

muss der Eingang zum Siederaum mit einer Thür versehen sein, welche von selbst zufällt.

7. Die zum Betriebe erforderlichen Fette und Öle sind in abgesonderten, verschlossenen und massiven Räumen aufzubewahren.

8. Jeder Siedekessel muss oben einen Rand haben, mittels dessen er auf der Oberfläche des Mauerwerks ringsum fest aufliegt, sodass ein Durchschlagen der Flamme zwischen Kessel und Mauerwerk nicht stattfinden kann.

9. Die Feuerung zu den Siedekesseln darf nicht im Siederaum selbst liegen, sondern muss in einem besonderen, von diesem getrennt liegenden Feuerungsraum sich befinden.

10. Sollte es sich ergeben, dass die voraufgeführten Bedingungen nicht genügen, um die Besitzer oder Bewohner der benachbarten Grundstücke oder das Publikum gegen erhebliche Belästigungen und Nachtheile zu schützen, oder dass dieselben nicht ausreichen, das Leben oder die Gesundheit der in der Fabrik beschäftigten Arbeiter vor gefährlichen Einwirkungen zu bewahren, so bleibt Unternehmer gehalten, ohne Anspruch auf Entschädigung alle diejenigen Einrichtungen zu treffen, welche zur Abhülfe jener Übelstände seitens der Concessionsbehörden für erforderlich erachtet werden.

Ausserdem hat der Unternehmer alle in Bezug auf derartige Anlagen bereits ergangenen oder noch ergehenden Vorschriften genau zu befolgen.

Der Gewerbebetrieb darf erst dann begonnen werden, wenn die Ortspolizeibehörde sich die Überzeugung verschafft hat, dass die Anlage den obigen Bedingungen entsprechend hergestellt ist und dieselbe zur Inbetriebsetzung besondere Erlaubniss ertheilt hat.

Auf eigenmächtige Abweichung von diesen Bedingungen findet No. 2 des § 147 der Gewerbeordnung Anwendung.

Diese Erlaubniss bleibt so lange in Kraft, als keine Änderung in Lage oder Beschaffenheit der Betriebsstätte vorgenommen wird.

gez.: Der Kreis-Ausschuss.“

Dazu bemerkt der Ref. (Seifenfabr. 1895, 824): Bei einer Betrachtung dieser Erlaubnisserteilung findet man, dass diese sachgemäß ertheilt ist, nur bei Vorschrift No. 6 ist mehr als zweifelhaft, ob sie durchzuführen ist, indem Fenster und Thüren nicht geöffnet werden sollen. Wenn eine Siederei noch so gross ist, so würde sie beim Sieden so voll Wasserdämpfe werden, dass man kaum die Hand vor Augen sehen würden; denn ein Abzug des Dampfes durch den 47 cm weiten Schornstein ist lange nicht genügend, ja so gut wie nicht zu bemerken; warum sollen die Wasserdämpfe

auch nicht durch's Fenster entweichen? Belästigt wird damit Niemand, und dass die Seife besonders stark anbrennt, kommt bei regelrechtem Sieden wohl kaum vor. Dass das Fettausschmelzen verboten ist, kann nur für richtig befunden werden; denn gerade damit wird die Nachbarschaft belästigt; auf's Talgausschmelzen ist man heute meistens auch nicht angewiesen (vgl. d. Z. 1895, 714).

### Patentanmeldungen.

#### Klasse:

(R. A. 27. Febr. 1896.)

12. H. 15937. Herstellung von Lösungen der Chloride von Schwermetallen aus gerösteten Erzen mittels schwefliger Säure. — C. Hoepfner, Berlin. 4. 4. 95.  
75. **Elektrolytischer Zersetzungssapparat** von H. Carmichael. Malden, V. St. A. 24. 4. 94.

(R. A. 2. März 1896.)

12. L. 9638. Verflüssigung atmosphärischer Luft oder anderer Gase. — C. Linde, München. 4. 6. 95.  
23. K. 12715. Destillation von Fettsubstanzen mit Hilfe des elektrischen Stroms. — V. J. Kuess, Bordeaux. 15. 8. 95.  
75. R. 9728. Gewinnung von **Alkalisilicat**; 2. Zus. z. Pat. 73641. — J. A. Reich, Wien II. 23. 8. 95.

(R. A. 19. März 1896.)

12. C. 5525. Darstellung von Jodderivaten des **Phenolphthaleins**; Zus. z. Pat. 85930. — A. Classen, Aachen. 28. 8. 95.  
— S. 9096. Darstellung von **Cyaniden**. — J. W. Swan, London und J. A. Kendall, Streatham, Grfsch. Surrey. 27. 11. 95.  
22. H. 16480. **Druckfarbenfärniss**. — B. Hiebsch, Bautzen i. S. 23. 9. 95.  
— L. 8500. Darstellung blauer basischer **Oxazinfarbstoffe**; Zus. z. Pat. 62367. — Farbwerk Mühlheim vorm. A. Leonhardt & Co., Mühlheim a. M. 27. 11. 93.

(R. A. 23. März 1896.)

12. F. 8265. Darstellung eines schwefelhaltigen Körpers aus **Zimtsäureestern**. — Farbenfabriken vorm. Friedr. Bayer & Co., Elberfeld. 26. 4. 95.  
— G. 10331. Darstellung von **Rhodansalzen**; Zus. z. Pat. 83454. — A. Goldberg, Chemnitz und W. Siepermann, Elberfeld. 31. 1. 96.  
— J. 3716. Darstellung von **Chloralacetophenonoxim**. — A. C. Jensen, Frankfurt a. M. 1. 8. 95.  
— P. 7107. Darstellung von **Cyaniden**. — J. Pfleger, Kaiserslautern, Pfalz. 28. 9. 94.  
22. F. 6417. Darstellung von neuen **Amidoazofarbstoffen** aus Amidonaphtholsulfosäure G des D.R.P. 53076. — Farbwerke vorm. Meister Lucius & Brüning, Höchst a. M. 5. 12. 92.  
— F. 6828. Darstellung eines gelben **Farbstoffs** aus dem Einwirkungsproduct von Schwefelsäure auf Mineralöle. H. Al. Frasch, Cleveland. 25. 5. 93.  
— F. 8293. Darstellung von rothen bis violetten **Azinfarbstoffen**; Zus. z. Pat. 81963. — Farbenfabriken vorm. Friedr. Bayer & Co., Elberfeld. 7. 5. 95.  
— F. 8420. Darstellung der Sulfosäuren von **Alkylderivaten** des Metaamidophenolphthaleins. — Farbwerke vorm. Meister Lucius & Brüning, Höchst a. M. 8. 7. 95.  
40. P. 7667. Ausfällen von **Gold** und Silber aus Cyanidlösungen. — J. Pfleger, Kaiserslautern. 30. 8. 95.

## Deutsche Gesellschaft für angewandte Chemie.

### Sitzungsberichte der Bezirksvereine.

#### Hamburger Bezirksverein.

Geschäftliche Sitzung am 22. Januar 1896.  
Vorsitzender: G. Zebel.

Der Vorsitzende theilt zunächst mit, dass vom Hauptvorstand die Prüfungsordnung für

technische Chemiker eingegangen ist (vgl. S. 111). Redner geht dann über zur Besprechung

1. des Antrages auf Abänderung des Gesetzentwurfs gegen den unlauteren Wettbewerb, der vom Hauptvorstand beim Reichstag eingereicht

werden soll, und berichtet über die in der Vorsitzsitzung in Cassel darüber gefassten Beschlüsse;

2. berichtet der Vorsitzende über den in der Sitzung in Cassel durchberathenen Statutenentwurf, sowie über den Antrag von Dr. Duisberg über Namensänderung der Gesellschaft.

In der anschliessenden, gemeinsam mit dem Chemikerverein abgehaltenen wissenschaftlichen Sitzung sprach **C. Goepner**:

Über den jetzigen Stand der Goldgewinnung in Transvaal.

Die ersten Goldfunde am Witwatersrandt wurden um das Jahr 1886 gemacht, nach deren Bekanntwerden und Prüfung sich eine Reihe von Gesellschaften constituirten, welche die Ausbeutung der aufgefundenen Reichthümer zum Zweck hatten.

Die grossartigen Goldfelder liegen auf einem der höchsten Punkte Südafrikas, einem Hochplateau, welches sich terrassenförmig von der See aus bis zu einer Höhe von 5500 Fuss erhebt. Der goldführende District des Witwatersrandt hat die Form eines schmalen Beckens, abgeschlossen nach Norden durch einen aus Sandstein gebildeten Berggrat, welcher die Wasserscheide zwischen dem nach dem Atlantischen Ocean strömenden Oranjeriffluss und dem sich in den Indischen Ocean ergießenden Limpopoiffluss bildet, und im Süden begrenzt durch eine aus Trappfelsen bestehende Hügelkette. In diesem Bezirk ist eine ganze Reihe von Reefs (Felsenbändern) aufgefunden worden, welche aus quarzigen Conglomeraten bestehen und der goldführende Theil des Gesteins sind. Das an Ausdehnung mächtigste dieser Reefs ist das Main-Reef, dessen höchster Punkt bei 5500 Fuss über dem Meere liegt und in dessen Nähe die Stadt Johannesburg mit heute weit über 100000 Einwohnern fast über Nacht aus dem Boden gewachsen ist.

Das Main-Reef erstreckt sich in einer zwischen 4 bis 12 Fuss wechselnden Mächtigkeit von Osten nach Westen über 40 engl. Meilen und mit den Flügeln erreicht es eine Längenausdehnung von über 50 Meilen. Begleitet wird es von einer Reihe schmälerer Reefs, die parallel zu dem Hauptreef liegen, nämlich dem North Reef, Main-Reef leader, Middle Reef und South Reef. Ferner hat man das Black Reef und andere aufgefunden.

Wie schon erwähnt, bestehen diese Reefs aus quarzigen Conglomeraten; in diesen Conglomeraten werden die Quarzstücke durch einen Cement, der zum grössten Theil aus amorpher Kieselsäure und Eisenoxyd mit etwas Thon besteht und dem in den tieferen Lagen Pyrit und Markasit beigemischt ist, verkittet. Dieser Cement ist in seinen oberen Schichten zusammengesetzt aus 87,4 Proc. Kieselsäure, 10,8 Proc. Eisenoxyd, 1,8 Proc. Wasser und enthält außerdem noch Spuren von Calcium, Magnesium und Aluminium. Er ist der Träger des äusserst fein vertheilten und keine Spur von Krystallisation zeigenden Goldes, welches in demselben eingebettet ist. Die Geologen hatten anfänglich durchaus kein Vertrauen, dass ein solches Vorkommen in grösererer Teufe anhalten würde, doch hat die Erfahrung

das Gegentheil dieser vorgefassten Meinung gezeigt, indem das in einem Winkel von etwa 45° einfallende Main-Reef und die ihm parallel verlaufenden Begleiter bei 1500' und bei 2500' Tiefe noch ebenso reich sind wie an der Oberfläche und sicher bis zu einer Tiefe von 3600' bearbeitet werden können. Voraussichtlich werden die vorhandenen Erzmassen für die Dauer von 150 Jahren Material zur Ausbeutung liefern. Anfänglich wurden nur die oberen und reicheren Erze der schmäleren Reefs mit einem durchschnittlichen Gehalt von 22 g Gold pro Tonne von 2000 £ engl. (etwa 907 k) verarbeitet, während das Main-Reef mit einem durchschnittlichen Gehalt von 8 g pro Tonne nicht zählte.

Die Verarbeitung war relativ einfach, so lange es sich um die über der permanenten Wasserlinie lagernden Schichten oxydierter Erze, das Free Milling Ore, handelte, doch stellten sich derselben Schwierigkeiten in den Weg, als man an die pyritischen Lagen gelangte, bis zu welchen die Verwitterung noch nicht vorgedrungen ist. Es zeigte sich, dass dann das Gold, welches auf verhältnissmässig grossen Flächen von Pyrit aufgelagert ist, durch Quecksilber bei der Amalgamation nicht angegriffen wird, so dass die Mengen des ausgebrachten Edelmetalls nur  $\frac{55}{60}$  Proc. des Totalgehaltes ergaben, während der Rest auf die Halden ging. An diesem Umstande wäre wohl der grösste Theil der Transvaalunternehmungen gescheitert, wenn nicht zwei glückliche Umstände mitgewirkt hätten. Es wurden nämlich in jener kritischen Zeit ausgedehnte Steinkohlenlager in direkter Nähe der Goldfelder aufgefunden, wodurch es ermöglicht wurde, den bis dahin mit englischem Koks bewerkstelligten Betrieb aufrechtzuerhalten. Die Koks mussten vorher auf Ochsenwagen von Capstadt oder Port Elizabeth aus nach den nahezu 1000 Meilen entfernten Minen gebracht werden und stellten sich auf 14 £ pro Tonne, während jetzt ein, wenn auch nur 60 Proc. des Brennwerthes einer guten englischen Kohle besitzendes Heizmaterial zum Preise von 22 sh. per Tonne franco Mine zur Verfügung steht; für die Raffinirung des Goldes muss freilich auch heute noch der theure englische Koks genommen werden. Die Eröffnung der Eisenbahnen hat freilich Erleichterungen geschaffen, doch ist jeglicher Gegenstand noch abnorm theuer. Der zweite glückliche Factor bestand in der Auffindung eines chemischen Verfahrens zur Extraction eines grossen Theiles des der Amalgamation entgehenden Goldes, welches weiter unten besprochen werden soll.

Das Deckgebirge wie auch das Liegende besteht beim Main-Reef aus einer Art Sandstein, während es bei den anderen Reefs mehr quarzitisch ist. Die Schächte der Minen, welche heute eine Teufe bis zu 800' haben, waren anfänglich geneigt angelegt, dem Reef nachgehend, doch ist man neuerdings dazu übergegangen, dieselben senkrecht und mit grösserem Querschnitt anzulegen. — Das geförderte Erz wird zunächst auf Tennen ausgeteilt, mit Wasser angefeuchtet, um seine Struktur leichter erkenntlich zu machen, und von dem tauben Gestein geschieden, welches fortgeworfen wird, während das goldführende Erz auf Schüttel-

roste kommt, auf dem alle Stücke, die mehr als 2 Zoll Durchmesser haben, zurückbleiben. Diese grösseren Stücke müssen einen Steinbrecher passieren und gehen dann mit dem feineren abgesiebten Material zu den Stampfern. Die Stampfer und Mörser müssen aus bestem Material gearbeitet sein, wozu hauptsächlich bestes Schmiedeeisen und geschmiedeter Stahl Verwendung finden. In einem Mörser sind 5 Stampfer vereinigt, wovon jeder ein Gewicht von 300 bis 400 k hat. Die Fallhöhe derselben beträgt 9" und die Leistungsfähigkeit kommt für die grössten bei 92 Hub in der Minute und bei Verwendung eines Siebes für das gestampfte Material, welches 30 Maschen auf den Linearzoll (d. i. 900 Maschen auf den Quadratzoll) hat, auf 5 t in 24 Stunden. In dem Mörser sind amalgamierte Kupferplatten angebracht und über denselben in der Vorderwand des Mörsers das Sieb. Ein gleichmässig zulaufender Wasserstrahl schlämmt durch dieses Sieb das unter beständigem Zusatz kleiner Mengen Quecksilber gestampfte Erz als eine Pulpe ab. Ein Theil des während des Stampfens gebildeten Goldamalgams setzt sich auf den inneren Kupferplatten ab, während der weitaus grössere Theil auf einer 6' breiten und 12' langen geneigten Platte aus porösem Kupfer, die sorgfältigst amalgamirt sein muss, abgelagert wird. Diese Platte, genannt „Amalgamationsschürze“, muss stets eine glatte Oberfläche besitzen und deshalb täglich 2 mal mit einem Gummikratzer (ähnlich wie unsere Hamburger Trottos) gereinigt werden.

Der unvermeidliche Quecksilberverlust beträgt bei oxydirten Erzen  $\frac{1}{2}$  Unze per Tonne, bei den pyritischen  $\frac{3}{4}$  bis 1 Unze, was i. J. 1893 bei einer Gesamtverarbeitung von 2 200 000 Tons Erz einen Quecksilberverbrauch von etwa 2000 Flaschen ausmachte.

Das durch Abkratzen von den Kupferplatten gesammelte Goldamalgam wird in Handmühlen mit eisernen Kugeln gemahlen, dann durch weiteren Zusatz von Quecksilber verflüssigt, wobei sich sandige Verunreinigungen an der Oberfläche ausscheiden, die abgeschöpft werden. Schliesslich wird das Goldamalgam durch Auspressen in Spindelpressen von dem flüssigen Quecksilber getrennt und in Retorten durch Destillation das Quecksilber abgeschieden, welch letzteres in geeigneten Kühlvorlagen gesammelt und wieder zur Amalgamation verwandt wird. Das in den Retorten zurückgebliebene Gold wird in Graphittiegeln unter Zusatz von Flussmitteln geschmolzen und in Mulden zu 1000 Unzen schweren Barren gegossen, deren Feinheit von 800 bis 830 schwankt, indem dieselben stets Silber, Kupfer u. dgl. enthalten.

Solange die oxydischen Erze der oberen Schichten verarbeitet wurden, brachte man mittels des Amalgamierungsverfahrens bis zu 80 Proc. des darin enthaltenen Goldes aus. Anders wurde die Sachlage jedoch, als man die tieferen pyritischen Lagen in Angriff nehmen musste, von deren Goldgehalt nur 55 bis 60 Proc. gewonnen wurden, während 40 bis 45 Proc. in dem Sande blieben. Da die Nutzbarmachung dieses Goldes eine Lebensfrage für die Minengesellschaften war, wurden zahllose Versuche angestellt, derselben habhaft zu werden. Zunächst bestrebe man, sich auf mecha-

nischem Wege aus der von den Amalgamationschürzen ablaufenden Pulpe die schwereren pyritischen Theile, denen das Gold anhaftet, durch die in den amerikanischen Goldminen gebräuchlichen Apparate, genannt „Frue Vanner“, abzuscheiden, oder, wie der Terminus technicus lautet, zu „concentriren“.

Es gelingt auf diese Weise, dem Gestein etwa 3 Proc. an natürlichen Eisensulfiden zu entziehen, welche grösstenteils als Pyrit und zum kleineren Theil als Markasit auftreten.

Die mittels der Frue Vanner oder auch durch Scheidung in Spitzkasten erhaltenen „Concentrates“ enthalten von 25 bis 40 Proc. Schwefel und 5 bis 8 Unzen Gold per Tonne. — Um aus denselben das Gold zu gewinnen, werden sie zunächst in Fortschaufelungsofen vollständig todt geröstet, was einen Kohlenverbrauch von 60 Proc. des Röstgutes beansprucht. Gegen Ende der Operation wird etwas Kochsalz zugesetzt, doch muss dies mit äusserster Vorsicht geschehen, um Verluste an Gold durch Vorflüchtigung zu vermeiden. Bleibt jedoch nur 0,5 Proc. Schwefel in den Abbränden, so hat dies einen Verlust von 15 bis 20 Proc. des Goldes zur Folge, welches dann nicht extrahirt wird.

Das Röstgut wird nach dem Plattner'schen Verfahren mit 6 Proc. Wasser angefeuchtet, in hölzernen Fässern mit gasförmigem Chlor während 18 bis 36 Stunden behandelt und dann das gebildete Goldchlorid mit warmem Wasser extrahirt. Die so erhaltene Lösung enthält neben wenig Chlor noch Eisenchlorid und fast alle Schwermetalle. Sie wird mit Schwefelsäure angesäuert, das Gold durch Eisenvitriol unter Zusatz von metallischem Eisen gefällt, gesammelt und mit Borax und Soda geschmolzen. Der erzielte Regulus ist häufig brüchig, vermutlich in Folge eines geringen Arsengehaltes, und hat eine Reinheit von 870 bis 980.

Das Chlorirungsverfahren wird am „Randt“ nur von zwei Gesellschaften ausgeführt und zwar von der „Robinson Company“ und von der „Randt Central Ore Reduction Co.“, denen die anderen Minen ihre Concentrates zu 90 Proc. des Goldwertes abzüglich 4 £ per Tonne für die Behandlung überlassen. Da nun durch das Chlorirungsverfahren etwa 95 Proc. des Goldes extrahirt werden, so ergibt die Differenz zwischen den zur Ablieferung gelangenden 90 Proc. des Goldes und dem ausgebrachten Edelmetall einen erheblichen Fortschritt für diese beiden Gesellschaften, zu dem noch der Verdienst auf die 4 £ Arbeitsgebühren kommt, da in der That dieselben sich durchschnittlich nicht über 3 £ per Tonne stellen.

Wenn wir nun auf den Arbeitsgang zurückblicken, so erinnern wir uns, dass von den Concentrationsvorrichtungen nach Abscheidung der schweren pyritischen Anteile der leichtere Sand mit dem Wasser abläuft. Diese „Pulpe“ wurde früher in Absetzkästen geleitet. Es sind dies grosse Reservoirs. In dem ersten, in welches die Pulpe einfliessst, setzen sich naturgemäss die schweren Anteile derselben ab, während das von dem ersten in einen zweiten Setzkasten überlaufende Wasser die leichteren Anteile mitführt, die sich in dem letzteren ablagern. Die gröberen

Antheile aus dem ersten Absetzteiche, welche aber immerhin schon einen sehr feinen Sand bilden, werden „Tailings“ genannt und entsprechen durchschnittlich 60 Proc. des ursprünglich gestampften Erzes. Sie enthalten im Mittel 5 bis 7 dwt. = 7,5 bis 10,5 g Gold per Tonne. (Es sei hier eingeschaltet, dass die im Minenbetrieb gebrauchten Ausdrücke für die Gewichtsmengen folgende sind:

1 Tonne = 2000  $\text{ft}$  avd. = 907,18 k  
1  $\text{ft}$  (Troy) = 12 Unzen = 373,24 g  
1 Unze (Troy) = 20 Dwt = 31,1035 g  
1 Dwt (Pennyweight) = 24 Grains = 1,5515 g.)

Die in dem zweiten Teiche abgelagerten Antheile stellen ein äusserst feines Pulver dar und werden „Slimes“ genannt.

Anfänglich wusste man mit den enormen Massen Tailings und Slimes nichts anzufangen und dankten die Minenbesitzer Gott, wenn er einmal einen tüchtigen Regenguss losbrechen liess, der die zu wahren Bergen anwachsenden Sandhaufen in die tiefer liegenden Schluchten und Thäler weg schwemmte. — Im Jahre 1889 wurden die ersten Versuche gemacht, diesen grossen Mengen gestampften Materials das mitgeführte Gold zu entziehen und zwar mittels eines chemischen Auslaugeverfahrens, welches auf die bekannte Eigenschaft fein vertheilten Goldes begründet ist, in Cyankaliumlaugen unter Mitwirkung von Luft löslich zu sein.

Dies Verfahren haben sich die Mac Arthur und Forrest im Transvaal patentiren lassen und wird es allgemein mit dem Namen „Mac Arthur-Forrest-Verfahren“ bezeichnet.

Sehr störend für den glatten Gang der Extraction ist die Gegenwart von fein vertheiltem metallischen Eisen, von Kupfer und seinen Verbindungen.

Für die Ausführung des Verfahrens müssen die Slimes von den Tailings getrennt werden. Dies geschieht entweder in den schon oben erwähnten Setzkästen oder neuerdings, indem man die Trübe durch ein turbinenartiges Rohrsystem, welches durch die rückwirkende Kraft der austströmenden Flüssigkeit in Rotation versetzt wird, in grosse Bottiche von 20 Fuss Durchmesser auf 10 Fuss Höhe einströmen lässt. Die Turbine dreht sich eben unter dem Flüssigkeitsspiegel, und die zulaufende Flüssigkeit läuft im gleichen Maasse über die ganze Peripherie des Bottichs über, wobei sie die leichten in Suspension bleibenden Slimes mit sich führt, während die schweren sandigen Tailings sich in dem Bottich auf dem mit doppelten Lagen Canevas und Cocosmatten bespannten, gelochten Doppelboden absetzen. Ist der Bottich nun annähernd gefüllt, so stellt man den Zulauf ab, zapft das Wasser unter dem Doppelboden ab und füllt die Tailings in die Extractionsgefässe über. Diese Operation kann nach den Erfahrungen der Techniker nicht gut vermieden werden, da sich bei dem Absetzen aus der Flüssigkeit der Sand so dicht schichtet, dass er nur unvollkommen von den die Lösung des Goldes bewerkstelligenden Flüssigkeiten durchdrungen würde. Man zieht es vor, die Kosten des Umschaufelns zu tragen, welche durch vollkommeneres Ausbringen an Gold weitaus gedeckt werden.

Die Extractionsbehälter oder „Leaching Vals“

werden je nach Situation, Umfang der Mine, Art und Masse des zu behandelnden Materials verschieden ausgeführt, zumeist jedoch sind es grosse viereckige oder runde Behälter aus Holz oder cementirtem Mauerwerk. Sie sind wie der Separationsbottich mit einem Filterboden, der aus rostförmig zusammengestelltem, hölzernem Gitter gebildet wird und mit Canevas und Cocosmatten in mehreren Lagen bespannt ist, versehen. Die Dimensionen sind meist 40 bis 45 Fuss Durchmesser auf 10 bis 12 Fuss Höhe. Diese mächtigen Behälter fassen bis zu 400 Tons Tailings und ist es einleuchtend, dass man zur Bewältigung dieser enormen Mengen alle möglichen mechanischen Vorrichtungen in Anwendung bringt. Die Füllung geschieht meist in der Weise, dass man das Material auf übergelegten Schienengeleisen in Lowries zurollt und dieselben über dem Tank kippt. Die Entleerung wird bei kleinen Tanks durch Überschaufeln über den Rand in die nebenstehenden Lowries ausgeführt, bei grösseren jedoch durch Trockenbagger, Greifbagger oder durch Einschaufeln auf die in den Tanks selbst auf Schienen laufenden Lowries bewerkstelligt.

In diesen Bottichen wird nun der Sand mit alkalischen Lösungen von Cyankalium behandelt. In der ersten Zeit verwandte man solche von 0,5 Proc. Cyankaliumgehalt; heute ist man allgemein zu Lösungen mit 0,2 bis 0,25 Proc. Cyankalium übergegangen. Die Lösung bleibt 12 bis 18 Stunden mit dem Sand in Berührung, wird dann ablaufen gelassen, durch eine gleichstarke frische Lauge ersetzt und, nachdem auch diese nach einem gleichen Zeitraum abgezogen ist, die Tailings mit Wasser nachgewaschen.

Neben den schon erwähnten, die Lösung des Goldes hintanhaltenden Körpern, wie fein vertheiltes Eisen — welches von schlechtem Stampfer- oder Mühlensmaterial stammt —, Kupfer und Kupferverbindungen, ist auch die Gegenwart löslicher saurer oder unlöslicher basischer Eisensalze schädlich, indem sich dieselben mit dem Cyankalium zu Ferrocyanverbindungen bez. Berlinerblau vereinigen, welche absolut keine lösenden Eigenschaften für Gold mehr besitzen und, in den enormen Mengen Flüssigkeit oder Sand vertheilt, den vollständigen Verlust des verwandten Cyankaliums zur Folge haben. Da man jedoch diese Verbindungen durch vorherige Behandlung der Tailings mit Ätznatron oder Ätzkalk in das für den Verlauf des Prozesses nahezu indifferente Eisenhydroxyd überführen kann, so ist diesem Übelstande leicht abzuhelfen, wenn man die solch schädliche Verbindungen enthaltenden Sande vor der Behandlung mit Cyankalium einem alkalischen Waschprocess unterwirft, der aber unter keinen Umständen in Bottichen vorgenommen werden darf, welche auch nur Spuren von Cyankalium enthalten, da dies einen sehr fühlbaren und unwiederbringlichen Verlust von Gold zur Folge hat.

Nachdem man nun auf diese Weise das Gold in Lösung gebracht hat, handelt es sich darum, dasselbe auch wieder aus den grossen Flüssigkeitsmengen abzuscheiden, zu welchem Zwecke man die Lösungen durch Filterkästen laufen lässt, welche mit feinen Drehspänen von Zink gefüllt sind. Hierbei geht das Zink allmählich in Lösung,

indem es das Gold, welches sich metallisch ausscheidet, aus seiner Verbindung mit Cyan verdrängt. Das Gold fällt schlammig aus und wird zweimal monatlich aus den Zinkkästen (Zinc-boxes) ausgeräumt; der Schlamm wird getrocknet und geglättet und da er noch grosse Mengen Zink und Blei enthält, mit einem Flussmittel und Salpeter geschmolzen, der Regulus abgetrieben und in Barren gegossen.

Wenngleich die Theorie für die Lösung des Goldes nur wenig Cyankalium verlangt, braucht man in der Praxis etwa das Sechzig- und Zweihundsechzigfache der theoretisch berechneten Menge. So hat z. B. die Robinsonmine einen durchschnittlichen Verlust von  $1\frac{1}{6}$  % avd. Cyankalium per Tonne extrahirten Materials, trotz des denkbar günstigsten Arbeitsverfahrens. Die Gründe dieses unverhältnismässig grossen Verlustes sind theils in mechanischen Unvollkommenheiten — wie nicht vollständiges Auswaschen der Tailings —, theils in chemischen Nebenreactionen zu suchen. Von letzteren seien erwähnt die Bildung von Cyanat durch oxydirenden Einfluss der Luft, die Zersetzung des Cyankaliums durch atmosphärische Kohlensäure, hauptsächlich aber durch basische Eisensalze, Schwefeleisen, Eisenhydroxyd u. s. w.

Der Verlust an Zink ist noch bedeutender, indem davon das 100 bis 120fache der Theorie verbraucht wird.

Trotz alledem belaufen sich die Kosten des Verfahrens am Witwatersrandt bei sehr hohen Arbeitslöhnen auf nur 4 bis 5 Mark per Tonne behandelten Materials. — Das Ausbringen kommt durchschnittlich auf 80 Proc. des in den Tailings enthaltenen Goldes.

Wenn man bedenkt, dass heute die Ausbeutung der Tailings, welche 60 Proc. der gepochten Erzmasse entsprechen, schon 30 Proc. des am „Randt“ produciren Goldes liefert, was bei einer Gesammtproduktion daselbst von 2 277 635 Unzen Gold im Jahre 1895 im Werthe von anähernd 160 Millionen Mark etwa 40 Millionen Mark (Cyangold ist etwas geringer bewertet als Amalgamationsgold) entspricht, so sind diese Zahlen geeignet, einen Begriff von der enormen Wichtigkeit des Cyanextractionsverfahrens zu geben.

Wie oben erwähnt, werden bei der Abscheidung der Tailings etwa 40 Proc. des gepochten Materials an „Slimes“ gewonnen, welche bis in die neueste Zeit absolut nicht zu verarbeiten waren und ungenutzt liegen blieben. Dieselben enthalten durchschnittlich 6 dwt. = etwa 9 g Gold per Tonne. Neuerdings hat man versucht, auch den Slimes ihren edlen Gehalt zu entziehen und zwar hat es die Randt Central Ore Reduction Co. unternommen, daraus durch Aufbereitung in Spitzkästen ein äusserst feinsandiges, aber laugbares Material von den relativ geringen Mengen thoniger Beimengungen und amorpher Kieselsäure durch Schlämmen zu trennen, was auch zu ermöglichen ist. Die Anlagen wachsen jedoch durch diese Aufbereitung in's Ungeheure; sie beansprucht ausserdem grosse, während der trockenen Jahreszeit nicht zu beschaffende Mengen Wasser. Um diesen Übelständen zu begegnen, sind hier Versuche gemacht worden, die Frage dadurch zu lösen, dass man die Slimes in Filterpressen ab-

presst, Versuche, die als gut gelungen angesprochen werden können und zur probeweisen Einführung des Filterpressenbetriebs im Grossen Veranlassung geben dürften.

Die Verarbeitung der pyritischen Concentrates nach dem Cyanverfahren wird am Witwatersrandt ebenfalls ausgeführt, doch muss dasselbe dahin modifizirt werden, dass das Extractionsgut 3 bis 4 Wochen lang mit der  $\frac{1}{4}$  proc. Cyankaliumlösung, welche alle 2 Tage abgezogen und durch eine frische Lauge ersetzt werden muss, behandelt wird. Die Ausbeute kommt dann bis zu 98 Proc. des in den Concentrates enthaltenen Goldes. Im Übrigen bleibt die Behandlung der goldhaltigen Laugen dieselbe wie bei der Behandlung der Tailings.

Die aus den Zinc-boxes abfließenden Laugen enthalten stets noch geringe Mengen Gold (bis zu 3 g in 1 cbm) und erhebliche Mengen noch activer Cyanverbindungen. Sie werden durch Zusatz von Cyankalium wieder auf die ursprüngliche Stärke von 0,2 bis 0,25 Proc. gebracht und wieder zur Extraction verwandt.

Im Transvaal ist heute noch ausschliesslich die nasse Aufbereitung die gebräuchlichere, es dürfte wohl dort auch demnächst die trockene Aufbereitung Eingang finden. — Nach einem Pape, Henneberg & Co. dahier patentirten Verfahren werden die Erze auf Walzwerken gemahlen, trocken gesiebt und das gesiebte Erz auf eine rotirende, etwa 3000 Umdrehungen in der Minute machende Scheibe laufen gelassen. Das zerkleinerte Erz wird hierdurch weggeschleudert und zwar fliegen gleich schwere Partikelchen desselben gleich weit, um auf den Boden des Apparates niederzufallen, der durch concentrische Abtheilungen in 16 Ringe getheilt ist. Gleichzeitig saugt ein im Centrum unter der Scheibe kräftig wirkender Exhauster den feinen Staub ab, welcher in einem Schacht abgelagert und so von dem Sande getrennt wird. Aus den den einzelnen Ringabtheilungen entnommenen Massen werden die kleineren Edelmetall- und Pyritkörnchen durch Absieben von den bedeutend grösseren, gleiches Gewicht habenden Gesteinstückchen getrennt. Ein einziger Apparat liefert in 24 Stunden 50 Tons separirten Materials und verbraucht nur eine minimale Menge Kraft und keinen Tropfen Wasser, was für diejenigen Gegenden von grosser Bedeutung ist, welche an diesem unter Umständen sehr edlen Nass arm sind.

Für die Auflösung des Goldes aus den zerkleinerten Erzen sind eine ganze Reihe von Patenten genommen worden. Sie haben fast alle den Cyanprocess zur Basis und unterscheiden sich von demselben dadurch, dass man den Lösungen Stoffe zusetzt, welche die langsame oxydirende Wirkung des in dem Wasser gelösten Luftsauerstoffs durch ihre energischeren oxydirenden Wirkungen ersetzen. Als solche sind in Patenten geschützt der Zusatz von Ferricyankalium (rothem Blutlaugensalz), Brom (Bildung von Bromcyan), Natriumperoxyd, Natriumpersulfat u. dgl. Noch hat sich jedoch keines dieser Verfahren eingebürgert und voraussichtlich wird dies auch so bleiben, da es in der That nicht so ausserordentlich wichtig ist, ob die Lösung des Goldes in

5 Minuten oder in ein paar Stunden stattfindet, da ja das Durchlaufen der Laugen durch die aufgeschichteten Sande, das Verdrängen derselben durch frische Lösungen und das Auswaschen schon viele Stunden in Anspruch nimmt, während welcher Zeit auch in den meisten Fällen die reine Cyankaliumlauge ebensoviel Gold auflöst wie die neu patentirten Mischungen.

Es sei hier noch eines sehr bemerkenswerthen Prozesses gedacht, der der Firma Siemens & Halske patentirt ist und im Princip darin besteht, dass das Gold aus sehr verdünnten Cyankaliumlösungen durch Elektrolyse niedergeschlagen wird, während Zink aus ihnen kein Gold ausfällt. Zum Extrahiren des Goldes können noch Lösungen von  $\frac{1}{100}$  Proc. Cyankalium verwandt werden, während die Fällung mit Zink einen mindestens 10 mal grösseren Cyankaliumgehalt verlangt, um gute Resultate zu geben. Die Lösung des Goldes aus dem Erz geht trotz der grossen Verdünnung der Cyanlaugen glatt vor sich, wenn auch etwas langsamer als dies bei Verwendung stärkerer Laugen der Fall ist. Die Fällung geschieht in einem Apparat, in welchem eine grosse Anzahl von Polplatten vereinigt ist, die von der durchströmenden Flüssigkeit bespült werden. Die in abwechselnder Folge vertical angeordneten Eisen- und Bleiplatten sind derartig eingeschaltet, dass die Eisenplatten die Anoden und die Bleiplatten die Kathoden bilden. Das Gold wird auf den Bleiplatten abgelagert, während sich das Cyan mit dem Eisen zu Berlinerblau verbindet, aus dem es in Form von Cyankalium regenerirt werden kann, um wieder zur Extraction verwandt zu werden. Zur Vermeidung von Kurzschluss sind die Eisenplatten mit leinenen Säcken überzogen, welche das gebildete Berlinerblau aufnehmen und eine Be- rührung desselben mit den Kathoden verhindern. Der Process ist sehr schön durchdacht und ausgearbeitet, verlangt aber in der Praxis geschulte Elektrotechniker zur Überwachung, was in halbwilden Ländern immerhin Schwierigkeiten im Gefolge hat und wohl auch der Grund dafür ist, dass er sich noch nicht mehr eingebürgert hat. Immerhin ist die demselben zu stellende Prognose eine günstige und ist es wahrscheinlich, dass er mit der Zeit allgemeinere Verwendung finden wird.

Es ist diesen kurzen Notizen kaum anzusehen, welche Fülle von Arbeit, Energie und Ausdauer nöthig war, um die Goldgewinnung in kurzer Zeit auf die Höhe, auf der sie sich heute befindet, zu bringen. Täglich sind neue Verbesserungen zu erwarten, da von vielen Seiten an der Vervollkommenung der Methoden gearbeitet wird, was bei dem Interesse, welches gerade diese Frage von jeher gefunden hat, nicht verwundern kann. Immerhin ist das bis heute Erreichte schon als ein fast beispieloser Erfolg industrieller Thätigkeit, gestützt von einer systematischen wissenschaftlichen Forschung, zu bezeichnen.

Generalversammlung am 19. Februar 1896.  
Vorsitzender: G. Zebel.

Nach Mittheilung geschäftlicher Angelegenheiten und Aufnahme von drei neuen Mitgliedern gab der Vorsitzende zunächst einen Überblick über die Thätigkeit des Vereins im verflossenen Jahre. Das Vereinsjahr schliesst mit einer Mitgliederzahl von 49; aufgenommen wurden zwei neue Mitglieder; ein Mitglied trat aus; durch den Tod wurde dem Verein entrissen am 8. September der 2. Vorsitzende und Begründer des Bezirksvereins Dr. R. Jones.

Geschäftliche Sitzungen hielt der Verein an 5 Abenden ab; wissenschaftliche Sitzungen gemeinsam mit dem Chemikerverein fanden an 8 Abenden statt. Aus dem darauf verlesenen Kassenbericht geht hervor, dass die Einnahmen 250 M., die Ausgaben 87,70 M. betragen, so dass mit dem im Vorjahr erzielten Überschuss von 288,20 M. das Vereinsvermögen sich auf 450,50 M. beläuft. Nach Genehmigung des Jahres- und Kassenberichts wurde, da der bisherige 1. Vorsitzende eine Wiederwahl ablehnte, zum 1. Vorsitzenden Dr. Glinzer, zum 2. Vorsitzenden Dr. Ahrens gewählt.

Ausserordentliche Generalversammlung 18. März 1896. Vorsitzender: Dr. Ahrens.

Da der in der Generalversammlung vom 19. Februar zum 1. Vorsitzenden gewählte Dr. Glinzer die Wahl nicht angenommen hatte, musste zur Neuwahl des 1. Vorsitzenden geschritten werden; Dr. O. Pieper wurde gewählt und nahm die Wahl an.

A.

### Zum Mitgliederverzeichniss.

Als Mitglieder der Deutsch. Ges. f. ang. Chem. werden vorgeschlagen:

**Dr. Karl Bleibtreu**, Chemiker, Siegburg (durch Dr. B. Emde).

**K. Jährig**, Chemiker der Consolidirten Alkaliwerke Westereggeln (durch Dr. W. Wense).

**Dr. Siegfried Litthauer**, Chemiker der Papierfabrik in Friedland, Reg.-Bez. Breslau (durch H. Geyer).

**A. G. Lübeck**, Besitzer der Chem. Fabrik Eisenbüttel, Braunschweig (durch Dr. Reuss).

**Ferd. Oswald**, Gerichtlich vereid. Chemiker und Apotheker, Oels i. Schl. (durch Dr. B. Fischer).

**Zinkeisen, i. F. Oberdörffer & Zinkeisen**, Hamburg (durch G. Zebel). Hb.

Gesammtzahl der Mitglieder 1158.

### Der Vorstand.

Vorsitzender: **Rich. Curtius**.  
(Duisburg.)

Schriftführer: **Ferd. Fischer**.  
(Göttingen, Wilh. Weber-Str. 27.)