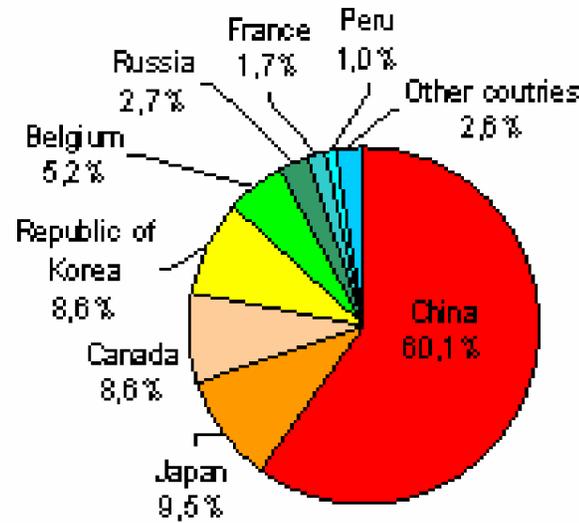
A.16 Vista de conjunto del indio

RESERVES 2008



R = 10 670 T
R/ Mine P = ? years

REFINED METAL TOP PRODUCING COUNTRIES 2006 (estimations)

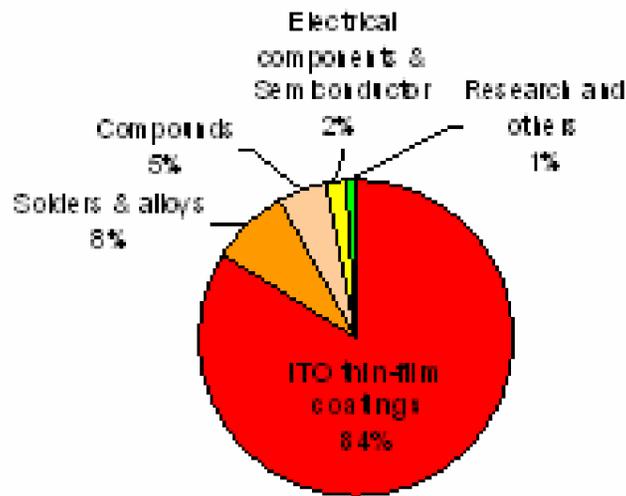


Refined P = 582 T
Recycling rate = ?

CONSUMPTION PER COUNTRY

?

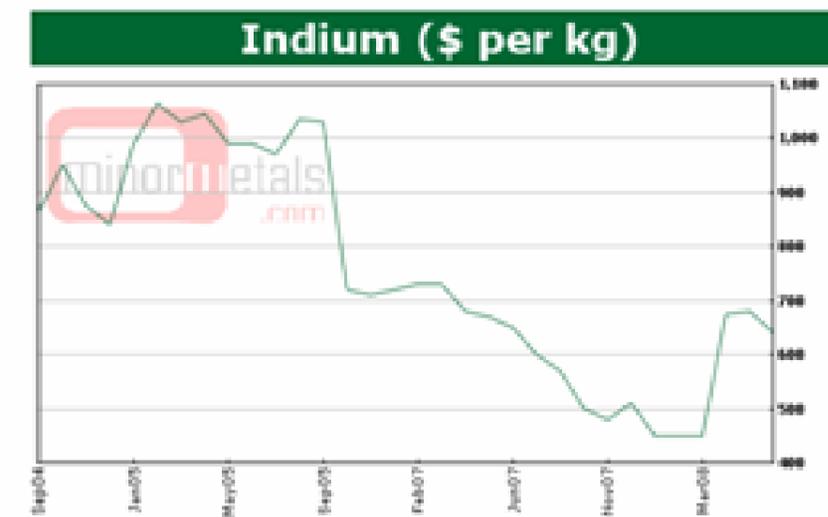
CONSUMPTION BY END-USE 2006 (US data)



END-USE WASTE STREAMS

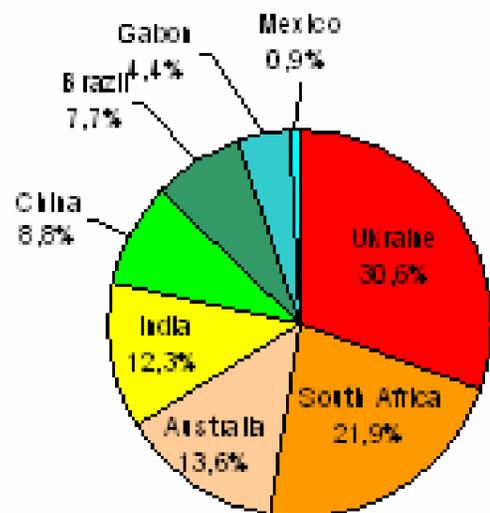
?

PRICE GRAPH



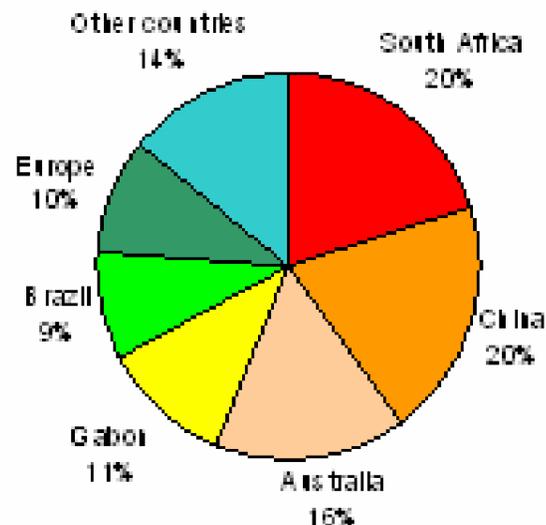
A.17 Vista de conjunto del manganeso

MANGANESE RESERVES 2008



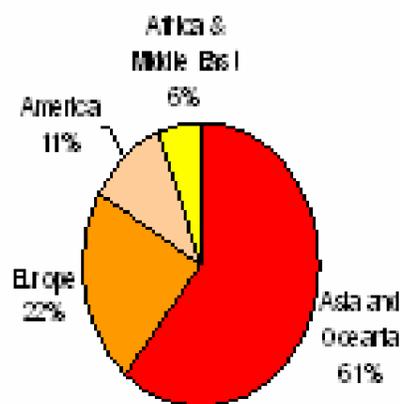
R = 457.1 MT
R/Min&P = 7 years

ORETOP PRODUCING COUNTRIES 2006 (Manganese content)

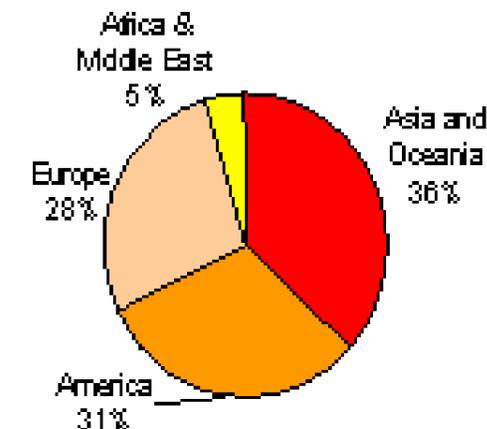


Min&P = 11 934 MT metal content
Recycling rate = ?

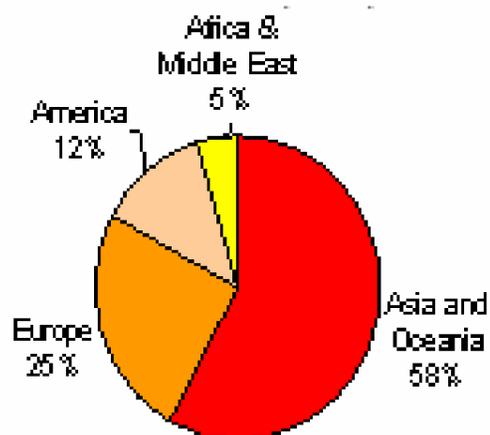
HC FeMn (>2%C) DEMAND PER REGION 2006



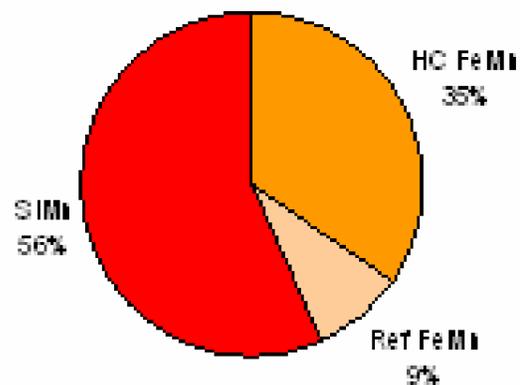
Ret FeMn (<2%C) DEMAND PER REGION 2006



SiMn DEMAND PER REGION 2006



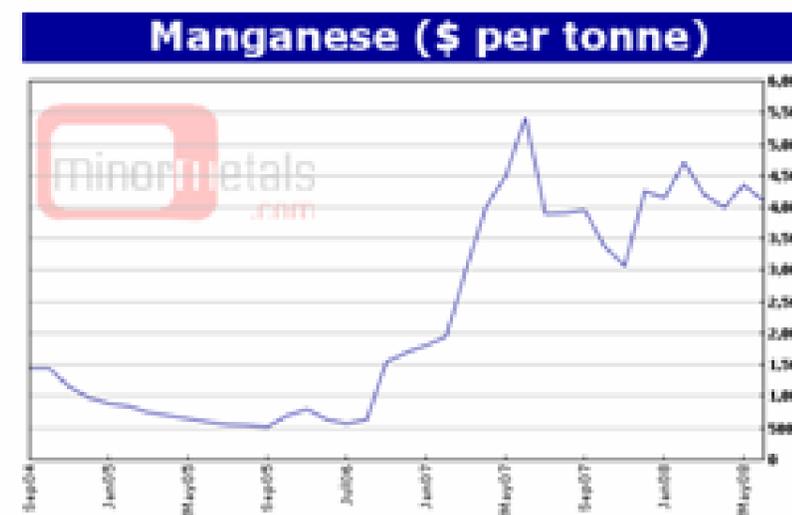
Mn alloys DEMAND BY TYPE 2006



CONSUMPTION BY FIRST-USE 2006

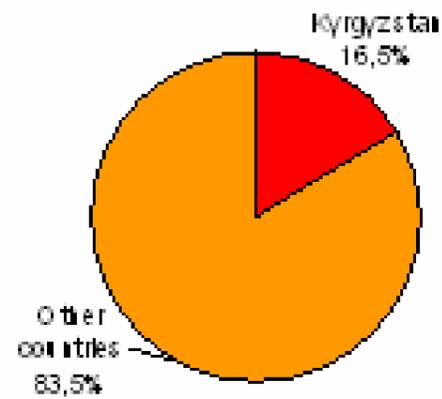


PRICE GRAPH



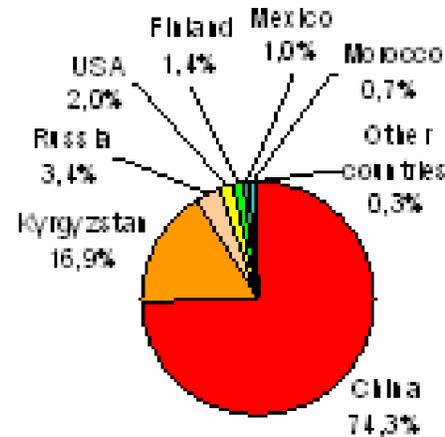
A.18 Vista de conjunto del mercurio

RESERVES 2008



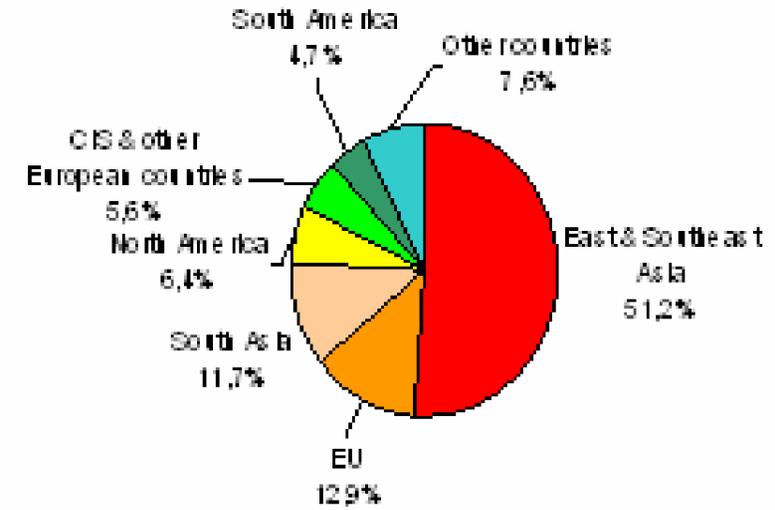
R = 45500 T
R/ Mine P = 7 years

MINE TOP PRODUCING COUNTRIES 2006

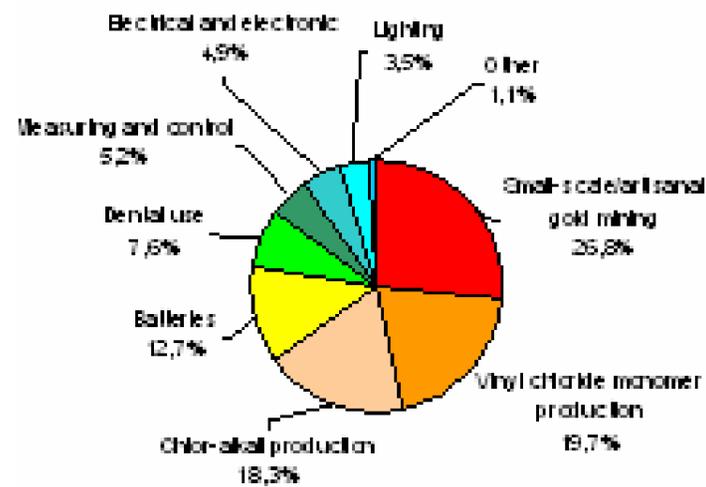


Mine P = 1475 T
Recycling rate = 50%

DEMAND BY REGION 2005



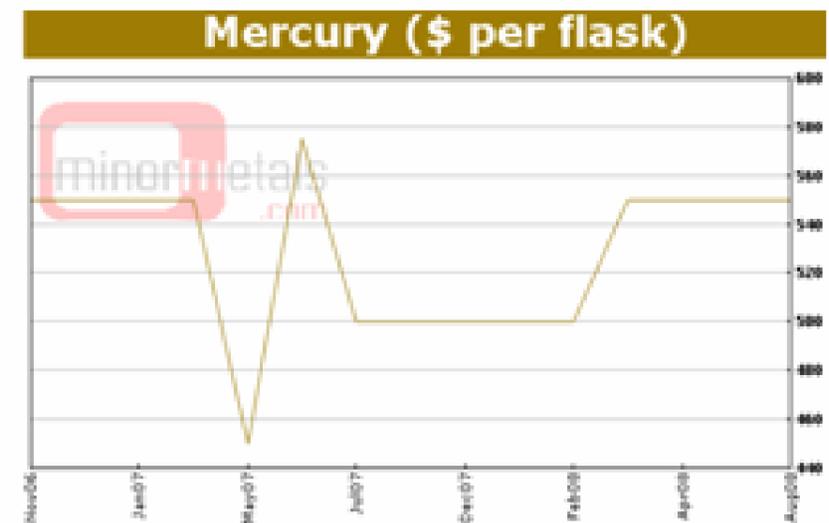
DEMAND BY END-USE 2005



END-USE WASTE

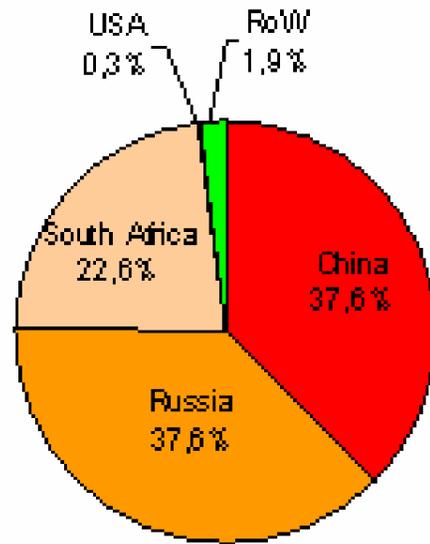
?

PRICE GRAPH



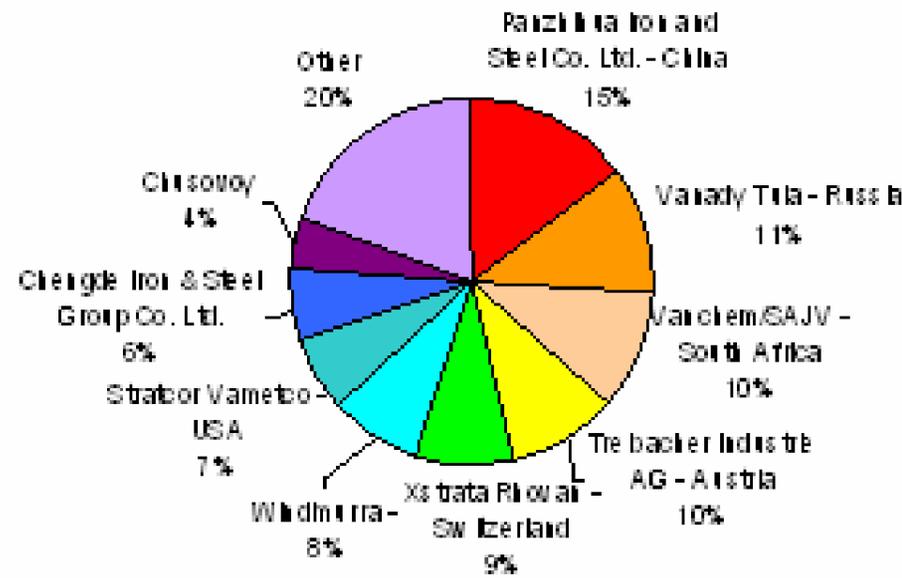
A.19 Vista de conjunto del vanadio

RESERVES 2007



R = 13,295 MT
R/MinP = 213 years

REFINED METAL TOP PRODUCERS 2006 (estimations)

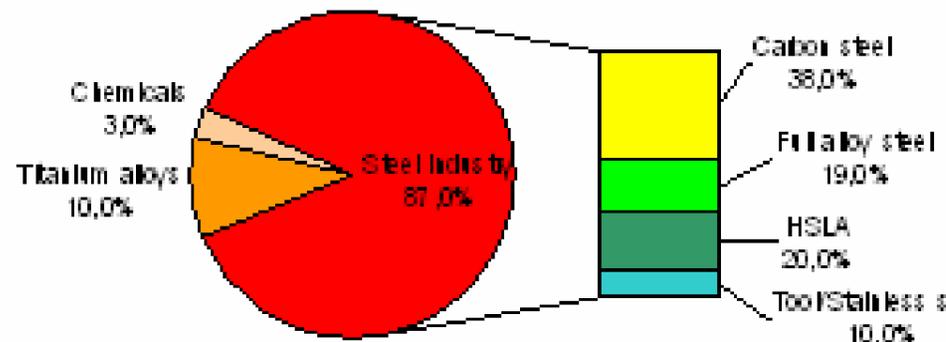


MinP = 83000 T
Recycling rate = ?

CONSUMPTION PER COUNTRY

?

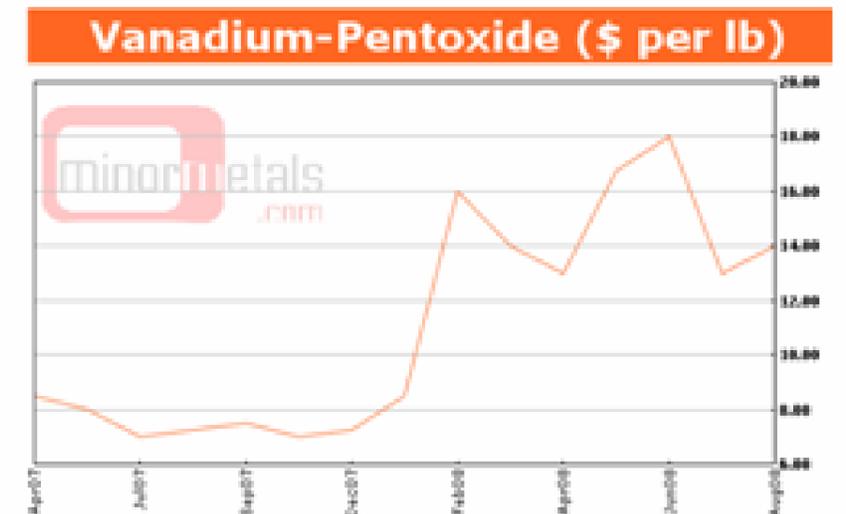
CONSUMPTION BY FIRST-USE 2006



END-USE WASTE STREAMS

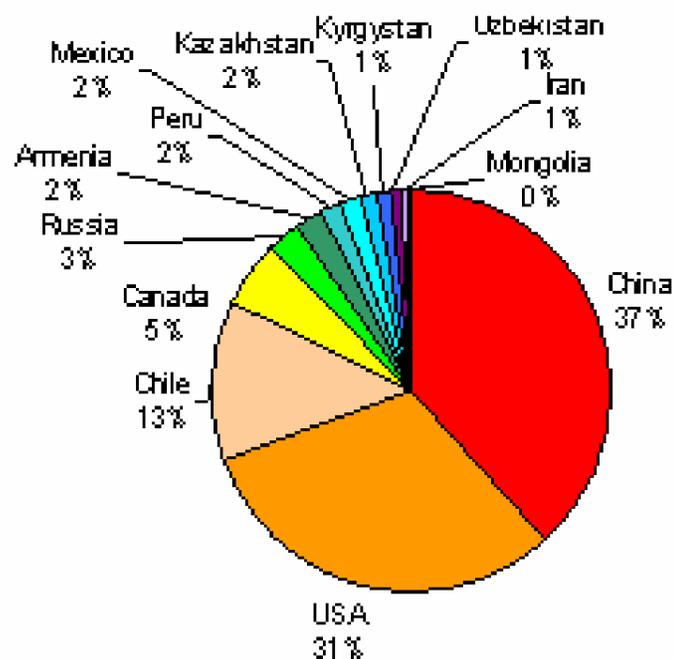
?

PRICE GRAPH



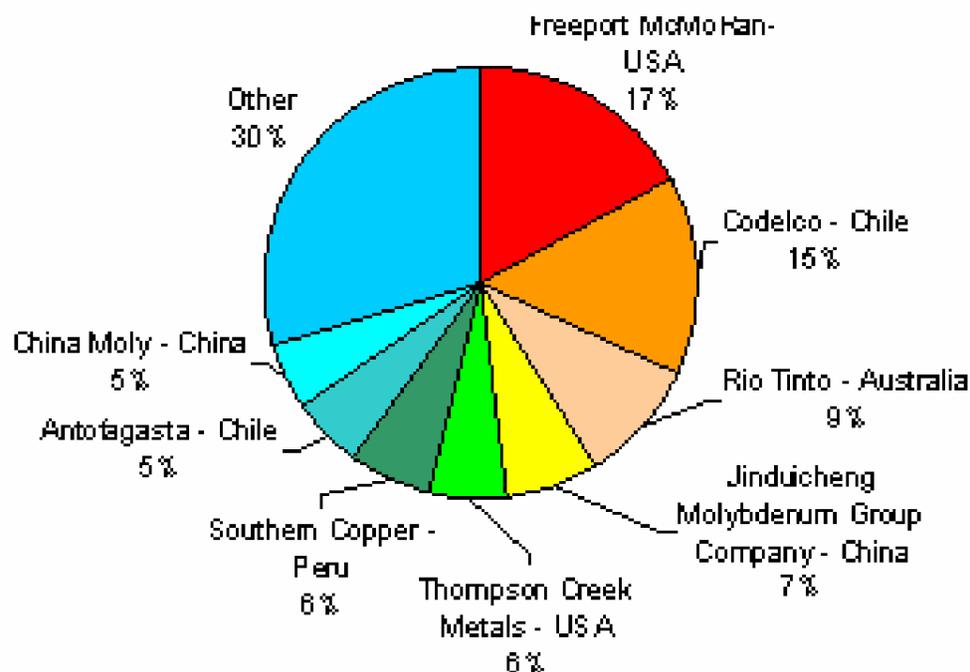
A.20 Vista de conjunto del molibdeno

RESERVES 2008



R = 8.6 MT
R/Min @ P = 48.1 years

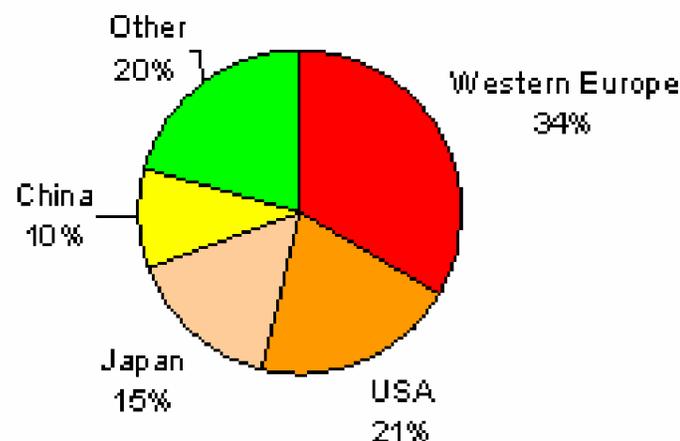
EXTRACTION TOP PRODUCERS 2006



PRIMARY METAL TOP PRODUCERS

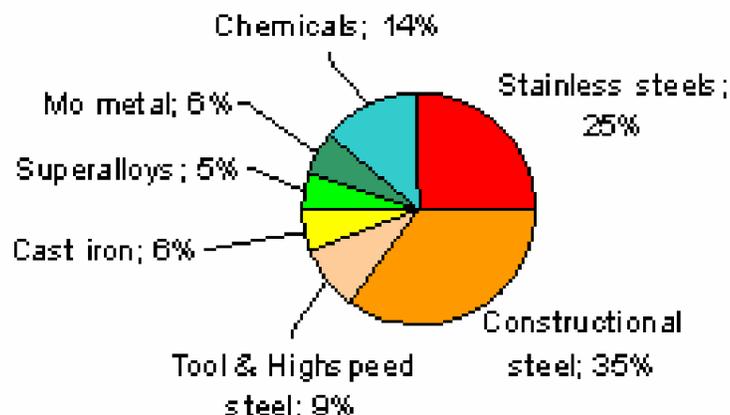
?

CONSUMPTION BY REGION 2006



Demand growth = 4%

CONSUMPTION BY FIRST-USE 2006

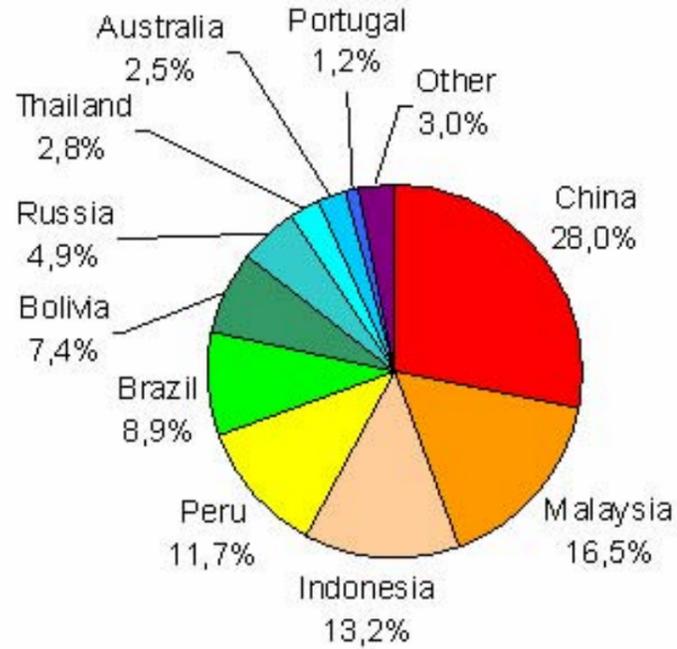


PRICE GRAPH



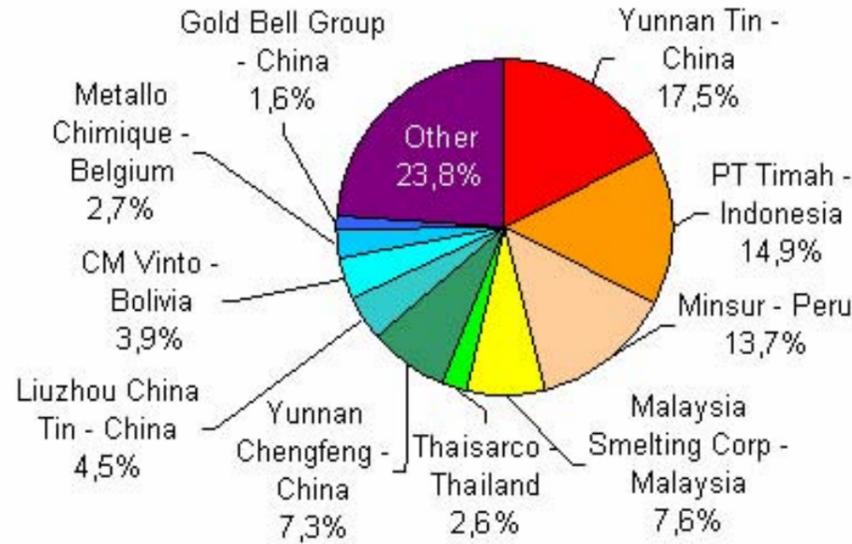
A.21 Vista de conjunto del estaño

TIN RESERVES 2007



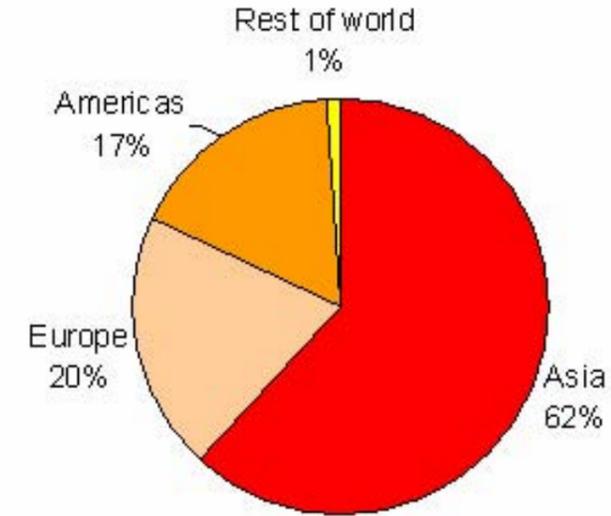
R = 6,07MT
R/ 1y P = 20,1 years

REFINED TIN TOP PRODUCERS 2006

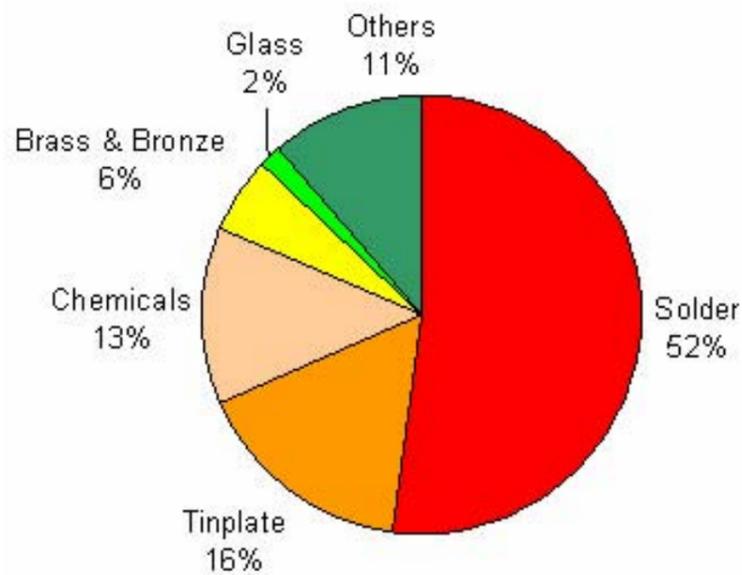


P = 300 000 T
Recycling rate = ?

CONSUMPTION BY REGION 2006



CONSUMPTION BY END-USE (2006)



END-USE WASTE STREAM

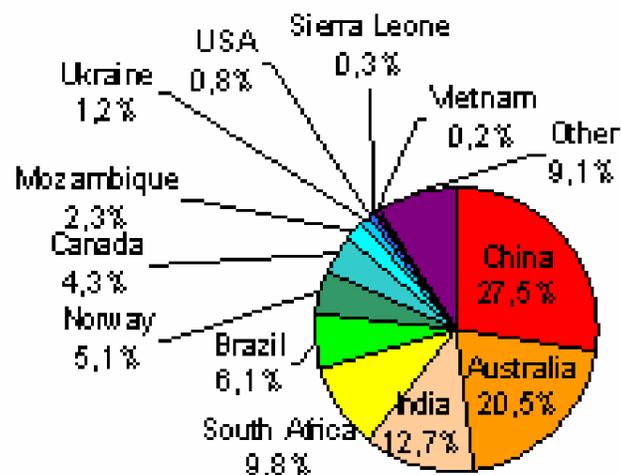
?

PRICE GRAPH



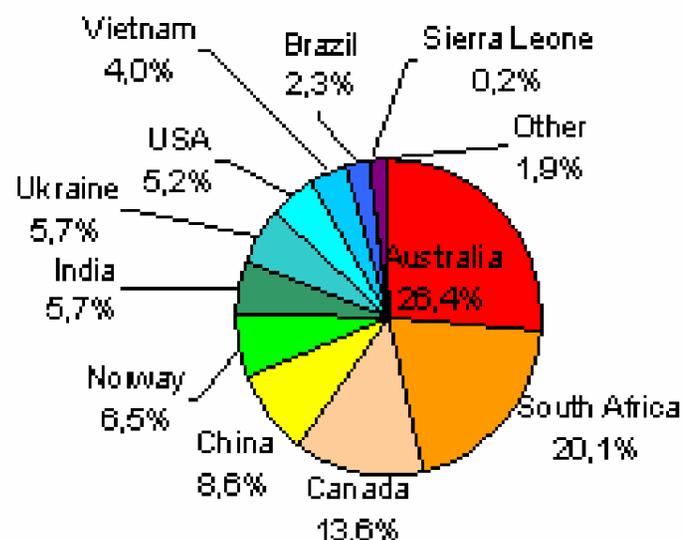
A.22 Vista de conjunto del titanio

TiO₂ RESERVES 2007



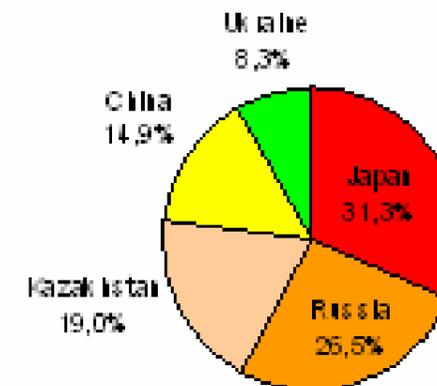
R = 72828 MT TiO₂
R/Min e P = ? years

TiO₂ TOP PRODUCING COUNTRIES 2006



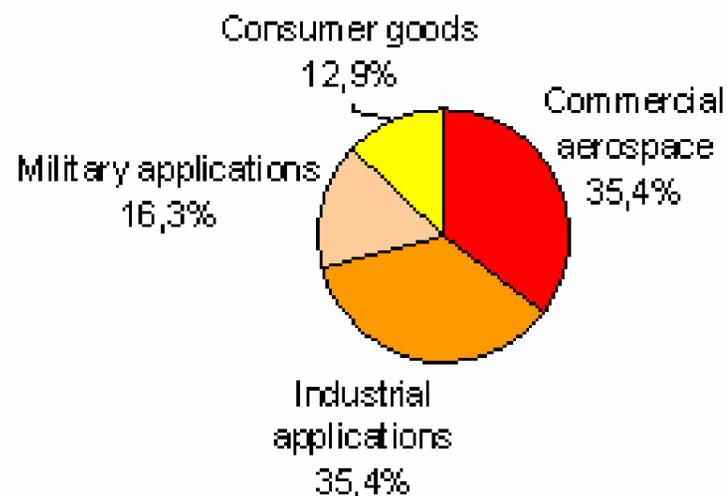
TiO₂ P = 5.82 MT TiO₂
Recycling rate = ?

Metal sponge TOP PRODUCING COUNTRIES 2006



Sponge metal P = 120800 T
Recycling rate = ?

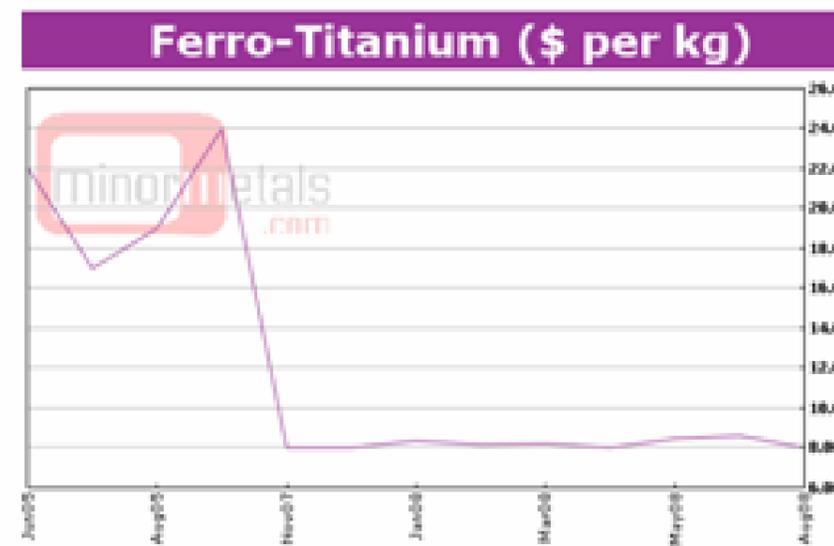
Ti CONSUMPTION BY END-USE 2006



END-USE WASTE

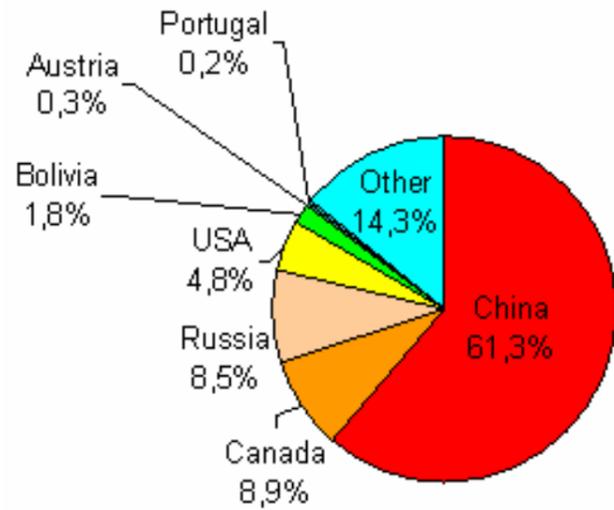
?

PRICE GRAPH



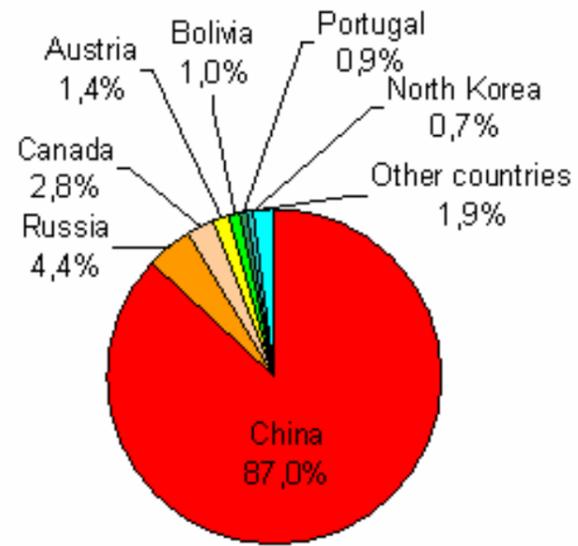
A.23 Vista de conjunto del wolframio

RESERVES 2007



R = 2,938 MT
R/ Mine P = 32,4 years

EXTRACTION TOP PRODUCERS 2006

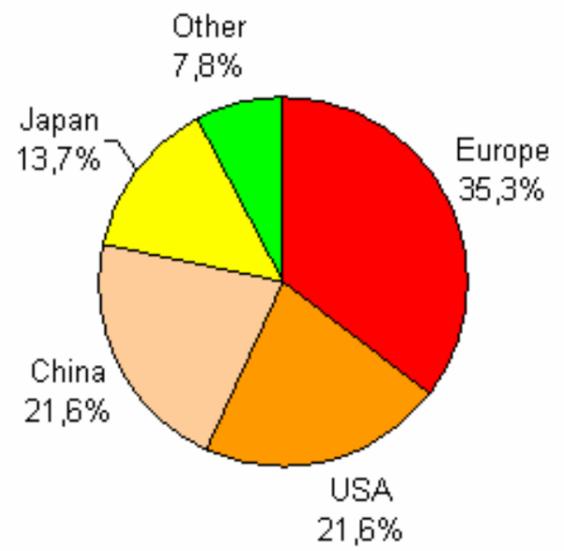


Mine P = 90790 T
Recycling rate = 31%

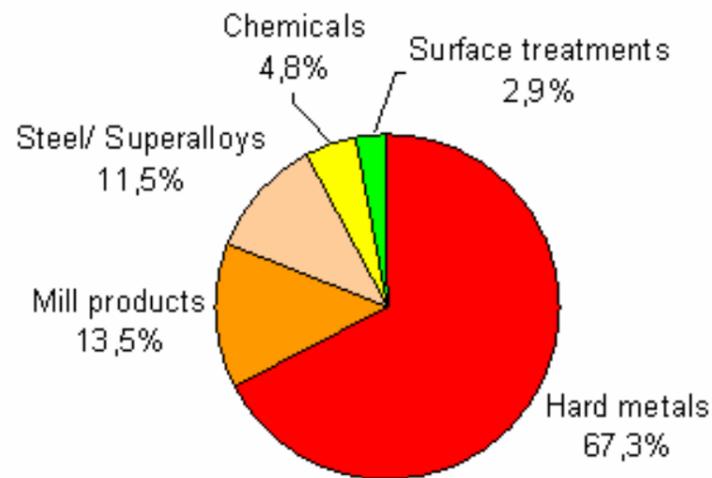
PRIMARY METAL TOP PRODUCERS

?

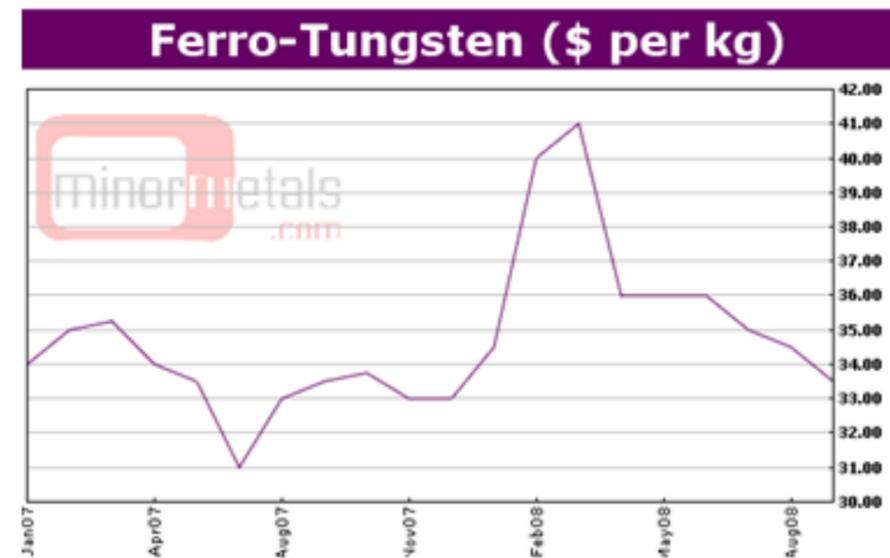
CONSUMPTION PER REGION 2006



CONSUMPTION BY FIRST-USE 2006



PRICE GRAPH



B Determinación de las cantidades de metales extraídos hasta ahora

El USGS es la referencia principal en cuanto a las reservas y los recursos de metales, así que sus producciones anuales históricas. Esta asociación ha recogido hasta ahora la producción anual de la mayoría de los metales desde 1900.

Consideramos en este estudio que el metal extraído corresponde al metal extraído desde 1900 (o el año más temprano en lo cual el USGS recogió este tipo de datos). Es importante saber que algunos datos faltan, porque las producciones anuales no pudieron ser recogidas. Pero, como estas cifras sólo son estimaciones para poder comparar el metal total extraído y el metal todavía explotable que queda en la corteza terrestre, no importa realmente.



C Determinación de la generación anual de VFU

Recogimos los datos de matricula de los vehículos particulares en EU15 entre 1980 y 2007, gracias a los sitios Web de ACEA (European Automobile Manufacturers Association) y AAA (Association Auxiliaire de l'Automobile):

ACEA

New Registrations in EUROPE¹

By Country - 2008

Country	1980	1985	1990	1995	1996	1997	1998
PC -Passenger Cars							
Austria	227 548	242 670	288 618	279 610	307 645	275 001	295 865
Belgium	399 240	359 831	473 506	358 868	397 359	396 240	452 129
Denmark	73 774	157 558	80 654	135 773	142 430	152 084	162 508
Finland	103 167	138 352	139 095	79 890	95 830	104 507	125 751
France	1 873 202	1 766 328	2 309 130	1 930 504	2 132 091	1 713 030	1 943 553
Germany	2 426 187	2 379 261	3 349 788	3 314 057	3 496 320	3 528 179	3 735 987
Greece	35 700	78 534	115 480	125 709	139 821	159 867	180 145
Ireland	93 563	59 365	82 584	86 961	115 199	136 662	145 702
Italy	1 717 432	1 745 555	2 307 055	1 719 997	1 732 198	2 403 744	2 378 516
Luxembourg	21 500	28 929	38 422	28 209	29 980	31 418	35 928
Netherlands	450 076	495 774	502 732	446 392	471 989	478 290	542 978
Portugal	58 357	93 809	210 924	201 471	217 910	213 636	248 398
Spain	504 051	575 051	988 270	834 369	910 928	1 016 383	1 192 530
Sweden	192 588	263 033	229 941	169 756	183 820	225 263	253 430
United Kingdom	1 513 761	1 832 405	2 008 934	1 945 366	2 025 450	2 170 725	2 247 403
EU (15)	9 690 146	10 216 455	13 125 133	11 656 932	12 398 970	13 005 029	13 940 823

New Registrations in EUROPE¹

By Country - 2008

Country	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PC -Passenger Ca									
Austria	314 182	309 427	293 528	279 493	300 121	311 292	307 915	308 594	298 182
Belgium	489 621	515 204	488 683	467 569	458 796	484 757	480 088	526 141	524 795
Denmark	143 727	112 690	96 173	111 585	96 078	121 490	146 885	154 385	159 342
Finland	136 324	134 646	109 487	116 877	147 222	142 439	147 949	145 689	125 285
France	2 148 423	2 133 884	2 254 732	2 145 071	2 009 246	2 013 709	2 067 789	2 000 549	2 064 543
Germany	3 802 176	3 378 343	3 341 718	3 252 898	3 236 938	3 266 825	3 319 259	3 467 961	3 148 163
Greece	261 711	290 222	280 214	268 489	257 293	289 691	269 728	267 669	279 745
Ireland	174 242	230 795	164 730	156 125	145 223	154 136	171 742	178 484	186 335
Italy	2 338 464	2 423 084	2 413 455	2 279 612	2 247 019	2 264 688	2 237 444	2 326 049	2 492 910
Luxembourg	40 476	41 896	42 833	43 403	43 620	48 234	48 517	50 837	51 332
Netherlands	611 487	597 625	530 231	510 702	488 841	483 745	465 152	483 970	505 540
Portugal	272 883	257 836	255 210	226 092	189 792	197 645	206 488	194 702	201 816
Spain	1 406 246	1 381 256	1 425 573	1 331 877	1 382 109	1 517 286	1 528 877	1 634 608	1 614 835
Sweden	295 249	290 529	246 581	254 589	261 206	264 246	274 301	282 766	306 799
United Kingdom	2 197 615	2 221 670	2 458 769	2 563 631	2 579 050	2 567 269	2 439 717	2 344 864	2 404 007
EU (15)	14 632 826	14 319 107	14 401 917	14 008 013	13 842 554	14 127 452	14 111 851	14 367 268	14 363 629

Como faltan algunos datos anuales, supuse que entre 1980 y 185, 1985 y 1990, 1990 y 1995, la evolución de las matriculas en cuanto a los vehículos particulares fue lineal.

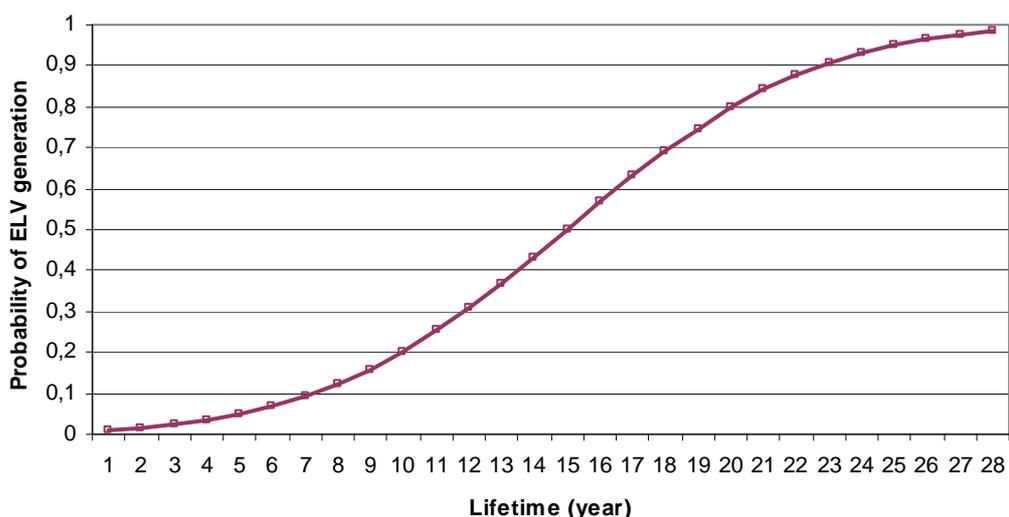


Los datos de América del Norte fueron recogidos sobre el sitio de la Japanese Automobile Manufacturers Association e hice la misma hipótesis refiriéndose a los datos que no obtuvimos:

	1980	1985	1990	1995	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006
Canada	948 967	1 146 251	886 217	671 019	849 132	868 135	934 057	864 949	819 413	842 322	854 279
USA	8 760 937	10 888 608	9 300 678	8 634 964	8 846 625	8 422 625	8 103 229	7 636 539	7 505 932	7 667 066	7 780 758
N. America	9 709 904	12 034 859	10 186 895	9 305 983	9 695 757	9 290 760	9 037 286	8 501 488	8 325 345	8 509 388	8 635 037

Después, considere una ley normal de distribución para elaborar una curva de generación de VFU. La figura siguiente muestra la proporción de vehículos particulares matriculados en el año 0 y que se vuelve fuera de uso durante los años siguientes:

Probability of ELV generation according to their lifetime



Así, pude evaluar la cantidad de VFU generados en 2007, a partir de esta curva y de los datos históricos de matriculas, suponiendo que la duración de vida promedio de vehículo es de 15 años, con un error de 6 años.

Con este método obtuve las estimaciones siguientes: alrededor de 12 millones de vehículos particulares en EU15 y 9 millones de vehículos particulares en América del Norte se volvieron VFU en 2007.



Lifetime	Decommissioning percentage	Percentage ELV generated per year	Registrations EU15	Quantity of generated ELV in EU15	EU15	Registrations North America	Quantity of generated ELV in North America	North America	Year of registration
1	0,009815329	0,009815329	14 363 629	140 984	2005-2007 324 875		84 756	2005-2007 195 491	2 007
2	0,01513014	0,005314811	14 367 268	76 359		8635037	45 894		2 006
3	0,022750132	0,007619992	14 111 851	107 532		8509388	64 841		2 005
4	0,033376508	0,010626376	14 127 452	150 124		8325345	88 468		2 004
5	0,047790352	0,014413845	13 842 554	199 524		8501488	122 539		2 003
6	0,066807201	0,019016849	14 008 013	266 388	9037286	171 861	2 002		
7	0,09121122	0,024404018	14 401 917	351 465	2000-2004 1 403 679	9290760	226 732	2000-2004 904 945	2 001
8	0,121672505	0,030461285	14 319 107	436 178		9695757	295 345		2 000
9	0,158655254	0,036982749	14 632 826	541 162		9617802	355 693		1 999
10	0,202328381	0,043673127	13 940 823	608 839		9539847	416 635		1 998
11	0,252492538	0,050164157	13 005 029	652 386		9461893	474 648		1 997
12	0,308537539	0,056045001	12 398 970	694 900	1995-1999 3 207 240	9383938	55 145	1995-1999 1 868 890	1 996
13	0,36944134	0,060903801	11 656 932	709 951		9305983	566 770		1 995
14	0,433816167	0,064374827	11 950 572	769 316		9482165	610 413		1 994
15	0,5	0,066183833	12 244 212	810 369		9658348	639 226		1 993
16	0,566183833	0,066183833	12 537 853	829 803		9834530	650 887		1 992
17	0,63055866	0,064374827	12 831 493	826 025	1990-1994 4 034 884	10010713	644 438	1990-1994 3 165 385	1 991
18	0,691462461	0,060903801	13 125 133	799 370		10186895	620 421		1 990
19	0,747507462	0,056045001	12 543 397	702 995		10556488	591 638		1 989
20	0,797671619	0,050164157	11 961 662	600 047		10926081	548 098		1 988
21	0,841344746	0,043673127	11 379 926	496 997		11295673	493 317		1 987
22	0,878327495	0,036982749	10798190,6	399 347	1985-1989 2 510 591	11665266	431 414	1985-1989 2 431 064	1 986
23	0,90878878	0,030461285	10 216 455	311 206		12034859	366 597		1 985
24	0,933192799	0,024404018	10 111 193	246 754		11569868	282 351		1 984
25	0,952209648	0,019016849	10 005 931	190 281		11104877	211 180		1 983
26	0,966623492	0,014413845	9 900 670	142 707		10639886	153 362		1 982
27	0,977249868	0,010626376	9 795 408	104 090	1980-1981 757 670	10174895	108 122	1980-1981 829 004	1 981
28	0,98486986	0,007619992	9 690 146	73 839		9709904	73 989		1 980
ELV TOTAL in 2007				12 238 940			9 394 779		

Encontré unas estimaciones de composición en material de los vehículos particulares en los sitios Web, como visto en la memoria y supuse que estas composiciones fueron validas sobre un periodo de 5 años.

Composition PC EU	1984		1990		1998		2000		2005	
Steel sheet	41,00%	369,00	41,00%	430,50	41,00%	492,00	40,00%	478,80	38,00%	484,5
Plain steel	18,00%	162,00	18,00%	189,00	18,00%	216,00	17,00%	203,49	17,00%	216,75
Al	8,00%	72,00	8,00%	84,00	8,00%	96,00	9,00%	107,73	10,00%	127,5
Cast iron	6,40%	57,60	6,40%	67,20	6,40%	76,80	8,00%	95,76	7,00%	89,25
Cu	1,00%	9,00	1,00%	10,50	1,00%	12,00	1,50%	17,96	1,75%	22,3125
Pb	0,60%	5,40	0,60%	6,30	0,60%	7,2	0,70%	8,379	0,80%	10,2
Zn	0,50%	4,50	0,50%	5,25	0,50%	6	0,60%	7,182	0,80%	10,2
Mg	0,20%	1,80	0,20%	2,10	0,20%	2,4	0,25%	2,9925	0,30%	3,825
TOTAL (kg)		900		1 050		1 200		1 197		1275



USA Passenger cars composition	1985		1990		1995		2004	
	Steel	56,00%	810,32	55,00%	784,3	54,10%	828,81	54,00%
Iron	15,00%	217,05	14,00%	199,64	10,20%	156,26	9,80%	148,96
Al	4,00%	57,88	5,00%	71,3	6,20%	94,98	8,30%	126,16
Cu	1,00%	14,47	1,00%	14,26	1,80%	27,58	1,50%	22,80
Pb	0,70%	10,129	0,70%	9,982	0,80%	12,26	0,80%	12,16
Mg	0,10%	1,447	0,10%	1,426	0,20%	3,06	0,30%	4,56
Zn	1%	14,47	1%	14,26	0,20%	3,06	0,30%	4,56
TOTAL (kg)	1 447		1 426		1 532		1 520	

Otra hipótesis concierne el peso promedio de los vehículos pesados: 7T en EU15 y 12T en América del Norte, pero con el mismo reparto de los materiales, para poder dar una idea del yacimiento de metales procediendo de los vehículos pesados fuera de uso.

Gracias a los mismo sitios Web, determine que 85% de los VFU generados en EU15 y 62% de los VFU generados en América del Norte son vehículos particulares, lo que queda siendo vehículos pesados.

Gracias a estas cifras, pude evaluar los yacimientos de metales resultantes de los VFU generados en EU15 y en América del Norte.

EU15	TOTAL ELV EU15 (T)	Mine production (T)	ELV EU15 / Mine production
Steel sheet	11 519 735	-	-
Plain steel	5 040 878	-	-
Al	2 309 641	33 800 000	6,83%
Cast iron	1 866 871	-	-
Cu	305 586	15 100 000	2,02%
Pb	174 484	3 727 000	4,68%
Zn	147 060	9 714 000	1,51%
Mg	59 002	11 000 000	0,54%

USA	TOTAL ELV USA (T)	Mine production (T)	ELV USA/ Mine production
Acier	45615033	-	-
Al	4377843	33800000	12,95%
Fer	10846609	-	-
Cu	1010340	15100000	6,69%
Pb	606423	3727000	16,27%
Mg	119005	11000000	1,08%
Zn	627409	9714000	6,46%



D Determinación de la generación anual de RAEE

Como dicho en la memoria, obtuve los datos de generación de los RAEE a partir de un estudio realizado por la Universidad de las Naciones Unidas. Se consideran 20-50 millones de RAEE generados en todo el mundo cada año, mientras que Europa sola genera 8,7 millones de estos residuos por año.

A continuación, se detallan las tablas que permitieron obtener estimaciones de los yacimientos de metales presentes en los RAEE en Europa y en el mundo.

Categories	% WEEE arising	Weight arising (MT)		Steel low alloyed (g)	Cu (g)	Fe (g)	Al (g)	
Large Household Appliances	27,88			58 822,00	3 472,00	9,84	1 820,00	
<i>LHHA</i>	27,70	2,30	2,52	29 411,00	1 736,00	4,92	910,00	
<i>Automatic dispensers</i>	0,18	0,01	0,02	29 411,00	1 736,00	4,92	910,00	
Cooling & Freezing	17,74	1,47	1,61	16 415,00	958,00	0,00	1 255,00	
<i>Cooling & Freezing</i>	17,74	1,47	1,61	16 415,00	958,00	0,00	1 255,00	
Small Domestic Appliances	31,12	2,58	2,83	18 464,00	4 090,58	2 218,64	822,00	
<i>Small LHHA</i>	3,63	0,30	0,33	6 985,00	956,00	11,20	230,00	
<i>Small Household Appliances</i>	7,01	0,58	0,64	638,00	484,00	349,00	70,00	
<i>IT & Telecom, exc. CRT's</i>	8,00	0,66	0,73	2 470,00	159,00	80,30	58,10	
<i>Consumer electronics</i>	7,82	0,65	0,71	1 621,00	423,00	156,00	187,00	
<i>Lighting equipment: Luminaries</i>	0,70	0,06	0,06	638,00	484,00	349,00	70,00	
<i>Electrical & electronic tools</i>	3,52	0,29	0,32	1 611,00	1 075,00	913,00	109,00	
<i>Toys, leisure & sports equipment</i>	0,11	0,01	0,01	3 863,00	25,58	11,14	27,90	
<i>Medical devices</i>	0,12	0,01	0,01	638,00	484,00	349,00	70,00	
<i>Monitoring & control instruments</i>	0,21	0,02	0,02					
CRT Appliances	21,55	1,79	1,96	8 519,00	2 828,00	5 143,17	2 538,00	
<i>CRT monitors</i>	8,27	0,69	0,75	770,00	723,00	420,00	301,00	
<i>LCD monitors</i>	0,00	0,00	0,00	1 885,00	310,00	2,17	236,00	
<i>CRT TV's</i>	13,28	1,10	1,21	0,00	971,00	594,00	225,00	
<i>Flat Panel TV's</i>	0,00	0,00	0,00	5 864,00	824,00	4 127,00	1 776,00	
Gas Discharge Lamps	1,70	0,14	0,15	2,25	2,76	0,14	8,13	
<i>Lighting equipment: Lamps</i>	1,70	0,14	0,15	2,25	2,76	0,14	8,13	
	8,3-9,1 MT			Total weight (g)	102 222,25	11 351,34	7 371,79	6 443,13



Categories	Stainless steel (g)	Sa (g)	Zn (g)	Pb (g)	Ni (g)	Cd (g)	Cr (g)	Ag (g)	Co (g)
Large Household Appliances	1 814,00	51,00	15,34	1,50	0,05	0,00	0,01	0,02	0,00
<i>LHHA</i>	907,00	25,50	7,67	0,75	0,03	0,00	0,01	0,01	0,00
<i>Automatic dispensers</i>	907,00	25,50	7,67	0,75	0,03	0,00	0,01	0,01	0,00
Cooling & Freezing	1 000,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<i>Cooling & Freezing</i>	1 000,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Small Domestic Appliances	682,30	11,46	11,68	4,25	20,77	9,72	0,70	0,68	2,76
<i>Small LHHA</i>	226,00	0,28	0,59	0,50	0,63	0,18	0,01	0,00	0,23
<i>Small Household Appliances</i>	69,70	0,32	0,47	0,07	0,46	0,14	0,00	0,00	0,18
<i>IT & Telecom, exc. CRT's</i>	51,50	3,96	3,99	1,06	3,15	0,21	0,63	0,48	0,27
<i>Consumer electronics</i>	169,00	1,65	3,24	2,19	0,89	0,11	0,04	0,12	0,14
<i>Lighting equipment: Luminaries</i>	69,70	0,32	0,47	0,07	0,46	0,14	0,00	0,00	0,18
<i>Electrical & electronic tools</i>	26,70	2,06	2,11	0,21	13,50	8,57	0,01	0,00	1,29
<i>Toys, leisure & sports equipment</i>	0,00	0,75	0,34	0,08	1,22	0,23	0,00	0,07	0,29
<i>Medical devices</i>	69,70	0,32	0,47	0,07	0,46	0,14	0,00	0,00	0,18
<i>Monitoring & control instruments</i>									
CRT Appliances	0,00	32,64	56,34	54,44	27,30	0,00	8,23	3,83	0,39
<i>CRT monitors</i>	0,00	0,81	25,90	15,30	8,91	0,00	3,78	0,21	0,18
<i>LCD monitors</i>	0,00	0,53	1,03	2,34	3,69	0,00	0,08	0,52	0,00
<i>CRT TVs</i>	0,00	13,00	6,41	24,70	11,50	0,00	3,75	2,65	0,21
<i>Flat Panel TVs</i>	0,00	18,30	23,00	12,10	3,20	0,00	0,62	0,45	0,00
Gas Discharge Lamps	0,45	0,11	0,02	0,09	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<i>Lighting equipment: Lamps</i>	0,45	0,11	0,02	0,09	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total weight (g)	3 496,75	95,21	83,38	60,28	48,12	9,72	8,94	4,52	3,15

Categories	Au (g)	Pd (g)	Mn (g)	Hg (g)	Average weight (g)
Large Household Appliances	0,00	0,00	0,00	0,00	
<i>LHHA</i>	0,00	0,00	0,00	0,00	54 240,00
<i>Automatic dispensers</i>	0,00	0,00	0,00	0,00	54 240,00
Cooling & Freezing	0,00	0,00	0,00	0,00	
<i>Cooling & Freezing</i>	0,00	0,00	0,00	0,00	38 200,00
Small Domestic Appliances	0,10	0,04	0,15	0,00	
<i>Small LHHA</i>	0,00	0,00	0,01	0,00	10 143,00
<i>Small Household Appliances</i>	0,00	0,00	0,01	0,00	3 802,00
<i>IT & Telecom, exc. CRT's</i>	0,08	0,03	0,02	0,00	4 188,00
<i>Consumer electronics</i>	0,02	0,00	0,01	0,00	4 060,00
<i>Lighting equipment: Luminaries</i>	0,00	0,00	0,01	0,00	3 802,00
<i>Electrical & electronic tools</i>	0,00	0,00	0,07	0,00	6 141,00
<i>Toys, leisure & sports equipment</i>	0,01	0,00	0,02	0,00	12 938,00
<i>Medical devices</i>	0,00	0,00	0,01	0,00	3 802,00
<i>Monitoring & control instruments</i>					
CRT Appliances	0,49	0,15	0,00	0,08	
<i>CRT monitors</i>	0,01	0,00	0,00	0,00	14 653,00
<i>LCD monitors</i>	0,20	0,04	0,00	0,01	5 082,00
<i>CRT TVs</i>	0,17	0,07	0,00	0,00	26 671,00
<i>Flat Panel TVs</i>	0,11	0,03	0,00	0,08	28 300,00
Gas Discharge Lamps	0,00	0,00	0,00	0,01	
<i>Lighting equipment: Lamps</i>	0,00	0,00	0,00	0,01	144,00
Total weight (g)	0,60	0,18	0,15	0,09	



Con estas tablas, se puede determinar la proporción de metales en los diferentes tipos de RAEE citados. Y así, con la cantidad total de RAEE generados en Europa, se puede evaluar el yacimiento de metales en estos residuos europeos.

Haciendo la hipótesis que la repartición de los RAEE es la misma en Europa y en todo el mundo, se puede sacar una estimación de las cantidades de metales presentes en los RAEE mundiales.

<i>METAL</i>	<i>Pd (T)</i>	<i>Cu (T)</i>	<i>Cd (T)</i>	<i>Cr (T)</i>	<i>Au (T)</i>	<i>Ag (T)</i>
WEEE World Generation (T) [WWG]	35,3	1867074,7	2057,8	1855,8	96,5	908,5
Mine production (T) [MP]	267	15 100 000	18 366	35 000	2 161	20 857
WWG/ MP	13,23%	12,36%	11,20%	5,30%	4,46%	4,36%

<i>METAL</i>	<i>Sn (T)</i>	<i>Al (T)</i>	<i>Hg (T)</i>	<i>Co (T)</i>	<i>Ni (T)</i>
WEEE World Generation (T) [WWG]	12339,8	765998,2	26,6	765,2	9601,8
Mine production (T) [MP]	301 700	33 851 000	1475	67 500	1408 000
WWG/ MP	4,09%	2,26%	1,80%	1,13%	0,68%

<i>METAL</i>	<i>Pb (T)</i>	<i>Zn (T)</i>	<i>Mn (T)</i>
WEEE World Generation (T) [WWG]	10181,2	13370,7	37,9
Mine production (T) [MP]	3 727 000	9 514 000	11 711 000
WWG/ MP	0,27%	0,14%	0,00%



E Determinación de la generación anual de baterías

A partir de los datos recogidos a partir del sitio Web de la asociación Recharge, calcule el yacimiento de metales recuperables de las baterías portátiles usadas gracias a unas composiciones en metales de las baterías estudiadas. Me limite a este tipo de baterías porque no alcance obtener datos más generales.

	Millions units	Average weight (g)	Metal content		
			Ni	Cd	Co
Ni-Cd portable	1222	47,5	22%	14%	
Ni-MH	781	47,5	40%		
Li-ion	1838	22,5			20%

	Annual tonnage (T)	Tonnage (T)		
		Ni	Cd	Co
Ni-Cd portable	58045	12769,9	8126,30	
Ni-MH	37097,5	14839		
Li-ion	41355			8271
Total (T)		27608,9	8126,30	8271
MP (T)		1400000	18366	53933
Ratio Total/MP		1,97%	44,25%	15,34%



F Determinación de la generación anual de los catalizadores usados del refinado del petróleo

Estos residuos contienen muchos metales “high-tech” tales como el cobalto, el wolframio, el molibdeno, así que el níquel y el platino. Para determinar esta cantidad de residuos generados, tuve que sacar los datos de capacidad de las refinerías de la 2007 World Refining Survey. En efecto, encontré en un estudio de mercado algunos datos sobre la proporción de catalizadores usados generados por refinería de unas ciertas capacidades. Recogí las capacidades de las refinerías de hydrocracking, hydrotreatment, reforming, isomerization y lube, a través el mundo entero.

Conociendo las hipótesis siguientes:

- Composición de un Ni/Mo usado: 2,1% Ni – 9,5% Mo. Una refinería de 50000 toneladas genera 20-100 toneladas de Ni/Mo usados por año;
- Composición de un Co/Mo usado: 2,5% Co – 9,9% Mo. Una refinería de 5 millones de toneladas genera 50-200 toneladas de Co/Mo usados por año;
- Composición de un Ni.W usado: 2% Ni – 9% W. Una refinería de 50000 de toneladas genera 50 toneladas de Ni/W usados;
- Composición de un Pt/Al₂O₃ o Pt/Al₂O₃-SiO₂ usado: 0,4% Pt. Una refinería de 5 millones de toneladas genera 22,5 toneladas de Pt/Al₂O₃ o Pt/Al₂O₃-SiO₂ usados;

se puede determinar la cantidad potencialmente recuperable de metales en este yacimiento de residuos.

	Ni contenido (T)	Mo contenido (T)	Co contenido (T)	W contenido (T)	Pt contenido (T)
Ni/Mo	599	2708			
Co/Mo		5880	1485		
Ni/W	766			3447	
Pt/Al2O3 ou Pt/SiO2-Al2O3					12
Metal contenido total (T)	1365	8588	1485	3447	12
Mine production (T)	1400000	186500	53933	90790	204
Ratio metal contenido / mine production	0,10%	4,60%	2,75%	3,80%	5,79%

