
Die Fortschritte der Goldaufbereitung und ihre Beziehung zur Lagerstättenlehre.

Von

Bergingenieur Dr.-Ing. C. Minnich, München.

Inhaltsübersicht.

- Einleitung: Erklärung von Seifengold und Berggold, von Mühlgold und Schlichgold. Vergrößerung der Goldproduktion durch Auffinden neuer Lagerstätten sowie durch die Fortschritte der Technik. 433.
- I. Fortschritt der Goldaufbereitung. Vom siebenbürgischen Holzpochwerk zur modernen Pochwerksanlage. Die Schlammabildung hinderte früher die Laugung, durch Filterpressen lassen sich Schlämme gut verarbeiten. Da Schlämme gut aufgeschlossen sind, so erhielt man aus ihnen hohe Extraktion, deshalb schließt man jetzt vielfach sehr fein auf, um gute Extraktion zu erhalten. Einführung der Griesmühlen, um fein aufzuschließen und doch die Leistung der Pochwerke zu erhöhen. 436.
- II. Ist das in Sulfiden auftretende Gold flüchtig? Bisher hat man beim chlorierenden Rösten der Sulfide schon eine Verflüchtigung des Goldes konstatiert, leugnete aber dieselbe bei tellurhaltigen Sulfiden, Beweis dafür die Resultate der Horseshoegrube in West-Australien. Goldverlust beim Schmelzen. 443.
- III. Ist das in Metallsulfiden auftretende Gold chemisch gebunden oder nur mechanisch damit vermengt? Die bei der Feinzerkleinerung der Erze und Sulfide gemachten Erfahrungen sprechen für die letztere Annahme. 449.
- IV. Alluvialgold. Die vielfach konstatierte verhältnismäßig leichte Löslichkeit des Goldes stützt stark die Annahme, daß bei der Bildung des Seifengoldes auch in den Sandablagerungen zirkulierende, goldhaltige Wasser eine bedeutende Rolle gespielt haben. 450.
- V. Ist die für Erzlagerstätten allgemein angewendete Dreizoneneinteilung auch auf die Goldlagerstätten anwendbar? Für pyritische Goldlagerstätten nicht, eher für Tellurgold-

lagerstätten. Bei diesen tut man aber auch besser, das Auftreten der Tellurerze für einen primären Teufenunterschied zu halten. Geschah die Konzentration des Goldes im eisernen Hut auf mechanische oder chemische Art? 456.

Einleitung.

Das Gold findet sich anstehend auf seinen ursprünglichen Lagerstätten, Gängen sowie Lagern, und lose in Geröll- und Sandablagerungen, welche durch Erosion entstanden sind¹⁾. Auf den primären Lagerstätten findet sich meist als einzige Gangart der Quarz; man nennt deshalb das aus der Verarbeitung der primären Lagerstätten gewonnene Gold Berg- oder Quarzgold. Das Gold aus den Geröll- und Sandablagerungen, den sekundären Lagerstätten, wird durch Waschprozesse von dem tauben Material getrennt; man bezeichnet daher das aus diesen Ablagerungen stammende Gold als Wasch- oder Seifengold. Die sekundären Ablagerungen werden nämlich auch Seifen genannt. Nach Bergeat²⁾ soll der Ausdruck des „Seifens“ von der bergmännischen Operation des Waschens herühren. Beck³⁾ hält den Ausdruck „Seifen“ für verwandt mit dem mittelhochdeutschen sifen, d. i. tröpfeln, triefen, gleiten; er bedeute zunächst ein Bächlein oder ein von einem Bächlein durchflossenes Tälchen.

Auf den primären Lagerstätten findet sich das Gold gediegen in Gesellschaft mit Quarz oder in innigem Gemenge mit Eisenkies, Arsenkies, Zinkblende und Bleiglanz oder an Tellur gebunden. Da das gediegene Gold am leichtesten durch Amalgamation nach vorhergehender Zerkleinerung der Golderze auf Mühlen extrahiert werden kann, so nennt man es Mühlgold. Das mit den Schwefel-, Arsen-, Antimon- und Tellurverbindungen vermengte Gold wird oft als Schlichgold bezeichnet.

Die goldhaltigen Sulfide werden nach Entfernung des Mühlgoldes auf geeigneten Vorrichtungen, die man in der Aufbereitung Herde nennt, konzentriert, und diese Konzentrationsprodukte werden Schliche genannt. Die Verfahren zur Gewinnung des Goldes aus den Schlichen sind aber viel umständlicher als die bei der Verarbeitung goldhaltigen Quarzes, und fast stets müssen die Schliche vorher geröstet werden. Die Gewinnung des Goldes

Schluß: Die Abnahme des Seifengoldes und Zunahme des Berggoldes halte ich für ein günstiges Zeichen, daß die große Goldproduktion noch längere Zeit bleibt. Ob in der jetzigen Höhe ist fraglich. 465.

aus den goldhaltigen Sanden, den Seifen, ist am leichtesten, man bedarf nur großer Wassermengen, um die nicht goldhaltigen, die tauben Teile von dem Golde zu entfernen, das Gold bleibt wegen seines hohen spezifischen Gewichtes⁴⁾ zurück, deshalb beginnt meistens die Goldproduktion eines neuen Goldfeldes mit der Gewinnung des Waschgoldes. Hierbei sind, falls der Goldgehalt der Sande, die meistens Quarzsand sind, nicht zu gering ist, keine großen Kapitalien und kostspieligen Maschinen notwendig, sondern es bedarf nur rüstiger Arme, einer Picke, einer Schaufel, einer Schüssel und einer hinreichenden Wassermenge; es ist also hier der Platz für den einzelnen Arbeiter, sein Glück zu versuchen. Sind die reichen Sandablagerungen erschöpft, müssen größere Massen tauben Materials entfernt werden, oder fehlt es in der Nähe an Wasser, dann müssen Sammelteiche und Kanäle erbaut werden, und diese Vorarbeiten erfordern mehr Geld, als gewöhnlich der einzelne Arbeiter oder kleine Besitzer zur Verfügung hat. Es kommt dann zur Bildung von Gesellschaften.

Auch bei der Gewinnung des Goldes aus den primären Lagerstätten kann der einzelne Goldsucher erfolgreich arbeiten, solange seine Arbeiten sich in der obersten Zone, also nahe der Oberfläche bewegen, denn hier hat eine Konzentration des Goldgehaltes der ursprünglichen Lagerstätte stattgefunden. Je tiefer er vordringt, um so mehr nimmt diese Konzentration ab, und, wenn er gar bis in die Nähe des Grundwasserspiegels kommt, dann werden die Schwierigkeiten für den einzelnen Arbeiter oder den kleinen Besitzer eines Feldes zu groß. In den seltensten Fällen werden ihre Mittel ausreichen, um das Wasser aus der Grube zu pumpen und die ärmeren Erze auf eine kompliziertere und kostspieligere Art zu verarbeiten. Auch hier bedarf man dann größerer Kapitalien, und diese erhält man am leichtesten durch Bildung von Aktiengesellschaften.

Durch die Entdeckung der goldhaltigen Sande im Sacramentotal in Kalifornien im Januar 1848, der bald darauf, nämlich im

¹⁾ Schnabel: Metallhüttenkunde, 1894, Band I, S. 781.

²⁾ Stelzner-Bergeat: Die Erzlagerstätten, 1904 06, S. 1240.

³⁾ Beck: Lehre von den Erzlagerstätten, III. Aufl. 1909, Band II, S. 425.

⁴⁾ Spezifisches Gewicht von Gold 19,3—19,4, von Quarz 2,65—2,66 (nach Tschermak).

Goldproduktion der Welt 1851 bis 1910.⁵⁾

Jahr	Gewicht in kg	Wert in Dollars	Jahr	Gewicht in kg	Wert in Dollars	Jahr	Gewicht in kg	Wert in Dollars
1851	107 153	67 600 000	1871	160 999	107 000 000	1891	196 586	130 650 000
52	198 315	132 800 000	72	149 849	99 600 000	92	220 133	146 292 600
53	233 975	155 500 000	73	144 487	96 200 000	93	256 236	158 437 551
54	191 845	127 500 000	74	136 090	90 800 000	94	293 542	182 509 283
55	203 280	135 100 000	75	146 704	97 500 000	95	302 882	198 995 741
56	222 013	147 600 000	76	156 034	103 700 000	96	316 254	211 242 081
57	200 572	133 300 000	77	171 532	114 000 000	97	357 858	237 833 984
58	187 632	124 700 000	78	179 055	119 000 000	98	431 516	287 327 833
59	187 933	124 900 000	79	164 008	109 000 000	99	469 930	311 505 947
60	164 460	119 300 000	80	160 397	106 600 000	1900	389 453	258 829 703
1861	171 215	113 800 000	1881	154 980	103 102 000	1901	392 097	260 877 429
62	162 228	107 800 000	82	153 626	102 000 000	02	448 331	298 812 493
63	160 999	107 000 000	83	143 575	95 400 000	03	495 760	329 475 401
64	170 027	113 000 000	84	153 039	101 700 000	04	525 255	349 088 293
65	180 860	120 200 000	85	163 105	108 400 000	05	573 596	378 411 754
66	182 215	121 000 000	86	159 509	106 000 000	06	610 261	405 551 022
67	156 485	104 000 000	87	159 156	105 775 000	07	626 134	411 294 458
68	165 062	109 700 000	88	165 659	110 197 000	08	667 071	444 382 312
69	159 795	106 200 000	89	185 809	123 489 000	09	689 584	
70	160 848	106 900 000	90	178 825	118 848 700	10	701 019	

Jahre 1851, das Auffinden ebensolcher Sande in dem südöstlichen Teile Australiens, hauptsächlich in Victoria, folgte, wurde die jährliche Goldproduktion der Welt bedeutend erhöht. Sie erreichte, wie wir aus der obigen Tabelle ersehen, ihren damaligen Höhepunkt im Jahre 1853 mit 233 975 kg im Werte von ungefähr 653 Millionen Mark.

Aber die reichsten Sandablagerungen waren bald erschöpft, und die Verarbeitung der ärmeren Sande genügte nicht, um die Produktion auf jener Höhe zu halten. Dieselbe fiel daher beständig, bis sie im Jahre 1874 ihren für die neueste Zeit tiefsten Punkt mit 136 090 kg im Werte von ungefähr 381 Millionen Mark erreichte.

Durch diese Abnahme der Goldproduktion wurde die ganze Welt damals sehr beunruhigt. Eduard Sueß gab diesen Befürchtungen Ausdruck in seinem Werk über „Die Zukunft des Goldes“. Der Schwerpunkt seiner Ausführungen lag in dem Satz, „daß die Produktion aus dem Schwemmland allein maßgebend sei für die künftige, wirtschaftliche Rolle des Goldes⁶⁾. Da diese bedeutend gesunken war, so befürchtete er, daß die Goldproduktion aus der Verarbeitung der primären Lagerstätten nicht genügen würde, um alle Anforderungen und Wünsche nach Gold befriedigen zu können. Für die damalige Zeit kurz nach dem Jahre, das die niedrigste Goldproduktion der Neuzeit gezeigt hatte, waren vielleicht diese Befürchtungen berechtigter, wie es uns jetzt erscheinen will.

In seinem späteren Werke über die „Zu-

kunft des Silbers“ wiederholte Sueß noch einmal seine Warnungen, obgleich die Goldproduktion seit 1877 sich beständig über jenem tiefsten Punkt des Jahres 1874 gehalten hatte und zeitweise sogar auf 185 800 kg gestiegen war; es zeigten sich aber von Jahr zu Jahr sehr unregelmäßige Schwankungen. Die Befürchtungen vor einer Goldknappheit wurden bei Sueß und den Bimetallisten in Wirklichkeit vergrößert durch den Wunsch, die Demonetisierung des Silbers, wie man das ständige Fallen des Silberpreises damals nannte, zu verhindern. In welchem Umfange sich die Menge des Waschgoldes zugunsten jener des Quarzgoldes vermindert hatte, zeigte sich aus seinen Berechnungen⁷⁾. Während nämlich in der Zeit von 1848 bis 1875 das Waschgold noch 87,78 Proz. der Gesamtgoldproduktion ausmachte, fiel es 1876 auf 65,28 und 1890 sogar auf 44,2 Proz., während die Menge des Quarzgoldes von 12,22 Proz. auf 34,76, bezw. 55,8 Proz. stieg.

Die Grundlosigkeit dieser Befürchtungen vor einer drohenden Goldknappheit wurde am besten erwiesen durch die 1891 beginnende starke Steigerung der jährlichen Goldproduktion. 1893 übertraf dieselbe schon die frühere Höchstproduktion des Jahres 1853. Die Ausbeute an Gold wurde immer größer — nur in den Jahren 1900 bis 1902 bemerkte man wieder einen Rückgang, weil die Gruben am Witwatersrand in Südafrika, welche inzwischen unter die bedeutendsten Goldproduzenten getreten waren, durch den Burenkrieg ganz oder teilweise in ihrem Betrieb gehemmt wurden — und 1910 belief sie sich

⁵⁾ Nach Mineral Industry.

⁶⁾ Sueß: Die Zukunft des Goldes, 1877, S. 333.

⁷⁾ Sueß: Zukunft des Silbers, 1892, S. 89.

Goldproduktion der Welt nach den einzelnen Ländern⁸⁾.

	1908 kg	1909 kg	1910 kg
Nord-Amerika:			
Vereinigte Staaten	142 275	149 986	144 541
Canada	14 807	14 117	15 385
Neu-Fundland	134	134	134
Mexiko	30 914	33 875	36 225
Zentral-Amerika	4 542	3 958	4 083
Süd-Amerika:			
Argentinien	243	249	249
Brasilien	3 305	3 390	2 972
Chile	521	1 268	1 268
Columbien	4 530	4 660	4 660
Ecuador	527	529	529
Englisch-Guyana	1 941	2 021	1 773
Holländisch-Guyana	1 210	1 213	1 213
Französisch-Guyana	4 300	4 500	4 660
Peru	774	850	850
Uruguay	138	125	125
Venezuela	37	37	37
Europa:			
Österreich	149	148	148
Frankreich	1 726	1 727	1 677
Ungarn	3 246	3 300	3 300
Deutschland	4 758	5 064	4 625
Italien	60	36	26
Russland	46 560	47 987	60 445
Portugal	57	47	47
Spanien	—	4,4	4,8
Schweden	22	14,1	28
Türkei	3	3,3	9
Großbritannien	24	37,6	37,6
Afrika:			
Madagaskar	2 743	3 731	3 235
Rhodesien	18 471	19 390	18 972
Transvaal	219 063	226 143	234 342
Westküste	8 647	6 988	5 529
Asien:			
Englisch-Borneo	2 108	2 200	2 207
China	9 780	14 073	15 202
Holländisch-Ostindien	3 379	3 230	3 332
Indien	16 121	17 879	18 192
Japan	3 508	3 932	6 693
Korea	3 385	3 000	3 000
Malaiische Staaten	422	592	602
Australasien:	110 309	106 814	98 308
Andere Länder:	2 332	2 332	2 353
Weltproduktion:	667 071	689 584	701 019

der Gesamtproduktion ausmachen⁹⁾. Die neuen goldhaltigen Seifen, welche man im nordwestlichen Teile Nordamerikas in Klondike und Kap Nome entdeckt hat, haben bis jetzt nur geringe Mengen Gold geliefert, wenn man sie mit den Ausbeuten der kalifornischen und australischen Seifen in der Mitte des vorigen Jahrhunderts vergleicht.

Die außergewöhnliche Steigerung der Goldproduktion wurde zum großen Teil veranlaßt durch die Entdeckung neuer goldführenden Lagerstätten in Transvaal, West-Australien und in den Vereinigten Staaten von Nordamerika, aber auf den ausgedehnten Goldfeldern der ersten beiden Länder zeigte sich eine bedeutende Verschiedenheit im Vergleich zu der Entdeckung der Goldfelder in Kalifornien und Viktoria.

Bei der Verarbeitung der großen Massen goldhaltiger Sande in Kalifornien und Viktoria fand man schließlich auch primäre Lagerstätten, in Transvaal und Westaustralien erhielt man überhaupt nur sehr wenig Seifengold, und man begann sofort mit der Verarbeitung der primären Lagerstätten. So lieferte West-Australien seit Beginn seiner Goldproduktion im Jahre 1887 bis Ende Juni 1903 nur 6440 kg Seifengold und 322 710 kg Quarzgold; die Menge des Seifengoldes betrug also nur 2 Proz. der Gesamtgoldproduktion dieser Kolonie¹⁰⁾.

In hohem Maße trugen aber zu der Steigerung der Goldproduktion die ungeheuren Fortschritte bei, welche die Technik mittlerweile, namentlich bei der Verarbeitung der Goldzerze aus den primären Lagerstätten, gemacht hatte. So können wir Erze mit einem geringen Goldgehalt, die vor zehn Jahren noch die Betriebsunkosten nicht gedeckt hätten, heute mit nicht unerheblichem Gewinn verarbeiten.

Von diesen bedeutenden Fortschritten wollen wir nur die Vervollkommnung der Zerkleinerungsanlagen und die Verarbeitung der sulfidischen und tellurhaltigen Erze anführen, die anfangs nur auf Hüttenwerken durch Schmelzprozesse zu bewerkstelligen war; später fand sich der Chlorinationsprozeß, und dieser wurde dann durch die Cyankalilaugung wieder verdrängt. Wir wollen daher im folgenden diese Fortschritte in der Goldaufbereitung betrachten,

⁹⁾ Waldemar Lindgren: Will the production of gold in the world keep pace with the increasing demands of commerce and trade? Mining Journal London, 25. April 1908.

¹⁰⁾ Herbert C. Hoover: The future gold production of Western Australia. Mining Journal London, 17. Oktober 1903.

fast auf die dreifache Menge derjenigen des Jahres 1853, denn sie betrug 701 019 kg im Werte von fast 1960 Millionen Mark.

Das Verhältnis zwischen Berg- und Seifengold hat sich immer mehr zugunsten des Berggoldes verschoben. So schätzt Lindgren die Weltproduktion an Waschgold im Jahre 1906 auf 74 Millionen Dollars, und da die Gesamtproduktion an Berg- und Waschgold sich auf ungefähr 405,5 Millionen Dollars belief, so würde das Waschgold nur 17 Proz.

⁸⁾ Nach Mineral Industry.

und wir werden finden, daß meistens der Laugung der sulfidischen Erze eine Röstung vorhergehen muß, um die der Laugung schädlichen Stoffe, namentlich die Schwefel- und Tellurverbindungen, zu entfernen. Bei der Röstung der sulfidischen Erze sind öfters von Ingenieuren Goldverluste festgestellt worden, die durch Verflüchtigung des Goldes verursacht sind. Ähnliche Verluste bei der Röstung tellurhaltiger Erze wurden bisher allgemein in Abrede gestellt. Auch beim Umschmelzen des Goldes ergeben sich Verluste.

Die bei der Feinzerkleinerung der Gold-erze erzielten Resultate ermöglichen uns einen Schluß auf die Frage, ob das in den Schlichen enthaltene Gold chemisch an die Eisenkiese gebunden oder nur mechanisch damit vermengt ist. Bei der Chlorination der sulfidischen Erze, die vor Einführung des Cyanaliverfahrens fast allgemein angewendet wurde, zeigte es sich, daß freies Gold durch Chlorgas leicht in Goldchlorid verwandelt wird, und daß dieses sich in Wasser löst. Aus der Lösung kann es durch viele Stoffe gefällt werden. Wenn wir also das Vorhandensein von Chlor selbst oder von Stoffen, die unter gewissen Bedingungen Chlor entwickeln, auf goldhaltigen Lagerstätten nachweisen können, dann können wir uns die Bildung oder wenigstens eine Anreicherung des Goldes in den Seifen erklären und zugleich auch die Konzentration des Goldgehaltes im Eisernen Hut der primären Goldlagerstätten. Man unterscheidet bei den Erzlagerstätten jetzt gewöhnlich drei Zonen, und auf Grund von Tabellen, welche die Betriebsresultate im Eisernen Hut und in der unzersetzten Zone von verschiedenen Goldbergbaudistrikten zeigen, wollen wir untersuchen, ob diese Einteilung in drei Zonen auch für die primären Goldlagerstätten anwendbar ist, und ob pyritische Goldquarzgänge und Tellurgoldgänge sich ganz gleichmäßig hierbei verhalten.

1. Die Fortschritte der Golderzaufbereitung.

Manche Prozesse der Golderzaufbereitung waren schon vor ihrer Anwendung in der modernen Goldindustrie bekannt und auch benutzt, aber die vorgenommenen Veränderungen und Verbesserungen sind häufig so bedeutende, daß es demjenigen, der ihre allmähliche Entwicklung nicht miterlebt hat, schwer fällt, in der immer von neuem verbesserten Form noch das Original zu erkennen.

Man hatte früher schon in Deutschland zur Zerkleinerung von Silber- und Bleierzen und in Siebenbürgen zur Zerkleinerung von goldhaltigem Quarz Pochwerke benutzt, deren

Teile aus Holz bestanden; nur der Pochschuh und die Pochsohle bestanden wohl aus Eisen. Als man nun in den Vereinigten Staaten von Nordamerika gezwungen war, nach der Erschöpfung der goldhaltigen Sandablagerungen den goldhaltigen Quarz der primären Lagerstätten zu verarbeiten, da benutzte man zuerst ähnliche primitive Pochwerke. Die Findigkeit der Amerikaner ersetzte aber bald das Holz durch Eisen, letzteres durch Stahl, vermehrte das Gewicht der Stempel und die Anzahl der Hübe, und die modernen Pochwerke, welche ein Maximum von Arbeit bei verhältnismäßig geringen Unkosten liefern, und die auf den größeren Werken jetzt mehrere hundert Pochstempel umfassen, haben noch sehr wenig Ähnlichkeit mit dem alten hölzernen Pochwerk.

Anfänglich, als man nur Golderze aus dem obersten Teil der Goldlagerstätten verarbeitete, wo sich nur gediegenes Gold und als einzige Gangart Quarz miteinander gemengt fanden, genügte es, den Quarz zu zerkleinern und das zerkleinerte Erz mit Quecksilber in Berührung zu bringen, um den größten Teil des Goldes zu gewinnen, sei es, daß man das mit Wasser vermengte Erz über mit Quecksilber gefüllte Schalen oder über amalgamierte Kupferplatten fließen ließ.

Sobald man aber mit dem Bergbau tiefer hinabdrang, etwa in die Nähe des Grundwasserspiegels, traten Sulfide, namentlich Eisenkies, auf, in die das Gold gehüllt war, und da ergab die Amalgamation nur ein schlechtes Ausbringen. Man suchte durch Konzentration auf Herden die Schliche von der Gangart zu trennen und schickte dieselben, da man sie anders nicht verarbeiten konnte, nach Hüttenwerken, die aber meistens recht weit von den Gruben entfernt lagen. Die Transport- und Hüttenkosten waren aber recht erheblich, so daß man auf diese Weise nur sehr reiche Schliche verwerten konnte, und selbst von dem Erlös dieser blieb für den Bergbautreibenden nicht viel übrig.

Dann wurde das Chlorinationsverfahren, welches Plattner im Jahre 1848 zur Extraktion des Goldes aus den Arsenkiesabbränden der Hütte von Reichenstein in Schlesien vorgeschlagen hatte¹¹⁾, durch Deetken in Kalifornien eingeführt, und nun konnte man nach Errichtung einer entsprechenden Anstalt meist auf der Grube selbst oder in der Nähe derselben die Schliche verarbeiten. Der Schwerpunkt bei jedem Chlorinationsverfahren lag in der guten Röstung, denn

¹¹⁾ Schnabel: Metallhüttenkunde, 1894, Bd. I, S. 828.

die Schliche müssen, bevor man ihnen das Gold durch die Einwirkung von Chlor entzieht, völlig tot geröstet werden, d. h. die vorhandenen Schwefel-, Arsen-, Antimon- und Tellurverbindungen müssen, soweit nur irgend möglich, in Oxyde oder Metalle übergeführt werden. Je vollkommener dies gelingt, um so höher ist das Ausbringen. Die einfachen Flammöfen zum Rösten arbeiteten zwar sehr gut, aber bei den hohen Arbeitslöhnen in den Vereinigten Staaten mußte man das Umwenden der Schliche, das Krählen, während des Röstprozesses durch mechanische Vorrichtungen ersetzen. Man konstruierte rotierende Röstöfen, die sich um ihre Horizontalachse drehten und so das Erz beständig umwendeten; man erfand alle möglichen Typen von Flammöfen, bei denen der Ofenkörper fest war und in dem sich mechanische Rührvorrichtungen bewegten. Man erzielte auf diese Weise meistens eine gute Röstung und erniedrigte die Kosten bedeutend. In Westaustralien gaben die Systeme von Edwards und Merton, auf die ich noch zurückkommen werde, schließlich die besten Resultate.

Ende der achtziger Jahre machte man in Transvaal die Erfahrung, daß man zwar den größten Teil des in den Erzen enthaltenen Goldes — und zwar das Mühlgold durch Amalgamation, das Schlichgold durch Konzentration des Schliches und nachfolgende Chlorination — gewinnen konnte, daß aber trotzdem ein nicht unbedeutender Teil des Goldes in den mittelst der beiden genannten Verfahren verarbeiteten Erzen zurückblieb; und dieser Rest des Goldgehaltes ließ sich durch keinen der damals bekannten Prozesse gewinnen.

Da führten Mac Arthur und Forrest ihr Cyankaliverfahren in die Praxis ein; die Löslichkeit des Goldes in Cyankalilösung war zwar schon früher bekannt gewesen, praktisch verwertet hatte man aber diese Tatsache noch nicht. Überall fast bürgerte dieses Verfahren sich nun ein, und die Goldausbeute nahm ungemein zu.

Bei diesem Laugverfahren zeigte sich an manchen Orten, namentlich dort, wo das Gold nicht in Quarz, sondern in einem schiefrigen, zerriebenen Gestein auftrat, daß das Erz, welches man dem Laugprozeß unterwarf, nur einen bestimmten Grad der Feinheit besitzen durfte; war derselbe überschritten, so konnte die zur Laugung benutzte Lösung nicht mehr durch die Erzmasse filtrieren, weil sich diese zu dicht aufeinander setzte. Man trennte deshalb die gröberen Teile, die Sande, von den feineren Teilen, den Schlämmen; erstere konnte man mittelst der Cyankalilaugung überall gut verarbeiten,

die letzteren mußte man an vielen Orten, wo sie nicht filtrierten, liegen lassen.

Um den Ausdruck „Schlamm“ zu definieren, hat man versucht, nur diejenige Menge Erzteilchen damit zu bezeichnen, welche bei der Vermischung mit Wasser kolloidale Hydrate bilden¹²⁾. Früher bezeichnete man in der Praxis als Schlamm die Erzteilchen, welche sich im Wasser nicht schnell niedersetzten, sondern kürzere oder längere Zeit in demselben suspendiert blieben. In Westaustralien nannte man Schlamm dasjenige Material, welches eine gute Extraktion gab, wenn es 24 Stunden mit Cyankali in Berührung blieb, und das hinreichend homogen in seinen Teilchen war, um die Verarbeitung in Filterpressen zu ermöglichen¹³⁾. Am besten bezeichnet man wohl als Schlämme diejenigen Erzteile, welche so fein sind, daß sie ein 150-Maschen-Sieb passieren. (In der Golderzaufbereitung bezeichnet man die Siebe je nach der Anzahl der Öffnungen, welche ein solches auf einen englischen Linearzoll besitzt; die Bezeichnung ist aber ungenau, weil die Weite auch von der Dicke der Drähte abhängig ist. Zur genaueren Bezeichnung muß man also Anzahl der Öffnungen und Stärke des Drahts angeben.) Zu diesen feinen Teilchen gehören auch eine Menge feiner Quarzkörnchen, und diese bedingen wohl gerade die geringere oder größere Leichtigkeit der Filtration.

Man könnte nun einwenden, daß man ja die Zerkleinerung nicht so weit zu treiben brauche, daß so viel Schlamm entsteht; aber da muß für jeden einzelnen Fall entschieden werden durch sorgfältige Versuche, wie weit das Erz aufgeschlossen werden muß, um eine gute Extraktion zu ermöglichen. Bis zum Jahre 1900 war das Bestreben der Aufbereitungsleute darauf gerichtet, nur so weit das Erz aufzuschließen, daß man für die Cyankalilaugung ein gleichmäßig körniges Material erhielt, das beim Trockenpochen möglichst frei von Staub, beim Naßpochen aber ebenso frei von Schlamm war¹⁴⁾. War zuviel Schlamm in dem Lauggut, so wurde die Filtration ungemein verzögert, sogar unmöglich gemacht¹⁵⁾.

Das Naßpochen ergab die besten Resultate, und daher benutzte man in den Pochwerken nicht zu feine Siebe — am liebsten 20- bis 30-Maschensiebe — aber trotzdem wurde ein bedeutender Teil des Erzes in Schlamm

¹²⁾ Warwick in Mineral Industry XII, S. 285.

¹³⁾ Mineral Industry 1908, S. 480.

¹⁴⁾ Ph. Argall: Cyaniding Telluride ores in Cripple Creek. Min. Ind. VI, S. 302.

¹⁵⁾ Janin in Min. Ind. I, S. 253.

Klassierung	Waihi-Grube	Great Boulder Proprietary-Grube	
	auf Pochwerk	auf Griffin-Mühle	auf Krupp-Kugelmühle
auf Nr. 30	5,32 Proz.	1,07 Proz.	0,22 Proz.
durch 30 auf 40	9,77 -	1,01 -	5,21 -
- 40 - 60	15,94 -	3,36 -	15,74 -
- 60 - 80	-	4,6 -	6,64 -
- 80 - 100	13,96 -	5,99 -	8,07 -
- 100 - 120	-	1,27 -	1,67 -
- 120 - 150	12,29 -	10,60 -	6,32 -
- 150	42,72 -	auf 200 4,38 -	auf 200 5,80 -
		durch 200 67,72 -	durch 200 50,33 -
		} 72,1 Proz.	} 56,13 Proz.

verwandelt. Da man nämlich das Pochwerk nicht nur als Zerkleinerungs- sondern auch als Amalgamationsapparat benutzte — man brachte zu diesem Zweck im Innern des Pochtrogs amalgamierte Kupferplatten an, auf denen man hauptsächlich das gröbere Gold fing — so durfte man die Austraghöhe, d. h. die Differenz zwischen Oberkante der Pochsohle und Unterkante des Siebes nicht zu gering bemessen, um den Goldteilchen Zeit zu gewähren, sich auf den Kupferplatten festzusetzen. Hierdurch erhöhte man zwar meistens die Menge des im Innern des Pochtroges amalgamierten Goldes, aber zugleich auch ganz bedeutend die Menge der Schlämme. Auch auf den Kugel- und Griffinmühlen, die man beim Trockenpochen vielfach benutzte, wurde ein bedeutender Teil des Erzes zu Staub zerkleinert.

Natürlich hängt die Menge, welche in einem Zerkleinerungsapparat in Schlamm oder Staub verwandelt wird, außer von dem Apparat selbst auch von dem Charakter des Erzes und seiner Gangart ab. Dieselbe ist geringer bei Erzen mit quarziger Gangart und größer bei solchen, deren Gangart und Nebengestein aus schiefrigen, zerdrückten und zerriebenen Massen besteht.

Zwei Beispiele werden dies am besten erläutern. Das Erz der Waihi-Grube in Neuseeland besteht vorwiegend aus Quarz und ist berüchtigt wegen seiner Härte. Das Erz der Great Boulder Proprietary-Grube bei Kalgoorli in Westaustralien enthält ziemlich viel schiefriges Nebengestein (Amphibolit), doch stellt sich nach der Tiefe auch mehr Quarz ein. Die Waihi-Grube zerkleinert das Erz auf Pochwerken unter Zusatz von Wasser, die Great Boulder Proprietary-Grube verpocht ihr Erz trocken auf Griffinmühlen und Kruppschen Kugelmühlen Nr. 8; die Sieb- bespannung war bei beiden Gruben Nr. 20¹⁶⁾.

Auf der Great Boulder Perseverance-Grube¹⁷⁾, die nur Griffinmühlen zur Zer-

kleinerung verwandte und gleichfalls trocken pochte, passierten bei Benutzung einer 14-Sieb- bespannung 68,1 Proz., bei 10-Sieb- bespannung 58,8 Proz. ein 200-Sieb.

Der Goldgehalt dieser verschiedenen Siebprodukte ist nicht etwa gleichmäßig so hoch wie der Durchschnittsgehalt des verpochten Erzes, sondern verschieden je nach dem Charakter des Goldes, ob dieses ganz fein verteilt in dem Erz auftritt oder in größeren Stücken. Ist das Gold sehr fein verteilt, wie es häufig der Fall ist, so haben die feineren Siebprodukte einen höheren Goldgehalt wie die gröberen.

Die folgende Tabelle zeigt die Menge und den Goldgehalt der einzelnen Siebprodukte von der Boulder Main Reefgrube bei Kalgoorli. Diese Grube benutzte zur Trockenzerkleinerung Kruppsche Kugelmühlen, die mit Sieb Nr. 20 bespannt waren. Der Gehalt des zu diesem Versuch benutzten Erzes betrug 16 dwts (pennyweights)¹⁸⁾ oder 24 g pro Tonne¹⁹⁾.

Klassierung	Sieb- durchgang	Goldgehalt pro Tonne
auf 40-Sieb	24,1 Proz.	7 dwts. 20 grs.
durch 40 - 60 -	9,4 -	11 - 18 -
- 60 - 80 -	6,2 -	13 - 7 -
- 80 - 100 -	6,6 -	17 - 0 -
- 100 - 150 -	3,2 -	18 - 7 -
- 150 - 200 -	4,2 -	18 - 7 -
- 200	46,3 -	20 - 6 -

Die bedeutende Menge Schlamm, von 45—70 Proz. des verarbeiteten Erzes, die sich bei der Zerkleinerung der Erze in Kalgoorli bildete, und sein hoher Goldgehalt zwangen die dortigen Chemiker und Aufbereitungsleute zu energischen Versuchen, um ein Verfahren für die Verarbeitung dieser Schlämme zu finden. Soviel ich weiß, war es J. Sutherland, damals Chemiker und Leiter der Aufbereitung auf der Lake

¹⁸⁾ 1 dwt = 24 grains = 1,5 g.

¹⁹⁾ W. Evan Simpson: Treatment of telluride ores by drycoushing and roasting, at Kalgoorli Mining Journal London, 7. Nov. 1903.

¹⁶⁾ Min. Ind. XV, S. 820.

¹⁷⁾ Min. Ind. XV, S. 820.

View Consols-Grube bei Kalgoorli, der im Jahre 1898 zuerst eine Dehnesche Filterpresse zu seinen Versuchen benutzte.

Der Gebrauch der Filterpressen war bei der Laugung von Erzen nicht ganz neu, denn man hatte bei der Laugung der Silbererze mittelst Natriumhyposulfit, die schon seit längerer Zeit in großem Maßstab in Amerika angewendet wurde, und bei der man aus den Lösungen das Silber mit Natriumsulfid fällte, das gefällte Schwefelsilber in Filterpressen getrocknet. Doch verursachte früher dies Trocknen viel Schwierigkeiten, und es ist doch immer noch ein gewaltiger Schritt bis zur Benutzung der Filterpresse zur Verarbeitung solch großer Mengen goldhaltiger Schlämme.

Die Art, wie man die Filterpressen benutzt, war folgende: Man trennte zunächst das zerkleinerte Erz durch Spitzkasten in Sande und Schlämme. Die Sande wurden auf die gewöhnliche Art mit Cyankali gelaugt, indem man die Lösung durch die in großen Bottichen befindliche Erzmasse filtrieren ließ. Die Schlämme drückte man direkt in die Filterpressen; eine Zeitlang brachte man die Schlämme zunächst in einen geschlossenen Kessel (den sog. Montejus) und aus diesem durch Luftdruck in die Pressen. In den Filterpressen brachte man sie in Berührung mit Cyankalilösung, die das Gold auflöste; man wusch mit Wasser nach und trocknete die Schlämme mit komprimierter Luft, so daß sie bei Entleerung der Filterpressen nur noch 15—20 Proz. Feuchtigkeit enthielten. Die Wiedergewinnung des größten Teiles des zur Laugung der Schlämme benutzten Wassers war im Kalgoorlidistrikt ein sehr bedeutender Vorzug, denn Wasser war dort sehr teuer.

Durch diese Art der Laugung, nämlich nur in den Pressen die Schlämme der Wirkung der Cyankalilösung auszusetzen, ließ sich aber nur in günstigen Fällen eine genügende Extraktion des Goldes bewerkstelligen und, um schnell mit den Filterpressen arbeiten zu können, mußte man das Verfahren etwas ändern. Man brachte deshalb die Schlämme, sobald sie von den Sanden getrennt waren, in großen Bottichen mit Cyankalilösung zusammen. Das Niedersetzen derselben verhütete man durch mechanische Rührvorrichtungen, die gleichzeitig eine innige Berührung aller Goldpartikel mit dem Cyankali und dadurch ihre schnelle Lösung bewirkten. Dann drückte man aus diesen Rührbottichen (agitor) Schlamm und Lösung in die Filterpressen.

Die großen Filterpressen haben 50 Rahmen zur Aufnahme der Schlämme, jeder 40/40 engl. Zoll; die Dicke der Kuchen betrug 3—3,5 Zoll, so daß eine solche Presse ungefähr 4,5 Tonnen

Schlämme (Trockengewicht) auf einmal fassen konnte: Die Leistungsfähigkeit einer Presse in dauerndem Betrieb können wir aus folgenden Angaben berechnen. Die Golden Horseshoe-Grube verarbeitete mit 10 solchen Pressen 6102 Tonnen Schlämme im Monat; pro Tag also 203 Tonnen im ganzen oder für jede Presse 20 Tonnen. Da nun eine Presse 4,5 Tonnen faßte, so mußte jede Presse in 24 Stunden fast fünfmal gefüllt und entleert werden²⁰⁾. Andere Gruben sollen 6 Pressen in 24 Stunden verarbeitet haben.

Die Schlämme waren am besten aufgeschlossen, und man erhält deshalb aus denselben eine höhere Extraktion wie aus den Sanden, und da ihre Verarbeitung bei Anwendung der Filterpressen gar keine Schwierigkeiten bot, so kam man zu der Einsicht, daß man doch am rationellsten verfährt, wenn man Erze, in denen das Gold sehr fein verteilt ist, ganz in Schlamm verwandelt. Dieser Prozeß wurde dann später in den englischsprechenden Ländern als „all sliming process“ bezeichnet.

Die Feinzerkleinerung nur in den Pochwerken durch Benutzung sehr feiner Siebe auszuführen schien nicht ratsam, denn dadurch wäre die Leistung der Pochwerke bedeutend vermindert worden. Man hätte also, um dieselbe Produktion zu ermöglichen, die Anzahl der Pochstempel bedeutend vermehren müssen, und die Kosten für eine solche Vergrößerung wären sehr erheblich gewesen. Dr. Diehl und Günther kamen da auf den Gedanken, die vom Grusonwerk in Magdeburg-Buckau konstruierten Griesmühlen (grit-or tube-mill) die man zur Feinzerkleinerung in anderen Industrien, namentlich zum Trockenmahlen in der Zementindustrie, schon früher benutzte in Kalgoorli einzuführen. Es sind große, lange Zylinder aus Schmiedeeisen, innen mit einem sehr harten Futter ausgekleidet, die sich meistens mit mäßiger Geschwindigkeit (rd. 20 Umdrehungen in der Minute) um ihre horizontale Längsachse drehen. Im Innern befinden sich mehrere Tonnen sehr harter Geröllstücke (Feuersteinknollen) die durch die Umdrehungen beständig herabfallen und, ganz ähnlich wie bei einer Kugelmühle, die Zerkleinerung bewirken. Länge und Durchmesser sind sehr verschieden; man geht bis auf 8 m Länge und 1,5 m Durchmesser.

Die Art der Verwendung der Griesmühle ist nun folgende: Das durch Steinbrecher vorzerkleinerte Erz gelangt in die Pochwerke, die ja nach dem Charakter des Erzes mit Sieben Nr. 12—20 bespannt sind. Das amal-

²⁰⁾ Donald Clark: Australian Mining and Metallurgy, 1904, S. 52.

gamierbare Gold fängt man — falls naß gepocht wird — auf Kupferplatten; die abfließende Trübe wird in Sande und Schlämme getrennt. Die Schlämme gehen direkt in die Rührbottiche, die Sande aber in die Griesmühle zur Feinzerkleinerung. Beim Verlassen der Griesmühle entzieht man der Trübe auf stoßenden Kupferplatten das durch die Feinzerkleinerung aufgeschlossene amalgamierbare Gold, trennt die etwa noch vorhandenen Sande, die nochmals in die Griesmühle gehen, und schickt die neuen Schlämme gleichfalls in die Rührbottiche. Pocht man trocken, wie es geschehen muß, wenn das Erz nachher geröstet werden soll, dann findet die Zerkleinerung nicht in Pochwerken, sondern meistens in Kugelmühlen statt. Das zerkleinerte Erz wird dann geröstet und nachher mit Cyankalilösung vermischt. Enthält dasselbe amalgamierbares Gold, so behandelt man es in Pfannen zur Gewinnung des Goldes und dann noch in Griesmühlen wie das naß gepochte Erz auf anderen Werken.

Über die Leistungen der Griesmühlen unterrichtet folgende Zahlentafel²¹⁾.

Klassierung	Waihi-Grube (Neuseeland)	
	vor Eintritt in die Griesmühle	bei Austritt aus der Griesmühle
auf 30 Sieb	5,32 Proz.	0,03 Proz.
durch 30 - 40 -	9,77 -	0,12 -
- 40 - 60 -	15,94 -	1,13 -
- 60 - 100 -	13,96 -	7,93 -
- 100 - 150 -	12,29 -	18,42 -
- 150	42,72 -	72,87 -

Klassierung	Guanajuato (Mexico)	
	vor Eintritt in die Griesmühle	bei Austritt aus der Griesmühle
auf 40 Sieb	11,2 Proz.	0,5 Proz.
durch 40 - 50 -	11,2 -	1,7 -
- 50 - 60 -	8,9 -	2,9 -
- 60 - 80 -	16,6 -	6,0 -
- 80 - 100 -	16,3 -	16,2 -
- 100 - 120 -	26,1 -	21,8 -
- 120 -	9,7 -	51,2 -

Es wurden auf der Waihi-Grube folgende Vorzüge der Griesmühle festgestellt:

1. Das Ausbringen war um 1,50 M pro Tonne höher.
2. Nach Einführung der Griesmühlen wurde mit den bisherigen Pochwerken eine um 36 Proz. größere Menge Erz verarbeitet.
3. Der Verbrauch an Sieben ist um 75 Proz. geringer, da die jetzt benutzten, gröberen Siebe weniger kosten und längere Zeit aushalten wie die früheren feinen Siebe.

²¹⁾ Min. Ind. XVI, S. 547 und 964.

4. Durch das feinere Aufschließen des Erzes wurde die Menge des amalgamierbaren Goldes um 5—7 Proz. erhöht.
5. Die Schlämme lassen sich leichter verarbeiten. Die Erniedrigung der Aufbereitungskosten beträgt 0,5 M, sodaß im ganzen eine Betriebskosten-Ersparnis von 2 M pro Tonne erzielt wird.

Um festzustellen, ob sich bei Naßverpochung nicht auch die Feinzerkleinerung auf Pfannen bewähren würde, wurden auf mehreren Gruben deshalb vergleichende Versuche durchgeführt. So verglich man auf der Ivanhoe-Grube bei Kalgoorli die Leistungsfähigkeit einer Griesmühle mit vier Pfannen und erhielt die folgenden Resultate:

	Feinheit des Erzes		
	vor der Feinzerkleinerung	nach der Feinzerkleinerung	
		bei Austritt aus der Griesmühle	aus der Pfanne
auf 40 Sieb	33 Proz.	—	—
- 60 -	45 -	8 Proz.	3 Proz.
- 100 -	17 -	27 -	30 -
- 150 -	3 -	19 -	23 -
durch 150 -	2 -	46 -	44 -

Die Griesmühle hatte nur eine Länge von 13,5 Fuß (rd. 4 m) und machte 30 Umdrehungen pro Minute; man glaubt, daß bei einer normalen Länge der Griesmühle 6—7 m die Resultate sich mehr zugunsten der Griesmühle ergeben haben würden. Die Pfannen hatten 5 Fuß Durchmesser und liefen gleichfalls mit 30 Umdrehungen. Die zur Drehung der Griesmühle und der 4 Pfannen notwendige Kraft war ziemlich gleich: je 22 Pferdekkräfte. Die Kosten wurden für die Griesmühle auf rd. 2,5 M, für die Pfanne auf rd. 2 M pro Tonne festgestellt²²⁾.

Auf der Aufbereitungsanstalt der Dolores-Grube in Chihuahua, Mexico, wurden ähnliche Versuche durchgeführt. Die Pfannen ergaben eine um 6,09 Proz. höhere Leistung, aber ihre Abnutzungskosten waren bedeutend höher, ihr Kraftverbrauch auch größer²³⁾, so daß man dort wie allgemein die Leistungen der Griesmühle als Feinzerkleinerungsapparat für besser hält als die der Pfanne.

Der Gebrauch der Griesmühle als Feinzerkleinerungsmaschine für Erz breitete sich von West-Australien über die ganze Welt aus, aber, während man sie im Kalgoorlidistrikt ursprünglich anwendete, weil man durch die Feinzerkleinerung eine bessere Extraktion des Goldes erhielt, wurde sie in anderen Gegenden hauptsächlich eingeführt, weil man

²²⁾ Schriftliche Mitteilung der Verwaltung.

²³⁾ Min. Ind. XVI, S. 965.

die Produktion der Pochwerke bedeutend erhöhte und ihre Aufstellung billiger war wie die Errichtung anderer Zerkleinerungsapparate. Man hat an den Griesmühlen kleinere Änderungen angebracht, so die Länge derselben vermindert, eine andere Art der Ausfütterung gefunden, die teuren Geröllstücke, die ursprünglich aus Grönland kamen, durch billigeres Material — so am Witwatersrand durch Gerölle aus den Goldlagerstätten selbst²⁴⁾ — ersetzt, aber ein besseres Prinzip hat man noch nicht gefunden.

Am Witwatersrand waren Mitte 1906 bereits 58 Griesmühlen auf 24 verschiedenen Gruben in Betrieb. Da man mit denselben auch für die Erze des Randes überall sehr günstige Resultate erzielte, so wurde ihre Zahl noch weiter vermehrt. Ende Dezember 1908 waren schon 117 im Betrieb²⁵⁾, und das South African Mining Journal gibt deren Zahl in der ersten Hälfte 1911 als 203 an.

Während die Leistung der Pochwerke vor Einführung der Griesmühlen wohl nirgends 4—5 Tonnen pro Pochstempel und 24 Stunden überschritten hatte, erreichte man nun bald 8,5 Tonnen. Auf der im Jahre 1911 gehaltenen Generalversammlung der General Mining and Finance Corporation berichtet der Vorsitzende G. Albu, daß man im letzten Jahre bereits auf 6 Gruben am Rand durchschnittlich Verpochungen von 10 Tonnen pro Stempel und 24 Stunden erzielt habe, und bei der neuesten Anlage auf der City Deep erwartet man sogar eine Leistung von 11 Tonnen²⁶⁾.

Auch für den Witwatersrand hat man die Einführung der Filterpressen vereinzelt empfohlen, aber man hat doch davon Abstand genommen, da der sog. Dekantationsprozeß für die Behandlung der dortigen Schlämme ein genügendes Resultat zu geben scheint. Die Verteilung des Goldes im Erz des Kalgoorlidistriktes ist ja auch völlig verschieden von der am Rand, wie wir aus den folgenden Angaben leicht ersehen werden.

Am Witwatersrand wurden im Jahre 1893 1 478 477 Unzen (à 31 g) gewonnen, davon entfielen auf²⁷⁾:

Amalgamation	1 056 383 Unzen	=	71,45	Proz.
Schlichgold	62 736	-	=	4,2
die Cyankalilaugung	304 498	-	=	20,6
andere Quellen	52 884	-		
Washgold	1 975	-		
		}	=	3,71

Im wesentlichen hat sich dies Verhältnis bis heute nicht sehr verändert, denn im Jahre

1908 wurden auf der Simmer- und Jack-Grube bei Johannesburg gewonnen²⁸⁾:

Durch Amalgamation		
im Pochwerk	54	Proz.
hinter der Griesmühle auf		
stoßenden Kupferplatten	14	-
		} 68
		Proz. der Gesamtgoldproduktion
Durch Cyankalilaugung		
aus Sanden	25	-
aus Schlämmen	7	-

Durch die Einführung der Griesmühle ist also hier die Amalgamation von 54 auf 68 Proz. erhöht worden, die Schlämme enthielten nur 7 Proz. des Gesamtgoldgehaltes,

Wie ganz anders ist die Verteilung des Goldes auf manchen Gruben im Kalgoorlidistrikt. Bei einem sulfidischen Erz, das einen Gehalt von 3,25 Unzen (97 g) pro Tonne hatte, gewann man:

		des Goldgehaltes
durch Amalgamation	11,62	Proz.
aus Schlichen	38,49	-
durch Cyankalilaugung		
aus Sanden	20,27	-
aus Schlämmen	29,62	-

bei einem Erz von 0,85 Unzen (26 g) Gehalt aber:

durch Amalgamation	0,88	Proz.
aus Schlichen	37,51	-
durch Cyankali		
aus Sanden	26,24	-
aus Schlämmen	29,62	-

Die Anwendung der Filterpresse für die Kalgoorlierze ergab verschiedene Vorteile außer der guten Goldextraktion. Zunächst ersparte man viel Wasser, da die ausgelauten und durch Einblasen von komprimierter Luft in die Filterpressen getrockneten Rückstände nur noch 15—20 Proz. Feuchtigkeit enthielten. Wasser war aber sehr teuer dort. Das aus den Gruben gepumpte Wasser enthielt so viel Salze, daß man es mit Soole bezeichnen konnte, und selbst dieses salzige Wasser kostete 5—6 s. pro Tausend Gallonen (zu 4,5 Liter) und an manchen Orten noch mehr. Für destilliertes Wasser, das man wegen des starken Salzgehaltes des gewöhnlichen Wassers zur Kesselspeisung usw. benutzen mußte, wurden 30 s. pro Tausend Gallonen bezahlt. Erst seit 1905 ist die große Wasserleitung fertig, welche die Regierung gebaut hat, um fast von der Küste das notwendige Süßwasser nach den Bergbaugebieten zu bringen, und da nun süßes Wasser nur noch 6 s für dieselbe Menge kostet, hat man die Benutzung des salzigen Wassers, die in der Aufbereitung viel Unzuträglichkeiten mit sich brachte, ganz aufgegeben. Um einen Begriff von der Kostspieligkeit des Wassers 1905 zu geben, will

²⁴⁾ Min. Ind. XVI, S. 960

²⁵⁾ Min. Ind. XVII, S. 446.

²⁶⁾ Min. Ind. XVIII, S. 365.

²⁷⁾ Min. Ind. III, S. 290.

²⁸⁾ Min. Ind. XVII, S. 447

ich die Ausgaben dafür auf der Great Boulder Proprietary-Grube anführen²⁹⁾.

	pro Tonne verarbeitetes Erz
Süßwasser (Kesselspeisung, Trinkwasser usw.)	3 s 4,18 d
Salzwasser	- 10,83 -
Reparaturen an Leitungen.	- 4,68 -
Summa	4 s 7,65 d = 4,65 M

Auf andern Gruben und namentlich kleineren sollen die Unkosten für Wasser bis zu 6 s pro Tonne Erz betragen haben.

Die Rückstände aus den Filterpressen waren leicht zu handhaben und zu transportieren, was gleichfalls von Wichtigkeit war, da die meisten Gruben und Aufbereitungsanstalten sehr wenig Raum für Haldensturz hatten.

Man hat in den allerletzten Jahren auch die Filterpressen noch verbessert und andere Systeme wie von Ridgeway, Merrill, Butters und viele andere konstruiert. Das erstere wurde lange Zeit auf der Great Boulder Proprietary studiert und probiert, und schließlich wurde eine große Neuanlage mit denselben ausgerüstet. Der Hauptvorteil des Ridgewayfilters soll darin bestehen, daß die einzelnen Abteilungen nur $1\frac{1}{4}$ — $1\frac{3}{8}$ engl. Zoll dick werden. Dadurch lassen sich dieselben leicht und schnell auswaschen, man soll in einzelnen Fällen diese Arbeit in einer Minute verrichtet haben, und die Betriebskosten sollen infolgedessen nur 4 d (0,33 M) betragen³⁰⁾. Damit würde denn der wichtigste Einwand gegen Einführung der Filterpressen fallen.

Die Verarbeitung der tellurhaltigen Sulfide in Kalgoorli war gleichfalls ein Problem, dessen Lösung viele Schwierigkeiten verursacht hatte. Chlorination, die man sonst wohl hätte anwenden können, war von vorneherein ausgeschlossen wegen des hohen Kalk- und Magnesiumgehaltes dieser sulfidischen Erze, denn man fand 7 Proz. Calciumcarbonat und beinahe 5 Proz. Magnesiumcarbonat³¹⁾.

Der Schwefelgehalt war nicht sehr hoch (3—7 Proz.), und der Tellurgehalt war sehr schwankend, da die reichen Tellurerze sich als feine Imprägnationen, häufig aber auch nesterartig einstellten.

Eine Analyse von typischem sulfidischen Erz ergab folgendes Resultat³²⁾:

Si O ₂	50	Proz.
Fe	10	-
Al ₂ O ₃	5—20	-
Mg O	2—5	-

²⁹⁾ Donald Clark: Australian Mining and Metallurgy, S. 5.

³⁰⁾ Min. Ind. XV, S. 408.

³¹⁾ Donald Clark: Austr. Min. and Met., S. 17.

³²⁾ A. James in Min. Ind. IX. S. 374.

S	3—7 Proz.
Cu	0,1—0,3 -
Zn	0,02 -
Sb	0,02 -
Te	0,1—0,3 -
Ca CO ₃	6—17 -
Pb }	Spur
As }	

Zwei Prozesse erwiesen sich nach vielen Versuchen als die zweckmäßigsten.

Bei dem ersten, den man dry crushing (Trockenzerkleinerung) nannte, wurde das Erz trocken zerkleinert, geröstet und dann mit Cyankali gelaugt. Wie überall, wo der Laugung eine Röstung vorausgehen muß, hängt eine gute Extraktion des Goldes von dem Gelingen der Röstung ab. Man hatte die in den Vereinigten Staaten erprobten Arten der Röstöfen wie die von Brown, Ropp und Holthoff-Wethey eingeführt. Alle diese Systeme haben mechanische Rührvorrichtungen, sind aber auch von sehr bedeutenden Dimensionen. Ein Holthoffofen hat eine Länge von 40 m, eine Breite von 4 m, konnte aber auch in Kalgoorli bis zu 60 Tonnen Erz in 24 Stunden abrösten.

Dann machte man Versuche mit dem Edwardsofen, einem System, das ich einige Jahre früher schon in Ballarat in Victoria in Anwendung gesehen hatte. Bei dem Edwardsofen kann man die Lage des Herdes und somit die Neigung der Herdsohle durch eine einfache Schraubenvorrichtung verändern, aber als sein größter Vorzug erwies sich der geringe Brennmaterialverbrauch, denn er soll in einzelnen Fällen nur 15 Proz. von dem Gewicht des gerösteten Erzes an Holz verbraucht haben³³⁾. In letzterer Zeit aber hat der Mertonofen auch vielfach Anwendung gefunden, gleichfalls ein australisches Ofensystem von geringeren Dimensionen wie die amerikanischen Öfen und guten Leistungen³⁴⁾.

Man erniedrigte auf diese Weise die Röstkosten auf 2 s 3 d bis 2 s 6 d (also 2,25—2,5 M³⁵⁾) pro Tonne. Man röstete in einem solchen Ofen 30—32 Tonnen in 24 Stunden von 3,1 Proz. Schwefelgehalt so gut ab, daß in dem gerösteten Gut nur noch 0,01 Proz. S vorhanden war, und man kann doch schon allgemein beim Rösten goldhaltiger Sulfide einen Restgehalt von 0,1 Proz. S bei dem allerdings kaum die Hälfte als Sulfid vorhanden sein darf, als genügend bezeichnen³⁶⁾.

Das zweite Verfahren zur Verarbeitung der sulfidischen Erze in Kalgoorli ist der sog. Diehlprozeß, genannt nach seinem Erfinder

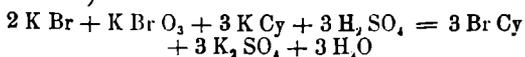
³³⁾ D. Clark: Aust. Min. and Met., S. 19.

³⁴⁾ D. Clark: Aust. Min. and Met., S. 21.

³⁵⁾ Min. Ind. XV, S. 406.

³⁶⁾ Rothwell in Min. Ind. IX, S. 365.

Dr. Diehl. Man pochte naß und entzog dann dem Erz die tellurhaltigen Sulfide durch Konzentration auf Herden; in Kalgoorli haben sich am besten die Wilfleyherde, eine Modifikation der Fruevanner, bewährt. Das Erz wurde mit Cyankalilösung ausgelaugt, ebenso die gerösteten Schliche. Nur setzte man dann Schwefelsäure und die Lösung eines Bromsalzes zu, das mit dem in der Lösung vorhandenen Cyankali sich zu Bromcyan umsetzte; diese Verbindung sollte eine stärkere Lösungsfähigkeit für Gold besitzen³⁷⁾:



Man durfte aber die bromhaltige Lösung nicht sofort bei Beginn der Laugung zusetzen, sondern mußte erst das Gold durch Cyankali lösen lassen, soweit es möglich war; erst dann durfte Brom zugesetzt werden, andernfalls wäre der Verbrauch an Brom zu groß gewesen.

Der Hauptvorteil des Diehlprozesses war der, daß man bei demselben nur die tellurhaltigen Sulfide, also 5–7 Proz. der ganzen Erzmenge, zu rösten brauchte, seine Nachteile, daß man alle Bottiche, in denen Brom zur Anwendung kam, hermetisch verschließen, ferner eine Lizenzgebühr an den Erfinder zahlen mußte. In den Betriebskosten hat sich wohl bei keinem der beiden Prozesse ein Unterschied ergeben, ebensowenig in der Goldextraktion.

Es würde natürlich nicht richtig sein, wenn man bei einem neuen Golderzvorkommen von vorneherein eine Feinzerkleinerung usw. planen wollte; sondern man muß stets zuerst durch ausgedehnte Versuche feststellen, wie das Gold in dem Erz verteilt ist, wie fein die Verteilung im einzelnen Falle ist, und ob man durch die Feinzerkleinerung eine höhere Extraktion erhält, die natürlich höher sein muß als die Kosten der Feinzerkleinerung betragen. Es gibt aber viele Fälle, wo man durch dieselbe ein besseres Ausbringen erzielt, und neigt ein Erz durch seine Beschaffenheit zur Schlamm bildung, denn wird sich vielleicht seine Behandlung in Filterpressen empfehlen. Schon die Vermehrung des amalgamierbaren Goldes ist ein großer Vorteil der Feinzerkleinerung, dann dieses läßt sich am leichtesten gewinnen und zeigt fast in allen Fällen einen höheren Feingehalt wie das durch die Laugung mit Cyankali gewonnene Gold.

II. Ist das in Metallsulfiden auftretende Gold flüchtig?

Gold schmilzt bei 1200°, nach neueren Untersuchungen von Calendar bei 1065°.

³⁷⁾ A. James in Min. Ind. XII, S. 181.

Wenig über diesen Schmelzpunkt erhitzt, verdampft das Gold, und es bildetsich ein gelbgrüner Dampf³⁸⁾. Im elektrischen Ofen läßt es sich leicht verflüchtigen. Moissan hat mit einem Strom von 350 Ampères und 110 Volt 60 g Gold in 6 Minuten verflüchtigt, mit einem Strom von 500 Ampères und 110 Volt 13,3 Proz. eines 450 g wiegenden Goldbarrens in 6½ Minuten³⁹⁾. Der erste, welcher Versuche über Goldverflüchtigung beim Rösten anstellte, war Plattner. Über die Resultate seiner Versuche sprach er sich folgendermaßen aus³⁹⁾:

„Da man nun bei Röstungen goldhaltiger „Erze und Hüttenprodukte im großen an „manchen Orten die Erfahrung gemacht haben „will, daß das Gold in bezug auf Flüchtigkeit „dieselbe Eigenschaft besitze wie das Silber, „so daß man bei diesem Prozesse bedeutende „Goldverluste, die nach von Tscheffkin „selbst bis zu 100 Prozent steigen sollen, er- „leiden würde, so habe ich darüber ebenfalls „Versuche vorgenommen. Ich habe sowohl „metallisches Gold in höchst fein verteiltem „Zustande als auch direkt dargestellte gold- „reiche Verbindungen von Schwefel- und „Arsenmetallen mit goldfreien Erzen und „andern Substanzen kürzere und längere Zeit, „sowie bei schwacher und starker Hitze ge- „röstet, bin aber dabei zu dem Resultat ge- „langt, daß nur in solchen Fällen ein Verlust „von Gold stattfindet, wenn die Röstung sehr „lebhaft betrieben wird und die flüchtigen „Röstprodukte in Gas- bzw. Dampf form feine „Goldteilchen mitfortreißen“.

Winkler habe, so fährt er fort, durch Versuche im kleinen gefunden, daß der Verlust an Gold beim Rösten goldhaltiger Gemenge nur gering sei.

Beim oxydierenden Rösten von Silbererzen konstatierte Plattner einen Verlust bis zu 18 Prozent, unter gewissen Umständen könne bei einer chlorierenden Röstung ein nicht unbedeutender Verlust an Silber durch Verflüchtigung stattfinden, aber er gibt für die Höhe dieses Verlustes keine Zahlen.

Ein Verlust von Gold beim chlorierenden Rösten von Golderzen ist dem Altmeister der Röstkunde scheinbar nicht aufgefallen oder bekannt geworden.

Der erste, welcher zahlenmäßig die Größe der Verflüchtigung des Goldes beim chlorierenden Rösten von gold- und silberhaltigen Schlichen nachwies, war Aaron im Jahre 1881⁴⁰⁾. Er kaufte näm-

³⁸⁾ Maclaren: Gold, 1908, S. 22.

³⁹⁾ Plattner: Die metallurgischen Röstprozesse. 1856, S. 126 u. 274.

⁴⁰⁾ Aaron: Leaching gold and silver ores 1881, S. 121 ff.

lich Schliche nach dem durch Proben festgestellten Halt an Gold und Silber und verarbeitete dieselben dann für seine eigene Rechnung. Des nicht unbedeutenden Silbergehaltes wegen wurden diese Schliche chlorierend geröstet.

Obleich der Halt der ausgelaugten Rückstände eigentlich auf ein gutes Ausbringen hinwies, war er doch genötigt, eine Differenz von 3000 Dollars aus seiner Tasche zu decken, weil die wirklich ausgebrachte Goldmenge um so viel unter dem durch die Proben festgestellten und bereits an die Verkäufer der Schliche ausbezahlten Edelmetallgehalt zurückblieb. Aaron machte alle möglichen Versuche, um den Grund für diesen Verlust zu finden, fand ihn aber schließlich nur zufällig. Als er nämlich bei seinen Versuchen einmal den Zug in den Röstöfen ganz abstellen ließ, traten Gase aus den Arbeitstüren und Luftlöchern des Ofens hinaus, und er beobachtete, daß sich an den Stellen des Ofenmauerwerks, wo die Gase austraten, ein gelber Ansatz gebildet hatte, der bei der Untersuchung sich als sehr reich an Gold erwies, während man beim Sichern desselben auf dem Sichertrog Gold nicht feststellen konnte.

Dann stellte er durch zwei Proben fest, von denen die eine ohne Salz, die andere mit einem Zusatz von 4 Proz. Salz geröstet wurde — des Versuchs wegen wurden die Proben sehr lange und bei sehr hoher Temperatur geröstet — daß die Probe, welche einen Zusatz von 4 Proz. Salz erhalten hatte, nach der Röstung nur halb soviel Gold enthielt als diejenige, welche ohne Zusatz von Salz, also nur oxydierend geröstet worden war.

Dann untersuchte er Ablagerungen, die sich in dem Rauchkanal, welcher zur Esse führt, gebildet hatten, und er fand, daß dieselben einen Halt von 600 Dollars pro Tonne ergaben, obgleich ihre Menge nur gering war. Das feine Material, der Staub, welcher sich in der Staubkammer abgesetzt hatte, enthielt kaum einen höheren Halt wie die verarbeiteten Schliche.

Nach weiteren Versuchen konnte Aaron auch ein Mittel zur Vermeidung des Goldverlustes angeben; wenn man nämlich die notwendige Salzmenge nicht gleich bei Beginn des Röstens zusetzte, sondern erst dann, wenn der Schlich schon beinahe tot geröstet war, so wurde der Goldverlust durch Verflüchtigung ziemlich unbedeutend. Man verhinderte so die Bildung von Chlorverbindungen des Goldes und erreichte doch eine genügende Chlorierung des Silbers.

Stetefeldt⁴¹⁾ fand beim chlorierenden Rösten von mexikanischen Golderzen einen Goldverlust von 42,8—93 Proz. und glaubte zunächst, daß die Verflüchtigung des Goldes verursacht wird durch Entweichen von Kupferchlorid, welches das Gold mit sich reiße. Als aber Butters später ein Erz röstete, dessen Gangart außer Quarz nur noch 7 Proz. Calcit und sehr wenig Pyrit enthielt, und das einen Halt von 0,65 (20 g) Unzen Gold und 5,55 (172 g) Unzen Silber pro Tonne zeigte, fand er beim oxydierenden Rösten keinen Verlust an Gold, wohl aber einen Verlust von 2—9 Proz. Silber. Setzte man aber 5 Proz. Salz zu, so hatte man einen Verlust von 68—85 Proz. Gold und 70—80 Proz. Silber. Vermehrt man den Zusatz von Salz auf 10 Proz., so wurde der Röstverlust nicht mehr vergrößert.

Dann beschäftigte sich S. B. Christy mit der Frage der Goldverflüchtigung⁴²⁾. Er wies darauf hin, daß zwar Gold erst bei 1050—1200° flüchtig sein solle, wenn man aber ein Stückchen Gold von der Größe eines Stecknadelkopfes vor der Lötrohrflamme auf einer Kapelle aus Knochenasche schmelze, so zeige sich um das Goldkörnchen herum in der Knochenasche ein purpurgefärbter Rand, der doch nur von verdampftem Golde herrühren könne.

In den Jahren 1881—1886 ließ Christy weitere Versuche ausführen. Die Röstdauer wurde verschieden lang genommen von 1½ bis 8½ Stunden und die Temperatur nur bis zur dunklen Rotglut gesteigert. Alle Vorichtsmaßregeln wurden angewendet, um Verluste zu vermeiden, so wurden die Röstscherben bedeckt, damit kein Verlust durch Dekrepitation entstehen könnte; das Erz wurde nicht umgerührt und nicht übermäßiger Zug angewendet. Beim oxydierenden Rösten konnte er aber keinen Goldverlust konstatieren, wohl aber einen Verlust von 2,09—3,85 Proz. Silber.

Um einmal festzustellen, welche Resultate im Großbetrieb damals auf einem Chlorinationswerk erzielt wurden, ließ er durch einen seiner Schüler Hayes auf einem der besten Werke dieser Art, dessen Namen er natürlich nicht nennen durfte, Proben nehmen. Die Röstöfen waren Flammöfen mit zwei Herden übereinander angeordnet. Die Schliche wurden 36 Stunden lang vor der Beschickung in den Ofen getrocknet. Die Zeitdauer des

⁴¹⁾ Transactions Amer. Inst. Min. Eng. XIV., S. 339. — Schnabel: Metallhüttenkunde. Band I., S. 832.

⁴²⁾ Transactions Amer. Inst. Min. Eng. XVII. — Eissler: Metallurgy of gold. 3. Aufl. 1891. S. 221.

Röstens betrug 33 Stunden, nach 27 Stunden wurden 22 Pfund Salz zugesetzt und das Gut noch 6 Stunden im Ofen gelassen; das Gewicht der Charge belief sich auf 2441 Pfund. Nach dem Rösten betrug das Gewicht 1873 Pfund, sodaß ein Gewichtsverlust von 23,27 Proz. stattgefunden hatte.

Der Rohschlich vor dem Rösten enthielt pro Tonne (5 Proben 4,536 Unzen (141 g) Gold, 19,884 Unzen (616 g) Silber pro Tonne.

Der geröstete Schlich enthielt (4 Proben) 2,98 Unzen (92 g) Gold, 18,583 Unzen (576 g) Silber pro Tonne. Unter Berücksichtigung des Gewichtsverlustes betrug der Röstverlust 49,58 Proz. Gold, 28,28 Proz. Silber.

In den Rückständen nach der Laugung befanden sich 22,65 Proz. Gold, 49,47 Proz. Silber.

Das wirkliche Ausbringen auf Rohschlich berechnet betrug also nur 27,77 Proz. Gold, 22,25 Proz. Silber.

Daß bei dem Betrieb dieses Werkes auf die Dauer ein derartig niedriges Ausbringen möglich gewesen sei, vermag ich nicht zu glauben, denn dann müßte jede Art Kontrolle gefehlt haben: Bei der von Hayes angestellten Probe muß alles geschehen sein, um die Verluste beim Rösten usw. möglichst groß zu erhalten, denn 6 Stunden vor dem Ziehen des Erzes aus dem Ofen das Salz zusetzen muß doch Anlaß zu großen Goldverlusten geben.

Egleston⁴³⁾ stellt bei einer chlorierenden Röstung gleichfalls einen Verlust an Gold durch Verflüchtigung fest, der je nach der Höhe der Temperatur und der Zeitdauer der Röstung 40—90 Proz. betrug. Bei Anwesenheit von Kupferchlorid sollte, ähnlich wie Stetefeldt festgestellt hatte, die Goldverflüchtigung am stärksten sein.

Beim Rösten von kupferhaltigen Gold-erzen mit 3 Proz. Salz erhielt er im Flammofen Verluste von 43—88,5 Proz., und bei einer Röstung im Muffelofen stiegen die Verluste sogar auf 86—93 Proz.; wahrscheinlich dauerte die Röstung im letzteren Falle sehr lang, und man benutzte hohe Temperaturen.

Bei 100° war Gold in einer Chlorgasatmosphäre sehr wenig flüchtig, die Flüchtigkeit steigerte sich dann bis zu 250°, nahm dann wieder ab und stieg dann von beginnender Rotglut stetig bis Weißglut⁴⁴⁾. Man kann also im allgemeinen sagen, daß der Goldverlust nur beim chlorierenden Rösten von pyritischen Erzen eintritt, daß derselbe um so größer wird, je länger die

Röstung dauert und je höher die Temperatur, die man zur Röstung braucht, gesteigert wird. Man kann dieselben nur vermeiden, wenn man das Salz möglichst spät zusetzt.

Aus meiner eigenen Praxis kann ich folgende Angaben über ermittelte Röstverluste machen: Anfang der Neunziger Jahre des vorigen Jahrhunderts wurden auf mehreren Werken in der Umgegend von Brad in Siebenbürgen Chlorinationsanlagen nach Munkel-Rottermund zur Verarbeitung von gold- und silberhaltigen Schlichen, aber auch von Kiesen errichtet. Dies Verfahren unterscheidet sich nur unwesentlich von dem ursprünglich von Plattner vorgeschlagenen. Man hatte bei früheren Versuchen ziemlich bedeutende Verluste festgestellt und dachte, daß man diese dadurch vermeiden könne, wenn man Entschwefelung und Chlorierung in zwei ganz voneinander getrennten Öfen vornehmen würde. Man entschwefelte die Schliche in einem Etagenofen, d. h. einem Flammofen, bei welchem die Herde statt nebeneinander übereinander liegen. War die Entschwefelung bis auf ca. 2 Proz. Schwefel vorgeschritten, so zog man die Schliche, ließ sie etwas abkühlen, brachte sie in den Muffelofen und setzte hier das erforderliche Salz zu. War nicht mehr genug Schwefel in dem Röstgut, so mengte man etwas Rohschlich zu. Die beim Rösten abziehenden Gase passierten einen Gay-Lussacurum, in dem sich Säure bilden sollte, und der etwa sich verflüchtigende Gold- und Silberverbindungen kondensieren sollte. Die darin gewonnene Säure sollte zu einer Zwischenlaugung der löslichen Verbindungen der gerösteten Schliche dienen.

Trotz dieses umständlichen und kostspieligen Röstprozesses — die Anwendung eines Muffelofens verursachte einen sehr hohen Brennmaterialverbrauch — stellten sich doch wieder recht bedeutende Röstverluste von 18 Proz. Gold und 35 Proz. Silber ein. Der geschilderte Kondensationsturm war vollständig wertlos, da sich im Rauchkanal hinter dem Turm an den Wandungen des Kanals Ansätze zeigten, die quantitativ wegen des starken Zuges nicht bedeutend sein konnten, auch nur 8 g Gold und 34 g Silber pro Tonne enthielten, sie zeigten aber, daß die sich verflüchtigenden Gold- und Silberverbindungen viel zu flüchtig waren, um sich auf diese Weise kondensieren zu lassen. Der feine Staub, welcher sich in der Staubkammer sammelte, zeigte keinen höheren Halt wie der Rohschlich. Es wurden Schliche von zwei Aufbereitungsanstalten Brad und Kristyor zusammengemischt und verarbeitet.

⁴³⁾ Trans. Am. Inst. Min. Eng., XX., S. 339. — Schnabel: Metallhüttenkunde. Band I. 1894. S. 832.

⁴⁴⁾ Trans. Am. Inst. Min., XVII., S. 26. — Schnabel: Metallhüttenkunde. Bd. I. 1894. S. 832.

Über die Zusammensetzung des Schliches vor und nach dem Rüsten liegen folgende Analysen vor:

	Brader Rohschlich	Kristyorer Rohschlich
SiO ₂	8,59 Proz.	6,59 Proz.
S	47,04 -	44,86 -
Cu	Spur -	0,10 -
Pb	-	1,20 -
Zn	0,14 -	2,12 -
Fe	40,78 -	39,76 -
Ca	0,50 -	0,14 -
As	0,46 -	0,25 -

Der Halt schwankte von 28 g Gold und 120 g Silber bis 35 g Gold und 150 g Silber pro Tonne.

Die Analyse eines im Etagenofen oxydierend, im Muffelofen chlorierend gerösteten Schliches ergab folgendes Resultat⁴⁵⁾:

In Wasser löslich		lösliche Salze	
S	1,83 als Sulfat,	NaCl	2,53
Cl	2,19	Na ₂ S(⁰)	5,42
Na	2,80	CuSO ₄	2,38
Ca	0,70	Fe ₂ Cl ₂	0,21
Fe	0,07	ZnCl ₂	0,86
Zn	0,41	CuCl ₂	0,13
Cu	0,06	PbSO ₄	0,03
Pb	0,02		

In Wasser unlöslich		Unlösliche Salze und Oxyd	
S	0,32 { 0,25 als Sulfat 0,07 als Sulfid	Cu ₂ S, FeS ₂	0,11
Cl	Spur	PbSO ₄	0,09
Fe	46,41	ZnO	0,7
Zn	0,55	Fe ₂ O ₃	66,3
Cu	0,06	As ₂ O ₃	Spur
As	0,11	AgCl	0,018
Ag	0,0134	Au	0,0038
Au	0,0038	SiO ₂	16,66
SiO ₂	16,66		

Der hohe Gehalt an S in dem gerösteten Schlich läßt schon vermuten, daß die Röstung eine sehr wenig befriedigende war, und dürfte auch das Ausbringen nicht gut gewesen sein.

Da die Anwendung des Muffelofens einen sehr hohen Brennmaterialverbrauch bedingte und trotzdem keine besseren Resultate lieferte, so wurde der Muffelofen ausgeschaltet und der Röstprozeß im Etagenofen durchgeführt. Man setzte das Salz auf der untersten Etage zu, dasselbe blieb also nicht zu lange im Ofen, und hierdurch gelang es, den Röstverlust auf 5,7 Proz. Gold und 8,7 Proz. Silber zu erniedrigen.

Es wurden zu dieser Bestimmung 90 Tonnen Rohschlich verwendet, die nach dem Trocknen 85,437 Tonnen wogen.

85,437 Tonnen Rohschlich enthielten 28 g Gold und 121,7 g Silber pro Tonne, 67,805 Tonnen gerösteter Schlich enthielten 33,25 g Gold und 139,9 g Silber pro Tonne.

Die Gewichts-differenz beim Rüsten betrug also 17,63 Tonnen oder 20,6 Proz.

Zur Fällung des Goldes wurde zuerst Ferrosulfat benutzt, aber wie überall, wo man dieses Fällmittel anwendet, dauert es sehr lange, ehe sich das Gold niedersetzt, und man benutzte deshalb später Eisenkies, der etwas angerüstet wurde. Die Fällung des Goldes ging sehr gut vonstatten, nur hatte dies Verfahren den Nachteil, daß man den angereicherten Pyrit zur Einlösung an ein Hüttenwerk schicken mußte, und dieser Übelstand hätte sich bei Anwendung von Holzkohle vermeiden lassen.

Es wurden vergleichende Versuche durchgeführt über die Einwirkung von Kochsalzlaugung und Natriumhyposulfid, die zur Silberlaugung bestimmt waren, auf das mit dem Silber zusammen auftretende Gold.

Eine 20-proz. Kochsalzlösung löste bei der ersten Silberlaugung, die der Chlorlaugung auf Gold vorausging — es folgte eine zweite Laugung für Silber nach Entfernung des Goldes —

24,13 Proz. Silber und 0,86 Proz. Gold, während eine Hyposulfidlösung von 2^o Be¹ 32,39 Proz. Silber und 15,27 Proz. Gold löste.

Bei der Entwicklung des Chlors aus Chlorkalk und Schwefelsäure bildeten sich Niederschläge, die hauptsächlich aus Calciumsulfat bestanden und die Laugung sehr störten. Deshalb wurden Versuche durchgeführt, ob nicht Salzsäure vorzuziehen sei.

Es wurde einmal Blechgold in ganz feinen Stückchen, das andere Mal poröses Feingold, wie es beim Scheiden fällt, benutzt. Jedes wurde mit einer Lösung von 100 ccm einer 1-proz. Schwefelsäurelösung und 100 ccm einer 1-proz. Chlorkalklösung und mit einer 1,2-proz. Salzsäurelösung statt der Schwefelsäure in Berührung gebracht.

Bei dem Versuch mit der Schwefelsäure hatte sich nach 90 Stunden von dem porösen Gold 38,08 Proz., von dem Blechgold 47,84 Proz., nach 142 Stunden 65,52 bzw. 80,45, nach 12 Tagen 88 bzw. 96,25 Proz., und erst nach 13 Tagen hatte sich alles aufgelöst.

Bei Anwendung der Salzsäurelösung hatte sich nach 24 Stunden 83,93 bzw. 54,44 Proz. und nach 48 Stunden alles Gold gelöst. Mir scheint es, daß der Calciumsulfatniederschlag im ersten Fall das Eindringen der Chlorkalklösung in die Poren des schwammartigen Goldes verhindert und dadurch die Lösung verlangsamt habe.

Röstverluste bei tellurhaltigen Erzen.

Die bisher angeführten Röstverluste entstanden bei der Verarbeitung von Schlichen

⁴⁵⁾ Berichte des damaligen Betriebschemikers Groß an die Direktion.

und Erzen, die Sulfide in Verbindung mit Gold und Silber enthielten, aber keine Tellurverbindungen.

Der erste, welcher einen Röstverlust bei Verarbeitung von tellurhaltigen Gold- und Silbererzen zahlenmäßig mitteilte, war G. Kustel⁴⁶⁾. Er schreibt darüber, daß nicht alle, sondern nur einige Tellurverbindungen schon bei sehr niedriger Hitze Gold verlieren, und zwar bis zu 20 Proz. ihres ursprünglichen Haltes, und dieser Verlust werde nicht durch den Zug des Röstofens verursacht, sondern durch Verflüchtigung. Er macht auf die Bildung von Schwammgold aufmerksam, wenn man Petzit, der 24,8 Proz. Gold und 40,6 Proz. Silber enthielt, auf 323° Fahrenheit erhitzte. Sonst schmelze Gold doch erst bei 1200° und in diesem Fall bei so niedriger Hitze. Setze man Salz beim Rösten von tellurhaltigen Erzen zu, so verflüchtige sich Chlortellur in Menge und hierdurch könne auch der Goldverlust verursacht werden. Bei einem Versuch hatte er des hohen Silbergehalts wegen 4 Proz. Salz zugesetzt und schon nach 2 Stunden, noch ehe die Temperatur Rotglut erreicht hatte, mußte er einen Goldverlust von 8 Proz. feststellen.

Es ist sehr sehr schwierig, zuverlässige Angaben aus dem Betrieb über die Röstung von tellurhaltigen Erzen oder Schlichen zu erhalten. So hieß es über die Verarbeitung der Cripple Creekerze, daß nur derjenige, der nicht vertraut wäre mit den modernen Prozessen zur Verarbeitung von tellurhaltigen Erzen, von einer Verflüchtigung des Goldes reden könne, in Wirklichkeit wären etwaige Verluste, wenn sie vorkämen, nur mechanische. Argall erklärt dann, daß er die Verarbeitung von ca. 100000 Tonnen solcher Erze beobachtet habe, und hierbei habe er nur einen geringen Verlust an Gold feststellen können; man müsse nur die Temperatur beim Rösten niedrig halten⁴⁷⁾. Diese Forderung ist an und für sich sehr richtig, aber auf der andern Seite muß doch die Temperatur so hoch sein, daß die Sulfide vollständig zersetzt werden und bei einer guten Röstung darf doch, wie schon erwähnt, nicht mehr wie 0,1 Proz. S in dem Erz bleiben.

Auch in Kalgoorli wollte niemand von einem Goldverlust bei dem Rösten der dortigen Tellurerze etwas wissen, forschte man aber weiter, ob spezielle Versuche und Beobachtungen für diese Behauptung durchgeführt seien, dann erfuhr man, daß dies

nicht der Fall sei, aber trotzdem wären Verluste ihrer Überzeugung nach unmöglich.

W. Evan Simpson gab in dem schon früher erwähnten Aufsatz dieser Ansicht Ausdruck, als er schrieb, daß das schädliche Element, das Tellur, schon im Anfang des Röstprozesses unter günstigen Umständen (er meint wohl niedrige Temperatur) entfernt werde, deshalb sei der Verlust an Gold, wenn überhaupt ein solcher existierte, so gering, daß er durch die Probe nicht einmal festgestellt werden könnte!

Endlich entschlossen sich einzelne Verwaltungen in Kalgoorli dazu, die entsprechenden Versuche durchzuführen und die Verwaltung der Ivanhoe und die der Golden Horseshoe teilten mir ihre Resultate mit.

Die Ivanhoe hatte Schliche und sog. Tellurerz dieser Probe unterworfen.

Die Schliche hatten vor dem Rösten einen Halt von 3,53 Unzen pro Tonne, nach dem Rösten 4,23 Unzen, der Gewichtsverlust beim Rösten betrug 16,6 Proz. Das Tellurerz enthielt vor dem Rösten 1,80 Unze, nach demselben 1,87. Der Gewichtsverlust betrug 4,23 Proz.

Man kann also hier keinen Verlust konstatieren und darf wohl annehmen, daß sich sehr wenig Tellur in den Schlichen und dem sog. Tellurerz befand, wie sich denn die Ivanhoe durch ziemlich gleichmäßiges Erz auszeichnet, in welchem reiche Telluranbrüche selten auftreten.

Auf der Horseshoe liegen die Verhältnisse ganz anders. Hier wurden namentlich auf dem Gang Nr. 4 stellenweise sehr reiche Anbrüche gefunden, in denen ganze Nester von reichen Tellurerzen sich fanden. Diese Reicherze und die gleichfalls sehr reichen Schliche wurden auch längere Zeit nicht auf der Grube verarbeitet, sondern nach Hüttenwerken, sei es in Freemantle bei Perth in West-Australien, sei es nach Dapto in Neusüdwales geschickt.

Von der Verwaltung der Horseshoe wurden Röstversuche mit feinen und groben Schlichen und mit reichem, sulfidischem Erz (tellurhaltig) durchgeführt.

Die folgende Tabelle gibt die bei diesen Versuchen erhaltenen Resultate:

	Halt vor dem Rösten in Unzen	Halt nach dem Rösten in Unzen	Gewichts- verlust b. Rösten in Proz.
Feine Schliche	5,15 (160 g)	5,00 (155 g)	18,7
grobe Schliche	4,15 (129 g)	4,00 (124 g)	20,7
sulfidisches Erz	4,25 (131 g)	4,15 (129 g)	6,4

Die Verwaltung der Horseshoe-grube und A. Montgomery⁴⁸⁾ be-

⁴⁶⁾ G. Kustel: Roasting of gold and silver ores. 1880. S. 57.

⁴⁷⁾ Min. Ind. VI, S, 372.

⁴⁸⁾ A. Montgomery: Losses in the treat-

rechnen hieraus nun einen Röstverlust von 2,9, 3,6 und 2,37 Proz., indem sie die Differenz im Halt des Erzes vor und nach dem Rösten ihrer Berechnung zugrunde legen. Daß diese Berechnung grundfalsch ist, liegt auf der Hand, wenn wir folgende Betrachtung anstellen:

Hundert Tonnen feine Schliche enthielten nach der Probe vor dem Rösten 515 Unzen Gold. Da diese hundert Tonnen durch das Rösten eine Gewichtsabnahme von 18,7 Proz. erfuhren, so blieben nach dem Rösten nur noch 81,3 Tonnen. Diese 81,3 Tonnen müßten also, wenn kein Goldverlust einträte, ebenfalls 515 Unzen Gold enthalten; sie enthielten aber nur 5 Unzen pro Tonne oder $81,3 \text{ mal } 5 = 406,5$ Unzen. Durch das Rösten ist also ein Goldverlust von $515 - 406,5$ oder 108,5 Unzen eingetreten, und dieser Verlust entspricht fast 21,5 Proz. des ursprünglich in den hundert Tonnen enthaltenen Goldes. Bei den groben Schlichen berechnet sich auf diese Weise der Verlust auf 23,56 Proz. und beim sulfidischen Erz auf 8,6 Proz.

Obleich diese Röstung der Tellurerze auf der Horseshoe nur eine oxydierende sein sollte, so ist es doch nicht ausgeschlossen, daß es in gewissem Maße eine chlorierende wurde, und vielleicht rührt daher der starke Goldverlust. Die Horseshoe gehörte zu denjenigen Gruben, auf denen das Erz naß gepocht wurde, die Schliche wurden auf Wilfleyherden konzentriert. Da mir die Resultate der Versuche anfangs 1905 mitgeteilt wurden, so sind die Versuche zu einer Zeit durchgeführt, wo man das stark salzhaltige Wasser zur Naßzerkleinerung benutzte. Es ist also im höchsten Grade wahrscheinlich, daß beim Trocknen der Erze und Schliche für die spätere Röstung ein gewisser Salzgehalt aus dem Wasser zurückblieb und so die Röstung zu einer chlorierenden machte.

Beim Schmelzen von Gold sind gleichfalls Verluste durch Verflüchtigung konstatiert worden, die in früherer Zeit der Unehrlichkeit der in der Münze angestellten Beamten zugeschrieben wurden.

So erzählt ein alter Kalifornier in der Frankfurter Zeitung vom 23. April 1909, daß man einige Zeit nach der Entdeckung der Goldfelder in Kalifornien in San Francisco eine Münze erbaut habe. Da man nun bald eine große Differenz zwischen der in die Münze eingelieferten Goldmenge und den abgelieferten Goldbarren feststellte, so wurde

der erste Leiter der Münze unter dem Verdachte der Unehrlichkeit entlassen. Als bei einer gelegentlichen Reinigung der Münze nach einigen Jahren auch der Staub, welcher sich auf dem Dach der Münze abgelagert hatte, untersucht wurde, fand man in demselben eine nicht unbeträchtliche Menge Goldes, die doch nur durch Verflüchtigung beim Schmelzen des Rohgoldes dorthin gelangt sein konnte.

Die beim Schmelzen von Gold entstehenden Verluste sind in den letzteren Jahren durch T. R. Rose⁴⁹⁾ quantitativ bestimmt worden. Nach Versuchen im kleinen beträgt beim Schmelzen von Goldbarren der Goldverlust 2‰ pro Stunde bei 1200° und einer Tiegelcharge von 1200 Unzen = 37 kg. Ein über die Oberfläche des geschmolzenen Metalls streichender Luftzug steigert die Verflüchtigung in hohem Grade. Auch die Verunreinigungen im Rohgold verursachten größere Verluste, da sie beim Schmelzen weggingen und Kupfer und Gold mit sich rissen.

Verflüchtigtes Gold wird teilweise gleichzeitig kondensiert und metallisch fest, teilweise durch die Ofengase als feiner Staub fortgeführt. Wo der Luftstrom an einen festen Körper stößt, setzt sich etwas von dem Golde ab, doch gelingt es wohl schwer, alles Gold wieder zu sammeln.

In den Öfen der Londoner Münze sind die Ziegel der Essen von niedergeschlagenem Golde purpur gefärbt eine Probe von 103 Unzen = 3,2 kg, die kürzlich von dem an der Innenseite angesammelten Staub gewonnen wurde, ergab einen Halt von 1,30 Proz. Gold.

In der Münze zu Sydney fand man vor einigen Jahren, daß der von der Schornsteinkappe des Schmelzgdagens gewonnene Kehrriech 1,46 Proz. Gold und 6,06 Proz. Silber enthielt.

Es ist klar, daß etwas von dem verflüchtigten Golde als uneinbringlicher Verlust in die Luft geführt wird, aber durch passende Vorrichtungen kann man doch einen Teil dieses Verlustes retten. So hat man in einigen Münzen jetzt Sammelkammern an die Essen der Schmelzöfen gebaut. In Philadelphia hat die Erbauung einer solchen Kammer \$ 900 gekostet, und nach 6 Monaten hat man daraus Gold im Werte von \$ 4500 schon erhalten; es ergibt dies beinahe 1 Unze auf 10000 Unzen geschmolzenes Gold.

Im großen und ganzen schätzte Rose den Verlust auf weniger wie $0,1\text{‰}$ bei einer

ment of rich tellurides. Min. Journ. London. 11. März 1903.

⁴⁹⁾ T. R. Rose: Verflüchtigung des Goldes. Osterr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 1907, S. 501.

Schmelzcharge von 1200 Unzen. Aber dieser Verlust entspricht \approx 100 bei einer Schmelzung von einer Million \pounds oder 2000 Mark bei 20 Millionen Mark.

Da nun die Goldproduktion des Jahres 1909 fast 460 Millionen Dollars oder 1932 Millionen Mark betrug und man wohl annehmen darf, daß die Gesamtproduktion mindestens einmal umgeschmolzen wird, so sind es bedeutende Summen, die durch die Verflüchtigung des Goldes verloren gegangen sind und noch gehen!

III. Ist das in Metallsulfiden auftretende Gold chemisch gebunden oder nur mechanisch damit vermengt?

Über diese Frage ist lange und viel gestritten worden. Pošepny⁵⁰⁾ sagt, er sei durch das Studium der Verarbeitung der goldhaltigen Erze in Pochwerken zu der Überzeugung gekommen, daß das Gold nur mechanisch von den Sulfiden umschlossen sei; auch Melville Atwood sei durch das mikroskopische Studium der Schliche und anderen Aufbereitungsprodukte von Goldgruben in Kalifornien und Nevada zu demselben Resultat gekommen.

L. Janin jr.⁵¹⁾ meint, daß Gold als Schwefelverbindung gar nicht in Frage kommen könne, denn dies sei eine äußerst unbeständige Verbindung; es sei metallisch vorhanden, aber in den meisten Fällen nicht durch die ganze Masse der Sulfide gleichmäßig verteilt, sondern es finde sich nur auf der Oberfläche der einzelnen Pyritpartikel und auf Spalten.

Zum Beweis hierfür führt er die mikroskopischen Untersuchungen an, welche Professor Morton mit goldhaltigen Pyriten durchgeführt hatte. Morton nahm, so erzählt Janin, zu diesen Proben sehr reiche Schliche von einer Grube bei Redding und behandelte dieselben 168 Stunden lang mit einer 0,2 Proz. starken Cyankalilösung. Dann stellte er fest, daß das Gold vollständig ausgelaugt sei, er fand aber hierbei, daß die Schliche, wenn man dieselben mit bloßem Auge betrachtete, keinerlei Veränderung in ihrer Form und in ihrem Aussehen zeigten. Als man diese Proben aber unter das Mikroskop brachte, konnte man zwar an der Form der Krystalle im ganzen auch keine Veränderung wahrnehmen, aber bei genauerer Betrachtung bemerkte er auf den Flächen der Krystalle dunkle Linien, die kurz und einander parallel waren. Bei Anwendung

einer starken Vergrößerung fand er, daß die seitlichen Begrenzungen jener Linien nach der Tiefe hin ganz zellig erschienen. Da dieselben vor der Laugung nicht bemerkt wurden, sondern erst nach derselben zur Erscheinung kamen, so findet er für sie keine andere Erklärung, als daß sie mit Gold ausgefüllt gewesen sein müßten. Die Cyankalilösung habe zuerst das an der Oberfläche befindliche Gold in Lösung gebracht und sei dann auf den so entstehenden kleinen Rissen und Spalten immer tiefer eingedrungen, bis alles Gold aufgelöst war.

W. Mietzsche⁵²⁾ untersuchte goldführende Sulfide aus dem Orenburger Gouvernement in Rußland und fand, daß gut ausgebildete Pyritkrystalle nach ihrer völligen Verwitterung in der Mitte ein Goldkörnchen enthielten, das meistens Krystallflächen besaß. Zeigte das Eisenkiesstückchen aber unregelmäßige Ausbildung, oder geschah die Zersetzung nicht gleichmäßig nach dem Innern fortschreitend, dann bildeten sich im Innern mehrere Goldkörnchen von unregelmäßiger Form.

Auf der Chlorinationsanlage in der Nähe von Brad in Siebenbürgen habe ich oft Eisenkies vor dem Rösten auf dem Scheidtrog gesichert, konnte aber auf diese Weise in dem Schlich freies Gold nicht nachweisen. Nahm man aber dann die abgerösteten Schliche in den Scheidtrog, so zeigte sich freies Gold, das meistens mit einem rotbraunen Häutchen von Eisenoxyd überzogen war. Bei anhaltendem Schütteln auf dem Scheidtrog wurde dieses Häutchen völlig abgerieben.

Da also in dem gerösteten Schlich das Gold in gediegenem Zustand, also frei zu sein scheint, so konnte man glauben, daß die Gewinnung dieses Goldes durch Amalgamation nun möglich wäre, und es wurde deshalb probeweise eine solche in großen Mörsern, wie sie zum Ausstoßen von Freigolderzen — Gold-erze, die sichtbares Gold führten — benutzt wurden, durchgeführt; dieselbe ergab jedoch ein sehr schlechtes Resultat. Zum Gelingen der Amalgamation in solchen Fällen bedarf es der Anwendung von Pfannen, in denen eine starke, dauernde Reibung des Goldes zur Zerstörung der das Gold umhüllenden und die Amalgamation störenden Unreinheiten, vielleicht unter Zuhilfenahme einer schwachen Cyankalilösung stattfindet, wodurch dann die Amalgamation befördert wird.

So wurde in Brad⁵³⁾ gerösteter Schlich mit 44 g Gold und 124 g Silber pro Tonne

⁵⁰⁾ Pošepny: Archiv für praktische Geologie, I, 1880, S. 249 u. f.

⁵¹⁾ L. Janin jr.: The cyanide process in Minn. Ind. 1892, S. 249.

⁵²⁾ Mietzsche: Z. f. prakt. Geol. 1896, S. 279.

⁵³⁾ Mitteilung der Verwaltung.

in Pfannen der Amalgamation unterworfen, und man erhielt das erstmal eine Extraktion von 56,8 Proz. Gold und 60 Proz. Silber und beim zweiten Versuch eine solche von 62,5 Proz. Gold und 64,17 Proz. Silber.

Auch auf einzelnen Gruben des Kalgoorli-distriktes, wo das sulfidische Erz trocken zerkleinert, gerüstet und dann mit einer schwachen Cyankalilösung vermischt wurde, geschah die Gewinnung des amalgamierbaren Goldes in Pfannen, und zwar gewann man auf diese Weise vor allem das in den Erzen enthaltene gröbere Gold, das bei der folgenden Laugung mit Cyankalilösung zu seiner Auflösung längere Zeit benötigt und die Dauer der Laugung bedeutend verlängert haben würde.

Durch das feinere Aufschließen der Gold-erze, wie es jetzt an sehr vielen Orten durch Verwendung der Griesmühlen ausgeführt wird, ist die Menge des durch Amalgamation gewinnbaren Goldes bedeutend vermehrt worden; und dies ist doch nur dadurch zu erklären, daß die einzelnen Goldkörnchen von dem Ganggestein oder auch von den Sulfiden umhüllt waren, und daß eben diese Hülle die Amalgamation verhindert. Durch die Feinzerkleinerung wird diese Hülle nun zerstört und das Gold, welches auf diese Weise für die Einwirkung des Quecksilbers frei geworden ist, wird nunmehr amalgamiert.

In der Mineral-Industry⁵⁴⁾ werden einige Beispiele angeführt, welche zeigen, in welcher bedeutenden Weise unter günstigen Umständen, wenn nämlich das Gold sehr fein in dem Ganggestein verteilt ist, die Feinzerkleinerung die Menge des amalgamierbaren Goldes erhöht hat.

Auf einem Werk in Korea hat sich die Amalgamation um 50 Proz. verbessert.

Denny⁵⁴⁾ bewies, daß auf der Meyer- und Charltongrube und auf der New Goch bei Johannesburg nach Einführung der Feinzerkleinerung in Griesmühlen die gröberen Erzteilchen, welche auf einem 60 Sieb blieben, kaum eine Einwirkung durch Amalgamation erlitten. Wurden aber diese groben Teile weiter aufgeschlossen, so ließen sich bei einer Korngröße 60—100 57 Proz., bei einer solchen von 100—150 78,3 Proz. und bei Korngröße 150—200 sogar 83 Proz. des darin enthaltenen Goldes amalgamieren.

Caldecott⁵⁴⁾ zeigte, daß auf der Robinson Deep, einer ebenfalls am Witwatersrand gelegenen Grube, der größte Teil des durch die Amalgamation gewonnenen Goldes von dem

in dem feinen gut aufgeschlossenen Erz enthaltenen Gold herrühre.

An ein Vorkommen des Goldes als Schwefelgold in den Sulfiden wird wohl kaum jemand heute noch glauben, denn unter anderm hat Janin, wie schon erwähnt, darauf hingewiesen, daß Schwefelgold eine äußerst unbeständige Verbindung ist.

Wir dürfen also wohl behaupten, daß das Schlichgold mechanisch mit den Sulfiden vermenget, gleichsam von ihnen umhüllt ist, aber auch bei dieser Annahme gibt es noch verschiedene Ansichten.

Die einen, als deren Vertreter Janin zu betrachten ist, nehmen an, daß das Gold nur auf den Spaltflächen niedergeschlagen sei; doch bin ich der Ansicht, daß man, falls dies richtig wäre, bei genügender Vergrößerung die bis jetzt nur nach der Auslaugung mit Cyankalilösung konstatierten dunklen Linien auch vor der Laugung, also noch mit Gold ausgefüllt, würde feststellen können.

Weinschenk⁵⁵⁾ glaubt, daß das Gold in den Sulfiden ganz außerordentlich fein, also intermolekular verteilt sei, und daß dasselbe erst beim Umwittern und Rösten sich zu größeren Teilchen zusammenschlüsse. Mietzsch's Untersuchungen scheinen auf diese Ansicht hinzudeuten.

Andere glauben an eine im ganzen unregelmäßige Verteilung des Goldes in den Sulfiden, ähnlich wie bei der Verteilung des Goldes im Quarz, die also nicht auf die Spaltflächen beschränkt bleibt, sondern sich durch die ganze Masse des Pyrits erstrecken kann, so daß die einzelnen Goldteilchen von den Sulfiden umhüllt auftreten.

Letztere Ansicht scheint mir, wie die Vorgänge bei der Feinzerkleinerung der goldhaltigen Erze beweisen, am wahrscheinlichsten.

IV. Alluvialgold.

Wie schon in der Einleitung auseinandergesetzt, kam früher der größere Teil der jährlichen Goldproduktion von der Verarbeitung der goldhaltigen Sande, die man auch Seifen nennt. Als Erklärung für die Entstehung des Goldes in den Seifen wurde die gegeben, daß diese Seifen und das in ihnen enthaltene Gold von der Zerstörung goldhaltiger primärer Lagerstätten durch die Erosion herrührten.

Zuerst machten Fachleute in Australien, wo die Gewinnung der großen Mengen Waschgolds in den östlichen Provinzen eine rege wirtschaftliche Entwicklung veranlaßt hatte, Beobachtungen, die sie zu Zweifeln an der

⁵⁴⁾ Min. Ind., XIV, S. 271.

⁵⁵⁾ Mündliche Mitteilung.

allgemeinen und ausschließlichen Gültigkeit dieser Entstehungsart des Seifengoldes führten. Diese Zweifel stützten sich zunächst auf die von Daintree ganz zufällig gemachte Entdeckung, daß organische Substanzen imstande waren, das Gold aus einer Goldchloridlösung zu fällen⁵⁶⁾.

Wilkinson veröffentlichte schon 1866 seine „Theory of the formation of gold nuggets in drift“ und wies darin nach, daß gleichfalls Pyrit Gold fällen könne, und zwar soll es ihm gelungen sein bei einem Versuch, das Gold in der warzenförmigen Beschaffenheit, wie es sich häufig bei dem Waschgold findet, auf einem Stückchen Pyrit niederzuschlagen⁵⁶⁾.

Cosmo Newberry stellte 1868 Selwyn als den Urheber der neuen Theorie hin⁵⁷⁾, daß das Waschgold auch durch Fällung von Gold aus goldhaltigen Lösungen entstanden sein könne, oder daß wenigstens die Goldteilchen, welche man in den Seifen finde, und die in ihren Anfängen ja von der Zerstörung goldhaltiger Gänge herrühren können, durch die Fällung von Gold aus Lösungen vergrößert worden seien. Als Beweise dafür führt er an, daß man öfters Gold in Seifen gefunden habe, die entweder sehr weit von goldhaltigen Gängen entfernt lagen, oder in deren Nähe überhaupt keine Gänge zu finden waren. Auch im Sande, der manchmal über dem gröberen Geröll lagere, habe sich Gold gefunden, und das wäre doch eine Unmöglichkeit, wenn alle diese Teilchen jemals durch Wasser in Bewegung gesetzt worden seien; denn dann müßte sich das Gold wegen seines hohen spezifischen Gewichtes ganz unten ablageren.

In Victoria kämen die größten nuggets, welche man gefunden habe, aus dem westlichen Teile der Kolonie, wo große Basaltdurchbrüche stattgefunden hätten, welche teilweise sogar die goldhaltigen Ablagerungen bedeckt hätten; im Osten und Westen hingegen, wo der Basalt fehle, seien die einzelnen Goldpartikel sehr klein, und Stücke von mehr wie eine Unze (31 g) Gewicht seien eine Seltenheit. Dies könnte man aber leicht erklären, wenn man annehme, daß die Lösungen, welche zur Zeit der Basaltausbrüche oder auch nach denselben dort in den Sanden zirkuliert hätten, thermaler Natur gewesen seien.

Später gelang es Newberry⁵⁸⁾, Gold nachzuweisen in schlammigen Ablagerungen, die sich in den abgebauten Teilen einer Grube gesammelt hatten, im Kesselstein einer Grube

bei Maryborough in Victoria, die Grubenwasser zur Kesselspeisung benutzte, und in Grubenhölzern, die lange Jahre in den Gruben sich befunden hatten. Zu diesen Versuchen hatte man Grubenholz genommen, das ganz gesund war, nur der äußerste Rand war ungefähr einen Zoll tief zersetzt, und es fanden sich Risse im Holz, die stets eine eisenhaltige, tonige Masse enthielten. Man nahm also zu den Proben nur die ganz gesunden Teile des Holzes und solche, die frei von Rissen waren. Fast in allen konnte man Gold durch die Feuerprobe nachweisen, dabei soll der äußere, weiche Teil des Holzes zehnmal mehr Gold wie der innere feste Kern gegeben haben.

Daintree⁵⁹⁾ hatte schon früher in einer Seife Teile eines Baumstammes gefunden, in dessen Fasern sich Pyrit abgelagert hatte, und dieser Pyrit war goldhaltig; man könne also daraus schließen, daß Pyrit und Gold in einer Lösung sich befunden haben mußten, aus der sich beide gleichzeitig oder nacheinander in den Fasern des Holzes niederschlagen konnten.

T. Egleston⁶⁰⁾ veröffentlichte 1881 das Resultat seiner ausgedehnten Versuche, die er untenommen hatte, um die Löslichkeit des Goldes in verschiedenen Lösungen nachzuweisen.

Bei den Schwefelalkalien fand er, daß Schwefelkalium und Schwefelnatrium sowohl bei gewöhnlicher Temperatur als auch, wenn sie auf 150—180° C erhitzt wurden, Gold auflösen, Schwefelammonium hingegen gab in der Kälte keine Reaktion, wohl aber, wenn seine Lösung mehrere Stunden lang auf 145—180° erhitzt wurde.

Lösungen von Magnesiumchlorid, Natriumsulfat und Kupfersulfat geben weder bei gewöhnlicher noch bei erhöhter Temperatur eine Reaktion, selbst nachdem man sie drei Monate lang auf Schwammgold hatte einwirken lassen.

Eine Lösung von Kochsalz, Ammoniumsulfat, Ammoniumchlorid, Chlor- und Bromkali wirkten bei gewöhnlicher Temperatur nicht auf Gold, wurde die Lösung von Bromkali mehrere Stunden auf 150—200° C erhitzt, dann zeigte sie eine starke Goldreaktion.

Eine Chlornatriumlösung, der man einige Tropfen Salpetersäure zugesetzt hatte, wirkte stark löslich auf Gold und ebenso eine solche von Ammoniumnitrat — das im Handel verkäufliche Salz enthält als Verunreinigung etwas Ammoniumchlorid —; in beiden Fällen entwickelte sich Chlor, das dann Goldchlorid bildete.

⁵⁶⁾ Warnford Lock: Practical gold-mining. 1889, S. 14.

⁵⁷⁾ Warnford Lock: a. a. O., S. 14.

⁵⁸⁾ Warnford Lock: a. a. O., S. 41 u. f.

⁵⁹⁾ Warnford Lock: a. a. O., S. 53.

⁶⁰⁾ Warnford Lock: a. a. O., S. 39.

Dölter⁶¹⁾ zeigte, daß Gold in einer Lösung von 10 Proz. Natriumcarbonat löslich sei, nachdem dieselbe 564 Stunden lang auf 200—250 ° C in verschlossenen Röhren erhitzt worden war; jedoch löste sich nur 1,22 Proz. Gold.

Die Löslichkeit des Goldes, namentlich in verdünnten Cyanverbindungen, welche von Mac Arthur und Forrest zur Gewinnung von Gold aus seinen Erzen 1890 in die Praxis eingeführt wurde, ist sehr bedeutend, aber in der Natur ist das Vorkommen von Cyanverbindungen auf goldhaltigen Lagerstätten noch nicht bekannt.

Ein Selengehalt der Golderze ist namentlich in der letzten Zeit häufig nachgewiesen, und man hat der Selensäure eine Löslichkeit des Goldes zugeschrieben, auf die schon Mitscherlich 1827 aufmerksam gemacht haben soll⁶²⁾.

Die von Victor Lenher⁶³⁾ vor einigen Jahren ausgeführten Versuche zeigten aber, daß Blattgold in der Kälte durch mäßig konzentrierte, vollkommen halogenfreie Selensäure nicht angegriffen wird. Dagegen löst sich Gold in heißer konzentrierter Selensäure, und zwar beginnt die Einwirkung bei ca. 230 ° und soll bei ca. 300 ° am stärksten sein. Kleinere Stückchen Gold wurden ebenso leicht und annähernd bei derselben Temperatur gelöst.

In den letzten Jahren hat die Löslichkeit des Goldes in Lösungen, die Ferrisulfat enthielten, bei der Erklärung der Bildung und Zersetzung von goldhaltigen Lagerstätten eine bedeutende Rolle gespielt. Nach E. Cohen⁶⁴⁾ soll H. Wurtz zuerst darauf aufmerksam gemacht haben, daß feinverteiltes Gold in Eisenchlorid und schwefelsaurem Eisenoxid löslich sei.

Don war der erste, welcher in seiner Arbeit, „The genesis of certain auriferous lodes⁶⁵⁾“ nachwies, indem er zu seinen Lösungen 1—20 g Ferrichlorid und Ferrisulfat auf ein Liter Wasser benutzte und diese Lösung auf metallisches Gold und goldhaltigen Pyrit einwirken ließ, daß bei gewöhnlicher Temperatur und bei gewöhnlichem Druck selbst nach mehreren

Monaten gar kein Gold gelöst wurde. Auch ich habe eine Lösung, welche 1 Proz. Ferrisulfat enthielt, einen Monat lang auf fein verteiltes Gold einwirken lassen, konnte aber nach dieser Zeit keine Reaktion auf Gold in der Lösung wahrnehmen. Man darf wohl behaupten, daß Gold in vielerlei Substanzen löslich ist, am besten aber wohl in chlorhaltiger Flüssigkeit.

Daß aber alle Bedingungen zur Bildung von Chlor im Ausgehenden von goldhaltigen Lagerstätten erfüllt sind, darauf wies auch Don hin⁶⁵⁾. Bei der Zersetzung des Pyrits bildet sich auch freie Schwefelsäure, im Ausgehenden von sehr vielen Lagerstätten finden sich die höheren Oxyde des Mangan, und Chlornatrium dürfte, sich auch fast überall nachweisen lassen. Im Kalgoorlidistrikt z. B. enthält das Wasser bis zu 20 Proz. feste Bestandteile; eine Wasserprobe von der Great Boulder Proprietarygrube enthielt⁶⁶⁾

Natriumchlorid . . .	11,164 Proz.
Magnesiumchlorid . . .	1,425 -
Calciumsulfat . . .	0,462 -
Calciumcarbonat . . .	0,422 -
	<hr/>
	13,473 Proz.

feste Bestandteile.

Požepný⁶⁷⁾ wies schon auf einen fast überall verbreiteten Chlorgehalt des Wassers hin.

Auf der Mammothgrube⁶⁸⁾ im Pinal County, Arizona, enthält Grubenwasser 5 grains Salz pro Gallone (0,3 g in 4½ Liter), Quellwasser aus der dortigen Gegend sogar die doppelte Menge.

Walter P. Jenney⁶⁹⁾ unterwarf ein sehr reiches Erz von Cripple Creek in Colorado der Laugung mit einer Lösung, die Ferrisulfat, Chlornatrium und etwas freie Schwefelsäure enthielt. Da das Erz Psilomelan führte, so konnte sich Chlor leicht entwickeln. Es lösten sich 99,91 Proz. des Goldes, die auf einem bituminösen Schiefer niedergeschlagen wurden.

Einen interessanten Beweis für die Löslichkeit des Goldes erbrachte Lungwitz⁷⁰⁾. Er nahm Bäume, die auf sekundären goldhaltigen Lagerstätten in British Guyana gewachsen waren, befreite dieselben von Rinde und Bastholz, zerschnitt sie in passende Stücke und verbrannte diese Stücke auf blanken Eisenblechen. Die Asche wurde auf Gold

⁶¹⁾ Tschermak: Mineral. Mitteilungen X, S. 329.

⁶²⁾ Hintze: Handbuch der Mineralogie 1904, Band I, S. 238.

⁶³⁾ Nach Journ. Am. Chem. Soc. 24, S. 354, zitiert nach Centralblatt für Chemie 1902, I.

⁶⁴⁾ E. Cohen: Über die Entstehung des Seifengoldes. Separatabdruck aus den Mitteilungen des naturwissenschaftlichen Vereins für Neuvorpommern und Rügen 1887, S. 7.

⁶⁵⁾ Trans. Americ. Inst. Min. Eng. vol. XXVII S. 365.

⁶⁶⁾ Donald Clark.: Australian Mining and Metallurgy S. 5.

⁶⁷⁾ Požepný: Archiv für prakt. Geologie I, 1880, S. 226.

⁶⁸⁾ T. A. Rickard: The formation of bonanzas in the upper portions of gold veins. Trans. Am. Inst. Min. Eng. XXXI, S. 198.

⁶⁹⁾ Trans. Am. Ind. Min. Eng. XXXIII, S. 471.

⁷⁰⁾ Z. f. prakt. Geol. 1900, S. 71.

probiert, und zwar wurden jedesmal zu einer Probe 100 g Asche genommen. Die der Wurzel naheliegenden Stammstücke enthielten Gold im Werte von 40 bis 140 Pfennigen pro Tonne Holz-asche, und Stammstücke nahe den Ästen ergaben sogar 140 bis 460 Pfennige Gold pro Tonne Asche. Er verwendete nur das Holz von sehr harten Bäumen, sog. Eisenholz, bei weichen Holzarten konnte er einen Goldgehalt nur qualitativ nachweisen. An und für sich ist dieser Goldgehalt ja nicht bedeutend, aber wenn er vorhanden ist, so beweist er, daß goldhaltige Lösungen sogar in die Zellen der Pflanzen, also überallhin eindringen können.

Die Richtigkeit der Lungwitzschen Versuche wurde bald stark in Zweifel gezogen. F. W. Voit⁷¹⁾ gab diesen Zweifeln Ausdruck und bestritt den Goldgehalt der Asche, da Kolbeck in Freiberg und Dubois die Lungwitzschen Versuche wiederholt und keinerlei Goldgehalt in der Asche solcher Bäume hätten feststellen können. Lungwitz habe einen Goldgehalt wohl nur durch mangelhafte Vorsichtsmaßregeln bei der Vornahme der Probe gefunden.

Um endgültig festzustellen, ob diese Lungwitzschen Versuche richtig seien, hat G. B. Harrison, der Regierungsgeologe der Britischen Kolonie British Guyana einen nach Beck sehr sorgfältigen Kontrollversuch angestellt⁷²⁾.

„Ein Stammstück eines auf dem goldhaltigen Aplit von Omai gewachsenen Baumes (sog. Eisenholzbaumes) wurde sorgfältig gereinigt, seiner Endabschnitte beraubt und in Rindenschicht (18 Proz. des ganzen Stammes) sowie Innenholzschiebt zerlegt. Beide Teile wurden in neuen Muffeln und in einem Ofen, der nie zu Goldproben benutzt worden war, getrennt verascht. Die Rinde ergab 4,78 Proz., das Holz 0,67 Proz. ihres Gewichts an Asche. Die Rinden-asche enthielt 0,06 g pro Tonne, die Holz-asche in verschiedenen Proben 0,42 bis 0,6 g Gold pro Tonne“

Die Lungwitzschen Versuche scheinen also doch durch diesen Harrison-schen Kontrollversuch bestätigt. Als Gründe für die Behauptung, das Seifengold sei aus goldhaltigen, in den Geröllen zirkulierenden Gewässern niedergeschlagen, wurden von den Anhängern dieser Theorie hauptsächlich folgende angeführt:

1. Solch große Stücke gediegenen Goldes (nuggets), wie man auf Seifen

gefunden, habe man auf Gängen nicht angetroffen.

2. Das auf Seifen gewonnene Gold besitze einen höheren Feingehalt wie das von primären Lagerstätten her-rührende.

3. Berggold habe meistens eine krystallisierte oder krystallinische Form, seine Farbe sei glänzend, während das Seifengold warzenförmige Gestalt zeige, seine Farbe sei matt oder wie geätzt.

Die größten Goldklumpen, welche in Seifen gefunden wurden, waren⁷³⁾:

1853 der nugget vom						
Kanadischen Tal . .	61	kg schwer	} in	Australien		
1858 der Welcome . .	83,58	-				
1869 der Welcome						
Stranger	86	-				

Der größte im Ural gefundene Goldklumpen wog 36 kg⁷⁴⁾. Kleinere nuggets kommen fast in jeder Seife vor.

Um zu beweisen, daß auch ähnliche Mengen Goldes auf Gängen vorgekommen sind, wollen wir folgende Beispiele anführen:

J. G. Newberry⁷⁴⁾: erwähnt, daß man auf der Monumentalgrube in der Sierra Butters, Kalifornien Gold im Gewicht von 43 kg angetroffen habe, ursprünglich habe die Masse sogar 63 kg betragen. Im November 1891 war ich Augenzeuge, als auf der Muszarigrube bei Brad in Siebenbürgen an der Scharung des Karpin- und Claraganges ein Goldnest von 57,7 kg gefunden wurde. Franzenau, der damals im Auftrag der Ungarischen Regierung den Goldfund besichtigte, beschrieb denselben, wenn ich mich richtig besinnen kann in der Ungarischen Geologischen Zeitschrift, wie folgt:

„Einzelne der Stücke waren aus etwas ins Grünliche spielenden, moosartigen Aggregaten von kaum 1/20 mm großen Krystallen zusammengesetzt. Das Vorkommen war so reich, daß bei der Ausbeutung die Zerkleinerung durch Meißel vorgenommen werden mußte. Die Goldkrystalle zeigten hauptsächlich die Flächen des Oktaeders in Kombination mit denen des Hexaeders, und zwar in der Form des sog. Mittelkrystalls. Zwischen diesen waren hin und wieder Markasit und sehr kleine dunkle Sphaleritkrystalle vorhanden. Andere Stücke bestanden aus schwarzem Quarz, der ganz mit Freigold überzogen war. Bei solchen Stücken war das Gold selten blechförmig ausgebildet. Interessant war eine anscheinend aus Markasit zusammengesetzte Niere, die zerbrochen aus einer 5 mm starken Markasitrinde bestand und

⁷¹⁾ Zeitschrift der Deutschen Geologischen Gesellschaft 1908, S. 116.

⁷²⁾ Beck: Lehre von den Erzlagern, III. Aufl., Bd. 2, S. 482.

⁷³⁾ T. A. Coghlan: The seven colonies of Australia 1901—1902, S. 946.

⁷⁴⁾ Lock: Practical. Gold mining 1889, S. 52.

„in ihrer Hölhlung ebenfalls schwarzen, scharfkantigen Quarz barg. Die Fugen zwischen den Quarzteilen wie auch zwischen diesen und der Markasitrinde waren mit Goldblättchen ausgefüllt. Einzelne Stücke wurden auf ihren Halt an Gold untersucht. So lieferte ein Stück von 4,656 kg 3,029 kg Gold oder 65,7 Proz; ein anderes kleineres Stück lieferte sogar 79 Proz. Gold.“

Es unterliegt wohl keinem Zweifel, daß, wenn dieser Teil der Gänge, in welchem das Goldnest gefunden wurde, durch Erosion an die Oberfläche gelangt wäre, aus demselben ein ziemlich bedeutender Nugget hätte entstehen können, nachdem die Sulfide durch Oxydation entfernt und durch das Aufeinanderstoßen der groben Geröllstücke im Flußlauf das Gold zusammengeschiedet worden wäre.

Maclaren⁷⁵⁾ erwähnt als größte Menge Quarzgold, welche in Australien gefunden worden sei, die vom Hillendgoldfeld in Neusüdwales. Ihr Gewicht betrug 630 engl. Pfund oder 285,4 kg im Werte von 240000 Mark. Nehmen wir an, daß das Gold einen Feingehalt von 900 gehabt hätte, dann wäre ein kg Gold 2400 Mark wert gewesen. In dieser Menge, die einen Wert von 240000 M gehabt haben soll, wären also 100 kg Gold enthalten, oder die Menge des Goldes repräsentierte 32 Proz. vom Gewicht des ganzen Klumpens.

Daß das in Seifen vorkommende Gold einen höheren Feingehalt habe wie Quarzgold ist zwar häufig behauptet worden, aber die meistens als Beweis angeführten Zahlen lassen kaum einen Vergleich zu, da sich dieselben auf Seifen- und Berggold aus ganz verschiedenen Distrikten beziehen.

Ich habe nur zwei Angaben gefunden, die einen Vergleich zwischen Waschgold und Quarzgold von derselben Lagerstätte zulassen.

Auf der New Golden Gategrube⁷⁶⁾ bei Mathinna in Tasmanien hat man folgende Feinheitsgehalte festgestellt:

Waschgold	953,5
Quarzgold von der Oberfläche bis zur 360-Fußsohle	900,5—955
Quarzgold von der 1100- und 1200-Fußsohle	825,5—850

Vermutlich beziehen sich die Angaben über das Quarzgold auf solches, welches durch Amalgamation gewonnen wurde.

R. E. Browne⁷⁷⁾ veröffentlicht dann eine Zusammenstellung, nach welcher der Feingehalt des Seifengoldes von 800 verschiedenen

Punkten in Kalifornien 890, von 200 verschiedenen Gängen 820 betragen hätte.

An einem Orte (Rubygrube) war es ihm möglich, Quarz- und Seifengold von ein und derselben Lagerstätte zu vergleichen. Das Seifengold zeigte hier 898, das Quarzgold 865 Feingehalt, der Unterschied war also nicht sehr erheblich.

Bei diesen Untersuchungen machte er die Wahrnehmung, daß der Feingehalt des Seifengoldes abhängig war von der Größe der Goldkörner.

Ein größerer Goldklumpen von 6 kg hatte einen Feingehalt von	849
Körner von mehr als 300 g Gewicht	860
Die feinsten Körnchen und Flitterchen	910

Der durchschnittliche Feingehalt betrug 873

Sodann wurde von Hoffmann⁷⁷⁾ in der Red Pointseife die Beobachtung gemacht, daß an solchen Stellen, wo Wasser durch die Ablagerungen sickert, das Gold einen höheren Feingehalt besitze wie sonst. Als Erklärung dafür wurde angegeben, daß das natürliche Gold in Berührung mit Luft und Wasser durch Oxydation und Auslaugung der unedlen Metalle eine Reinigung erfährt. Diese Oxydation könnte sich aber doch nur auf die Oberfläche der Körner erstrecken und wenig nach dem Innern hin fortschreiten, deshalb zeigten die dickeren Körner einen geringeren Feingehalt.

Es läßt sich nicht bestreiten, daß Goldklumpen in Seifen angetroffen worden sind, bei denen man es sofort sieht, daß sie eine abgerundete Form haben, wie sie nur durch Rollen, Stoßen und Reiben mit andern Geröllstücken in einem Flußbett entstanden sein kann. Ob die Abrundung durch die großen Geröllstücke oder den feinen Sand, wie neuerdings geltend gemacht wird, herbeigeführt wurde, läßt sich zunächst noch nicht entscheiden.

Sehr häufig findet man das Gold auf Seifen auch mit allerlei Zacken und Ecken, deren Vorhandensein gegen eine längere Zeit dauernde Bewegung in Geröllen spricht. Auch die Farbe ist häufig verschieden von der des Berggoldes. Die Engländer und Amerikaner nennen diesen Charakter *frosted* und *Pošepny*⁷⁸⁾ hat es mit *matte* oder *angätzt* bezeichnet. Dieser Ausdruck scheint mir sehr passend, denn es fehlt der spiegelnde Glanz des Freigoldes, wie man es beim Quarzgold findet. Eine ähnliche matte Farbe findet man, wenn man Gold aus seinen Lösungen auf Sulfiden ausfällt. Daß wirklich goldhaltige Lösungen in den Sand- und Geröllablagerungen und auch auf den

⁷⁵⁾ Maclaren: Gold, S. 346.

⁷⁶⁾ Maclaren: Gold, S. 382.

⁷⁷⁾ Z. f. prakt. Geol. 1895, S. 292.

⁷⁸⁾ Pošepny: Archiv für prakt. Geologie, Band 2, 1895, S. 482.

primären Lagerstätten zirkulieren können, läßt sich durch den in verschiedenen Wassern nachgewiesenen Goldgehalt beweisen.

So teilte Sueß⁷⁹⁾ mit, daß sich in den Quellen von Karlsbad Gold in Spuren nachweisen lasse. In den heißen Quellen von Taupo und Neuseeland wurde von Liversidge goldhaltiger Pyrit in einem vermoderten Holzstück festgestellt⁷⁹⁾.

Im Kieselsinter des Bassins von Steamboat Springs zeigen sich Metallsulfide⁸⁰⁾. Ein von Metastibnit (Sb_2S_3) rot gefärbtes Sinterstück im Gewicht von 3403 g enthielt unter anderm 0,0034 g Gold und 0,0012 g Silber.

Maclaren⁸¹⁾ erwähnt, daß die vadosen Wasser vom Comstockgang 4,1528 mg Gold und 188,0912 mg Silber, die in der Tiefe angefahrenen aber nur 0,298 mg Gold und 2,920 mg Silber pro Tonne Wasser führten.

Von den Boulder Hot Springs in Montana⁸²⁾, die aus dem Granit kommen — in nicht allzuweiter Entfernung soll sich ein Kontakt mit Andesiten befinden — ist durch Weed nachgewiesen, daß dieselben schmale Gänge gebildet haben, deren Ausfüllung aus Chalcedon und Stilbit mit Einschlüssen von Granit und Calcit bestehen.

	Gold	Silber pro Tonne
Diese weiße Calcitfüllung zeigte	1,55 g	12,4 g
Der umgewandelte Granit zu beiden Seiten des Ganges	Spur	12,4 g
Die jaspisähnliche Gangaufüllung	„	1,55 g

Liversidge⁸³⁾ fand, nachdem Sonstadt⁸³⁾ im Jahre 1872 das Vorhandensein von Gold im Seewasser überhaupt zuerst nachgewiesen hatte, an der Küste von Neusüdwales im Meerwasser einen Halt von 0,5 bis 1 grain (0,03—0,06 g) Gold pro Tonne Wasser, Don⁸⁴⁾ an der Küste von Neuseeland nur 0,07 grain (0,004 g). Da man nun annehmen mußte, nachdem Gold im Seewasser durch verschiedene Forscher nachgewiesen war, daß der Goldgehalt sich in den Ablagerungen, welche durch Verdunstung des Seewassers, sei es in früheren Perioden oder in der neueren Zeit gebildet sind, in konzentrierterem Maße finden müsse, so wurden solche Ablagerungen mehrfach untersucht.

Don⁸⁴⁾ untersuchte rezente Meeresablagerungen an der Küste Neuseelands, Lungwitz⁸⁵⁾ solche aus den Salzablagerungen Staßfurts, beide konnten aber keine Spur

Gold darin entdecken. Liversidge⁸⁵⁾ will hingegen einen Goldgehalt in Sylvin, Carnallit und Chilesalpeter nachgewiesen haben. Quantitativ hat Munster⁸⁵⁾ im festem Rückstand des Seewassers im Christianiafjord in Norwegen 5—6 mg Gold und 19—20 mg Silber, Wagoner⁸⁵⁾ in der Bucht von San Francisco 11 mg Gold und 169,5 mg Silber pro Tonne nachgewiesen.

Jedenfalls bedarf es noch der Aufklärung, in welcher Verbindung das Gold im Seewasser auftritt. Von den Gegnern der Theorie, daß Seifengold durch Ausscheidung aus goldhaltigen Lösungen entstanden oder gewachsen sei, wurden hauptsächlich drei Gründe angeführt⁸⁶⁾:

1. Alle goldhaltigen Sandablagerungen finden sich tiefer, d. h. weiter talabwärts wie die Gänge, welche das Gold für die Seifen geliefert haben; die Gänge können allerdings durch spätere Erosion ganz verschwunden sein. Je näher die Sandablagerungen sich den Gängen befinden, um so größer sind die Stücke des in ihnen abgelagerten Goldes, je weiter davon entfernt, um so kleiner werden die einzelnen Goldkörner.

2. Sehr häufig findet man an den Goldklumpen noch Überreste von Quarz, und Quarz ist doch der häufigste Begleiter des Goldes auf Gängen.

3. Das Gold der Seifen findet sich nie in Krystallen, sonder nur in abgerundeter oder eckiger Form.

Gegen die Richtigkeit der ersten beiden Punkte läßt sich nichts einwenden, der dritte kann aber nur für einzelne Gegenden richtig sein und darf nicht generalisiert werden. Ich habe selbst auf australischen Seifen Goldkrystalle gefunden, und außerdem kann man ziemlich häufig an Goldklumpen die Abdrücke von Krystallen beobachten, ohne daß es möglich wäre, die Krystallform des früheren Krystalls feststellen zu können.

Ernst Maier⁸⁷⁾ sagt über die Goldseifen des Amgungebietes in Sibirien, daß die Form des sibirischen Waschgoldes eine unregelmäßige sei, zuweilen findet man abgerollte Krystalle. Gold mit Quarz verwachsen finde sich nicht selten, häufig kämen aber auch Goldklumpen vor, welche die Gestalt der herausgefallenen Quarzkrystalle mit den feinsten Details im Abdruck zeigten.

Hieraus sehen wir, daß Gold verhältnismäßig leicht löslich ist, aber auch leicht aus seinen Lösungen gefällt werden kann. Wenn wir nun auch die Resultate der modernen

⁷⁹⁾ Beck: a. a. O., Band 2, S. 58.

⁸⁰⁾ Beck: S. 60.

⁸¹⁾ Maclaren: Gold, S. 524.

⁸²⁾ Weed: (Annual Report United States Geological Survey, XXI pt 11.

⁸³⁾ Maclaren: a. a. O., S. 41.

⁸⁴⁾ Don: a. a. O.

⁸⁵⁾ Maclaren: a. a. O., S. 39.

⁸⁶⁾ Lock: a. a. O., S. 53.

⁸⁷⁾ Z. f. prakt. Geol. 1906, S. 101.

Lagerstättenforschung berücksichtigen, die meines Erachtens unzweifelhaft beweisen, daß in den der Oberfläche naheliegenden Teilen der Erzlagerstätten eine Umwandlung und Umlagerung der ursprünglichen Erze durch Lösungs- und Fällungsvorgänge stattgefunden hat, und auf die ich im nächsten Abschnitt zurückkommen werde, dann erscheint mir der Standpunkt von E. Cohen ⁸⁸⁾ und von Elterlein ⁸⁹⁾, die eine Beteiligung solcher Lösungsvorgänge an der Bildung von sekundären Goldlagerstätten fast ganz in Abrede stellen, doch nicht mehr haltbar.

Allerdings stimme ich mit ihnen darin überein, daß ein Unterschied im Feingehalt des Seifen- und Berggoldes bis jetzt noch nicht mit Sicherheit nachzuweisen ist, zumal bei den Angaben über den Feingehalt des Berggoldes bisher fast vollständig unberücksichtigt gelassen worden ist, durch welchen Prozeß das Gold gewonnen worden ist.

Das durch Chlorination gewonnene Gold zeigt den höchsten Feingehalt, dann folgt das durch Amalgamation gewonnene Gold, während das durch Cyanalkalilaugung gewonnene Gold den niedrigsten Feingehalt zeigt.

Wie bedeutend der Unterschied sein kann, zeigt Krusch ⁹⁰⁾, indem er mitteilt, daß das Pochwerksgold der drei Gruben Horseshoe, Ivanhoe und Great Boulder Proprietary bei Kalgoorli in Westaustralien im Jahre 1902 einen Feingehalt von 927, das Cyanidgold hingegen nur von 744 gehabt habe.

V. Ist die für Erzlagerstätten allgemein angewendete Dreizoneneinteilung auch auf die Goldlagerstätten anwendbar?

August Breithaupt ⁹¹⁾, der scharfsinnige Beobachter, bezeichnet mit Gangformation eine kleine Gruppe von in Gängen gewöhnlich zusammen vorkommenden Mineralien, welche in der Art ihrer Vergesellschaftung einen auszeichnenden Charakter annimmt.

Er nennt eine derselben edle Quarzformation ⁹²⁾, weil die ihr wesentlich angehörenden Kiese durch ihren stärkeren Gehalt an Gold und Silber vor den Kiesen anderer Formationen ausgezeichnet sind. Von

dieser edlen Formation trennt er eine andere, welcher die gold- und silberhaltigen Tellurminerale den edlen Charakter geben ⁹³⁾.

Ich möchte diese beiden Formationen als Hauptgruppen der primären Goldlagerstätten, nämlich eine pyritische Goldquarz- und eine Tellurgoldformation bestehen lassen und denselben nur noch die Gruppe der goldhaltigen Lager anreihen. Letztere haben in den Goldlagerstätten am Witwatersrand in Südafrika ihren Hauptvertreter, und diese hat sich durch die Größe ihrer Goldproduktion in den letzten Jahren besonders ausgezeichnet. In ihrem Verhalten über Goldführung und Verwitterung der obersten Zone zeigen diese Lager des Witwatersrandes eine überraschende Übereinstimmung mit den auf Gängen angetroffenen Erscheinungen.

Man unterschied nun bei Gängen einen primären und sekundären Teufenunterschied, in letzter Zeit wird diese Unterscheidung nicht mehr auf Gänge beschränkt ⁹⁴⁾, sondern Krusch wendet dieselbe auf Lagerstätten aller Art an.

Der primäre Teufenunterschied besteht nach von Groddeck ⁹⁵⁾ in einem Wechsel der Gangarten, oder was häufiger, der für primär zu haltenden geschwefelten Erze, der sekundäre Teufenunterschied aber darin, daß an Stelle der geschwefelten Erze infolge der verändernden Einwirkung der Atmosphären oder sonstiger, von Tage hinzukommender Stoffe, oxydische Erze, Chlor-, Brom- und Jodverbindungen oder auch gediegene Metalle getreten sind.

Krusch ⁹⁴⁾ nennt primären Teufenunterschied die ursprünglichen Änderungen des Inhalts der Lagerstätten, die bei normalen Lagerungsverhältnissen hauptsächlich in vertikaler Richtung auftreten.

Die sekundären Teufenunterschiede, welche durch von oben kommende Lösungen hauptsächlich bewirkt werden, sind schon ziemlich früh dem Bergmann aufgefallen, und für die nahe der Oberfläche befindlichen, durch die Zersetzung stark beeinflussten oberen Teile der Erzlagerstätten hat der deutsche Bergmann die Bezeichnung „eiserner Hut“ eingeführt, weil sich in diesen Teilen der Lagerstätte besonders viele Verbindungen von Eisenoxyd und Eisenhydroxyd finden.

Man hat nun in neuerer Zeit die Erz-

⁸⁸⁾ E. Cohen: a. a. O., S. 7.

⁸⁹⁾ Ph. A. von Elterlein: Eduard Sueß und seine Stellung zur Goldfeinheitsfrage. Habilitationsschrift. Erlangen 1898, S. 35.

⁹⁰⁾ Krusch: Z. f. prakt. Geol. 1903, S. 377.

⁹¹⁾ Breithaupt: Die Paragenese der Mineralien 1849, S. 132.

⁹²⁾ Breithaupt: a. a. O., S. 150.

⁹³⁾ Breithaupt: a. a. O., S. 156.

⁹⁴⁾ Krusch: Eine neue Systematik primärer Teufenunterschiede. Z. f. prakt. Geol. 1911, S. 129.

⁹⁵⁾ Lischauer: Die Verteilung der Erze in den Lagerstätten der metallischen Mineralien. Z. f. prakt. Geol. 1893, S. 175.

lagerstätten allgemein in drei Zonen eingeteilt⁹⁶⁾:

1. eine Zone über dem Grundwasserspiegel, die hauptsächlich aus Oxyden, Carbonaten, Chloriden und ähnlichen Verbindungen besteht, die aber auch noch angereicherte Sulfide enthalten kann,

2. eine Zone in der Nähe des Grundwasserspiegels, etwas oberhalb und unterhalb desselben, welche die an den wertvollen Metallen reichen Sulfide enthält; es können aber auch hier noch untergeordnete Mengen oxydierter Erze auftreten.

3. eine Zone der armen Sulfide, in der auch noch geringe Mengen der reichen Sulfide auftreten können; gewöhnlich geht die Zone in Pyrit über.

Man hat die erste Zone die Oxydationszone, die zweite Zementationszone und die dritte die Zone der primären Sulfide oder Primärzone genannt. Diese Zonen sind nun aber nicht wie durch eine scharfe Grenze voneinander geschieden, sondern sie gehen meistens ganz allmählich ineinander über. Diese Erscheinung ist von großer Wichtigkeit, denn da in der ersten oder zweiten Zone meistens starke Anreicherungen von Erzen und Metallen auftreten, so ist es bei der Beurteilung von Erzlagerstätten sehr notwendig zu konstatieren, ob der Bergbau sich in einer der vermutlich angereicherten Zonen befindet, oder ob er schon die Primärzone erreicht hat.

Die Erze, welche in den genannten Zonen auftreten, sind sehr verschieden, und in den meisten Fällen kann man aus der Art der auftretenden Erze schließen, in welcher Zone man sich befindet.

Krusch⁹⁷⁾ hat die verschiedenen Erze je nach ihrem Auftreten in diesen Zonen in eine Tabelle geordnet.

Am leichtesten kann man das Vorhandensein dieser drei Zonen an einer Kupfererzlagerstätte erläutern. Nahe der Oberfläche ist die Auslaugung der ursprünglich vorhanden gewesenen Kupfersulfide am meisten vorgeschritten; es finden sich noch Reste des Kupfers in Gestalt von Malachit und Kupferlasur, und wenn diese sich auch nur noch durch die Färbung des Nebengesteins oder der Gangart bemerklich machen. Daneben treten die reinen Oxyde

des Kupfers wie Rotkupfererz und Melaconit auf und aus den genannten Erzen kann dann auch gediegenes Kupfer entstehen. Je näher wir dem Grundwasserspiegel kommen, um so geringer wird die Menge der karbonatischen Erze, auch die oxydischen verschwinden, und es finden sich Kupferglanz, Enargit, Bornit, zuweilen Kupferindig und Kupferkies.

In der Primärzone findet sich nun Kupferkies oder meistens wohl sogar nur Eisenkies, der eine mehr oder weniger starke Beimengung von Kupferkies enthält.

Diese Dreiteilung der Erzlagerstätten wird von P. Krusch auch auf die Goldlagerstätten ausgedehnt. Er sagt in der eben schon genannten Arbeit:

„Die kiesigen Golderze zeigen bei vollständigem Profil unter einer goldarmen Oxydationszone, welche nur spärlich Edelmetall auf Klüften, die mit Eisenoxydhydrat oder Roteisen ausgekleidet sind, führt, eine Zementationszone mit einem häufig sehr bedeutenden Goldgehalt auch in den Fällen, wo die primäre Lagerstätte goldarm ist. Auf einzelnen ostafrikanischen Vorkommen z. B. fand man in der Zementationszone über 4000 g in der Tonne, während die primäre Zone nur 10—20 g und weniger enthält.“

„In „Untersuchung und Bewertung von „Erzlagerstätten“ sagt Krusch⁹⁸⁾:

„Wir erhalten auf diese Weise, wenn das ganze Profil der Goldlagerstätten erhalten ist, zunächst der Oberfläche zerfressenen Quarz, dessen Hohlräume von Eisenoxyd oder Hydroxyd ausgekleidet sind; er führt in der Regel nur wenig Gold (Oxydationszone). Geht man tiefer, so folgt diejenige Zone, in welcher die Goldanreicherung stattfand (sog. Zementations- oder Konzentrationszone).“

„Erst unter dieser Zementationszone finden wir die ärmeren, aber in der Regel konstanten primären Erze.“

„Da im Laufe der geologischen Zeiträume Hunderte von Metern Ganghöhe nach und nach durch die Eisenoxydlösungen entgoldet und zugleich durch die Tätigkeit der Atmosphären abgetragen sein können, ist der Fall nicht selten, daß heute in der Zementationszone in wenigen Metern Höhe in der Nähe der Tagesoberfläche ein Goldgehalt vorhanden ist, der ursprünglich auf mehrere hundert Meter verteilt war.“

„Ist dieser Prozeß vollständig vor sich gegangen, so reichen diese Zersetzungsprodukte bis zum Grundwasserspiegel. Hier erst folgen die primären Erze.“

Nach meinen Erfahrungen findet man nun fast in allen Gegenden, wo sich Gold-

⁹⁶⁾ Van Hise: Some principles controlling the deposition of ores. 1900, S. 74.

⁹⁷⁾ P. Krusch: In wie weit lassen sich die Erze als Leiterze benutzen? Z. der Deutsch. Geol. Ges. 1906, S. 100 u. f. — P. Krusch: Die Einteilung der Erze mit besonderer Berücksichtigung der Leiterze sekundärer und primärer Teufen. Z. f. prakt. Geol. 1907, S. 129 u. f.

⁹⁸⁾ S. 124.

lagerstätten finden, die reichste Zone unmittelbar an der Oberfläche. In ihr tritt das Gold meistens frei in zelligem Quarz, der mit Eisenoxyden imprägniert ist, auf, und nach der Tiefe wird der Goldgehalt ärmer, bis wir die Primärzone, die der goldhaltigen Sulfide erreichen, was unterhalb des Grundwasserspiegels der Fall sein dürfte.

Die Einteilung der Lagerstätten in Zonen hat doch den Zweck, festzustellen, daß in jeder Zone sich charakteristische Erscheinungen finden, die sie von den andern Zonen leicht unterscheiden lassen, und so wäre eine Einteilung der pyritischen Goldlagerstätten in drei Zonen nur gerechtfertigt, wenn die der Oberfläche zunächst liegende Zone, die Oxydationszone, wirklich arm wäre, wenn nach der Tiefe die reiche Zementationszone folgt und diese in die ärmere Primärzone überginge.

Um klarzustellen, wie es sich in Wirklichkeit mit dem Auftreten der reichen Zone auf Goldlagerstätten verhält, habe ich mich bemüht, Zahlen über den Halt der Goldlagerstätten in verschiedenen Sohlen und zu verschiedenen Zeiten zu sammeln, und es ist mir gelungen, aus der Literatur, namentlich der Mineral-Industry, die folgenden Tabellen zusammenzustellen.

Am Witwatersrand läßt es sich nicht bestreiten, daß die Oxydationszone nahe der Oberfläche reicher an Gold war wie die Primärzone, aber die Zusammenstellung der Resultate einzelner Gruben und namentlich der reichsten Gruben im Zentrum des Randes würde viel interessanter sein!

Dann kommt die Mount Morgangrube in Queensland, bei welcher der Halt pro Tonne im Jahre 1887, also aus der Oxydationszone bald nach Eröffnung des Betriebes 180 g betrug und jetzt auf 12 g gesunken ist. Freilich ist aus der ursprünglichen Goldgrube, die sich, solange der Bergbau sich auf die zersetzten oberen Teile der Lagerstätte erstreckte, durch den Feingehalt ihres Goldes auszeichnete, eine Kupfergrube geworden, denn in den untersten Sohlen des jetzigen Betriebes hat sich ein immer mehr zunehmender Halt an Kupfer eingestellt.

Für die Goldquarzgruben im Staate Kalifornien läßt sich nach Reyers Angaben⁹⁹⁾ eine bedeutende Abnahme zwischen dem Halt der Oxydationszone und der Primärzone auch nicht verkennen.

Don¹⁰⁰⁾ schildert, daß die Betriebsleiter ostaustralischer Gruben allgemein mit einer bedeutenden Abnahme des Goldgehaltes

rechnen, sobald der Betrieb in die Nähe des Grundwasserspiegels kommt. Manche drücken diese Abnahme sehr drastisch aus, indem sie erklären, daß sie unterhalb des Grundwasserspiegels, also in der Primärzone, mit ebensoviel pennyweights (zu 1½ g) rechnen wie oberhalb desselben, in der Oxydationszone, mit Unzen (zu 31 g).

Nach allem scheint es mir richtiger zu sein, wenn wir bei Lagerstätten der pyritischen Goldquarzformation nur zwei Zonen unterscheiden: eine reiche Oxydationszone, die unter Abnahme des Goldgehaltes in die Primärzone übergeht.

Bis jetzt ist mir eine Ausnahme hiervon bekannt geworden¹⁰¹⁾, daß nämlich eine goldhaltige Lagerstätte am Ausgehenden ärmere Erze zeigt wie in der Tiefe, und dies ist die Waihigrube auf der Nordinsel von Neuseeland, aber diese scheinbare Ausnahme läßt sich leicht erklären, wie wir gleich sehen werden. Auf dieser Grube streichen nicht alle Gänge, von denen 16 bekannt sind, an der Oberfläche aus, aber bei denjenigen, welche bis zur Oberfläche gelangt sind, zeigt sich das Erz aus der zersetzten Zone ärmer wie das aus der Sulfidzone, und gerade an der Grenze der beiden Zonen hat man eine reiche Zone gefunden, die 1 bis 2 Unzen (31—62 g) Gold und 30 bis 60 Unzen (930—1860 g) Silber pro Tonne ergaben. Die Gänge setzen dort wie in den andern benachbarten Grubendistrikten in einem zersetzten Andesit (Propylit) auf; die Gangart ist ein harter grüner Quarz und Calcit; ersterer erscheint häufig gebändert, und diese Bänderung wird sichtbar durch Ablagerung oder Einlagerung von Schwefelsilberverbindungen. Aus dem Halt der Erze aus der reichen Zone, wie er weiter oben angegeben ist, sehen wir, daß das Silber bedeutend an Menge vorherrscht, und im Durchschnitt soll das Verhältnis des Goldes zum Silber wie 1 : 7 betragen.

Wir dürfen deshalb wohl die Waihigrube als eine goldhaltige Silberlagerstätte bezeichnen, und dann erklärt sich die scheinbare Ausnahme. Die Oxydationszone ist ausgelagert, die silberhaltigen Lösungen haben auch Gold mit fortgeführt, wie wir das in einem früheren Abschnitt gesehen haben, als wir die Wirkung von Kochsalzlösung und Hyposulfit auf gold- und silberhaltigen Schlich verglichen, und die Zementationszone ist auf Silberlagerstätten ja meistens die reichste Zone.

Man hat versucht, manchmal die Abnahme des Goldgehaltes auf eine andere Weise zu erklären. In den großen Bergbau-

⁹⁹⁾ Vgl. S. 56.

¹⁰⁰⁾ Don: a. a. O., S. 565 u. f.

¹⁰¹⁾ Maclaren: a. a. O., S. 312—317.

Ausbringen pro Tonne und Betriebskosten am Witwatersrand.

Jahr	Ausbringen pro Tonne		Wert pro Tonne in sh	Unkosten pro Tonne in sh	Überschuß d. Gehaltes über Kosten in sh	
	in dwts	in g				
1888	22,65	34	ca. 89			1888—1891 nach Suess „Zukunft des Silbers“. Aus South African Min. Jour. 16. Jan. 1892. Nach Mineral Industry beträgt 1891 Wert pro 1 t = 44 sh, also 1 dwt = 3,93 sh.
1889	19,6	29,5	- 77			
1890	13,6	20,5	- 53,6			
1891	11,23	17	- 44,2			
1892			- 43,4	35,3	8,1	
1893			- 47	37,1	9,9	
1894			- 49,2	34,9	14,3	
1895	13,17	20,5	- 45,2	32,8	12,4	
1896	11,37	17	- 39,2	31	8,1	
1897	11,4	17	- 39,47	29,5	10	
1898			41,3	28,1	13,2	Die Buren bearbeiteten während des Krieges nur die reichsten Minen des Centrums. Betriebskosten von 1903 an nach Fisher Wilkinson in Mineral Industry XVII. S. 408.
1899			- 41,14			
1900			- 65,82			
1901			- 49,25			
1902			- 42			
1903			- 39,79	28,8	11	
1904			- 38,56	29	9,56	
1905			- 35,82	27,2	8,62	
1906			- 34,8	26,4	8,4	
1907			- 34,07	25	9,07	
1908			- 31,6	22,2	9,4	
1909			- 29,1	20	9,1	
1910			- 28,8			

Gehalt der Mount Morgangrube in Queensland.

1887	ca. 6 Unzen		181,4 g pro Tonne nach Bergeat. S. 611.
1888			155 g - - -
1889	4 ozs 6 dwts	4 grs	134 g - - -
Halbjahr bis 30. Nov. 90	2 - 19 -		97,7 g - - -
1891			64,8 g - - nach Bergeat
1893			51,5 g - - -
1896	1 - 10 -	5 -	46,5 g - - -
1897	1,33 oz		41,4 g - - -
Halbjahr bis 31. Mai 98	1 -		31,1 g - - -
1899		14 - 18 -	21,8 g - - -
1900		15 - 12 -	23 g - - -
1902			20 g - - nach Bergeat
1903			15 g - - -
1904		8 -	12 g - - -

Die Produktion betrug

1896 . . .	105 244 Tonnen	ergaben	159 817 Unzen
1899 . . .	204 502	-	164 910
1900 . . .	239 276	-	187 352
1901 . . .	215 461	-	173 833

Gehalt der wichtigsten Goldquarzgänge in Kalifornien nach Dr. E. Reyer aus Zeitschrift für Berg-, Hütten- u. Salinenwesen im Preuß. Staat., Band 34. 1886.

	Mark pro Tonne
1850—52	300—800
1860	70—100
1874—75	40—80
1880	24—90

zentren, wo mehrere Gänge auftreten, oder wo die Mächtigkeit der Lagerstätte und eine größere Regelmäßigkeit in der Goldführung — wie öfters behauptet wird — einen Betrieb in großem Maßstabe zulassen, ist das Bestreben darauf gerichtet, die Betriebskosten durch Verarbeitung großer Mengen zu erniedrigen. Dadurch kann man ärmere Erze mit in den Abbau ziehen und die Lebensdauer der Grube verlängern, aber manchmal wird auch in dem

Bestreben, durch möglichst niedrige Betriebskosten zu glänzen, in dieser Beziehung zu weit gegangen. Bis zu einem gewissen Grade trifft diese Erklärung zu, aber sie genügt nicht, um ebenfalls die Abnahme im Halt der Erze zu erklären, wenn der Bergbau von der Oxydationszone in die Primärzone übergeht.

Ein sehr lehrreiches Beispiel für die durch den Großbetrieb ermöglichte Verbilligung der Betriebskosten gibt Fischer-Wilkinson¹⁰²⁾ über die im August 1908 in Betrieb befindlichen Gruben des Witwatersrandes.

Im allgemeinen Durchschnitt sind die Kosten am Rand von 35,3 s in 1892 auf 20 s pro Tonne in 1909 gefallen.

Im Kalgoorlidistrikt betragen die Kosten auf der Lake Vierw Consolsgrube 1898 noch 42 s 7,78 d, die sich wie folgt verteilen:

¹⁰²⁾ Mineral-Industry 1908, S. 408.

Grubenkosten	17 s 1,605 d
Verarbeitungskosten	16 2,551
Reparaturkosten	2 1,254
Generalunkosten	2 8,183
Abschreibung	4 6,187

Dies war für die damalige Zeit eine gute Leistung; die Unkosten der andern Gruben des dortigen Bezirkes werden vermutlich höher gewesen sein, denn sie wurden gar nicht veröffentlicht.

„veranlaßte die Übergründungen vieler Goldminen. In Kalgoorli haben wir aber keine derartige Anreicherung, sondern nur eine scharfe, wellenartig verlaufende Grenze des oxydischen gegen das sulfidische Erz. Vielleicht trägt an diesem Fehlen ebenfalls der Gehalt an Tellur (und Selen) schuld. Wie sich die Goldgehalte der oxydischen Zone zu den Goldgehalten der sulfidischen

Verpochung pro Monat in Tonnen	Anzahl der Gesellschaften	Halt pro Tonne in s (Mark)	Durchschnittskosten pro Tonne in s (Mark)	Überschuß in s (Mark) pro Tonne
unter 10 000	10	33,4	23,4	10
mit 10 000—20 000	13	29,6	20	9,6
„ 20 000—30 000	13	28,8	17	11,8
„ 30 000—40 000	10	31	17	14
über 40 000	7	32,6	14,8	17,8

Im Jahre 1908 betragen die Kosten auf der Ivanhoe nur noch 17 s 8 d pro Tonne, und man verarbeitet doch sulfidische Erze, deren Gewinnung — die Gänge waren in der Primärzone weniger mächtig und viel härter wie in der Oxydationszone — und Aufbereitung jedenfalls verhältnismäßig viel kostspieliger war wie die der oxydischen Erze 1898 auf der Lake View; aber damals verarbeitete man nur 67 000 Tonnen, 1908 228 000 Tonnen.

Für die Tellurgoldlagerstätten unterscheidet Krusch nur zwei Zonen¹⁰³⁾.

„Bei den Tellurgoldlagerstätten können nur zwei Zonen unterschieden werden, nämlich eine Oxydationszone über dem Grundwasserspiegel und eine primäre Zone unter demselben. Die Grenze zwischen beiden ist häufig eine sehr scharfe. Wenn man den Goldgehalt beider Zonen vergleicht, so ergibt sich, daß die sekundär umgewandelte Zone mitunter nur die Hälfte des Goldes der primären enthält. Man macht also hier eventuell die umgekehrte Erfahrung als bei den Goldquarzgängen.“

In der Zeitschrift für praktische Geologie führt derselbe Autor aus¹⁰⁴⁾:

„Ein weiterer Unterschied der oxydischen Zone des Kalgoorli-Bezirktes gegenüber den oxydischen Zonen anderen nicht tellurführenden Goldlagerstätten ist der, daß die sog. Zementationszone, welche eigentlich für die meisten Goldvorkommen typisch ist, fehlt. Wie bekannt, befindet sich die häufig mehr als zwanzigfach angereicherte Zementationszone unmittelbar über dem Grundwasserspiegel, also über der primären Zone, und ihr unverhältnismäßiger Reichtum

„oder primären Zone verhalten, sieht man am besten aus folgender Zusammenstellung, welche ich der Verwaltung der Horseshoe-grube verdanke.

	Durchschnitt der ganzen Gangmasse	
	Oxydisches Erz	Sulfidisches Erz
West lode (gang)	ca. 6 dwts (9 g)	ca 12 dwts (18 g)
Nr. 2 lode .	- 9 - (13 1/2 g)	ca 13 dwts (19 1/2 g)
Nr. 3 - .	- 14 - (21 g)	1oz — dwts (31 g)
Nr. 4 - .	- 19 - (29 1/2 g)	2oz s 4 dwts (68 g)

„Hieraus ergibt sich sogar ein bedeutend geringerer Goldgehalt“

„Da man dieselbe Erscheinung der Verarmung der Oxydationszone unverhältnismäßig viel häufiger auf Tellurgoldlagerstätten als auf sulfidischen Goldlagerstätten findet, halte ich den Schluß für gerechtfertigt, daß ein Teil des Goldes durch die sekundären Umwandlungsprozesse weggeführt worden ist, und zwar durch Vermittlung des Tellurs und Selens.“

Vergleichen wir nun die folgende Tabelle über die Halte von vier Kalgoorli-gruben seit Beginn ihres Betriebes bis zum letzten Jahre. Die Angaben über die Produktion bis zum Jahre 1904 entstammen den Veröffentlichungen der Kammer für Bergbautreibende (chamber of mines) und Jahresberichten der Gesellschaften. Von jenem Jahre an erhielt ich die Angaben durch die Liebenswürdigkeit der Compagnie Française des mines d'or et de l'Afrique du Sud in Paris, die dieselben in ihrem statistischen Bureau aus den Jahresberichten der Miningesellschaften zusammenstellen ließ. Die Tabelle zeigt uns reiche Erze in der Oxydationszone und eine beträchtliche Abnahme nach der Tiefe. Von allen Kalgoorli-gruben wurde bis Ende 1899 nur oxydi-

¹⁰³⁾ Krusch: Untersuchung und Bewertung von Erzlagerstätten. S. 134.

¹⁰⁴⁾ Krusch: Z. f. prakt. Geol. 1903, S. 324.

Produktion von vier Kalgoorligruben.

Jahr	Great Boulder Proprietary					Golden Horseshoe				
	Verpochung		Ausbringen pro Tonne			Verpochung		Ausbringen pro Tonne		
	Tonnen	Unzen	dwt	grs.	Gramm	Tonnen	Unzen	dwt	grs.	Gramm
1895	4 291	26 663	124	6	186					
1896	16 729	55 951	67	13	101					
1897	29 463	83 292	62	22	94					
1898	41 043	84 404	41	3	62	10 866	35 406	65	4	97
1899	51 835	83 728	32	7	48	38 073	103 364	59	—	89
1900	54 680	115 909	42	9	64	76 680	132 849	34	15	52
1901	89 121	152 142	34	2	51	99 080	184 807	37	—	56
1902	104 231	166 510	31	9	47	116 276	190 119	32	7	49
1903	109 850	170 959	31	4	47	152 321	193 546	25	5	38
		Feingold								
1904	112 718	132 753	23	13	35	181 191	185 862	22	5	33
1905	132 052	129 020	19	13	29	?	160 440	?		
1906	149 942	132 006	17	14	26	243 026	116 072	9	13	14
1907	152 118	136 032	17	21	27	247 020	147 680	11	9	17
1908	165 428	138 863	16	19	25	247 740	145 363	11	7	17
1909	187 755	139 565	14	21	22	263 361	142 873	10	20	16
1910	194 407	142 262	14	15	22	257 333	97 829	7	15	12

Jahr	Ivanhoe					Great Boulder Perseverance				
	Verpochung		Ausbringen pro Tonne			Verpochung		Ausbringen pro Tonne		
	Tonnen	Unzen	dwt	grs.	Gramm	Tonnen	Unzen	dwt	grs.	Gramm
1895	.									
1896						1 410	4 549	74	12	112
1897	20 187	43 127	42	17	64	12 734	24 599	38	15	58
1898	27 110	50 660	37	—	56	14 842	18 612	25	1	38
1899	59 664	104 009	34	2	51	22 710	45 265	40	—	62
1900	74 750	107 050	28	15	43	42 466	45 640	21	11	32
1901	90 483	108 842	24	1	36	108 360	134 540	24	19	37
1902	131 810	142 291	21	5	32	140 692 ¹⁰⁵⁾	193 383	27	4	41
1903	145 994	130 090	17	9	26	132 593	198 915	30	—	46
							Feingold			
1904	184 362	126 249	13	16	20	135 638	136 981	20	5	31
1905	196 569	125 755	12	19	19	165 465	105 265	12	17	19
1906	208 304	122 582	11	18	18	169 194	80 529	9	12	14
1907	231 050	123 222	10	16	16	199 954	81 026	8	2	12
1908	227 898	118 042	10	8	16	204 406	71 025	6	11	10
1909	231 063	117 585	10	4	15	192 178	66 316	6	21	11
						5 Monate				
1910	234 830	116 144	9	11	14	91 852	27 313	5	22	9

sches Erz verarbeitet. Am Ende jenes Jahres hatten die einzelnen Werke ihre Versuche noch nicht beendet, durch welches Verfahren sie ihre tellurhaltigen Sulfide verarbeiten konnten. Die von mir in der Tabelle angeführten vier Gruben waren in der besonders glücklichen Lage, daß sie mehrere Gänge in ihrem Grubenfelde hatten, und daß daher ihr Vorrat an oxydiertem Erz größer war wie bei andern Gruben.

Die Abnahme des Haltes pro Tonne ist eine allgemeine, fast regelmäßige. Zeigt das folgende Jahr mal eine Erhöhung, so liegt diese darin begründet, daß man einen sehr reichen Anbruch gefunden hatte, der den Durchschnittsgehalt pro Tonne der

gesamten Jahresproduktion in die Höhe trieb. Daß solch reiche Anbrüche große Mengen Gold liefern können, geht aus dem der Lake View Consolsgrube im Herbst 1899 hervor, denn dieser Anbruch ermöglichte es der Grube, während der sechs darauffolgenden Monate eine Monatsproduktion von 930 bis 1120 kg Gold zu erklären.

Wenn wir mit diesen Produktionsangaben, wie sie uns die Tabelle liefert, die Mitteilungen vergleichen, welche die Verwaltung der Horseshoe an Krusch geliefert hat über den Durch-

¹⁰⁵⁾ 1902—1904 wurden die ziemlich reichen Rückstände der oxydischen Erze nochmals verarbeitet und der Ertrag wesentlich erhöht.

schnittswert der Erze in der oxydierten und in der tellurhaltigen, sulfidischen Zone, so bleibt nur die Erklärung, daß die mitgeteilten Zahlen auf einem Irrtum oder Mißverständnis beruhen, denn die Tabelle zeigt — und gerade die Horseshoe gehört zu jenen vier Gruben, über die ich die vollständigen Produktionszahlen erhielt — daß im Beginn des Betriebes, solange man Erze unmittelbar in der Nähe der Oberfläche, also aus der Oxydationszone gewann, auch die Tellurgoldgruben Kalgoorlis recht hohe Halte pro Tonne ergaben, daß aber der Halt immer mehr abnimmt, je tiefer man kam.

Die Horseshoe baute, früher wenigstens, fast nur auf den beiden Gängen Nr. 3 und 4, von denen der erstere, der ärmere, eine Fortsetzung eines Ganges der Ivanhoe war. Der letztere, der Nr. 4-gang, befand sich an der Grenze der Great Boulder Proprietary, und auf ihm fanden sich die reichen Anbrüche, die es der Horseshoe ermöglichten, ein bedeutend höheres Gesamtausbringen pro Tonne wie die Ivanhoe zu erzielen, solange eben die reichen Anbrüche auf dem Nr. 4-Gang anhielten.

Aus der bedeutenden Abnahme des Goldgehaltes auf den Tellurgoldgängen Kalgoorlis nach der Tiefe darf man wohl folgern, daß das Auftreten von reichen Tellurerzen gleichfalls nach der Tiefe abgenommen hat, denn gerade das Vorkommen von reichen Tellurerzen in den oberen Sohlen unterhalb des Grundwasserspiegels bedingte den Reichtum jener Erze.

Das Gold in der Oxydationszone rührte zum großen Teil auch aus der Zersetzung der Tellurverbindungen her, denn man hat dort vielfach Gold gefunden (Schwammgold und Senfgold), welches dasselbe Aussehen hat wie das Gold, welches man bei der Zersetzung der reichen Telluride im Laboratorium erhielt. Man kann denn sogar die beiden Modifikationen des Goldes wie sie Louis¹⁰⁶⁾ schildert, beobachten. Zuerst erscheint nach der Auflösung ein amorphes braunes Gold, das nach starkem Glühen sich in das gewöhnliche, gelbe Gold verwandelt.

Wir können beiden Tellurgoldgängen Kalgoorlis wohl drei Zonen unterscheiden. Zu oberst haben wir wieder die reichste Oxydationszone, dann treffen wir eine Übergangszone, die in bezug auf den Goldgehalt ärmer ist wie die Oxydationszone, aber doch noch wesentlich reicher wie die tiefste Zone, die Primärzone. Hier hat aber die Über-

gangszone eine ganz besondere Eigenschaft, die sie wesentlich von den anderen beiden unterscheidet, in ihr treten nämlich die Tellurerze auf, teilweise massenhaft in Nestern und derben Stücken, teilweise nur ganz fein eingesprengt. Dies Auftreten der Tellurverbindungen kann man nun für einen primären Teufenunterschied erklären oder für eine Art Zementationszone halten.

Die erstere Erklärung würde vollständig stichhaltig sein, wenn nach der Teufe sich die Tellurverbindungen vollständig verlieren würden und an ihrer Stelle arme Schwefelverbindungen, namentlich Pyrit nur übrigbleiben.

Für die Annahme, daß das Vorkommen der Tellurverbindungen auf eine Zementationszone hindeute, spricht der Umstand, daß wir durch Victor Lenher und Hall¹⁰⁷⁾ wissen, daß die Tellurverbindungen sich ebenso wie die Sulfide verhalten, daß sie nämlich aus goldhaltigen Lösungen Gold zu fällen vermögen.

Es wurden von mir Versuche durchgeführt, um die Schnelligkeit der Ausfällung von Gold durch Calaverit im Gegensatz zu Eisenkies, Bleiglanz und Holzkohle festzustellen. Nahm man eine 0,1% Goldchlorid enthaltende Lösung bei gewöhnlicher Temperatur und gewöhnlichem Druck, so zeigt sich bei Calaverit schon nach einer Stunde ein dünnes scharf spiegelndes und deshalb sehr gut sichtbares Häutchen von Gold niedergeschlagen. Nach 20 Tagen war die Lösung, welche ein Stückchen Eisenkies enthielt, vollständig entgolddet, diejenige, welche Bleiglanz enthielt, nach 25 Tagen, während die beiden Proben, welche Calaverit und Holzkohle enthielten, zwar einen starken, deutlich sichtbaren Goldniederschlag zeigten, aber noch sehr viel Goldchlorid in Lösung enthielten. Der Goldniederschlag auf dem Calaverit blieb metallisch glänzend, während der Niederschlag auf den Sulfiden und der Kohle ein mattes, staubförmiges Aussehen zeigte.

Wir dürfen daher wohl schließen, daß das Freigold, welches wir in der Tellurzone finden — und ich habe solches noch auf der 1000-Fuß-Sohle der Great Boulder Perseverance beobachtet, — sekundär ist.

Gegen die Anschauung, die Tellurzone als Zementationszone zu betrachten, spricht der Umstand, daß sie soweit in die Tiefe hinabgeht. Es ist zwar auch von andern Gegenden bekannt, daß manchmal die Zementationszone sich sehr weit abwärtszieht, aber in diesem Falle ist dann wohl stets das Vor-

¹⁰⁶⁾ Louis: Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1895, S. 403.

¹⁰⁷⁾ Maclaren: a. a. O., S. 109.

handensein von tief hinabreichenden Spalten nachgewiesen, während derartige Ursachen im Kalgoorlibezirk, meines Wissens wenigstens, nicht gefunden worden sind.

Und wo soll das Tellur hergekommen sein, wenn wir nicht einen primären Teufenunterschied annehmen?

Die Grenze zwischen der Oxydations- und der Tellurzone ist im Kalgoorlidistrikt ziemlich verschieden. Sie erreicht, wie Hoover¹⁰⁸⁾ angegeben hat, ihr Maximum mit 400 Fuß (engl.) auf Hannans Brownhill oder, wie die Grube später genannt wurde, Oroya-Brownhill, und ihr Minimum mit weniger wie 50 Fuß auf der Kalgoorligrube und der Associated.

Jaselbst auf einer und derselben Grube, auf der Ivanhoe, deren Grubenfeld, wie viele Gruben im Kalgoorlidistrikt, nur 24 acres (à 4047 m²) beträgt, liegt diese Grenze an einzelnen Punkten 100 Fuß tiefer wie an andern.

Man kann auch hier sagen, daß die Grenze im allgemeinen mit dem Grundwasserspiegel zusammenfällt; letzterer liegt verhältnismäßig tief, denn das Land ist sehr trocken und hat in manchen Jahren nicht mehr wie 4—5 engl. Zoll Regen, so daß die Erosion dementsprechend unter den jetzigen klimatischen Verhältnissen nicht sehr stark sein kann.

Die Art der Anreicherung des Goldgehaltes in der Oxydationszone wird auf zwei verschiedene Arten zu erklären versucht, einmal eine mechanische und dann eine chemische.

Die mechanische Anreicherung besteht darin, daß die Erosion die tauben Bestandteile der Lagerstätte, die durch die Atmosphärrilien — in einem trocknen Wüstenklima durch die Temperaturdifferenz zwischen Tag und Nacht — gelockert sind, davonführt, und das schwere Gold bleibt zurück. Hat die Erosion die Hälfte der tauben Bestandteile weggeführt, so ist der Goldgehalt, wenn alles Gold zurückbleibt, verdoppelt. Hoover¹⁰⁸⁾ glaubt für Westaustralien diesen Grund für den ausschlaggebenden halten zu müssen, da das Gold, namentlich im Kalgoorlidistrikt, so fein verteilt sei, daß durchgängig die Schlämme reicher seien wie die Sande, und da häufig ein Erz (namentlich in der Oxydationszone) bis zu 50 Proz. seiner ganzen Masse an Schlämmen liefere. Er erklärt, daß die feinen Goldpartikelchen, die durch Zersetzung und dann durch den Wind von ihrer

Gangart befreit würden, in der Gangart und im Nebengestein, die zu einer kaolinähnlichen Masse umgewandelt seien, niedersinken. Dadurch hätten eben die Ausbisse der Gänge in Kalgoorli solche Mächtigkeit bis zu 33 m erreicht, denn unterhalb des Grundwasserspiegels zeigten doch selten die Gänge eine größere Mächtigkeit wie 3—7 m.

Selbst in das Nebengestein drängen die feinen Goldpartikelchen ein; er habe Proben von langen Querschlägen über der 100-Fuß-Sohle auf verschiedenen Gruben genommen, und alle Proben hätten mit sehr wenigen Ausnahmen Gold, von Spuren bis zu 12 g pro Tonne, ergeben. Käme man aber in einer tieferen Sohle in Querschläge, die keine Spur der Zersetzung und Umwandlung zeigten, dann fände man auch kein Gold mehr im Nebengestein. So habe ein Querschlag in der 100-Fuß-Sohle der Croesus South Unitedgrube durchschnittlich 9 g Gold pro Tonne ergeben, der entsprechende Querschlag in der 200-Fuß-Sohle aber nur noch 2 g. Diese Erklärung Hoovers für die Anreicherung der Lagerstätte in der Nähe des Ausgehenden mag richtig sein, unmöglich ist aber, daß die kleineren Goldpartikelchen selbst auf weitere Entfernungen in das Nebengestein wandern, außer auf kleinen Spalten und Rissen. Diese Anreicherung des Nebengesteins ist viel wahrscheinlicher zu erklären durch die Zirkulation goldhaltiger Lösungen von der Lagerstätte aus in das Nebengestein gehend.

Die Anreicherung auf chemischem Wege geschieht durch Lösung des Goldes und spätere Ausfällung desselben dort, wo die zur Fällung notwendigen Stoffe vorhanden sind.

Wir haben bereits in dem Abschnitt über das Seifengold auseinandergesetzt, daß Gold in geringem Maße in vielen Substanzen, als Chlorid aber am leichtesten in Wasser löslich ist, und an vielen Orten werden die notwendigen Stoffe wie Chlornatrium, freie Schwefelsäure und Mangandioxyd vorhanden gewesen sein, die Chlor frei machen und das Gold in Chlorid verwandeln.

An Fällungsmitteln, die Gold aus seinen Lösungen zu fällen imstande sind, fehlt es nicht. Viele organische Stoffe fällen Gold aus einer Goldchloridlösung, und man hat dies auch beim Betrieb von Chlorinationsanlagen benutzt. So wurde auf der Mount Morgangrube das Gold durch Holzkohle gefällt. Im Ballaratdistrikt in Viktoria sind die goldhaltigen Quarzgänge an den Stellen besonders reich, wo sie von den sog. Indicators geschnitten werden; es sind dies schmale Querschnürchen, die viel

¹⁰⁸⁾ Hoover: Alteration of West Australian ore deposits. Trans. Am. Inst. of Min. Eng. XXVIII, S. 759.

Bitumen, aber auch gleichzeitig viel Pyrit enthalten.

Manche Kohlenablagerungen enthalten Pyrit und etwas Gold, so ein Kohlenvorkommen auf Borneo und bei Klerksdorp in Transvaal¹⁰⁹⁾.

Auf einzelnen Anlagen hat man Schwefelwasserstoff zur Fällung des Goldes benutzt, auch Oxalsäure. Am häufigsten jedoch hat man in der Goldindustrie Ferrosulfat als Fällmittel benutzt, und auch auf den Goldlagerstätten wird wohl Ferrosulfat das Fällmittel für die goldhaltigen Lösungen, welche dort zirkulierten, gewesen sein, da es sich überall leicht aus der Zersetzung von Eisenkies bildet.

Die Fällung mit Ferrosulfat und Oxalsäure scheint sehr vollkommen zu sein, aber es dauert längere Zeit, ehe sich das niederschlagende Gold auf dem Boden sammelt, und deshalb haben Vanino und Seemann¹¹⁰⁾ vorgeschlagen, die Fällung aus einer Goldchloridlösung durch Wasserstoffsperoxyd und Kali- oder Natronlauge auszuführen. Die Reaktion tritt fast augenblicklich ein und dauert nur einige Minuten auch im kalten. Im Laboratorium gelingt diese Fällung vorzüglich, ich glaube aber nicht, daß dieselbe schon im Großbetrieb angewendet worden ist.

Ferner wird Gold ausgefällt durch viele Sulfide und Telluride; deshalb findet man häufig auf Goldquarzgängen Ausscheidungen von Freigold dort, wo schmale Pyritgänge die Quarzgänge durchsetzen.

Für die Anreicherung auf chemischem Wege spricht stark ein Umstand, den wir auch schon erwähnt haben, nämlich der, daß das Gold aus der Oxydationszone einen höheren Feingehalt besitzen soll wie das Gold aus der Primärzone.

In den ersten Betriebsjahren hat man auf der Mount Morgangrube Tausende von Unzen Gold gewonnen, das einen Feingehalt von 997—998 ergab, daneben nur noch eine Spur Silber und noch weniger Kupfer und Eisen¹¹¹⁾. Im Jahre 1904 war der Silbergehalt viel höher, allein es fehlen bestimmte Angaben über die Menge der Beimengungen.

In Kalgoorli hat der Calaverit, dort das häufigste Tellurerz, das am meisten Gold und am wenigsten Silber enthält, nach den verschiedenen Analysen¹¹²⁾ einen Silbergehalt von 0,58—4,8 Proz. Die Nester von Schwammgold, wie sie namentlich auf der Great Boulder Proprietary gefunden worden sind, zeigten

aber einen Goldgehalt von 998—999¹¹³⁾, und wenn wir nun auch annehmen, daß dies Gold aus der Zersetzung des Calaverits entstanden ist, so muß entweder das Silber und die andern Verunreinigungen gelöst und weggeführt sein, oder das Gold wurde gelöst und wieder ausgefällt.

Auch auf der New Golden Gategrube in Tasmanien hat das Gold der Oxydationszone einen höheren Feingehalt wie das der tieferen Sohlen, wie wir schon S. 454 gesehen haben. Wahrscheinlich werden sich auch noch Zahlen für andere Vorkommnisse feststellen lassen.

Die Lösung der unedlen Metalle, wenn sie für sich allein auftreten, durch verdünnte Säuren ist ja sehr einfach, aber die Frage wird komplizierter, wenn dieselben eine Legierung mit dem Golde bilden. Das an der Oberfläche des Goldes vorhandene unedle Metall wird sich wohl leicht lösen, aber wie verhält es sich mit den Teilen, die von Gold umkleidet sind?

Daß Silber sich in den in der Natur vorkommenden Säuren löst, scheint mir durch das Vorkommen einer armen Oxydations- und einer meistens sehr reichen Zementationszone auf Silberlagerstätten bewiesen zu sein. Meistens wird behauptet, daß es sich als Sulfat löse, aber jedenfalls wird die Umwandlung der Schwefel-, Arsen- und Antimonsilberverbindungen in Chlorsilber und dessen Auflösung auch eine bedeutende Rolle spielen.

Chlor wirkt nämlich auf Schwefelsilber schon in der Kälte merklich ein, und es bildet sich Chlorsilber. Ebenso verwandeln Kupferchlorid- und Kupferchlorürlösungen¹¹⁴⁾ Schwefelsilber in Chlorsilber, während dies durch Eisenchloridlösungen nur langsam und unvollkommen geschehen soll. Chlorsilber ist aber in vielen Salzlösungen¹¹⁵⁾ löslich, am besten in solchen von Chlorcalcium und Chlormagnesium, von denen ein Liter 8,35 bzw. 7,095 g auflöst, Chlornatrium hingegen nur 1,27 g Chlorsilber.

Mir scheint es nach diesen Ausführungen am wahrscheinlichsten, daß die Anreicherung des Goldgehaltes in der Oxydationszone und die Umwandlung des Goldes in solches von höherem Feingehalt durch eine Lösung des Goldes und eine bald darauf erfolgende, fast gleichzeitige Fällung verursacht wird, denn einerseits werden wir im Ausgehenden der Goldlagerstätten und in nächster Nähe derselben die notwendigen Stoffe finden, um Gold zu lösen, und andererseits fehlt es nicht

¹⁰⁹⁾ Maclaren: a. a. O., S. 110.

¹¹⁰⁾ Min. Ind. 1900, S. 299.

¹¹¹⁾ Donald Clark: a. a. O., S. 267.

¹¹²⁾ Simpson: The Gold of Western Australia
n Mining Journal. London, 24. Januar 1903.

¹¹³⁾ Simpson: a. a. O., 17. Januar 1903.

¹¹⁴⁾ Schnabel, a. a. O., Bd. I, S. 465.

¹¹⁵⁾ Schnabel, a. a. O., Bd. I, S. 467.

Silberproduktion der Welt und Silberpreis 1851 bis 1910¹¹⁶⁾.
In London pro 1 oz (31,1 g) standard = 925 Feingehalt.

Jahr	Produktion kg	Preis in d	Jahr	kg	Preis in d
1851—55	4 430 575		1891	4 479 649	45,05
56—60	4 534 950	1859 62,0625	92	4 985 855	39,81
1861—65	5 505 575	61 60,8115	93	5 339 746	35,625
66—70	6 695 425	66 60,125	94	5 205 065	28,9375
1871—75	9 847 125	71 60,500	95	5 667 691	29,875
76	2 323 729	52,75	96	5 496 178	30,75
77	2 388 612	54,813	97	5 663 304	27,56
78	2 551 364	52,563	98	5 575 336	26,4375
79	2 507 507	51,25	99	5 529 024	27,4375
80	2 409 998	52,25	1900	5 599 216	28,25
1881	2 592 639	51,938	1901	5 438 433	27,18
82	2 769 065	51,813	02	5 121 469	24,09
83	2 746 123	50,625	03	5 386 044	24,75
84	2 788 727	50,75	04	5 669 124	26,399
85	2 993 805	48,56	05	5 638 183	27,839
86	2 902 471	45,375	06	5 683 947	30,868
87	2 990 398	44,625	07	5 704 083	30,188
88	3 385 606	42,875	08	6 612 304	24,402
89	3 901 809	42,688	09	7 069 656	23,706
90	4 180 532	47,75	10	7 267 463	

an Materialien, die das in Lösung gegangene Gold wieder auszufällen vermögen.

Die allgemeine Einteilung der Erz-lagerstätten in drei Zonen ist für Gold-lagerstätten nicht anwendbar. Bei allen echten Goldlagerstätten finden wir in der Nähe der Oberfläche eine angereicherte Zone, die wir nach dem Auftreten von Eisenoxydverbindungen für die Oxydationszone halten müssen. Je weiter wir nach der Tiefe kommen, um so mehr nimmt der Goldgehalt ab, bis wir schließlich die Primärzone, die der ärmeren goldhaltigen Sulfide erreichen.

Bei den Tellurgoldlagerstätten verhält sich die oberste Zone, in der Nähe des Ausgehenden, in bezug auf die Anreicherung ihres Goldgehaltes genau so wie bei den pyritischen Goldlagerstätten. Der Goldgehalt nimmt von der Oberfläche nach unten stetig ab, und in der Tiefe wird man schließlich wohl nur noch die Sulfide antreffen. Hier ist aber die Übergangszone durch das Auftreten der Tellurverbindungen völlig von den beiden andern Zonen verschieden, und man könnte hier von drei Zonen sprechen.

Das Auftreten der Tellurverbindungen in dieser Übergangszone erklärt sich am besten durch die Annahme eines primären Teufenunterschiedes.

Schluß.

Wie schon in der Einleitung auseinandergesetzt, hat Suess in seinen beiden Werken „Die Zukunft des Goldes, 1877“ und „Die Zukunft des Silbers, 1892“, betont, daß nur

die Goldproduktion aus dem Schwemmland maßgebend sei für die wirtschaftliche Rolle des Goldes, und er hat Befürchtungen ausgesprochen, daß wegen der Verminderung der Produktion von Seifengold es in Zukunft an Gold fehlen werde.

Im Gegensatz hierzu darf man wohl die starke Zunahme der Produktion an Berggold als ein günstiges Zeichen betrachten dafür, daß wir noch längere Zeit eine größere Goldproduktion haben werden. Denn beim Abbau der primären Goldlagerstätten und bei der Verarbeitung solcher Erze hat die moderne Technik bedeutende Verbesserungen eingeführt, die es ermöglichen, verhältnismäßig arme Erze mit Nutzen zu verarbeiten. Je mehr die Technik vorschreitet, um so mehr rückt die Grenze der Bauwürdigkeit nach unten, und wenn auch für die Bauwürdigkeit einer Lagerstätte keine allgemein gültigen Zahlen angegeben werden können, da die Betriebskosten zu sehr von lokalen Verhältnissen beeinflußt werden, so können doch für einzelne große Distrikte Wahrscheinlichkeitswerte aufgestellt werden, deren Erreichbarkeit möglich erscheint. So hat Ross E. Browne¹¹⁷⁾ im Jahre 1907 es für möglich erklärt, daß man am Witwatersrand die Kosten auf 15 s pro t. unter sehr günstigen Umständen würde erniedrigen können. Heute haben diese Browneschen Zahlen schon mehr Wahrscheinlichkeit für sich wie im Jahre 1907, obgleich auf der andern Seite auch behauptet wird, daß das Streben nach Erniedrigung

¹¹⁶⁾ Nach Mineral Industry.

¹¹⁷⁾ Ross E. Browne: Working costs on the mines of the Witwatersrand. Min. Jour. London, 29. Juni 1907 ff.

der Produktionskosten gerade am Witwatersrand zu weit getrieben werde und man Teile der Lagerstätten mit in den Abbau einbezöge, die nicht abgebaut werden dürften, wenn man nicht Erniedrigung der Kosten durch Verarbeitung großer Massen à tout prix erzielen wolle.

Die von Suess und seinen Freunden beabsichtigte Verhinderung der Demonetisierung des Silbers war leider unmöglich, denn die Produktion an Silber hat sich immer weiter erhöht und der Preis des weißen Metalls ist immer mehr gesunken, wie wir aus der beifolgenden Tabelle ersehen können.

Das Mengenverhältnis der jährlichen Goldproduktion zu der jährlichen Silberproduktion (1909) beträgt ungefähr 1:10, das Wertverhältnis von Silber zu Gold jetzt ungefähr 1:40. Der Preis des Silbers ist fast stetig gesunken, nicht etwa weil dies Metall so billig hergestellt werden kann, sondern weil Silber beim Blei- und Kupferbergbau gewissermaßen als Nebenprodukt gewonnen wird, und solange die Technik die große heutige, sich noch ständig steigernde Blei- und Kupferproduktion benötigt, wird auch die Silberproduktion sehr groß bleiben.

Silberproduktion der einzelnen Länder¹¹⁸⁾.

	1908 kg	1909 kg	1910 kg
Vereinigte Staaten	1 630 909	1 702 068	1 755 477
Canada	687 504	856 282	994 816
Zentral-Amerika	45 439	71 361	71 361
Mexiko	2 258 081	2 259 830	2 257 363
Argentinien	3 954	4 000	4 000
Bolivien	187 442	213 064	217 700
Chile	52 435	44 283	44 479
Columbien	115 142	40 638	42 774
Ecuador	704	1 500	1 555
Peru	198 888	195 404	201 963
Österreich	39 867	39 002	39 002
Belgien	—	271 270	264 699
Ungarn	12 612	12 612	12 612
Frankreich	61 184	63 671	63 671
Deutschland	407 185	400 562	420 003
Griechenland	25 786	25 783	25 783
Italien	20 746	20 534	20 534
Norwegen	7 035	7 470	7 470
Rußland	4 109	4 109	4 931
Spanien	129 881	148 276	148 276
Schweden	630	512	913
Türkei	248	248	248
Großbritannien	4 207	14 297	19 236
Holländisch-Ostindien	15 865	14 512	15 532
Japan	123 166	127 917	149 247
Australasien	538 054	495 215	448 568
Afrika	39 583	33 486	33 486
Andere Länder	1 650	1 750	1 763
Weltproduktion	6 612 304	7 069 656	7 267 463

Ob also die Goldproduktion sich nach wenigen Jahrhunderten dauernd und in außerordentlichem Maße vermindern wird, wie Suess in Aussicht stellt, ist eine Frage, die meines Erachtens auch heute noch niemand beantworten kann. Soviel steht fest, daß, da nur eine bestimmte Menge Gold in der Erde enthalten ist, die Erhöhung der Produktion eine schnellere Erschöpfung des vorhandenen Vorrats bedeutet, aber dieses Schicksal teilt das Gold mit der Kohle und den andern Metallen. Schließlich möchte ich noch eines Umstandes gedenken, der sehr bedeutend zur Entwicklung des Bergbaus und daher auch zur Vergrößerung der jährlichen Edelmetallproduktion beigetragen hat, nämlich der Möglichkeit, in den englischsprechenden Ländern sich verhältnismäßig leicht die zur Inbetriebsetzung eines neuen Bergwerks notwendigen Geldmittel zu verschaffen. Man läßt nämlich die einzelnen Anteile an solchen Unternehmungen auf sehr niedrige Beträge lauten, meistens 1 £, aber dieser Betrag scheint in der neuesten Zeit noch zu hoch, und es gibt jetzt bedeutende Gesellschaften, deren Aktien auf 5 s (5 M) wie die Rand Mines am Witwatersrand, oder auf 2 s (2 M) wie die Great Boulder Proprietary bei Kalgoorli, lauten. In den Vereinigten Staaten ist es ähnlich.

Hierdurch wird es auch dem kleinen Mann ermöglicht, sein Glück zu versuchen, und in den Engländern und Amerikanern steckt sehr viel Unternehmungsgeist und Wagehalsigkeit.

Bei uns in Deutschland verbietet das Gesetz eine derartige Ausgabe von kleinen Anteilscheinen wahrscheinlich in dem patriarchalischen Gedanken, durch das Verbot die Menschen von einem derartigen Hazardspiel abzuhalten. Aber wie jeder Spieler Mittel und Wege findet seiner Leidenschaft nachzugehen, so sind die Leute, welche an der Börse spielen wollen, durch dies Verbot veranlaßt worden, in London derartige Aktien für sich kaufen zu lassen. Leider war das Publikum — und ist es zum großen Teil noch — schlecht orientiert über die Zuverlässigkeit der Firmen, welche das Unternehmen finanzieren, und der Ingenieure, welche für diese Firmen arbeiten, und so sind sehr große Summen deutschen Geldes bei diesem Spiel verloren gegangen, die bei etwas mehr Vorsicht auf eine nutzbringendere Art hätten angelegt werden können.

¹¹⁸⁾ Nach Mineral Industry.