

Исслѣдованіе золотосодержащихъ рудъ въ Металлургической Лабораторіи 1 Томскаго Технологическаго Института.

В. Я. Мостовичъ и В. Я. Пазухинъ.

I.

Введеніе

Для извлеченія золота изъ золотосодержащихъ рудъ въ настоящее время пользуются пиро—и гидрометаллургическимъ способами. Пирометаллургическій способъ заключается въ плавкѣ рудъ и примѣнимъ въ томъ случаѣ, если въ рудахъ на ряду съ благородными металлами содержатся мѣдь или свинецъ въ количествахъ, достаточныхъ для полного извлеченія благородныхъ металловъ. При плавкѣ мѣдь и свинецъ являются, такъ называемыми, коллекторами золота и серебра и послѣдніе концентрируются въ мѣдномъ штейнѣ или веркблеѣ, дальнѣйшая переработка которыхъ совершается по извѣстнымъ, установившимся въ металлургической практикѣ способамъ.

Экономическая возможность плавки опредѣляется составомъ рудъ и рядомъ мѣстныхъ условій, каковы, напр., видъ и стоимость топлива, стоимость механической энергіи, рабочихъ рукъ и т. д.

Въ случаѣ примѣнимости плавки лабораторныя изслѣдованія сводятся лишь къ опредѣленію качественнаго и количественнаго состава матеріаловъ, подлежащихъ плавкѣ.

Гидрометаллургическіе способы включаютъ амальгамацию и цианированіе, основанныя на растворимости золота въ ртути и цианистомъ калии. При примѣненіи этихъ способовъ всякая руда требуетъ индивидуальной промышленной обработки, такъ какъ количество извлекаемаго золота зависитъ отъ состава, характера руды и условій ея обработки. Схема и условія обработки данной руды, наиболѣе раціональныя въ техническомъ и экономическомъ отношеніяхъ, могутъ быть установлены при лабораторномъ изслѣдованіи небольшого количества вещества при одномъ лишь условіи, что это послѣднее представляетъ дѣйствительную среднюю пробу, отвѣчающую по своему составу всей массѣ матеріала, подлежащаго обработкѣ. Такъ какъ

индивидуальность матеріала, напр., руды, полностью проявляется въ средней пробѣ и, такъ какъ при лабораторномъ изслѣдованіи весь процессъ обработки можно разбить на отдѣльныя стадіи, что сильно облегчаетъ работу изслѣдователя и даетъ возможность подмѣтить рядъ фактовъ, ускользающихъ отъ вниманія изслѣдователя при работѣ съ большими массами, то предварительныя лабораторныя изслѣдованія рудъ, подвергающихся амальгамации или цианированію, являются не только цѣлесообразными, но и необходимыми для установленія схемы и подходящихъ условій обработки данной руды.

Опыты показали, что систематическія, научно поставленныя испытанія, проведенныя въ лабораторномъ масштабѣ съ небольшими пробами, даютъ возможность съ достаточной для практики степенью вѣроятности предрѣшать результаты валовой обработки матеріала въ заводскомъ масштабѣ. Металлургическая практика знаетъ не мало случаевъ, когда были затрачены большія деньги на сооруженіе заводовъ, работа которыхъ оказалась экономически совершенно невыгодной въ виду установленія процесса, пригодность котораго не была предварительно выяснена лабораторными изслѣдованіями. Эти несложныя и недорогія по выполненію изслѣдованія, число которыхъ, вообще, не велико, могли бы избавить предпріятія отъ ошибокъ и значительныхъ потерь средствъ, труда и времени. Поэтому въ странахъ съ развитой горнозаводской промышленностью ни одинъ, напр., цианистый заводъ или обогатительная фабрика не сооружаются безъ того, чтобы руды, подлежащія обработкѣ, не были предварительно всесторонне изслѣдованы въ лабораторномъ масштабѣ. Порядокъ испытанія рудъ, напр., таковъ. Начинаютъ съ пробъ въ нѣсколько килограммовъ и, когда характерныя особенности руды изучены, ставятъ опыты съ 50—100 кгг. руды, и, наконецъ, особенно при серебряныхъ рудахъ или рудахъ, проявляющихъ упорный характеръ, слѣдующей стадіей испытанія является опытный заводъ для обработки нѣсколькихъ тоннъ руды. Результаты, добытые при подобныхъ испытаніяхъ, служатъ основаніемъ для установленія рациональной схемы обработки данной руды.

Необходимость предварительныхъ испытаній рудъ не достаточно еще сознана среди широкихъ круговъ нашихъ промышленниковъ и даже лицъ, руководящихъ технической стороной предпріятій. Слѣдствіемъ этого является то, что у насъ ердошь и рядомъ строятся заводы для обработки рудъ по непродуктивнымъ, малоцѣлесообразнымъ схемамъ, либо слишкомъ сложнымъ и дорогимъ, либо примитивно-простымъ. При этомъ въ основѣ схемы лежатъ не данныя предварительнаго изслѣдованія рудъ, а подражаніе существующимъ образцамъ и шаблонамъ въ виду, либо наличія нѣкотораго сходства данной руды съ другими рудами, которыя обрабатываются по заимствованной схемѣ, либо стремленіе къ дешевизнѣ обработки. Въ большин-

ствѣ случаевъ все это ведетъ къ обратнымъ результатамъ или сопряжено съ хищничествомъ и растратой естественныхъ рудныхъ богатствъ страны.

Другой причиной малой распространенности у насъ предварительныхъ лабораторныхъ испытаній рудъ является незнакомство съ методами испытаній и отсутствіе соотвѣтствующей литературы на русскомъ языкѣ. Правда, почти въ каждомъ англійскомъ руководствѣ по металлургіи золота или специальнымъ процессамъ, напр., цианированію имѣются свѣдѣнія о методахъ предварительнаго испытанія рудъ, но свѣдѣнія эти отличаются, либо краткостію и слишкомъ общимъ характеромъ, либо приводятся авторами безъ надлежащей критики, иначе говоря, просто переписываются изъ другихъ аналогичныхъ руководствъ безъ экспериментальной проверки.

Описаніе методовъ лабораторнаго изслѣдованія золотосодержащихъ рудъ, примѣняемыхъ въ Металлургической Лабораторіи I Томскаго Технологическаго Института, составляетъ содержаніе настоящей статьи. Необходимо однако указать, что въ настоящее время въ лабораторіи не представляется еще возможнымъ производить полныя и систематическія изслѣдованія рудъ, такъ какъ оборудование лабораторіи для специальной цѣли, начатое лишь въ 1913 г. при наличности весьма недостаточныхъ средствъ, еще не закончено, къ тому же, въ 1914 году началась война, что сильно затормозило дѣло оборудования лабораторіи за невозможностью получить необходимые приборы и машины, заказанные специальнымъ заграницнымъ фирмамъ.

Въ основѣ принятаго плана оборудования лабораторіи лежало слѣдующее положеніе. Современная практика промышленнаго опробованія и лабораторныхъ изслѣдованій рудъ основывается на взятіи правильной средней пробы, которая путемъ систематическаго сокращенія можетъ быть доведена до сравнительно небольшого количества въ сто или болѣе килограммовъ. Дальнѣйшія испытанія могутъ съ успѣхомъ производиться съ этимъ небольшимъ количествомъ руды на приборахъ лабораторнаго типа и масштаба. Поэтому заранѣе исключалось оборудование лабораторіи большими установками въ заводскомъ масштабѣ, такъ какъ это громоздко, дорого и не имѣетъ за собою никакихъ преимуществъ *).

II.

Амальгамація.

Общая замѣчанія. Извлеченіе золота помощію амальгамаціи основано на свойствѣ металлическаго золота давать довольно прочные растворы или сплавы съ ртутью, называемые амальгамой. Последняя

*) Этотъ взглядъ разделяетъ также инж. М. Ф. Ортинъ. См. Ж. Р. М. О., 1915, 613

механически отдѣляется отъ пустой породы промывкой. Успѣшность амальгамации зависитъ отъ полноты и продолжительности контакта между частицами золота и ртутью. Контактъ можетъ быть осуществленъ двояко, а именно, при измельченіи руды въ присутствіи воды и ртути или при пропускании струи рудной мути, такъ называемой пульпы, по амальгамированнымъ мѣднымъ листамъ, называемымъ шлюзами. Поэтому различаютъ внутреннюю и внѣшнюю амальгамацию. При внутренней амальгамации ртуть заливаютъ въ измельчающій приборъ, напр., въ бѣгунную чашу, при внѣшней амальгамации измельченная руда выносится водой изъ измельчающаго прибора и въ видѣ тонкой струи пропускается по шлюзамъ. У насъ примѣняютъ въ большинствѣ случаевъ оба указанныхъ способа одновременно, хотя вопросъ о примѣненіи внутренней или внѣшней амальгамации долженъ быть установленъ экспериментально для каждой руды. Если внутренняя амальгамация увеличиваетъ извлеченіе золота, то она необходима, въ противномъ случаѣ излишня.

Амальгамация является весьма важнымъ предварительнымъ процессомъ при обработкѣ рудъ, содержащихъ свободное, металлическое золото, не ассоциированное съ сульфидами. Въ такомъ случаѣ большая часть золота можетъ быть извлечена непосредственно амальгамацией и для, такъ называемыхъ, свободно-амальгамирующихся рудъ извлеченіе золота достигаетъ 60—80%. Для извлеченія золота, оставшагося въ хвостахъ отъ амальгамации, необходима обработка послѣднихъ помощію ціанированія.

Вопросы о необходимости амальгамации вообще, и о томъ, къ какому процентному извлеченію золота надо стремиться при обработкѣ данной руды амальгамацией, являются чисто экономическими и встрѣчаютъ на практикѣ различное рѣшеніе.

Извѣстно, что при достаточно тонкомъ измельченіи свободно-амальгамирующихся рудъ, содержащихъ даже крупное золото, можно перевести руду въ такое состояніе, при которомъ ціанированіемъ безъ предварительной амальгамации можно извлечь почти все золото, заключающееся въ рудѣ и предварительная амальгамация оказывается излишней. Иногда такая обработка умѣстна, но въ большинствѣ случаевъ она оказывается экономически менѣе выгодной, чѣмъ амальгамация съ послѣдующимъ ціанированіемъ, благодаря слѣдующимъ обстоятельствамъ. Во 1-хъ, подобная обработка связана съ большой стоимостью предварительнаго тонкаго помола руды, во 2-хъ, предприятие теряетъ проценты на золото, которое реализуется при ціанированіи гораздо медленнѣе, чѣмъ при амальгамации и, въ 3-хъ, амальгамация является пока наиболѣе простымъ, легко выполнимымъ и дешевымъ способомъ извлеченія золота. Въ виду большой цѣнности послѣдняго, въ практикѣ золотого дѣла установилось положеніе, согласно которому

хотя бы частичная реализация золота должна преследоваться по возможности в самой ранней стадии процесса обработки руды.

Вот почему амальгамация, являясь в техническом отношении процессом мало совершенным, до сих пор пользуется наибольшим распространением среди гидрометаллургических способов обработки золотосодержащих руд.

III.

Лабораторныя изслѣдованія, относящіяся къ процессу амальгамации.

Лабораторныя изслѣдованія имѣютъ цѣлью установить процентное извлеченіе золота изъ данной руды и наиболее подходящія условія обработки послѣдней. Лабораторныя изслѣдованія должны дать отвѣты на слѣдующіе вопросы:

- 1, каково содержаніе золота въ рудѣ;
- 2, каково процентное извлеченіе золота, достижимое при амальгамации руды;
- 3, необходимы ли внутренняя или внѣшняя амальгамация, или оба процесса совмѣстно;
- 4, каково содержаніе золота въ хвостахъ отъ амальгамации; отъ этого содержанія зависитъ рѣшеніе вопроса о дальнѣйшей обработкѣ хвостовъ;

5, каковы количество сульфидовъ (концентратовъ) въ рудѣ и распределеніе золота между колчеданистой и неколчеданистой частями руды. Количество концентратовъ и относительное ихъ богатство опредѣляютъ необходимость, какъ отдѣленія концентратовъ до амальгамации, такъ и ихъ самостоятельную обработку.

Процентное извлеченіе золота, достижимое при амальгамации данной руды, зависитъ отъ слѣдующихъ обстоятельствъ:

- 1, отъ состава и характера руды,
- 2, отъ вида и формы золота въ рудѣ,
- 3, отъ величины зерна руды или степени ея измельченія.
- 4, отъ величины поверхности и наклона шлюзовъ въ случаѣ лишь внѣшней амальгамации,
- 5, отъ плотности пульпы или отношенія вѣса воды къ вѣсу руды при амальгамации.

Послѣднія два условія, а равно и нѣкоторыя другія детали могутъ быть окончательно установлены лишь при опытахъ въ заводскомъ масштабѣ.

Составъ и характеръ руды, равно какъ видъ и форма заключающагося въ рудѣ золота могутъ быть опредѣлены помощью химическаго и минералогическаго анализовъ средней пробы измельченной руды. Отъ поступающей въ лабораторію для испытанія средней пробы руды отбираютъ путемъ послѣдовательнаго измельченія и сокращанія пробы

на уменьшение въ количествѣ 500—1000 гр. Проба измельчается въ шаровой или дисковой мельницѣ до такой степени, что вся она проходитъ черезъ сито 150 серіи I. М. М. Отдѣльныя порціи измельченной пробы подвергаются тщательному отробованію, качественному, количественному и минералогическому анализамъ. При количественномъ анализѣ опредѣляются не только тѣ компоненты, которые находятся въ рудѣ въ преобладающемъ количествѣ, но также и тѣ, количество коихъ, хотя и весьма мало, но которые въ сильной степени вліяютъ на результаты амальгамациі. Таковы, напр., мѣдь, сѣра, мышьякъ, сурьма, сѣрная кислота въ свободномъ и связанномъ видѣ. Какъ извѣстно, разложившіеся сульфиды и растворимые въ водѣ сульфаты вызываютъ болѣзнь ртути, ея пемзованіе, зеленѣніе амальгамированныхъ листовъ и все это уменьшаетъ извлеченіе золота и увеличиваетъ потери или сносъ ртути, реактива довольно дорогого.

Микроскопическое изученіе матеріала, въ связи съ микрохимическимъ его анализомъ, является весьма существеннымъ способомъ для выясненія минералогического состава руды, характера зеренъ, формы и вида золота. По даннымъ микроскопического анализа можно, до нѣкоторой степени, предугадывать результаты амальгамациі.

Величина зерна руды является наиболѣе важнымъ факторомъ, опредѣляющимъ результаты амальгамациі. Амальгамация является процессомъ растворенія; скорость и полнота растворенія золота въ ртути зависятъ отъ степени полноты и продолжительности контакта между частицами металлическаго золота и ртутью. Полнота контакта опредѣляется степенью измельченія руды. Измельченіе руды имѣетъ цѣлью освободить частицы золота отъ механической связи съ заключающими ихъ минералами и обнажить металлическія частицы золота. Измельченіе руды должно вестись лишь до той максимальной величины зерна, при которой получается достаточно высокое, при данныхъ условіяхъ, извлеченіе золота. Наиболѣе выгодная степень измельченія опредѣляется лишь экономическими условіями, главнымъ образомъ, стоимостью измельченія и способомъ дальнѣйшей обработки хвостовъ отъ амальгамациі. На практикѣ степень измельченія рудъ для амальгамациі варьируетъ въ широкихъ предѣлахъ отъ 9 до 60 отверстій въ 1 лин. дюймѣ.

Лабораторныя изслѣдованія могутъ указать, при какой величинѣ зерна данная руда даетъ максимальное извлеченіе и какъ распредѣляется оставшееся въ хвостахъ золото между зернами различной величины. Для этой цѣли производятъ ситовой анализъ измельченной руды, то-есть, разсѣиваютъ ее по величинѣ зерна по классамъ и опредѣляютъ содержаніе золота въ каждомъ классѣ. Эта операція называется фиксированіемъ золота по классамъ. Фиксируя золото по классамъ до и послѣ амальгамациі, мы по разницѣ въ содержаніи золота получаемъ необходимыя данныя для подсчета извлеченія по классамъ. Очевидно, наивыгоднѣйшей величиной зерна, въ смыслѣ процентнаго

извлечения, будетъ та, которая показываетъ максимумъ извлечения золота.

Ситовые анализы занимаютъ весьма важное мѣсто при всѣхъ методахъ лабораторнаго изслѣдованія рудъ и поэтому не лишнимъ будетъ дать указанія о томъ, какъ ситовые анализы производятся.

IV.

Нормальные сита.

Величину зеренъ измельченной руды обозначаютъ числомъ отверстій въ 1 линейномъ дюймѣ сита, черезъ которое зерна проходятъ. Но терминъ „число отверстій въ одномъ линейномъ дюймѣ“ не опредѣляетъ еще дѣйствительную величину зерна. Последняя зависитъ отъ длины свободного промежутка между проволоками сита или величины отверстия сита. Последняя, въ свою очередь, зависитъ отъ діаметра проволоки. Такъ, напр., продажныя сѣтки съ 20 отверстиями въ одномъ линейномъ дюймѣ дѣлаются изъ проволокъ 16 различныхъ діаметровъ отъ 0,0095 до 0,032 дм. Сито съ 20 отверстиями или сито „20“, приготовленное изъ проволоки діаметра 0,0095 дм., имѣетъ отверстія въ 0,0405 дм. въ то время, какъ такое же сито изъ проволоки діаметра 0,032 дм. имѣетъ отверстія въ 0,018 дм. Такимъ образомъ, въ ситѣ „20“ при 17 различныхъ діаметрахъ проволоки отъ 0,0095 до 0,032 дм. величина отверстій варьируетъ отъ 0,0405 до 0,018 дм., и мы можемъ получить, пользуясь этими ситами, имѣющими точно 20 отверстій въ линейномъ дюймѣ, 16 различныхъ размѣровъ зеренъ — „20“, при чемъ наибольшее зерно будетъ въ $2\frac{1}{4}$ раза больше наименьшаго. Для предотвращенія такого разнообразія въ конструкціи ситъ на практикѣ были установлены и приняты нормы для изготовленія ситъ, примѣняемыхъ въ пробирномъ дѣлѣ при ситовыхъ анализахъ.

Пробирныя сита изготовляются изъ желѣзной, латунной, бронзовой или мѣдной проволоки. Всѣ отверстія въ каждомъ ситѣ должны быть совершенно одинаковы и имѣть точную форму квадрата. Проволока не должна измѣнять своего положенія или скользить при работѣ сита. Въ основѣ устройства серіи или набора ситъ должно лежать какое либо опредѣленное отношеніе между размѣрами отверстій въ двухъ послѣдующихъ номерахъ ситъ. Это опредѣленное отношеніе должно оставаться постояннымъ во всей серіи ситъ и называется основаніемъ или модулемъ данной серіи. Такимъ образомъ, серія нормальныхъ ситъ представляетъ шкалу точно измѣренныхъ отверстій, увеличивающихся или уменьшающихся по опредѣленному закону во всей серіи.

Въ настоящее время общепринятыми считаются двѣ серіи ситъ: серія Tyler (Tyler Standard Screen Scale) и серія ситъ Института Горнаго Дѣла и Металлургии въ Лондонѣ, короче обозначаемая серіей I. M. M. (Institute of Mining and Metallurgy).

Сита Tyler'a приготовляются фирмой W. S. Tyler (Cleveland, Ohio Соед. Шт. Сѣв. Америки) и, какъ отвѣчающія научнымъ требованіямъ, особенно рекомендуются профессоромъ Р. Ричардсомъ (Richards). Сита Tyler'a приняты въ Соед. Шт. Сѣв. Америки и примѣняются тамъ для ситовыхъ анализовъ на обогатительныхъ фабрикахъ и въ пробирныхъ лабораторіяхъ.*) Модулемъ серіи принять $\sqrt{2} = 1,414$, рекомендованный въ свое время Риттингеромъ въ его трудѣ по обогащенію рудъ. Исходнымъ является сито съ 200 отверстіями въ 1 лин. дм.; длина и, слѣдовательно, ширина отверстія этого сита равна 0,0029 дм. или 0,074 мм. Вся серія состоитъ изъ 18 ситъ съ отверстіями отъ 0,0029 дм. до 1,05 дм. Въ этой серіи діаметры отверстій въ двухъ послѣдующихъ ситахъ находятся въ отношеніи 1, 414; такъ, напр., длина отверстія въ ситѣ „8“ въ 1,414 раза больше, чѣмъ въ ситѣ „10“ и въ 1, 414 раза меньше, чѣмъ въ ситѣ „6“.

Въ таблицѣ I приведена серія нормальныхъ ситъ Tyler'а.

ТАБЛИЦА I. Нормальные сита Tyler'a.

Величина отверстія (Модуль $\sqrt{2} = 1,414$)		Число отверстій въ одномъ линейномъ дюймѣ.	Діаметръ прово- локи въ дюймахъ.
дм.	мм.		
1,050	26,67		0,149
0,742	18,85		0,135
0,525	13,33		0,105
0,371	9,423		0,092
0,263	6,680	3	0,070
0,185	4,699	4	0,065
0,131	3,327	6	0,056
0,093	2,362	8	0,032
0,065	1,651	10	0,035
0,046	1,168	14	0,025
0,0328	0,833	20	0,0172
0,0232	0,589	28	0,0125
0,0164	0,417	35	0,0122
0,0116	0,295	48	0,0092
0,0082	0,208	65	0,0072
0,0058	0,147	100	0,0042
0,0041	0,104	150	0,0026
0,0029	0,074	200	0,0021

*) Proceedings Amer. Soc. Testing Materials, Vol. XIII, (1913). G. A. Disbro. Screen—S scale Sieves Made to a Fixed Ratio.

Восемнадцать ситъ серіи Tyler'a достаточно для обычной лабораторной практики. Для болѣе полныхъ ситовыхъ анализовъ въ серію включены между ситами „65“ и „200“ еще три промежуточныхъ сита съ 80, 115 и 170 отверстіями. Эти сита образуютъ дополнительную серію ситъ съ отверстіями отъ 0,0029 дм. (сито „200“) до 0,0082 дм.

(сито „65“); модулемъ этой серіи служить $\sqrt[4]{2} = 1,189$.

Въ табл. II приведена серія дополнительныхъ ситъ Tyler'a.

ТАБЛИЦА II. Дополнительная серія ситъ Tyler'a

Величина отверстій, модуль $\sqrt[4]{2} = 1,189$		Число отверстій въ линейн. дюймѣ.	Діаметръ проволоки, дм.
дм.	мм.		
0,0082	0,208	65	0,0072
0,0069	0,175	80	0,0056
0,0058	0,147	100	0,0042
0,0049	0,124	115	0,0038
0,0041	0,104	150	0,0026
0,0035	0,088	170	0,0024
0,0029	0,074	200	0,0021

Въ Англіи и на континентѣ, въ частности, въ Россіи принята серія ситъ I. M. M. *).

Какъ было указано выше, терминъ „число отверстій въ одномъ линейномъ дюймѣ“ не опредѣляетъ еще истинную величину отверстія въ ситѣ, а, слѣдовательно, величину зерна. Для опредѣленія последней надо указать величину отверстія или число отверстій въ линейномъ дюймѣ сита и діаметръ проволоки. I. M. M., предвидя неудобство такого обозначенія величины зеренъ, принялъ слѣдующія нормы, которыя легли въ основу констракціи серіи нормальныхъ лабораторныхъ ситъ:

- 1, отверстія въ ситахъ квадратныя;
- 2, въ каждомъ ситѣ діаметръ проволоки равенъ величинѣ отверстія;
- 3, сумма площадей всѣхъ отверстій въ каждомъ ситѣ или живое сѣченіе сита составляетъ 25% отъ всей площади сита;

*) Trans. Institution Min. Metallurgy Vol. XX, (1910), 486. Metallurg. Chemic. Eng. Vol. XI, 1913, 168.

4, произведение числа отверстій въ линейномъ дюймѣ въ каждомъ ситѣ на длину отверстія есть величина постоянная и равна 0,5. Слѣдовательно, при n отверстіяхъ въ 1 линейномъ дюймѣ величина отверстія въ любомъ ситѣ серии $= \frac{0,5}{n}$ дм. Модуль ситъ I. М. М. не постояненъ и колеблется между 1,258 до 1,33. Во всей серии семнадцать ситъ съ числомъ отверстій отъ 5 до 200 въ одномъ линейномъ дюймѣ.

Въ таблицѣ III приведена серия нормальныхъ ситъ I. М. М.

ТАБЛИЦА III Серия нормальныхъ лабораторныхъ ситъ I. М. М.

Число отверстій въ линейн. дюймѣ.	Величина отверстія.		Диаметръ проволоки.		Живое сѣченіе сита въ %
	дм.	мм.	дм.	мм.	
5	0,10	2,54	0,10	2,54	25,0
8	0,062	1,574	0,063	1,600	24,60
10	0,050	1,270	0,050	1,270	25,0
12	0,0416	1,056	0,0417	1,059	24,92
16	0,0312	0,792	0,0313	0,795	24,92
20	0,025	0,635	0,025	0,635	25,0
30	0,0166	0,421	0,0167	0,424	24,80
40	0,0125	0,317	0,0125	0,317	25,0
50	0,010	0,254	0,010	0,254	25,0
60	0,0083	0,211	0,0083	0,211	24,80
70	0,0071	0,180	0,0071	0,180	24,70
80	0,0062	0,157	0,0063	0,160	24,60
90	0,0055	0,139	0,0055	0,139	24,50
100	0,005	0,127	0,005	0,127	25,0
120	0,0042	0,107	0,0041	0,104	25,4
150	0,0033	0,084	0,0033	0,084	24,5
200	0,0025	0,063	0,0025	0,063	25,0

Хотя сита I. М. М. нашли широкое распространеніе на практикѣ, но они имѣютъ нѣкоторые существенные недостатки.

Такъ какъ для лабораторныхъ ситъ діаметръ-сита, изъ практическихъ соображеній, дѣлають не больше 8—10 дм., то желательно имѣть въ ситѣ возможно большую рабочую или сѣющую площадь для ускоренія работы просѣиванія. Въ ситахъ же I. М. М. эта сѣющая площадь составляетъ лишь 25% отъ всей площади сита и 75% послѣдней являются нерабочей или мертвой площадью. Принятіе столь малаго живого сѣченія въ ситахъ объясняется стремленіемъ I. М. М. увеличить устойчивость проволоки въ плетеніи и предотвратить ихъ смѣщеніе или скольженіе, для чего при конструкціи ситъ была выбрана болѣе толстая проволока, что естественно уменьшило живое сѣченіе ситъ. Другимъ недостаткомъ ситъ I. М. М. надо признать отсутствіе въ нихъ постояннаго модуля.

Въ самое послѣднее время въ Соед. Шт. Сѣв. Америки предложено ввести „метрическую“ серію ситъ *). Въ апрѣлѣ 1916 года съѣздомъ представителей американскихъ техническихъ и инженерныхъ обществъ, созваннымъ по инициативѣ Bureau of Standards, принята нормальная серія ситъ. Шкала въ этой серіи метрическая. Основнымъ является сито съ величиной отверстія въ 1 мм. Модулемъ для ситъ съ величиной отверстій отъ 1 до 8 мм, принять $\sqrt{2} = 1,4142$, для ситъ съ отверстиями меньше 1 мм. $\sqrt[4]{2} = 1,1892$. Сита обозначаютъ по величинѣ отверстія, выраженной въ мм. Во всей серіи 25 ситъ, съ величиной отверстія отъ 8 до 0,044 мм. и числомъ отверстій отъ 2,5 до 330 въ одномъ линейномъ дюймѣ.

Обратимся теперь къ ситовому анализу.

V.

Ситовой анализъ.

Ситовой анализъ производится сухимъ или мокрымъ путемъ, вручную или помощью автоматически дѣйствующихъ приборовъ.

Анализъ сухимъ путемъ заключается въ томъ, что опредѣленную навѣску измельченной руды, обычно 100 гр., просѣиваютъ послѣдовательно черезъ рядъ ситъ и взвѣшиваютъ матеріалъ, остающійся на каждомъ ситѣ и прошедшій черезъ послѣднее сито. Продуктъ, остающійся на ситѣ, обозначаютъ соотвѣтствующимъ № сита со знакомъ +, просѣвъ обозначаютъ № сита со знакомъ —.

Матеріалъ насыпаютъ въ самое грубое изъ выбранной серіи ситъ, сито вставляютъ въ соотвѣтствующій поддонъ, закрываютъ крышкой и встряхиваютъ. Черезъ каждое сито матеріалъ просѣиваютъ до отказа. При этомъ сито стараются сохранить въ горизонтальномъ положеніи, такъ какъ при наклонѣ сита черезъ отверстія послѣдняго мо-

*) Bulletin Amer. Inst. Min. Eng. June, 1917, 945. A. Standard Screen Scale for Testing Sieves.

тутъ пройти призматическія или цилиндрическія частицы, поперечное сѣченіе которыхъ меньше или равно отверстію сита, но длина которыхъ можетъ значительно превосходить отверстіе послѣдняго. Для ускоренія работы и разбиванія комьевъ при просѣиваніи въ сито кладутъ иногда грузы (washers) въ видѣ деревянныхъ или желѣзныхъ пластинокъ съ гладкими поверхностями. Эти грузы, оказывая давленіе на частицы, облегчаютъ ихъ прохожденіе черезъ сито. Но примѣненіе подобныхъ грузовъ не рекомендуется, такъ какъ они способствуютъ прохожденію черезъ сито призматическихъ или цилиндрическихъ частицъ, напр., длинныхъ нитей золота, серебра или мѣди, прежде чѣмъ послѣднія будутъ достаточно измельчены. Кромѣ того, грузы деформируютъ сито. Все это вводитъ ошибки въ результаты опробованія продуктовъ ситового анализа.

Факторами, заставляющими зерна матеріала проходить черезъ сито, являются интенсивность, продолжительность и число сотрясеній въ единицу времени. Просѣиваніе вручную даетъ только постоянную продолжительность трясенія и, конечно, не вполне точно, такъ какъ точный учетъ всѣхъ перерывовъ въ работѣ сильно удлинилъ бы всю операцію просѣиванія. Обыкновенно просѣиваніе вручную производятъ одновременно черезъ одно, а не наборъ изъ нѣсколькихъ ситъ.

Механическое просѣиваніе даетъ возможность сдѣлать вліяніе указанныхъ выше факторовъ одинаковымъ для всѣхъ классовъ и результаты ситового анализа независимыми отъ воли оператора, а потому болѣе правильными. Для механическаго просѣиванія въ лабораторіи пользуются приборомъ, изготовляемымъ фирмой W. S. Tyler въ Кливлендѣ. Приборъ состоитъ изъ платформы, подвѣшенной на пружинахъ и приводимой въ сильное сотрясеніе отъ спеціального электромотора. Въ приборѣ укрѣпляютъ наборъ ситъ, вставленныхъ одно въ другое телескопически, и всю систему приводятъ въ сотрясеніе въ теченіе опредѣленнаго періода времени, регулируемаго автоматическимъ дѣйствующимъ выключателемъ тока. Вліяніе личности здѣсь совершенно устраняется и одновременно производится разсѣиваніе 400—500 гр. матеріала на 6—8 ситахъ, что сильно сокращаетъ продолжительность ситового анализа.

Микроскопическое изученіе продуктовъ сухого просѣиванія показываетъ, что значительная часть крупныхъ зеренъ инкрустирована наиболѣе мелкими частицами матеріала, такъ называемымъ иломъ и такимъ образомъ, отдѣленіе частицъ другъ отъ друга по величинѣ зерна не достаточно совершенное.

Для устраненія этого явленія и полученія чистыхъ продуктовъ, навѣску матеріала, взятаго для ситового анализа, иногда взмучиваютъ съ избыткомъ воды и сливаютъ мутную воду со взвѣшенными частицами ила. Операцію повторяютъ до полного удаленія ила, пока декан-

таціонная вода не станетъ достаточно чистой и прозрачной. Декантационнымъ водамъ даютъ отстояться, спускаютъ помощью сифона прозрачную воду, осадокъ переносятъ на фильтръ, даютъ стечь водѣ и просушиваютъ на желѣзномъ или чугунномъ противнѣ. Въ качествѣ фильтра въ лабораторіи пользуются квадратной деревянной рамой, укрѣпленной на четырехъ ножкахъ. На рамѣ натягивается холщевый фильтръ, на который кладется фильтровальная бумага. Осадки сушатъ вмѣстѣ съ бумагой, легко отдѣляющейся отъ сухого ила. Отмытые и высушенные матеріалы (песокъ и илѣ) взвѣшиваютъ и подвергаютъ порознь ситовому анализу.

Способъ предварительной промывки матеріала съ цѣлью удаленія „аморфнаго“ ила и полученія чистыхъ классовъ рекомендуется также U. S. Bureau of Mines *), но этотъ способъ все же не вполне достигаетъ цѣли, такъ какъ микроскопическое изученіе продуктовъ ситового анализа показываетъ, что на крупныхъ частицахъ остается еще много мелочи, а главное, какъ показали опыты и въ нашей лабораторіи, предварительная промывка до ситового анализа часто совершенно измѣняетъ результаты опробованія отдѣльныхъ классовъ, доказательства чему будутъ приведены ниже. Вотъ почему нельзя рекомендовать этотъ способъ **)

Ситовой анализъ мокрымъ путемъ производится слѣдующимъ образомъ. Сито съ навѣской руды опускается на половину высоты въ сосудъ съ водой. При осторожномъ поднятіи и опусканіи сита создается токъ воды, которымъ и протягиваются частицы матеріала черезъ сито. При большомъ количествѣ иловъ въ матеріалѣ вода въ сосудѣ становится мутной, но муть не мѣшаетъ использовать ту же воду для дальнѣйшей работы. Оставшійся на ситѣ продуктъ промываютъ въ новой порціи воды до полученія прозрачной промывной воды, которой пользуются для промывки продуктовъ, остающихся на слѣдующихъ ситахъ. При матеріалахъ, содержащихъ много иловъ, выгодно сразу отмыть ила черезъ самое мелкое сито; способъ выполняется, какъ описано на стр. 12, но муть профильтровываютъ черезъ сито „200.“ Продуктъ, прошедшій черезъ первое сито, пропускаютъ черезъ слѣдующее и операцию повторяютъ со всей серіей ситъ. Этотъ способъ даетъ совершенно чистый матеріалъ, но требуетъ для своего выполненія много времени.

Кромѣ того, необходимо отмѣтить, что, какъ то показали лабораторныя изслѣдованія, сухое и мокрое просѣиваніе даютъ не совпадающіе результаты.

Фиксированіе золота по классамъ. Для фиксированія золота по классамъ производятъ предварительно ситовой анализъ 100 гр. руды.

*) Min. Sci. Press. Vol. 115, (1917), 236.

**) Min. Sci. Press. Vol. 115, (1917), 344.

Результаты ситовых анализов сводять въ видѣ слѣдующей при-
мѣрной таблицы (см. табл. IV.).

ТАБЛИЦА IV. Ситовой анализъ и фиксированіе золота по классамъ.

НАВЪСКА гр,

Среднее содержаніе золота.....золоти, въ 100 пуд.

Классы.	Количество		Содержаніе золота въ 100 пуд. золотн. b	Общее количество золота въ классѣ a. b золотн. 100	Распредѣленіе золота по классамъ въ %.
	гр	% a			

VI.

Определение количества сульфидовъ или концентратовъ въ рудѣ.

Для этого опредѣленія въ лабораторіи пользуются способомъ промывки на лоткѣ или въ ковшѣ. Операция требуетъ нѣкоторой ловкости и большого опыта и производится слѣдующимъ образомъ.

Широкій сосудъ, напр., эмалированное ведро или глазированный горшокъ наполняютъ на $\frac{3}{4}$ водой. Высота сосуда должна быть достаточной для свободнаго погруженія лотка или ковша. Сосудъ ставится подъ водопроводный кранъ. Навѣска руды въ 500—1000 гр., небольшими порціями въ 50—70 гр., взмучивается съ водой въ ковшѣ; послѣдній держать надъ водой въ широкомъ сосудѣ. Встряхиваніемъ и вращательнымъ движеніемъ ковша и частымъ погруженіемъ его въ воду стараются смыть болѣе легкія частицы ила и песка. Постепенно, по мѣрѣ удаленія послѣднихъ, увеличиваютъ наклонъ ковша. Оставшіеся концентраты смываютъ въ отдѣльный сосудъ и операцію повторяютъ со слѣдующими порціями руды до промывки всей навѣски. Собранные концентраты окончательно промываютъ, высушиваютъ, взвѣшиваютъ и опробовываютъ. Этить путемъ выясняютъ количество суль-

фидовъ и распредѣленіе золота между сульфидами и неколчеданистой частью руды, что очень важно для рѣшенія вопроса о необходимости концентраціи руды и отдѣльной обработкѣ концентратовъ.

Для отдѣленія сульфидовъ можно было бы пользоваться тяжелыми растворами, примѣняемыми въ минералогическомъ анализѣ, каковы, напр., іодистый метиленъ съ уд. в. 3,33, борвольфрамовокислы кадмій съ уд. в. 3,28 и т. д. Но большая дороговизна этихъ препаратовъ исключаетъ возможность пользоваться ими для концентраціи большихъ количествъ матеріала, напр., 1—2 кгр., что часто необходимо въ виду малаго содержанія сульфидовъ въ матеріалѣ.

VII.

Опредѣленіе количества ила въ измельченной рудѣ.

Часто необходимо установить количество ила, коллоидальнаго или кристаллическаго въ рудѣ, измельченной въ данномъ приборѣ. Для этой цѣли пользуются лабораторными концентраторами, дающими, согласно литературныхъ указаній, хорошіе результаты; но въ нашей лабораторіи такихъ концентраторовъ пока нѣтъ. Наиболѣе простымъ способомъ опредѣленія количества иловъ, не требующимъ специальныхъ приборовъ, является слѣдующій. Навѣску средней пробы руды взмучиваютъ съ 4—5 ти кратнымъ количествомъ воды въ цилиндрическомъ сосудѣ. Послѣ отстаиванія въ теченіе 30—60 секундъ мутную воду со взвѣшеннымъ иломъ декантируютъ въ особый сосудъ. Операцию взмучиванія и декантациі повторяютъ со свѣжими порціями воды до тѣхъ поръ, пока декантатъ не будетъ свободенъ отъ взвѣшеннаго ила. Отмытый отъ ила матеріалъ просушиваютъ и взвѣшиваютъ. Декантационныя воды послѣ отстаиванія сливаютъ, сгустившійся иль отфильтровываютъ, сушатъ и взвѣшиваютъ. Опробованіе песковъ и ила укажетъ на распредѣленіе золота между этими продуктами.

VIII.

Опредѣленіе максимальнаго извлеченія при амальгамаціи.

Опредѣленіе максимальнаго извлеченія, т. е., извлеченія при внутренней и внѣшней амальгамаціи производится въ лабораторіи въ фарфоровой ступкѣ діаметромъ 20—25 см. или чугунной шаровой мельницѣ.

Руда измельчается до 40—60 отверстій и путемъ сокращенія отъ нея отбирается средняя проба для опредѣленія содержанія золота. Предварительно опредѣляется общая кислотность измельченной руды, т. е., то количество щелочи, обычно СаО, которое необходимо для нейтрализаціи сѣрной кислоты, какъ свободной, такъ и связанной съ металлическими окислами въ видѣ сульфатовъ. Сульфаты нѣкоторыхъ

металловъ, какъ, напр., желѣза, мѣди, цинка, марганца и другихъ, находящіеся въ окисленныхъ или вывѣтрившихся рудахъ, ухудшаютъ амальгамацію, способствуя заболѣванію ртути и ея немзванію или вызываютъ при амальгамаціи на шлюзахъ образованіе налета, или пленки на активной зеркальной поверхности амальгамированныхъ листовъ. Это въ значительной степени понижаетъ извлеченіи золота изъ рудъ, какъ показали слѣдующіе опыты F. Thomson' a и R. Keffer' a*)

Для опытовъ служила кварцевая руда, измельченная до 40 отверстій и содержащая 2,49 унцій свободного золота въ одной тоннѣ. (12, 7 золот. въ 100 пуд.). Пульпа съ отношеніемъ жидкаго къ твердому 8:1, пропусклась по мѣдному листу, амальгамированному чистой ртутью, повторно до тѣхъ поръ, пока содержаніе въ хвостахъ отъ амальгамаціи болѣе не понижалось. Къ пульпѣ послѣдовательно прибавлялись FeSO_4 , MnSO_4 , ZnSO_4 въ количествѣ 5% по вѣсу сухой руды. Смѣсь подвергалась амальгамаціи, подобно чистой рудѣ и были получены слѣдующіе результаты:

Составъ пульпы		Извлеченіе золота въ %
Чистая	руда	76,9
"	" + 5% ZnSO_4	55,2
"	" + 5% MnSO_4	43,0
"	" + 5% FeSO_4	43,4.

Эти цифры показываютъ, на сколько вредно присутствіе растворимыхъ сульфатовъ въ рудѣ.

Опредѣленіе общей кислотности описано ниже, въ главѣ о ціанированіи.

Въ ступку всыпаютъ 500—1000 гр. средней пробы измельченной руды, прибавляютъ по расчету CaO и постепенно изъ мѣрнаго цилиндра столько воды, чтобы получилась густая пульпа. Требуемое количество воды зависитъ отъ характера руды и опредѣляется путемъ опыта. Густота пульпы имѣетъ большое значеніе для правильной амальгамаціи. При слишкомъ густой, мало подвижной пульпѣ ртуть не можетъ равномерно распредѣлиться по всей массѣ и нельзя достигнуть достаточнаго контакта между капельками ртути и зернами руды. При жидкой пульпѣ ртуть быстро проходитъ черезъ слой руды и собирается въ отдѣльныхъ мѣстахъ на днѣ чашки. Перетираніемъ пульпы разсѣять ртуть, не удерживаемую рудой, не удастся.

Пульпа перемѣшивается пестомъ до однородной консистенціи и къ ней прибавляютъ ртути въ количествѣ 5—10% по вѣсу руды. Пульпу растираютъ въ теченіе двухъ часовъ. Послѣ этого въ ступку прибавляютъ избытокъ воды, перемѣшиваютъ жидкую пульпу для того, чтобы ртуть могла собраться въ крупныя капли на днѣ чашки.

*) Metallurg Chemic. Eng. Vol XIII, 1915, p. 367.

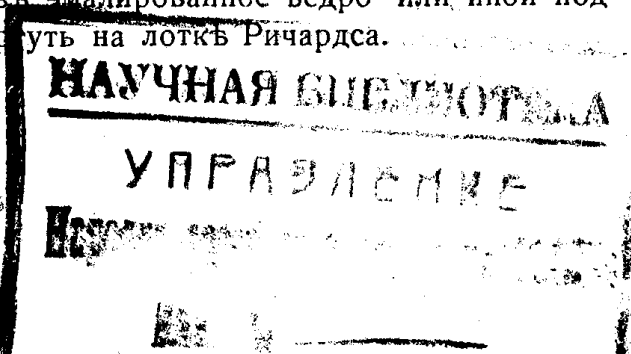
Тогда руду отмываютъ отъ ртути на ковшѣ или на кругломъ лоткѣ Ричардса (м. рис. 1), стараясь, по возможности, отмыть мельчайшія капли ртути. Последнюю собираютъ въ фарфоровой чашкѣ, промываютъ струей воды, воду тщательно отдѣляютъ помощью фильтровальной бумаги, ртуть высушиваютъ при $60-70^{\circ}$ и взвѣшиваютъ. Потеря въ вѣсѣ ртути показываетъ, на сколько тщательно произведена отмывка. Отмытую руду или хвосты отдѣляютъ отъ воды декантацией, фильтрованиемъ и просушиваниемъ. Послѣ взвѣшивания хвосты перемишиваютъ, просѣиваютъ черезъ сито 20—30, при чемъ всѣ комья растираютъ. Отъ хвостовъ отбираютъ среднюю пробу, измельчаютъ ее до—120 или—150 отверстій и подвергаютъ опробованію. По содержанію золота въ хвостахъ опредѣляютъ извлеченіе. Последнее можно опредѣлить также по количеству золота, перешедшаго въ амальгаму изъ данной навѣски руды. Для этого необходимо отогнать ртуть или растворить ее въ азотной кислотѣ. Эти операціи требуютъ много времени, специальныхъ приборовъ и связаны съ неизбежными и весьма серьезными потерями золота, если принять во вниманіе, что концентрація послѣдняго въ амальгамѣ весьма мала.

Амальгамація въ шаровой мельницѣ. Для амальгамаціи въ лабораторіи служитъ шаровая мельница, изображенная на рис. 2.

Порядокъ работы слѣдующій. Въ мельницу загружаютъ 2—3 кгр. измельченной руды, тремемое по расчету количество CaO и столько воды, чтобы получилась густая пульпа, въ которой могли бы задерживаться капли ртути. Количество воды зависитъ отъ состава и характера руды и варьируетъ отъ 20 до 40% отъ вѣса руды. Количество воды лучше всего устанавливается опытнымъ путемъ, для чего въ ступку засыпаютъ 100 гр. руды и при помѣшиваніи прибавляютъ воду изъ мѣрнаго цилиндра до полученія пульпы требуемой консистенціи. Расходъ воды опредѣляется отсчетомъ оставшагося количества ея въ мѣрномъ цилиндрѣ.

Ртути берутъ отъ 8 до 10% по вѣсу руды. Ртуть заливаютъ изъ небольшой бутылки, горлышко которой обматывается холстомъ. Проходя черезъ холщевый фильтръ, ртуть разбивается на мельчайшія капли и равномерно распредѣляется по поверхности пульпы. Для перемишивания послѣдней въ мельницу кладутъ два чугунныхъ шара и по закрытіи загрузочнаго люка мельница приводится въ вращеніе со скоростью 30—40 оборотовъ въ минуту въ теченіе двухъ часовъ. Затѣмъ черезъ отверстіе *a* въ мельницу заливаютъ нѣсколько литровъ воды для разжиженія пульпы и продолжаютъ вращать въ теченіе, примѣрно, 5—10 минутъ. При этомъ большая часть ртути собирается и можетъ быть спущена по открытіи пробки.

Тогда пульпу спускаютъ въ эмалированное ведро или иной подходящій сосудъ и отмываютъ ртуть на лоткѣ Ричардса.



Если весь отмытой ртути значительно разнится от веса загруженной, то хвосты от амальгамации снова перемывают.

Хвосты отделяют от воды и подвергают опробованию, как это описано при амальгамации в ступке. По содержанию золота в хвостах вычисляют процентное извлечение.

При амальгамации ртуть часто пемзует, т. е., разбивается на мельчайшие капли, потерявшие подвижность и не соединяющиеся в одно целое, что объясняется образованием на поверхности ртутных капель пленок из посторонних веществ.

Сильное пемзование ртути наблюдается при наличии в руде сульфидов тяжелых металлов. Для оживления такой ртути прибавляют к ней немного крепкого раствора KCN, NaOH и слабо нагревают. Иногда помогает прибавление азотной кислоты.

Таковы способы определения максимального извлечения при амальгамации руды данной степени измельчения.

Амальгамация на шлюз. Для определения извлечения золота при внешней амальгамации в лаборатории пользуются медным, амальгамированным шлюзом, изображенным на рис. 3. Весь процесс является имитацией амальгамации на шлюзах.

В сосуд А, служащий пульпообразователем, вливается вода и засыпаются измельченная руда и известь в требуемых количествах. Пульпа перемешивается четырехлопастной мешалкой В, приводимой в движение от мотора и дающей 600—800 оборотов в минуту. Перемешивание не прекращается в продолжение амальгамации.

Пульпа через тубус сосуда и трубку поступает на амальгаматор. Скорость струи регулируется зажимом, а для равномерного распределения пульпы по листу у головки последнего устроен подвижной порог, опусканием и поднятием которого можно изменять толщину слоя пульпы. Амальгаматор представляет собою медный лист длиной 100 см., шириной 36 см. и толщиной в 2 мм.

Подготовка амальгаматора производится следующим образом. *) Лист отжигают, затем края его по длинным сторонам загибают под углом в 90° так, чтобы образовались борта высотой 15—20 мм. Сняв окалину наждачной бумагой, лист протирают мелким песком до тех пор, пока его поверхность не станет чистой. Затем лист протирают влажной смесью из 10 в. ч. песка и 1 в. ч. хлористого аммония, промывают водой и повторяют эту операцию два или три раза. После этого в смесь песка с хлористым аммонием взбрызгивают ртуть и этой смесью натирают лист до получения зеркальной поверхности, которую промывают водой. Тогда амальгамированную поверхность смачивают 2% раствором KCN и оставляют лист под действием последнего на 12 часов, промывают затем водой и снова натирают ртутью до тех пор, пока поверхность

*) R. Richards. Ore dressing, vol II, 753.

станетъ блестящей зеркальной. Если послѣ стоянія въ теченіе нѣсколькихъ часовъ на зеркальной поверхности листа начнутъ появляться зеленныя пятна, то операцію промывки съ послѣдующимъ натираниемъ ртутью повторяютъ или листъ натираютъ амальгамой натрія.

Амальгмированный листъ установленъ на рамѣ изъ двухъ опоръ параллельно длинѣ листа. Наклонъ рамы, а, слѣдовательно, и листа можно измѣнять по желанію. Такъ какъ этотъ наклонъ зависитъ отъ густоты пульпы, величины зеренъ, состава и характера руды, то подходящій для даннаго случая наклонъ листа можно установить лишь опытнымъ путемъ. Для данной пульпы наклонъ долженъ быть таковъ, чтобы рудная муть стекала равномернo тонкимъ слоемъ, листъ не заливалось и на немъ не появлялись скопленія сульфидовъ или иныхъ тяжелыхъ частицъ. Скорость поступленія пульпы на амальгаматоръ можетъ варіировать отъ 1 до 2 литровъ въ минуту.

Порядокъ работы. Задавшись отношеніемъ жидкаго къ твердому, которое составляетъ на практикѣ отъ 6 до 10 в. ч. воды на 1 в. ч. руды, въ пульпообразователь или агитаторъ наливаютъ отмѣренное количество ея, пускаютъ въ ходъ мѣшалку и постепенно загружаютъ руду. Когда пульпа приготовлена, ее начинаютъ спускать по амальгаматору, регулируя струю помощью зажима. Сошедшую пульпу собираютъ въ ведро, переносятъ въ агитаторъ и снова пропускаютъ по листу. Операцію повторяютъ отъ 5 до 10 разъ. Послѣ опредѣленнаго числа пропусканій всѣ хвосты отъ амальгамации отъ данной операціи собираютъ, отдѣляютъ отъ воды и опредѣляютъ содержаніе въ нихъ золота. Такимъ образомъ устанавливаютъ, послѣ сколькихъ повторныхъ пропусканій по листу содержаніе золота въ хвостахъ не понижается. Тогда амальгамацию повторяютъ согласно даннымъ предыдущихъ опытовъ. По содержанію золота въ рудѣ и хвостахъ опредѣляютъ извлеченіе, достижимое при внѣшней амальгамации при данныхъ условіяхъ, которыя, понятно, легко можно измѣнять. Такъ, напр., можно увеличить густоту пульпы, степень измельченія руды, присадку извести и т. д.

Для опредѣленія наиболѣе подходящей степени измельченія производятъ ситовые анализы и фиксируютъ золото по классамъ въ рудѣ и хвостахъ. По полученнымъ результатамъ можно установить, какой изъ классовъ отдаетъ наибольшій процентъ золота и, слѣдовательно, какая фракція зерна является наиболѣе подходящей для полученія максимума извлеченія.

Продолжительность опытной амальгамации зависитъ отъ количества пульпы, подвергающейся амальгамации въ одну операцію и скорости струи. Такъ, въ лабораторіи при емкости агитатора въ 10 литровъ и скорости струи пульпы въ 1—2 литра въ минуту однократное пропусканіе всей пульпы по листу занимаетъ 10—12 минутъ. Благодаря малому количеству матеріала, медленному и спокойному протеканію

процесса при амальгамации на листъ можно сдѣлать весьма цѣнные наблюденія, характеризующія отношеніе руды при этомъ процессѣ.

Въ нижеслѣдующемъ приведены примѣры амальгамации, иллюстрирующие примѣненіе описанныхъ выше лабораторныхъ методовъ изслѣдованія рудъ.

IX

1. Амальгамация руды съ Богомдарованнаго рудника Азіатскаго Золотопромышленнаго общества (Урянхайскій край).

Руда представляла собою чистый бѣлый кварцъ безъ видимыхъ постороннихъ включеній. Лабораторіи была поставлена задача: опредѣлить максимальное извлеченіе золота изъ данной руды при амальгамации.

Вся доставленная въ лабораторію проба руды въ количествѣ 8580 гр. была измельчена до—80 отверстій сита I. М. М. При просѣиваніи на ситѣ остались ковкия частицы, заключавшія видимое золото. Не прошедшій черезъ сито матеріалъ былъ тщательно собранъ, взвѣшенъ и опробованъ. Въ этомъ матеріалѣ, вѣсъ котораго составлялъ 11,5 гр. было найдено 145,4 мгр. золота, что, будучи отцесено къ первоначальному вѣсу пробы (8580 гр.), дастъ 1,7 мгр золота въ 100 гр. руды или 6,53 золотн. въ 100 пуд. Содержаніе золота въ отсѣянной рудѣ оказалось равнымъ 26,88 золотн. въ 100 пуд. Слѣдовательно, въ 100 пуд. руды содержалось крупнаго золота 6,53 золотн., мелкаго 26,80 золотн., всего 33,41 золотн.

Амальгамация. Въ фарфоровую ступку было помѣщено 1400 гр. средней пробы руды прибавлено 400 куб. см. воды (29% по вѣсу руды) и 168 гр. ртути (12% по вѣсу руды). Пульпа перемѣшивалась въ теченіе двухъ часовъ, затѣмъ была разбавлена водой и отмыта на лоткѣ. Количество отмытыхъ хвостовъ составляло 1360 гр., слѣдовательно, было потеряно 40 гр. руды или 2,9% послѣдней. Содержаніе въ хвостахъ оказалось равнымъ 0,58 золотн. въ 100 пуд.

Такимъ образомъ, максимальное извлеченіе золота при амальгамации равнялось $\frac{26,88 - 0,58}{26,88} \cdot 100 = 98\%$

Извлеченіе отнесено къ содержанію золота въ отсѣянной рудѣ безъ учета того количества крупнаго золота, которое осталось на ситѣ; при амальгамации въ заводскомъ масштабѣ будетъ, понятно, извлечено и это золото. Содержаніе въ 0,58 зол. золота въ 100 пуд. хвостовъ не оправдало бы ихъ дальнѣйшую обработку при мѣстныхъ условіяхъ.

Изслѣдованная руда представляетъ примѣръ свободно-амальгамирующей руды, изъ которой почти все золото можетъ быть извлечено помощію лишь одного процесса амальгамации.

2. Амальгамація рудъ Варваринскаго рудника въ Южно-Енисейскомъ горномъ округѣ.

Изъ Варваринской жилы на мѣстѣ было отобрано для пробы 200 пуд. руды. Путемъ постепеннаго измельченія и сокращенія проба была доведена до 1,5 пуд. или 25 кгр. съ максимальной величиной кусковъ до 12 мм.

Руда представляла собою сплошной кварцъ темно-сѣраго цвѣта съ рѣдкими включеніями пирита, свинцоваго блеска и миспикеля. Въ лабораторіи проба была измельчена въ дробилкѣ Блэкъ до 5 мм. и сокращена на дѣлитель Джонса (Jones) до 7,5 кгр., которыя были измельчены до —40 отверстій, такъ какъ амальгамацію рѣшено было произвести съ этой степенью измельченія. Далѣе, проба снова была сокращена до 1980 гр. и тогда отобраны 200 гр. матеріала для опредѣленія золота. Эти 200 гр. были измельчены до—150, тщательно перемѣшаны и изъ навѣсокъ по 50 гр. руды опредѣлено золото, содержаніе котораго оказалось равнымъ 11,26 золотн. въ 100 пуд. руды.

Ситовой анализъ и фиксированіе золота по классамъ. Для ситового анализа была взята вторая половина послѣдней сокращенной пробы за вычетомъ 200 гр., пошедшихъ на плавки, т. е., 1780 гр.

Для анализа были примѣнены сита 60, 80, 100 и 120. Каждый классъ былъ изслѣдованъ подъ микроскопомъ, затѣмъ измельченъ до—150 и опробованъ помощію тигельной пробы.

Результатъ ситового анализа и фиксированія золота по классамъ приведены въ таблицѣ V.

Табл. V Ситовой анализъ руды и фиксированіе золота по классамъ.

НАВѢСКА 1780 гр.

Средн. содержаніе золота 11,26 золотн. въ 100 пуд.

Кассы.	Количество.		Содержаніе золота въ 100 пуд. золотн.	Общее количеств. золота въ классѣ, золотн.	Распределеніе золота по классамъ въ %.
	гр.	%			
+60	520	29,8	20,08	6,20	55,10
+80	240	13,8	9,79	1,35	11,99
+100	155	8,9	7,49	0,66	5,84
+120	10	7,5	8,06	0,60	5,33
—120	700	40	6,14	2,45	21,74
С у м м а	1745	100%	11,26	11,26	100%

Количество золота, которое каждый классъ вноситъ въ 100 пуд. руды опредѣляется произведеніемъ содержанія золота въ 100 пуд. со-

отвѣтствующаго класса на $\%$ этого класса въ пробѣ, т. е., перемноженіемъ цифръ 3 и 4 столбцовъ и дѣленіемъ произведенія на 100.

Микроскопическій анализъ. Каждый классъ изслѣдовался подъ микроскопомъ отдѣльно при увеличеніи 60—100.

Классъ +60. Кристаллическія зерна кварца. Сульфиды не отдѣлены, а срослись съ кварцевыми частицами. Ясно замѣтно золото въ видѣ мелкой пыли на зернахъ кварца. При смачиваніи матеріала соляной кислотой выдѣляется CO_2 изъ темноокрашенныхъ зеренъ известняка.

Классъ +80. Кристаллическія зерна кварца. Сульфидовъ мало. Отдѣльныя зерна кварца покрыты золотишками.

Классы +100 и +120. Картина та же, что въ классахъ —60 и +80.

Классъ —120. Картина не ясная, благодаря тому, что почти всѣ зерна покрыты пылью изъ окиси желѣза. Матеріаль кристалличенъ.

Преобладаніе кристаллическихъ зеренъ кварца безъ замѣтныхъ включеній, наличность свободнаго золота, весьма малое количество сульфидовъ—все это говоритъ за то, что извлеченіе при амальгамации обѣщаетъ быть вполнѣ удовлетворительнымъ.

Качественный химическій анализъ обнаружилъ присутствіе Pb, Fe, As, Mg, Ca и S въ весьма малыхъ количествахъ. Принявъ, что вся сѣра въ рудѣ связана съ желѣзомъ въ видѣ пирита, который, согласно указаній микроскопическаго анализа, преобладалъ среди сульфидовъ, по количеству сѣры въ рудѣ было опредѣлено, что въ послѣдней содержится 1 $\%$ FeS_2 , въ виду чего отдѣленіе сульфидовъ представлялось излишнимъ.

Опредѣленіе максимальнаго извлеченія при амальгамации. Это опредѣленіе было выполнено въ шаровой мельницѣ. Общая кислотность руды составляла 0, 5 $\%$ CaO . Въ шаровую мельницу были загружены 2700 гр. руды, измельченной до—40, 20 гр. CaO , 680 куб. см. воды, что по предварительнымъ опредѣленіямъ давало пульпу подходящей консистенціи, и 220 гр. ртути. Въ мельницу были положены 2 шара, и амальгамация длилась 2 часа. Пульпа послѣ разбавленія водой была выгружена и руда дважды отмыта отъ ртути на лоткѣ Ричардса. Хвосты отъ амальгамации были высушены, просѣяны черезъ сито 20, взвѣшены, сокращены и опробованы. Отъ хвостовъ было отобрано 1500 гр. для ситового анализа и фиксированія золота по классамъ.

Результаты амальгамации:

загружено руды	2700 гр.	
получено хвостовъ	2630	
потеряно руды	70	" = 3, 4 $\%$ отъ вѣса загрузки
залито ртути	2 20	"

отмыто амальгамы 215 гр.
 потеря ртути 5 „ = 2,3 % отъ залитаго
 количества
 золота въ 100 пуд. руды . . . 11,26 золотн.
 „ „ хвостовъ . . . 3,07 „
 извлечено золота со 100 пуд. . 8,19 „
 % извлеченія 72,7 %.

Въ табл. VI приведены результаты ситового анализа хвостовъ и фиксированія въ нихъ золота по классамъ.

ТАБЛИЦА VI Ситовой анализъ хвостовъ и фиксированіе золота по классамъ.
 Навѣска—1500 гр, содержаніе золота—3,07 золотн. въ 100 пуд.

КЛАССЫ.	Количество.		Содержаніе зо- лота въ 100 п. золотн.	Общее колич. зо- лота въ классѣ золотн.	Распределеніе золота по клас- самъ въ %
	гр.	%			
+ 60	327,5	23,3	2,84	0,66	24,3
+ 80	250,0	17,8	3,34	0,59	21,7
+ 100	154,5	11,0	2,69	0,29	10,7
+ 120	121,0	8,6	2,78	0,24	8,9
- 120	554,0	39,3	2,38	0,93	34,3
Сумма . .	1470	100%	3,07	2,71	100%

Въ табл. VII сопоставлены ситовые анализы и распределеніе зо-
 лота по классамъ въ рудѣ и хвостахъ отъ амальгамаціи.

**ТАБЛИЦА VII. Ситовые анализы и извлеченіе золота по классамъ при амальгама-
 ціи въ шаровой мельницѣ.**

КЛАССЫ.	Количество въ %.		Содержаніе золота въ 100 п. каждого класса.		Извлечено золота изъ каждого класса.	
	До амальга- маціи.	Послѣ амаль- гамаціи.	До амальга- маціи.	Послѣ амаль- гамаціи.	Золотн. со 100 пуд.	%.
+ 60	29,8	23,3	20,08	2,84	17,24	85,1
+ 80	13,8	17,8	9,79	3,34	6,45	65,9
+ 100	8,9	11,0	7,49	2,69	4,80	64,0
+ 120	7,5	8,6	8,06	2,79	5,27	65,4
- 120	40,0	39,3	6,14	2,38	3,76	61,3
Сумма . . .	100	100	11,16	3,07	8,19	72,7

Изъ данныхъ таблицъ VII мы видимъ, что наиболѣе подходящей величиной зерна для амальгамации надо признать —40+60, такъ какъ классъ +60 показалъ наибольшее извлеченіе золота. Болѣе тонкое измельченіе руды не повышаетъ извлеченія и, слѣдовательно, излишне. Нѣкоторое увеличеніе продуктовъ +80 и +100 въ хвостахъ отъ амальгамации надо приписать дополнительному измельченію въ шаровой мельницѣ болѣе грубыхъ классовъ.

Анализъ данныхъ таблицы V указываетъ, что золото въ рудѣ крупное, ибо большая часть его связана съ классами +60 и +80, составляя въ обоихъ классахъ 67% отъ общаго содержанія золота въ рудѣ.

Внутренняя амальгамация на листѣ. 4,5 кгр. средней пробы, измельченной до—40 отверстій, раздѣлены на дѣлителѣ Джонса на четыре приблизительно равныхъ части.

Въ пульпообразователь наливалась вода въ такомъ количествѣ, чтобы отношеніе жидкаго къ твердому въ пульпѣ было равно 10:1, загружалась руда и прибавлялась окись кальція въ количествахъ, показанныхъ въ табл. VIII. Пульпа изъ первой четверти пробы была пропущена по листу пять разъ, изъ второй четверти—семь, изъ третьей—восемь и изъ послѣдней—девять разъ. Наклонъ листа составлялъ 1 дм. на футъ длины листа или $1/12$; при этомъ наклонѣ листъ не заливалось и рудная муть стекала спокойной струей.

Число оборотовъ мѣшалки составляло 700—800 въ минуту. При всѣхъ опытахъ условія работы оставались тождественными, за исключеніемъ числа пропусканій пульпы по листу. Хвосты отъ каждой операціи, включавшей указанное выше число пропусканій по листу, собирались, высушивались и подвергались опробованію.

Результаты амальгамации на листѣ приведены въ табл. VIII.

ТАБЛИЦА VIII. Результаты амальгамации на листѣ.

Число пропусковъ по листу.	Продолжительность одной полной амальгамации мин.	Въ минуту проходило по листу литр. пульпы.	Вѣсъ руды гр.	Количество воды кб. см.	СаО		Вѣсъ хвостовъ гр.	Потеряно руды.		Содержаніе золота въ 100 пуд. хвостовъ въ золотн.	Извлеченіе золота.	
					гр.	% по вѣсу руды.		гр.	%		Со 100 пуд. руды золотн.	Въ % отъ средн. содерж. въ рудѣ
5	48	1, 26	1130	1100	10	0, 88	1070	50	4, 4	3, 53	7, 73	68, 70
7	43	1, 46	1060	1060	8	0, 75	1020	40	3, 4	2, 84	8, 42	74, 80
8	44	1, 41	1050	1050	8	0, 76	1010	40	3, 5	2, 47	8, 79	78, 10
9	50	1, 70	1170	1200	8	0, 68	1125	45	3, 8	2, 46	8, 80	78, 15

Опыты амальгамації на листѣ показываютъ, что послѣ восьми-кратнаго пропуска пулпы по листу извлеченіе не повышается и максимумъ извлеченія при внѣшней амальгамації составляетъ 78%. Содержаніе золота въ хвостахъ при этомъ понижается до 2,47 зол. въ 100 пуд., что указываетъ на необходимость дальнѣйшей обработки хвостовъ помощію ціанированія.

Извлеченіе золота при внѣшней амальгамації оказалось на 5,4% (78,1—72,7) выше, чѣмъ при амальгамації въ шаровой мельницѣ. Это можетъ быть объяснено тѣмъ, что при движеніи тонкой струи рудной мути по листу достигается болѣе полный контактъ между частицами золота и ртутью, чѣмъ при амальгамації въ шаровой мельницѣ, гдѣ условія контакта менѣе благоприятны для растворенія золота въ ртути. Какъ бы мелко ни были капли ртути, разсѣянные въ пульпѣ, густота и малая подвижность послѣдней препятствуютъ тому, чтобы каждая частица руды пришла въ соприкосновеніе со ртутью, какъ это имѣетъ мѣсто на листѣ. Къ тому же, въ шаровой мельницѣ, благодаря растирающему дѣйствию шаровъ и руды, ртуть пемзуются и этимъ въ сильной степени сокращается активная поверхность послѣдней. На листѣ поверхность ртути остается все время блестящей и активной.

Результаты изслѣдованія руды и ея амальгамація позволяютъ сдѣлать слѣдующіе выводы.

1. Руда относится къ категоріи свободно амальгамирующихся.
2. Золото въ рудѣ крупное.
3. Концентрація руды до или послѣ амальгамації излишня, такъ какъ количество сульфидовъ весьма незначительно.
4. Наиболѣе подходящими для данной руды условіями амальгамації являются слѣдующія:
 - а) внутренняя амальгамація не нужна,
 - б) достаточной степенью густоты пульпы будетъ 10:1.
 - в) реакція пульпы при амальгамації должна быть слабо щелочная, соотвѣтствующая приблизительно 0,5% СаО по вѣсу руды.
5. Максимальное извлеченіе золога при указанныхъ выше условіяхъ при внѣшней амальгамації составляетъ 8,8 золотн. со 100 пуд., или 78% отъ содержанія золота въ рудѣ (11,26 золотн. въ 100 пуд.)
6. Хвосты отъ амальгамації, какъ содержащіе еще 2,5 золотн. въ 100 пуд. подлежатъ дальнѣйшей обработкѣ съ цѣлію извлеченія части заключающагося въ нихъ золота.

X.

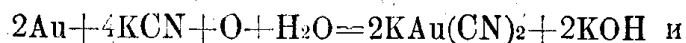
Ціанированіе.

Общая замѣчанія. Въ громадномъ большинствѣ случаевъ ціанированію золотосодержащихъ рудъ предшествуетъ амальгамація, потому

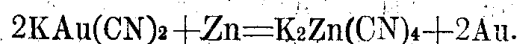
что весьма рѣдко встрѣчаются руды, послѣ амальгамаціи которыхъ въ хвостахъ не оставалось бы еще достаточно золота, чтобы ихъ съ выгодой можно было бы обрабатывать на цианистыхъ заводахъ; немногимъ чаще приходится металлургу имѣть дѣло и съ рудой, амальгамировать которую было бы невыгодно, вслѣдствіе ли ничтожнаго извлеченія золота, либо по причинѣ чрезмѣрныхъ затрудненій, съ которыми связана амальгамація (большой удѣльный вѣсъ руды, сносъ ртути и проч.). Слѣдуетъ еще отмѣтить универсальность цианистаго способа извлеченія золота. Современная техника цианированія стоитъ настолько высоко, что, не рискуя впасть въ ошибку, можно утверждать, что помощью цианистаго процесса и его видоизмѣненій, можно извлечь золото изъ всякой руды, чего нельзя сказать объ амальгамаціи. Если же послѣдняя столь широко распространена, то причину тому нужно видѣть не въ невозможности извлечь цианированіемъ амальгамирующееся золото, а въ легкомъ улавливаніи болѣе или менѣе значительной части его (преимущественно золота крупнаго) и болѣе быстрой его реализаціи, о чемъ было сказано выше.

Какъ извѣстно, теоретически цианистый процессъ представляется весьма простымъ и цѣликомъ укладывается всего лишь въ два химическихъ уравненія:

- 1) растворенія золота въ цианистомъ калии:



- 2) осажденія золота изъ раствора посредствомъ металлическаго цинка:



При практическомъ осуществленіи процесса возникаетъ, однако, рядъ затрудненій: во первыхъ, по причинѣ сравнительно малой стойкости самого реагента, измѣняющагося съ теченіемъ времени въ водныхъ растворахъ съ образованіемъ цѣлаго ряда болѣе или менѣе сложныхъ органическихъ соединений, какъ на примѣръ, муравьинокислаго калия



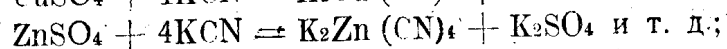
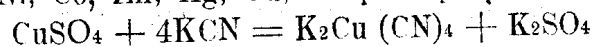
цианово-кислаго калия

$2\text{KCNO} + \text{O}_2 = 2\text{KCNO}$, распадающагося по уравненію:

$2\text{KCNO} + 3\text{H}_2\text{O} = \text{K}_2\text{CO}_3 + \text{CO}_2 + 2\text{NH}_3$ и многихъ другихъ; во вторыхъ, вслѣдствіе свойствъ цианистоводородной кислоты — кислоты весьма слабой, соли которой гидролитически распадаются въ водныхъ растворахъ съ образованіемъ ѣдкой щелочи и свободной кислоты:

$\text{KCN} + \text{H}_2\text{O} = \text{KOH} + \text{HCN}$ и которая легко вытѣсняется изъ солей, какъ углекислотой воздуха, такъ и кислотами, образующимися при вывѣтриваніи рудъ (H_2SO_4); въ водныхъ же растворахъ цианистоводородная кислота быстро переходитъ въ другія

органическія соединенія, полимеризуясь и осмоляясь;*) въ третьихъ, благодаря склонности ціанистаго калия образовывать комплексныя соединенія съ большею частью тяжелыхъ металловъ и ихъ солей, какъ то: Au, Ag, Cu, Fe, Mn, Ni, Co, Zn, Hg, Cd, напимѣръ:



въ четвертыхъ, вслѣдствіе большого разнообразія, какъ величины и формъ частицъ золота, такъ и характера минераловъ, съ которыми оно ассоциировано въ рудахъ. Перечисленные выше факторы, вліяющіе на результаты ціанистаго процесса и его протеканіе, многочисленныя сами по себѣ, даютъ безконечное число разнообразныхъ комбинацій, вѣроятность повторенія которыхъ весьма не велика. Отсюда становится яснымъ, что каждая руда, поступающая въ обработку, является носителемъ единственной въ своемъ родѣ комбинаціи свойствъ, оказывающихъ воздѣйствіе на протеканіе процесса.

Индивидуальныя особенности руды требуютъ, конечно, и индивидуализаціи методовъ ея обработки, что возможно вслѣдствіе большой гибкости ціанистаго процесса, позволяющаго видоизмѣнять его соответственно желанію металлурга. По этой причинѣ никакія готовыя схемы, заимствованныя изъ богатаго опыта, накопленнаго въ литературѣ по золотому дѣлу, не примѣнимы въ цѣломъ при рѣшеніи вопроса о методѣ обработки какого-либо новаго матеріяла. Въ схемѣ обработки, на основаніи которой проектируется заводъ, должны быть приняты во вниманіе всѣ индивидуальныя особенности матерьяла, выясненныя при всестороннемъ изученіи его свойствъ. Небреженіе этимъ элементарнымъ правиломъ, къ сожалѣнію, весьма распространенное среди отечественныхъ предпринимателей, обходится каждый разъ весьма дорого, во много разъ дороже, чѣмъ стоило бы предварительное изслѣдованіе.

Изученіе свойствъ золотосодержащаго матерьяла, выясненіе условий, при которыхъ ціанистый процессъ при наименьшихъ затратахъ даетъ наиболѣе совершенное извлеченіе золота—все это задачи, къ разрѣшенію которыхъ проще всего подойти помощью лабораторныхъ методовъ изслѣдованія. Такимъ образомъ, работѣ въ промышленномъ масштабѣ должно предшествовать изученіе матерьяла въ лабораторіи.

Конечно, умѣстенъ вопросъ: возможно ли на основаніи данныхъ, полученныхъ въ лабораторіи сдѣлать заключеніе, что работа завода при тѣхъ же условіяхъ дастъ тѣ же результаты. На этотъ вопросъ можно отвѣтить утвердительно, такъ какъ ціанистый процессъ со всѣми его видоизмѣненіями легко воспроизвести въ лабораторіи, а,

*) Часто встрѣчающееся въ литературѣ указаніе, что ціанистоводородная кислота быстро улетучивается изъ разбавленныхъ водныхъ растворовъ, не соответствуетъ дѣйствительности, какъ показали опыты E. Kühn'a, описанные въ диссертации „Die chemischen Vorgaenge bei der Cyanlaugung von Silbererzen“, Halle a. S. 1912 г.

слѣдовательно, и получить результаты, близкіе къ тѣмъ, которые при сходныхъ условіяхъ получились бы на заводѣ. Конечно, есть вопросы, полное выясненіе которыхъ въ лабораторіи либо затруднительно, либо вовсе не возможно. Наиболе правильное рѣшеніе такихъ вопросовъ могло бы быть найдено на опытномъ заводѣ съ малой производительностью, сооруженіе котораго предшествуетъ созданію производства въ крупномъ масштабѣ, какъ это теперь и практикуется большинствомъ вновь возникающихъ крупныхъ предпріятій въ Соед. Шт. Сѣв. Америки и въ другихъ промышленныхъ странахъ. Однако же для ціанистаго процесса, какъ таковаго, эти вопросы имѣютъ второстепенное значеніе, и невозможность разрѣшенія ихъ въ лабораторіи нисколько не умаляетъ важность предварительныхъ изслѣдованій, къ изложенію методовъ которыхъ мы и переходимъ.

Задачи лабораторнаго изслѣдованія. Лабораторныя изслѣдованія золотосодержащихъ рудъ или матерьяловъ (хвостовъ отъ амальгамации, эфелей, иловъ, концентратовъ), подлежащихъ ціанированію, имѣютъ цѣлью установить слѣдующее:

1. Содержаніе золота.
2. Химическій и минералогическій составъ матеріала.
3. Максимальное извлеченіе золота.
4. Наивыгоднѣйшую степень измельченія.
5. Наивыгоднѣйшую крѣпость раствора.
6. Наивыгоднѣйшее отношеніе жидкаго къ твердому.
7. Наивыгоднѣйшую продолжительность обработки.
8. Наивыгоднѣйшую щелочность раствора.
9. Примѣнимость перколяціи.
 Скорость перколяціи.
 Пористость матерьяла.
 Количество влаги, задерживаемой въ хвостахъ.
 Извлеченіе золота.
 Расходъ ціанистаго калия.
10. Извлеченіе золота посредствомъ агитаціонной пробы.
11. Необходимость конценраціи.
12. Кислотность матерьяла, либо его щелочность.
13. Физическія константы:
 удѣльный вѣсъ,
 объемный вѣсъ.
- 14. Необходимость вспомогагельныхъ операцій:
 промывки водой,
 окисленія.

XI.

Опредѣленіе содержанія золота.

На опредѣленіи содержанія золота въ изслѣдуемомъ матерьялѣ

обычно всегда предшествует цианированию, для определения максимального извлечения золота берутъ матерьялъ такимъ, какъ онъ есть. Во второмъ случаѣ приходится остановиться на нѣкоторой определенной степени измельченія, которую а priori можно было бы считать достаточной. Какъ мы увидимъ ниже, въ нашей лабораторіи матерьялъ, проходящій черезъ сито 150, считается достаточно измельченнымъ. Вопросы же о томъ, — достаточно ли измельченіе въ первомъ случаѣ и какова наивыгоднѣйшая максимальная величина частицъ во второмъ — рѣшаются путемъ отдѣльныхъ испытаній, описанныхъ ниже.

Въ выполненіи самой процедуры опредѣленія извлечения золота, такъ называемой, бутылочной пробы, далеко нѣтъ того однообразія какое было бы желательно.

Обращаясь къ литературѣ на русскомъ языкѣ, мы находимъ единственное указаніе, что опредѣленіе „количества золота, извлекаемаго изъ эфелей помощью цианистаго калия“ заключается въ томъ, что „навѣска не меньше 500 граммовъ средней пробы эфелей взбалтывается въ продолженіе 2—3 часовъ въ обыкновенной бутылкѣ, закупоренной пробкой съ растворомъ цианистаго калия крѣпостью отъ 0,15 до 0,5%, взятомъ въ количествѣ кубическихъ сантиметровъ, равномъ половинѣ граммоваго вѣса навѣски“, послѣ чего въ отдѣленномъ растворѣ опредѣляютъ содержаніе золота, по которому и судятъ объ извлеченіи*).

Описанный способъ страдаетъ существенными недостатками: во первыхъ, примѣненіе способа ограничивается эфелями, такъ какъ не дано указаній, — какимъ образомъ вести изслѣдованіе рудъ, до какой величины зерна ихъ нужно предварительно измельчить; во вторыхъ, можно сомнѣваться, что въ указанный промежутокъ времени, 2—3 часа, золото, растворимое въ цианистомъ калии, во всѣхъ случаяхъ успѣетъ раствориться; въ третьихъ, продолжительность обработки, существеннѣйшій факторъ, точно не фиксирована.

I. E. Clennell въ своей книгѣ**) предлагаетъ въ качествѣ стандартной предварительной пробы, служащей основаніемъ для дальнѣйшихъ изслѣдованій, слѣдующій способъ: отъ измельченнаго предварительно до 40 отверстій матерьяла отбирается проба въ 100 гр., обрабатываемая затѣмъ при непрерывномъ взбалтываніи въ теченіе 16 часовъ 100 кубическими сантиметр. 0,5%-наго раствора цианистаго калия съ прибавленіемъ окиси кальція. Извлеченіе золота опредѣляется, какъ по содержанію его въ хвостахъ, такъ и по опробованію раствора.

Очевидно, что способъ, предложенный Clennell'емъ не даетъ возможности опредѣлить, какое количество золота возможно извлечь при наивыгоднѣйшихъ условіяхъ, такъ какъ рекомендуемая имъ степень измельченія не можетъ считаться достаточной. Сказанное подтверждаетъ

*) М. Рыбалкинъ. Цианистый способъ извлечения золота. Вѣст. Золотопр., 1904 г. т. XIII, стр. 248.

**) I. E. Clennell. The Cyanide Handbook, 1910, p. 490.

обычно всегда предшествует цианированию, для определения максимального извлечения золота берутъ матерьялъ такимъ, какъ онъ есть. Во второмъ случаѣ приходится остановиться на нѣкоторой определенной степени измельченія, которую а priori можно было бы считать достаточной. Какъ мы увидимъ ниже, въ нашей лабораторіи матерьялъ, проходящій черезъ сито 150, считается достаточно измельченнымъ. Вопросы же о томъ, — достаточно ли измельченіе въ первомъ случаѣ и какова наивыгоднѣйшая максимальная величина частицъ во второмъ — рѣшаются путемъ отдѣльныхъ испытаній, описанныхъ ниже.

Въ выполненіи самой процедуры определения извлечения золота, такъ называемой, бутылочной пробы, далеко нѣтъ того однообразія какое было бы желательно.

Обращаясь къ литературѣ на русскомъ языкѣ, мы находимъ единственное указаніе, что определеніе „количества золота, извлекаемого изъ эфелей помощью цианистаго калия“ заключается въ томъ, что „навѣска не меньше 500 граммовъ средней пробы эфелей взбалтывается въ продолженіе 2—3 часовъ въ обыкновенной бутылкѣ, закупоренной пробкой съ растворомъ цианистаго калия крѣпостью отъ 0,15 до 0,5%, взятомъ въ количествѣ кубическихъ сантиметровъ, равномъ половинѣ граммсваго вѣса навѣски“, послѣ чего въ отдѣленномъ растворѣ определяютъ содержаніе золота, по которому и судятъ объ извлеченіи*).

Описанный способъ страдаетъ существенными недостатками: во первыхъ, примѣненіе способа ограничивается эфелями, такъ какъ не дано указаній, — какимъ образомъ вести изслѣдованіе рудъ, до какой величины зерна ихъ нужно предварительно измельчить; во вторыхъ, можно сомнѣваться, что въ указанный промежутокъ времени, 2—3 часа, золото, растворимое въ цианистомъ калии, во всѣхъ случаяхъ успѣетъ раствориться; въ третьихъ, продолжительность обработки, существеннѣйшій факторъ, точно не фиксирована.

I. E. Clennell въ своей книгѣ**) предлагаетъ въ качествѣ стандартной предварительной пробы, служащей основаніемъ для дальнѣйшихъ изслѣдованій, слѣдующій способъ: отъ измельченнаго предварительно до 40 отверстій матерьяла отбирается проба въ 100 гр., обрабатываемая затѣмъ при непрерывномъ взбалтываніи въ теченіе 16 часовъ 100 кубическими сантиметр. 0,5%-наго раствора цианистаго калия съ прибавленіемъ окиси кальція. Извлеченіе золота определяется, какъ по содержанію его въ хвостахъ, такъ и по опробованію раствора. Очевидно, что способъ, предложенный Clennell'емъ не даетъ возможности определить, какое количество золота возможно извлечь при наивыгоднѣйшихъ условіяхъ, такъ какъ рекомендуемая имъ степень измельченія не можетъ считаться достаточной. Сказанное подтверждаетъ

*) М. Рыбалкинъ. Цианистый способъ извлечения золота. Вѣст. Золотопр., 1904 г. т. XIII, стр. 248.

**) I. E. Clennell. The Cyanide Handbook., 1910, p. 490.

практика на Rand'ѣ, гдѣ установлено, что чѣмъ большая доля всего матерьяла, проступающаго въ перколяціонные чаны, проходитъ черезъ сито 90, тѣмъ выше процентъ извлеченія золота. Поэтому на Rand'ѣ считаютъ, что нормально 65—70% всего матерьяла должно проходить черезъ сито 90. Специальныя изслѣдованія, произведенныя тамъ же, показали, что 43,5% золота, остающагося въ хвостахъ послѣ перколяціи, приходится на классъ +90 *). Такимъ образомъ, практика указываетъ, что для перколяціоннаго процесса, дающаго, вообще, извлеченіе, отстающее отъ достижимаго при болѣе выгодныхъ условіяхъ (напримѣръ, при полномъ иловомъ процессѣ), требуется измелъченіе, значительно болѣе тонкое, чѣмъ принимаетъ Clennell для рекомендуемыхъ имъ пробъ.

На Rand'ѣ также было выработано нѣсколько способовъ для рѣшенія интересующаго насъ вопроса.

Замѣтимъ, что Johnston **) не даетъ указаній, какова должна быть максимальная величина частицъ изслѣдуемаго матеріала. Это упущеніе объясняется тѣмъ, что на Rand'ѣ всѣ руды предварительно амальгамируются и изслѣдователю приходится имѣть дѣло исключительно съ хвостами, которые онъ беретъ, какъ таковые, не заботясь о дальнѣйшемъ измелъченіи.

Наиболѣе быстрые результаты даетъ обработка 250 граммъ хвостовъ съ 0,25 гр. СаО и 500 куб. см. раствора KCN, крѣпостью 0,25%, въ бомбѣ емкостью въ 2 литра подъ давленіемъ около 7 атмосферъ (100 фун. на кв. дюймъ) воздуха либо кислорода. Бомба непрерывно встряхивается въ теченіе 6 часовъ, что достаточно для извлеченія всего золота, которое можетъ раствориться. ***) Методъ этотъ требуетъ специальной аппаратуры, обычно не имѣющейся подъ руками, а потому не можетъ претендовать на широкое распространеніе.

Вмѣсто того, чтобы обрабатывать матеріалъ подъ дѣйствіемъ сжатого воздуха или кислорода, на Rand'ѣ къ раствору ціанистаго калия прибавляютъ перекиси барія. Примѣненіемъ этого окислителя достигается та же цѣль—ускореніе растворенія золота, каковая преслѣдовалась повышеніемъ давленія кислорода.

Опредѣленіе максимальнаго извлеченія золота можетъ быть въ этомъ случаѣ выполнено двумя способами. ****)

1. 250 гр. матерьяла, 0,25 гр. перекиси барія, ($\text{BaO}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$), 0,25 гр. окиси кальція и 500 куб. см. раствора ціанистаго калия, 0,25% крѣпостью, оставляютъ стоять въ открытомъ сосудѣ, время отъ времени встряхивая, въ теченіе 24-хъ часовъ. Затѣмъ прозрачный растворъ де-

*) Rand Practice, Vol. I, p. 169.

**) Авторъ главы On testig. Rand Practice, vol. I, p. 350—351.

***). Интересно отмѣтить, что сходный способъ—обработка руды при повышенномъ давленіи—легъ въ основу процесса, патентованнаго обществомъ The Koenig Cyaniding Process Company и нашедшаго уже кое-гдѣ примѣненіе на практикѣ.

****) Rand Practice, vol. I, p. 350—351.

кантируютъ, прибавляютъ свѣжую порцію раствора KCN (500 кб. см., съ такимъ же количествомъ $\text{BaO}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ и оставляютъ стоять еще 24 часа. Извлечение опредѣляютъ по хвостамъ, отмывъ ихъ предварительно отъ раствореннаго золота.

2. Проба, составленная такъ же, какъ и въ первомъ способѣ, непрерывно агитируется въ теченіе 24-хъ часовъ, при чемъ время отъ времени открывается пробка. При непрерывной агитаціи раствореніе золота идетъ, конечно, скорѣе, почему и продолжительность обработки сокращена въ два раза по сравненію съ первымъ способомъ.

Въ литературѣ имѣется еще рядъ указаній относительно выполненія бутылочной пробы, столь же разнящихся другъ отъ друга, какъ и приведенныя выше. На нихъ останавливаться не будемъ, такъ какъ и изложенное въ достаточной степени подтверждаетъ, что практикой еще не выработаны строгія нормы для опредѣленій этого рода.

Въ нашей лабораторіи приходилось не разъ сталкиваться съ затрудненіями, благодаря указанному обстоятельству, поэтому пришлось создавать эти нормы для себя, и руководствоваться ими при всѣхъ подобнаго рода опредѣленіяхъ. Чтобы эти нормы не были произвольны и опредѣленія извлечения золота, выполняемыя по нимъ, давали бы цифры дѣйствительно близкія къ максимальнымъ, достижимымъ при самыхъ благопріятныхъ условіяхъ, въ лабораторіи для установленія ихъ былъ поставленъ рядъ соотвѣствующихъ опытовъ.

Для опытовъ послужили слѣдующіе матерьялы:

1. Эфель Іоанновскаго рудника, Енисейской губ.
2. „ Кочкарскаго „ „ Оренбургской „
3. Хвосты отъ лабораторной амальгамаціи руды № 4.
4. Эфель рудника Удалой, Семипалатинской Области.
5. Хвосты отъ лабораторной амальгамаціи руды Варваринскаго прииска, Енисейской губ.
6. Эфель Бериккульскаго рудника, Томской губ.

Рядъ пробъ по 400 гр., взятыхъ отъ первыхъ трехъ матерьяловъ, обрабатывался 600 кб. см. раствора KCN (0,2%) въ присутствіи 0,4 гр. СаО въ теченіе 1, 3, 6, 9 и 12-ти часовъ. Извлечение золота опредѣлялось по растворамъ. Результаты опытовъ сведены въ таблицу IX.

ТАБЛИЦА IX. Вліяніе продолжительности обработки на извлечение.

Эфеля	іоанновскій	№ 4-ый	кочкарскій
Содержаніе золота зол. въ 100 п.	4,17	2,21	1,47
Агитація 1 часъ извлечено %	45,87	17,36	18,13
„ 3 „ „ „	57,34	20,83	35,20
„ 6 „ „ „	63,78	20,83	40,00
„ 9 „ „ „	70,18	26,04	44,00
„ 12 „ „ „	76,15	26,04	45,33
Максимальное извлечение „	78,34	34,72	49,34
Извлечение въ перколяторѣ „	83,21	50,53	—

Из рисунка видно, что диаграмма, на которую нанесены результаты видно, что бутылочная проба в томъ видѣ, какъ она была предложена М. Рыбалкинымъ (см. стр. 31), совершенно не пригодна для опредѣленія максимальнаго извлечения. Во всѣхъ трехъ образцахъ кривыя, показывающія зависимость между временемъ обработки и извлечениемъ, довольно резко идутъ вверхъ между 1 и 3 часами обработки, затѣмъ скорость растворенія падаетъ и кривыя поднимаются болѣе медленно, не достигая максимума возможнаго извлечения и при 12-ти-часовой обработкѣ. Очевидно, что цифры, полученные для извлечения золота при обработкѣ матерьяла въ теченіе 2—3 часовъ, какъ рекомендуетъ М. Рыбалкинъ, будутъ совершенно случайныя.

Максимальное извлечение, нанесенное также на диаграммѣ I, опредѣлялось по способу, сходному съ принятымъ на Rand'ъ (см. стр. 32). Проба по 200 гр. (для убогаго кочкарскаго эфеля 400 гр.) агитировались въ теченіе 9 часовъ съ 400 кб. см. (для кочк. эф. 600 кб. см.) 0,23%-го раствора KCN въ присутствіи 0,2 гр. CaO и 0,2 гр. BaO·8H₂O. Затѣмъ пробы оставлялись въ покой 14 часовъ, вслѣдъ за чѣмъ агитация продолжалась еще 3 часа. Для каждаго изъ трехъ изслѣдуемыхъ матерьяловъ ставилось по двѣ пробы. Извлечение опредѣлялось по растворамъ.

Достигимъ ли при такихъ условіяхъ дѣйствительно максимумъ извлечения? На этотъ вопросъ непосредственные опыты съ лабораторнымъ перколяторомъ, результаты которыхъ помѣщены въ таблицѣ IX и на диаграммѣ I, дали отрицательный отвѣтъ. Извлечение въ перколяторѣ получилось больше, чѣмъ дало „максимальное“ извлечение. Опредѣленіе извлечения помощью лабораторнаго перколятора описано ниже.

Къ сожалѣнію, за израсходованиемъ матерьяловъ, послужившихъ для описанныхъ опытовъ, не удалось на нихъ же окончательно выяснитъ намѣченный вопросъ.

Методъ опредѣленія максимальнаго извлечения золота помощью послѣдовательной двойной обработки пробы растворомъ KCN въ присутствіи перекиси барія и окиси кадмы, предложенный на Rand'ъ и описанный на стр. 32, оказался также не вполне удовлетворительнымъ, какъ показываютъ опыты съ эфелями рудника Удалого, результаты которыхъ представлены въ таблицѣ X на стр. 34.

Изъ приведенныхъ цифръ видно, что 22-хъ-часовая непрерывная агитация даетъ большее извлечение, чѣмъ обработка матерьяла въ теченіе 48 часовъ при стоянн и взбалтыванн лишь время отъ времени. Такимъ образомъ, непрерывная агитация пробъ представляется наиболѣе целесообразнымъ приемомъ для достиженія возможнаго максимума растворенія золота.

Возникаетъ однако же вопросъ: какова должна быть продолжительность агитация, которую можно было бы принять, какъ норму болѣе или менѣе пригодную для всѣхъ рудъ?

ТАБЛИЦА XI. Извлечение золота из эфелей рудников

(Содержание золота 1,30 гольма на 100 гр. руды)

№	Обработки вались	Ча- совъ	Эфеля гр.	Раствора КСМ до см	Содержание КСМ %	СаО гр.	BaO·8H ₂ O гр.	Извлечение из %	
								по хвостамъ	по растворамъ
1	Агитация	22	300	300	0,49	2,5	—	66	52,7
2	При стоянии	24	48	400	0,25	2	1	52,6	52,6
		24		400	0,25	—	1		
3	" "	24	48	400	0,25	2	1	52,6	52,6
		24		400	0,25	—	1		

Въ некоторыхъ случаяхъ, какъ показываютъ цифры таблицы XI, максимумъ извлечения достигается въ сравнительно короткій срокъ.

ТАБЛИЦА XI. Предѣлъ продолжительности обработки.

Продолжительность обработки часовъ	1	6	12	18	24	36	Максим.
Эфель Берикольскаго рудника извлеч. %	60,39	73,99	71,55	72,91	72,91	72,91	70,20
" II Иоанновскаго	—	—	86,36	87,87	92,42	92,42	93,94
" Варваринскаго	—	28,00	40,00	—	54,00	66,00	72,60
" II Удалого	—	—	—	—	92,10	—	—

Напримѣръ, для берикольскаго эфеля достаточно 6 часовъ, для эфелей рудниковъ Удалого и Иоанновскаго требуется 24 часа; для хвостовъ же отъ амальгамации руды Варваринскаго рудника и 36-ти часовъ агитации оказывается недостаточно, чтобы извлеклось все растворимое золото.

На основаніи этихъ данныхъ можно сказать, что предѣлъ продолжительности обработки для достиженія максимальнаго извлечения долженъ лежать за 36-часами, но не превышать очень этотъ срокъ, такъ какъ въ большинствѣ случаевъ максимумъ извлечения достигнутъ, либо весьма близко. См. діагр. II.

Изложенное послужило достаточнымъ основаніемъ, чтобы въ нашей лабораторіи принять за норму при опредѣленіи максимальнаго извлечения 48-ми часовую агитацию. Какъ упоминалось выше, хвосты отъ амальгамации изслѣдуются безъ какого-либо предварительнаго измельченія; руда же, подлежащая изслѣдованію, измельчается до -150.

Опредѣленіе максимальнаго извлечения выполняется такимъ образомъ: въ стеклянку, емкостью 1½—2 литра, отмѣриваютъ 500 гр. см. 0,3%-го раствора КСМ, всыпаютъ туда 0,5 гр. СаО (0,2%) и 0,5 гр. BaO·8H₂O (0,2%), послѣ перемѣшиванія всыпаютъ 250 гр. изслѣдуе

агитационный станок. На рис. 4. изображенъ агитаторъ, применяемый въ лабораторіи, представляющій собой два деревянныхъ диска, укрепленныхъ на концахъ горизонтальной оси; помощью отоженной печкой проволоки къ каждому диску можетъ быть прикрѣплено 6 сткланокъ, размѣры которыхъ могутъ быть весьма различны. Агитаторъ приводится въ дѣйствіе отъ калорического двигателя на $\frac{1}{10}$ л.с. со скоростью 20—25 оборотовъ въ минуту.

Рекомендуется по прошествіи 24-хъ часовъ снять пробъ и открыть на нѣсколько минутъ пробки, послѣ чего сткланки снова закупориваютъ, и агитація продолжается еще 24 часа.

При очень убогихъ рудахъ навѣску берутъ въ 2 раза большую, увеличивая соотвѣтственно количество реагентовъ.

Послѣ окончанія агитаціи сткланки снимаютъ и оставляютъ отстаиваться 5—10 минутъ, послѣ чего нужное для опредѣленія золота количество жидкости можно отфильтровать съ большой скоростью, декантируя прозрачный растворъ черезъ сухой фильтръ въ сухой стаканъ.

Опредѣленіе извлеченія золота, какъ въ этомъ случаѣ, такъ и въ остальныхъ, удобнѣе и правильнѣе дѣлать по раствору, такъ какъ этимъ совершенно устраняется мѣшкотная работа промывки хвостовъ; получающіеся же результаты лучше согласуются другъ съ другомъ, чѣмъ это возможно достигнуть, опредѣляя извлеченіе по хвостамъ. Въ самомъ дѣлѣ, отъ растворовъ очень легко, перемѣшавъ ихъ, отобрать пробу, содержаніе золота въ которой точно соотвѣтствуетъ всей массѣ, тогда какъ хвосты либо нужно плавить цѣликомъ всѣ (что слишкомъ много для тигельной плавки), либо предварительно тонко измельчать и отбирать навѣски со всей тщательностью, путемъ сокращенія или дѣленія на квадраты. Но въ послѣднемъ случаѣ шансы на то, чтобы проба была вполне правильной, все же меньше, чѣмъ при опробованіи растворовъ.

Опредѣленіе золота въ растворахъ. Обычно для опредѣленія золота берутъ 200 кб. см. раствора, соотвѣтствующаго 100 гр. матеріала. Растворъ отмѣриваютъ измѣрительнымъ цилиндромъ, либо, что точнѣе, мѣрной колбой на 200 кб. см., градуированной на выливаніе. *)

Отмѣренное количество раствора помещаютъ въ стаканъ въ 400 кб. см. емкостью, прибавляютъ 3 гр. цинковой пыли, около 1 гр. цианистаго калия и 5—6 капель 10%-го раствора уксуснокислаго свинца. Стаканъ помещаютъ на песчаную баню и нагреваютъ до кипѣнія.

Какъ извѣстно, цинкъ осаждаетъ золото изъ раствора по уравненію:



*) Такія колбы имѣютъ на горлышкѣ двѣ черты, изъ которыхъ нижняя обозначаетъ объемъ при вливаніи, а верхняя при выливаніи.

При прибавленіи уксуснокислаго свинца, свинець выдѣляется изъ раствора цинкомъ:



и образуетъ съ послѣднимъ пару, электролитически способствующую осажденію золота. Осажденіе золота ускоряется также отъ прибавленія щелочистаго калия.

Пробу кипятятъ въ теченіе 20 минутъ, время отъ времени помѣшивая, послѣ чего къ пробѣ приливаютъ 25 куб. см. 10%-го раствора уксуснокислаго свинца, перемѣшиваютъ и черезъ 3—4 минуты прибавляютъ 15 куб. см. концентрированной соляной кислоты.

При прибавленіи уксуснокислаго свинца, по приведенному выше уравненію, цинковая пыль вытѣсняетъ свинець, выдѣляющійся въ видѣ рыхлой губчатой массы, въ большинствѣ случаевъ образующей послѣ прибавленія соляной кислоты и кипяченія одинъ комокъ.

Кипяченіе продолжаютъ до тѣхъ поръ, пока избытокъ цинка не растворится и растворъ не сдѣлается прозрачнымъ, послѣ чего его декантируютъ черезъ фильтръ изъ свинцовой фольги и пробирнаго свинца. Такой фильтръ получаютъ, свернувъ такъ же, какъ и обыкновенный бумажный, кусочекъ тонкой свинцовой фольги 6×6 см. и расправивъ его въ стеклянной воронкѣ. Въ полученный, такимъ образомъ, конусъ всыпаютъ 15 гр. мелкаго пробирнаго свинца и прокалываютъ иглой у его вершины 10 маленькихъ отверстій. Черезъ такой фильтръ растворъ фильтруется съ большой скоростью, особенно, если фильтровать съ вакуумомъ. Свинцовую губку промываютъ декантацией, переносятъ на фильтръ и отжимаютъ стеклянной палочкой. Затѣмъ кладутъ кусочекъ серебра для квартованія, загибаютъ края фильтра внутрь и, положивъ на шерберъ, прибавляютъ 10 гр. пробирнаго свинца, 1—2 гр. буры и ¼ гр. толченаго стекла, послѣ чего шерберуютъ, купелируютъ, полученный королекъ послѣ проковыванія развариваютъ и взвѣшиваютъ оставшееся золото. По вѣсу послѣдняго не представляетъ труда рассчитать процентное извлеченіе, если извѣстно содержаніе золота въ матеріалѣ.

Результаты опредѣленій максимальнаго извлеченія по описанному методу помѣщены въ послѣднемъ столбцѣ таблицы XI.

XIII.

Опредѣленіе наивыгоднѣйшихъ условій обработки.

Наивыгоднѣйшая степень измельченія. Какъ извѣстно, величина частицъ играетъ выдающуюся роль при ціанистомъ процессѣ. Чѣмъ меньше частицы, тѣмъ легче достигается контактъ золота съ растворомъ, тѣмъ скорѣе и полнѣе идетъ извлеченіе, тѣмъ процессъ, какъ таковой, совершеннѣе. Но измельченіе является въ золотомъ дѣлѣ самой дорогой операціей: чѣмъ тоньше конечный продуктъ размала, тѣмъ сложнѣе установка, тѣмъ большія затраты на износъ частей.

молитвию и проч. Такъ, что въ этомъ вопросѣ, какъ это часто бываетъ, требованіе техники производства—измельчать матеріалъ, какъ можно тоньше—сталкивается съ стремленіемъ къ наибольшему ограниченію степени измельченія, диктуемому экономическими соображеніями.

Слѣдовательно, задача металлурга сводится къ нахожденію такого момента въ производствѣ, когда дальнѣйшее измельченіе не окупается стоимостью золота, извлекаемаго благодаря этому добавочному измельченію. Очевидно, что степень измельченія, соответствующая этому моменту, и есть наивыгоднѣйшая.

Чтобы имѣть возможность строго установить эту степень, нужно имѣть подъ руками всѣ данныя, какъ техническаго, такъ и экономическаго характера, какъ то: стоимость энергіи, типъ механизмовъ, ихъ износъ, величину заработной платы и тому подобное, помимо данныхъ, позволяющихъ судить, насколько увеличивается извлеченіе золота при послѣдовательномъ уменьшеніи величины частицъ. Конечно, всѣхъ перечисленныхъ данныхъ не можетъ дать никакое лабораторное изслѣдованіе, поэтому данный вопросъ относится къ категоріи тѣхъ, рѣшеніе коихъ въ полномъ объемѣ въ лабораторіи невозможно.

Что же можетъ дать при такихъ условіяхъ лабораторное изслѣдованіе? Отвѣтъ на этотъ вопросъ получается различный, въ зависимости отъ того, какой матеріалъ подлежитъ изслѣдованію.

Если это руда, то нужно найти, при какой величинѣ частицъ ассоціированное съ ними золото растворяется въ цианистомъ калии такъ же полно, или почти такъ же полно, какъ и золото, связанное съ частицами болѣе мелкими. Эта величина частицъ, очевидно, является предѣломъ, ниже котораго измельченіе не будетъ давать никакого добавочнаго извлеченія—это предѣлъ технически цѣлесообразнаго измельченія, который, повторяемъ, можетъ не совпадать съ предѣломъ экономически возможнымъ.

Если изслѣдованіе должно быть произведено съ хвостами отъ амальгамации, то лабораторіи ставится задача выяснить, достаточно ли тонко измельчены хвосты и не остается ли послѣ цианированія въ наиболѣе крупныхъ частицахъ слишкомъ много золота. Конечно, такой вопросъ чаще всего приходится рѣшать для эфелей.

Что касается опредѣленія наивыгоднѣйшей степени измельченія свѣжей руды, то идеальное рѣшеніе вопроса было бы достигнуто, если бы возможно было приготовить рядъ пробъ, величина частицъ которыхъ послѣдовательно уменьшалась бы. Обработка этихъ пробъ цианистымъ калиемъ при одинаковыхъ условіяхъ сразу дала бы искомый результатъ, такъ какъ, начиная съ нѣкоторой пробы, количество извлекаемаго золота не увеличивалось бы. Величина зеренъ этой пробы и была бы искомой степенью измельченія. Къ сожалѣнію, прибора, измельчающаго руду только на частицы опредѣленной величины, не имѣется. Даже валки, наряду съ частицами, равными по величинѣ

разстоянію между бандажками, даютъ много частицъ меньшей величины, вплоть до мельчайшей пыли. Поэтому приходится прибѣгать къ косвенному приему, который приложимъ и къ изслѣдованію хвостовъ.

Фиксированіе золота по классамъ. Косвенный приемъ, о которомъ говорилось выше, заключается въ томъ, что матеріалъ, подлежащій изслѣдованію, измельчаютъ, если эта руда, до нѣкоторой определенной величины зерна или берутъ, какъ таковой, если это хвосты, а затѣмъ разсѣиваютъ на нормальныхъ ситахъ порцію въ 100 гр.; по полученному ситовому анализу рассчитываютъ, какое количество матеріала нужно взять, чтобы по разсѣиваніи получилось въ каждомъ классѣ количество, достаточное для опредѣленія золота (100 гр.; если дѣлается по двѣ плавки). Необходимо отмѣтить, что классы до +200 передъ опробованіемъ необходимо измельчить, такъ какъ, въ противномъ случаѣ, отдѣльныя пробы не сходятся. Въ результатѣ опредѣленій получается рядъ цифръ, которыя даютъ представленіе о томъ, какимъ образомъ распределяется золото между частицами матеріала различной величины. Однако, эти цифры будутъ показательны лишь въ томъ случаѣ, если разсѣиваніе классовъ совершалось при опредѣленныхъ условіяхъ. Возможно отсѣивать сухой матеріалъ и можно раздѣлять классы, работая въ водѣ. Въ послѣднемъ случаѣ отдѣльные классы получаютъ несравненно однороднѣе, чище, чѣмъ въ первомъ, когда болѣе мелкія частицы, инкрустируя зерна болѣе крупныхъ, остаются на ситахъ, черезъ которыя онѣ могли бы свободно пройти. Наконецъ, отдѣленія классовъ, особенно класса—200, возможно достигнуть путемъ взмучиванія матеріала въ водѣ и декантациі черезъ сито до тѣхъ поръ, пока декантатъ не будетъ вполне прозрачный. Такимъ способомъ въ лабораторіи можно достигнуть результатовъ, сходныхъ съ получаемыми на заводскихъ гидравлическихъ классификаторахъ, прототипомъ которыхъ является простой зумпфъ, гдѣ легкія частицы уносятся потокомъ воды, а тяжелыя осѣдаютъ. Очевидно, что есть глубокое различіе между способомъ, гдѣ частицы раздѣляются соответственно вѣсу, и между способами отсѣиванія сухого или мокрого, когда частицы раздѣляются исключительно по величинѣ. Въ послѣднемъ случаѣ приходится ожидать обогащенія мелкихъ классовъ золотомъ и сульфидами за счетъ крупныхъ, такъ какъ сульфиды, какъ минералы болѣе хрупкіе, измельчаются тоньше, чѣмъ остальные компоненты руды, а золото въ большинствѣ случаевъ встрѣчается въ изслѣдуемыхъ матеріалахъ, особенно въ хвостахъ отъ амальгамациі, въ видѣ частицъ, неразличимыхъ даже при сильномъ увеличеніи. Наоборотъ, въ первомъ случаѣ можно ожидать, что золото и сульфиды будутъ концентрироваться въ болѣе крупныхъ классахъ, какъ компоненты болѣе тяжелые, не уносящіеся поэтому потокомъ воды.

Сказанное подтверждается слѣдующими опытами, произведенными въ нашей лабораторіи. Двѣ пробы эфелей Берикольскаго рудника под-

вергались, сухому и мокрому разбиванию на нормальных ситах, прием отбивания производился до отказа. Полученные после опробования классовые результаты сведены в таблицы XII и XIII.

ТАБЛИЦА XII. Отбивание сухим путем.

Классы.	Количество.		Содержание золота в 100 пуд. золотн. (в).	Общее колич. золота в классѣ золотн. $\left(\frac{a. в.}{100}\right)$	Распределение золота по классамъ въ % %.
	въ гр.	въ % % (а).			
+ 80	865	35,3	1,54	0,54	16,1
+ 100	274	11,2	1,92	0,22	6,6
+ 120	202	8,3	2,69	0,22	6,7
+ 150	155	6,3	3,46	0,22	6,7
+ 200	207	8,4	3,84	0,32	9,9
- 200	747	30,5	5,76	1,76	53,6
Всего	2450	100,0	3,69	3,28	100,0
Просыпка	50				

ТАБЛИЦА XIII. Отбивание мокрым путем.

Классы.	Количество		Содержание золота в 100 пуд. золотн. (в).	Общее колич. золота в классѣ золотн. $\left(\frac{a. в.}{100}\right)$	Распределение золота по классамъ въ % %.
	въ гр.	въ % % (а).			
+ 80	967	39,3	1,54	0,61	18,2
+ 100	245	10,0	1,92	0,19	5,8
+ 120	145	5,9	2,30	0,14	4,1
+ 150	112	4,5	3,46	0,26	4,8
+ 200	143	9,5(13,8)	3,46(8,45)	0,33(1,02)	9,9(35,9)
- 200	759	30,8(26,5)	6,14(3,84)	1,84(1,16)	57,2(31,2)
Всего	2462	1000	3,69	3,42	100,0
Просыпка	38				

Какъ видно изъ сопоставленія цифръ обѣихъ таблицъ и диаграммъ III, IV и V, на которыхъ нанесены результаты, помѣщенные въ таблицахъ, оба способа даютъ для распредѣленія золота по классамъ картину одного порядка. Совершенно другіе результаты показываютъ цифры, помѣщенные на таблицѣ XIII въ скобкахъ. Эти цифры были получены такимъ образомъ: по отдѣленіи грубыхъ классовъ, вплоть до +150, осталось раздѣлить классы +200 и -200, для чего оставшійся матерьялъ взмучивался съ водой и взвѣшенная муть декантировалась черезъ сито 200 до тѣхъ поръ, пока дальнѣйшимъ взмучиваніемъ ужъ нельзя было отмыть что либо, и декантировалась совершенно прозрачная вода; весь матерьялъ на сито не переносился. При этомъ способѣ значительная часть сульфидовъ и золота осталась въ классѣ +200 и содержаніе золота въ немъ оказалось 8,45 золотника въ 100 пуд., а въ классѣ -200—3,84. Послѣ опробованія классъ +200 былъ помѣщенъ цѣликомъ на сито и промытъ до отказа. Черезъ сито проходили почти исключительно сульфиды, которые были присоединены къ оставшемуся классу -200. Вторичное опробованіе обоихъ классовъ показало, что содержаніе золота въ классѣ +200 понизилось до 3,46 золотника въ 100 пуд. тогда какъ классъ -200 обогатился до 6,14 золотниковъ. Конечно, цифры, помѣщенные въ скобкахъ, были бы ближе къ заводскимъ результатамъ, если бы берикольскіе эфеля подвергнуть классификаціи, на примѣръ, на классификаторѣ Dorr'a.

Чтобы результаты изслѣдованій были болѣе и менѣе однородные, въ нашей лабораторіи принято сухое отсѣиваніе до отказа.

Выяснивъ распредѣленіе золота по классамъ въ изслѣдуемомъ матерьялѣ, послѣдній въ количествѣ 2—3 кгр. подвергаютъ ціанированію либо въ перколяторѣ, если матерьялъ фильтруетъ удовлетворительно, либо въ 2—4 отдѣльныхъ стеклянкахъ, какъ описано при бутылочной пробѣ. Въ послѣднемъ случаѣ продолжительность агитаціи не слѣдуетъ брать чрезмѣрно большой, такъ какъ при слишкомъ полномъ извлеченіи золота отдѣльные классы получаютъ настолько убогими, что опредѣленіе золота въ нихъ не можетъ быть сдѣлано съ до статочной точностью. Агитація въ теченіе 6—12 часовъ обычно вполне достаточна.

Чтобы избѣжать необходимости время отъ времени открывать для доступа воздуха пробку, къ пробѣ прибавляютъ 0,1% перекиси барія. Для предотвращенія большого расхода KCN, прибавляютъ всегда CaO (0,2%). Растворъ KCN готовится обычно въ 0,3% крѣпостью и берется въ отношеніи 1:1 по вѣсу матерьяла.

По окончаніи агитаціи по раствору опредѣляютъ достигнутое извлеченіе. Хвосты переносятъ въ одинъ большой толстостѣнный стаканъ, даютъ раствору KCN отстояться, а затѣмъ декантируютъ его помощью сифона. Если діаметръ сифонной трубки не очень великъ, то растворъ

удаётся декантировать почти нацѣло. Стаканъ затѣмъ доливаютъ до верху водопроводной водой, прибавляютъ 15—20 кб. см. 10%-го раствора квасцовъ для ускоренія осажденія, энергично взмучиваютъ содержимое и по отстаиваніи декантируютъ сифономъ. Промываютъ, такимъ образомъ, хвосты 5—6 разъ, послѣ чего ихъ переносятъ на листъ фильтровальной бумаги, положенной на холстъ, натянутый на раму, укрѣпленную надъ какимъ-либо сосудомъ, напримѣръ, ведромъ. Черезъ 10—12 часовъ хвосты переносятъ на сковороды (удобны круглыя, чугунныя сковороды) или противени изъ листового желѣза и затѣмъ подсушиваютъ либо на муфелѣ, либо подогревая снизу сковороды горѣлкой до тѣхъ поръ, пока на пробиркѣ съ холодной водой, помѣщенной надъ хвостами, не перестанетъ появляться налѣтъ росы.

Высушенные хвосты, обычно сбившіеся въ комья, протираютъ помощью фарфороваго пестика черезъ грубое сито (20—30); послѣ чего, отвѣсивъ нужную порцію, приступаютъ къ разсѣиванію. Если матеріалъ содержитъ много тонкихъ частицъ, то лучше отсѣять сначала классъ—200, такъ какъ тогда получается меньшая просыпка.

Въ отсѣянныхъ классахъ опредѣляется содержаніе золота по обычнымъ методамъ пробирнаго анализа.

Въ таблицѣ XIV (стр. 42) приведенъ примѣръ фиксирования золота по классамъ до и послѣ обработки цианистымъ калиемъ хвостовъ послѣ амальгамации въ лабораторіи руды Варваринскаго рудника.

Обработка производилась въ теченіе 48 часовъ (22 часа агитация и 26 часовъ отстаиваніе съ открытыми пробками) въ 3-хъ стеклянкахъ. Въ каждую помѣщалось 250 гр. хвостовъ и по 500 кб. см. 0,5%-го раствора KCN. Въ данномъ случаѣ продолжительность обработки (48 часовъ вмѣсто 24-хъ) и крѣпость раствора цианистаго калия (0,5% вмѣсто 0,3) были увеличены противъ нормы, т. к. ранѣе произведенные опыты показали, что хвосты съ трудомъ поддаются извлеченію. Другая порція подвергалась цианированію въ лабораторномъ перколяторѣ.

Изъ цифръ послѣдняго столбца таблицы и столбца 11-го, гдѣ показано извлеченіе золота въ % изъ каждаго класса, видно, что классы +100, +120 и +150 даютъ извлеченіе около 60% при бутылочной пробѣ и отъ 40 до 60 въ перколяторѣ, тогда какъ извлеченіе изъ класса—150 доходитъ до 83,5 и соотвѣтственно до 78%. Отсюда слѣдуетъ, что степень измельченія крупныхъ классовъ, въ которыхъ, какъ видно изъ таблицы, содержится около 30% всего золота, не достаточна и технически правильно было бы весь матеріалъ измельчать до величины зерна, проходящаго черезъ сито 150.

Сказанное достаточно поясняетъ суть метода опредѣленія невыгоднѣйшей степени измельченія.

ТАБЛИЦА XIV Фиксирование золота по классам

КЛАССЫ	Хвосты от амальгамации						Хвосты от бутылочной пробы						Хвосты после перекришки					
	Количество		Содерж. золота		Распредел. золота по классу в %		Количество		Содерж. зол.		Распредел. золота по классу в %		Количество		Содерж. зол.		Распредел. золота по классу в %	
	в гр.	в % (а)	Золот. в 100 п. (а)	Всего в 100 п. (а)	в % (а)	в % (а)	в гр.	в % (б)	Зол. в 100 п. (б)	Всего в 100 п. (б)	в % (б)	в % (б)	в гр.	в % (в)	Зол. в 100 п. (в)	Всего в 100 п. (в)	в % (в)	в % (в)
+ 100	470	58,1	3,33	1,04	68,9	423,9	58,8	1,39	0,82	79,6	58,0	1388	60,8	1,85	1,15	82,8	43,0	100
+ 120	70	8,6	1,92	0,17	6,0	65	9,2	0,92	0,08	7,8	52,9	176	7,7	1,07	0,88	3,8	1,0	100
+ 150	58	7,2	1,54	0,11	4,0	50	7,0	0,61	0,04	3,9	60,2	107	4,7	0,69	0,03	2,2	0,1	100
150	205	25,3	2,30	0,58	21,1	180	25,0	0,38	0,09	8,7	83,5	582	25,5	0,50	0,13	9,2	0,2	100
Всего	803	100,0	3,01	2,80	100,0	720	100,0	0,84	1,03	100,0	72,6	2288	99,7	1,42	1,39	100,0	1,3	100
Средняя	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18

Следует однако указать на недостаток этого способа, заключающийся в том, что при измельчении руды более хрупкие минералы измельчаются тоньше остальных, а, следовательно, и состав различных классов будет различаться в большей или меньшей степени. По этой причине цифры, показывающие извлечение золота из различных классов не вполне сравнимы друг с другом, как относящиеся, строго говоря, к материалам различного состава. Если бы возможно было дробить руду на совершенно одинаковые частицы, то извлечение, например, из частиц, проходящих через сито 100, но остающихся на сите 120, разнилось бы от извлечения, полученного для класса +120, отсыянного от той же руды, измельченной обычным порядком, так как во втором случае состав класса несколько отличался бы от состава руды в первом.

Но в заводских механизмах измельчение руды до определенной величины зерна, сопровождается всегда получением более мелких частиц всех классов, так, что определение наивыгодлившей степени измельчения на основании данных, полученных по способу, описанному выше, дает результаты, хотя и не совпадающие вполне с действительностью, но достаточно точные для практических целей.

Определение наивыгодлившей крепости раствора. Пробы изследуемого материала, по 300 гр. каждая, агитируются в течение 24 часов с 300 куб. см. раствора KCN различной крепости: 0,05%, 0,1%, 0,2% и так далее. К каждой пробе прибавляют по 0,3 гр. CaO.

По окончании агитации пробы дают отстояться, декантируют прозрачный раствор через сухой фильтр в сухой стакан, от фильтра отбирают 2 пробы по 100 куб. см., которые и служат для определения количества извлеченного золота. При 300 гр. материала и 300 куб. см. раствора удается без труда нафильтровать 200 куб. см. даже и при исследовании тонко измельченного материала, задерживающего в себя много влаги.

Концентрация цианиста калия, которой отвечает наибольшее извлечение золота, и будет наивыгодлившей.

Как иллюстрацию метода, приводим результаты определения наивыгодлившей крепости раствора для обработки эфелей Берикунского рудника (табл. XV).

ТАБЛИЦА XV. Определение наивыгодлившей крепости раствора.

Концентрация. KCN в %	Извлечение золота в %
0,05	61,1
0,10	73,5
0,205	77,1
0,30	72,6

Изъ цифръ таблицы XV видно, что при обработкѣ эфелей 0,205% растворомъ получилось извлеченіе 77,1%, что слишкомъ разнится отъ извлеченія, полученнаго, какъ при болѣе крѣпкомъ, такъ и болѣе слабымъ растворахъ. Поэтому такой результатъ слѣдуетъ отнести на счетъ случайныхъ причинъ, всегда при опробованіи возможныхъ, а наимыгоднѣйшей крѣпостью признать 0,1% KCN.

Опредѣленіе наимыгоднѣйшаго отношенія жидкаго къ твердому. Определеніе производится по той же схемѣ, что и описанныя выше: навѣски по 300 гр. матерьяла обрабатываются въ присутствіи 0,3 гр. СаО, различными количествами 0,2%-го раствора KCN. Наимыгоднѣйшее отношеніе жидкаго къ твердому соответствуетъ максимальному извлеченію золота изъ полученныхъ послѣ опробованія растворовъ.

Въ видѣ примѣра въ таблицѣ XVI помѣщены цифры, полученные при изслѣдованіи эфеля II Іоанновскаго рудника.

ТАБЛИЦА XVI. Определеніе наимыгоднѣйшаго отношенія жидкаго къ твердому.

Навѣска эфеля гр.	Раствора KCN 0,2% кб. см.	Отношеніе жидк. къ твердому	Извлеченіе въ %
200	200	1:1	92,42
200	300	1:1½	84,28
200	400	1:2	84,84

Наимыгоднѣйшимъ отношеніемъ жидкаго къ твердому для этого эфеля слѣдуетъ признать 1:1, такъ какъ при этомъ отношеніи было извлечено 92,42% золота, тогда какъ при большихъ отношеніяхъ извлеченіе оказалось болѣе низкимъ.

Замѣтимъ, что определеніе правильнаго отношенія жидкаго къ твердому имѣетъ большое значеніе, такъ какъ при слишкомъ маломъ отношеніи уменьшается извлеченіе, при слишкомъ большомъ падаетъ производительность завода.

Наимыгоднѣйшая продолжительность обработки. Косвенно методъ рѣшенія этого вопроса указанъ въ томъ мѣстѣ, гдѣ рѣчь шла объ определеніи максимальнаго извлеченія золота. На страницѣ 34 были приведены цифры, полученныя при обработкѣ нѣкоторыхъ эфелей въ продолженіе 1, 6, 12, 18, 24 и 36 часовъ. Разсматривая цифры таблицы XI, мы видимъ, на примѣръ, что для эфеля II Іоанновскаго рудника 24 часа являются наимыгоднѣйшей продолжительностью обработки, такъ какъ при дальнѣйшемъ увеличеніи времени агитаціи извлеченіе не повышается; для берикольскаго эфеля наимыгоднѣйшей будетъ 6-ти часовая обработка и такъ далѣе.

Для выполненія определенія навѣски матерьяла, по 300 гр. каж-

данным агитируются в течение 6, 12, 18, 24, 36 часовъ съ 300 кб. см. 0,2%-го раствора KCN въ присутствіи 0,3 гр. CaO. Растворы опробуются, какъ обычно.

Наивыгоднѣйшая щелочность раствора. Наивыгоднѣйшая щелочность можетъ быть опредѣлена агитаціей обычно составленныхъ пробъ (300 гр.; 300 кб. см. 0,2% KCN) съ различнымъ количествомъ окиси кальція (0,1, 0,2, 0,3 гр. и т. д.). Щелочность, которой соотвѣтствуетъ наибольшее извлеченіе, считается наивыгоднѣйшей.

Проба приобретаетъ большое значеніе потому, что согласно наблюденіямъ Clark'a и Sherwood'a не слѣдуетъ брать больше, чѣмъ 0,3 фунта извести на 1 тонну (0,15%), такъ какъ большой избытокъ извести замедляетъ раствореніе золота. *) Наблюденія указанныхъ авторовъ подтверждаются опытами Edmans'a, который растворялъ золото въ растворахъ KCN и NaCN въ присутствіи различнаго количества CaO. Въ таблицѣ XVII приведены нѣкоторые изъ результатовъ полученныхъ Edmans'омъ. **)

ТАБЛИЦА. XVII. Вліяніе извести на растворимость золота въ KCN.

KCN %	CaO %	Растворилось Ан. мгр.	Могло бы раствориться мгр.	Изъ имѣвшагося KCN использовано %
0,026	—	69,2	78,8	87,8
0,030	0,020	83,8	90,9	92,2
0,042	0,041	31,5	127,3	24,6
0,136	Слѣды	243,3	412,2	58,9
0,136	0,074	3,5	412,2	0,1

Вмѣсто описанной пробы у насъ въ лабораторіи опредѣляютъ расходъ щелочи на данный матерьялъ, причемъ принимаютъ, что наивыгоднѣйшей при его обработкѣ будетъ количество щелочи, соответствующее ея расходу.

*Расходъ щелочи ***)* на изслѣдуемый матерьялъ опредѣляютъ посредствомъ агитаціи въ теченіе 1 часа навѣски матерьяла въ 100 гр. со 100 кб. см. 2%-го раствора NaOH. Предполагается, что за этотъ промежутокъ времени всѣ реакціи, возможные между щелочью и компонентами руды, успѣютъ закончиться.

*) Clark & Sherwood, Trans. Inst. Min. & Met., 1913, vol XXII, p 106.

**) По реферату въ Journ. Chem., Metall. and Min. Soc. of South Africa., 1917, Vol XVII, p. 160.

***). Въ качествѣ щелочи на практикѣ примѣняется исключительно известъ; пользование ѣдкимъ натромъ, сохранившееся, къ сожалѣнію, на нѣкоторыхъ нашихъ цинистыхъ заводахъ, слѣдуетъ считать не рациональной и не обоснованной тратой дорогого реактива. Въ лабораторіи пользованіе ѣдкимъ натромъ болѣе удобно, чѣмъ примѣненіе трудно растворимой CaO. —

По окончании агитации отфильтровывают раствор через сухой фильтр в сухой стакан. От фильтрата отбирают для титрования по 10 куб. см. раствора.

Зная содержание NaOH в растворе до обработки и определив такое же после нея, не трудно вычислить расход щелочи.

Содержание NaOH в растворе определяют посредством титрования кислотой определенного титра в присутствии фенол-фталейна или метиль-оранжа. Чаще всего для этой цели употребляют серную или щавелевую кислоты. В первом случае титр кислоты нужно точно установить, например, по децинормальному раствору соды; во втором—кислота соответствующей концентрации может быть приготовлена непосредственно растворением навески химически чистой кристаллической щавелевой кислоты ($C_2H_2O_4 \cdot 2H_2O$)*. Если при установке титра пользовались метиль-оранжем, то этот же индикатор следует применять и при последующих титрованиях.

В большинстве случаев пользуются децинормальными кислотами. Для определения же расхода щелочи удобнее брать кислоту в 2 раза более крепкую. При приготовлении серной кислоты такой крепости пользуются концентрированной H_2SO_4 удельного веса 1,84, содержащей, как известно, в 1 литре 1759 гр. химически чистого моногидрата (H_2SO_4), 5,57 куб. см. которой разбавляют до литра; 5,57 куб. см. содержат 9,8086 гр. H_2SO_4 , что и составляет $\frac{1}{10}$ эквивалентного веса.

Титр приготовленной таким образом кислоты устанавливают по $\frac{1}{10}$ раствору Na_2CO_3 , для приготовления которого отвешивают 5,3 гр.— $\frac{1}{10}$ эквивалентного веса—соды, полученной прокаливанием до постоянного веса $NaHCO_3$; навеску растворяют в воде и доводят до литра. Поместив в фарфоровую чашку 10 куб. см. раствора, прибавляют 1—2 капли метиль-оранжа (0,02 гр. на 100 куб. см.) и титруют кислотой до перехода желтого окрашивания в оранжевое.

Таким же образом титруют раствор NaOH до и после обработки последним исследуемого материала. Численный пример пояснить, как по результатам титрований вычисляют расход щелочи.

Результаты титрования:

1. На 10 куб. см. $\frac{1}{10}$ Na_2CO_3	пошло	5,2 куб. см. H_2SO_4
2. " 10 " " раствора NaOH	"	23,2 " " "
3. " 10 " " фильтрата	"	20,1 " " "

Перечисление:

5,2 куб. см. H_2SO_4 уйдет на 10 куб. см. $\frac{1}{10}$ NaOH
(эквивал. 10 куб. см. $\frac{1}{10}$ Na_2CO_3)

23,2

ушло бы

x

20,1

у

*) При точных определениях следует устанавливать и титр щавелевой кислоты.

Отсюда $x = \frac{10,23,2}{5,2} = 44,6$ кб. см. п/о NaOH.
 Отсюда $y = \frac{10,20,1}{5,2} = 38,65$ кб. см. п/о NaOH.
 На 1000 кб. см. п/о NaOH содержится 4 гр. NaOH.
 44,6 кб. см. раствора соответствует 4 гр. NaOH, а 38,65 кб. см. раствора соответствует 3,865 гр. NaOH.

Отсюда $n = \frac{4,44,6}{1000} = 0,178$ гр. NaOH.

$$m = \frac{4,38,65}{1000} = 0,155$$

Следовательно: 10 кб. см. раствора содержат 0,178 гр. NaOH или 1,78%.
 10 кб. см. фильтрата — 0,155 гр. NaOH или 1,55%.
 Концентрация раствора NaOH после обработки понизилась на 0,23%.
 Отсюда следует, что 100 кб. см. раствора потеряли 0,23 гр. NaOH, пошедших на 100 гр. руды.

На 100 гр. руды расходуется 0,23 гр. NaOH или 0,23%.
 100 пуд " " " " 0,23 пуда " " $0,23 \times 40 = 9,2$ ф.
 Это и есть расход щелочи на данный материал.

Взяв вместо NaOH эквивалентное количество CaO, получают расход щелочи, выраженный в фунтах извести, требуемый для нейтрализации данного материала.

Если для титрования пользуются п/о щавелевой кислотой (12,6 гр. на литр), то 1 кб. см. ее эквивалентен 0,008 гр. NaOH или 0,0056 гр. CaO. Если же для титрования брать каждый раз по 10 кб. см. растворов, то 1 куб. см. щавелевой кислоты соответствует 0,08 % NaOH или 0,056% CaO.

В тех случаях, когда приходится ежедневно давать много определений щелочности растворов, выражая ее в процентах CaO либо NaOH, удобнее пользоваться щавелевой кислотой такой крепости, чтобы каждый кубический сантиметр ее раствора был эквивалентен 0,01 гр. CaO, или 0,01 гр. NaOH. Для приготовления первого раствора нужно растворить в литре 22,5 гр. щавелевой кислоты (количество эквивалентное 10 гр. CaO), для приготовления же второго — 15,75 гр. (эквивалентно — 10 гр. NaOH). При титровании 10 кб. см. каждый кб. см. первого раствора будет соответствовать 0,1% CaO, а второго — 0,1% NaOH.

В качестве индикатора при титровании щавелевой кислотой удобно пользоваться феноль-фталейном (1 гр. на 100 кб. см. алкоголя).

Периодическая проба.

Не смотря на блестящее развитие техники планетного процесса и

понынѣ самымъ дешевымъ способомъ обработки золотосодержащихъ матерьяловъ является перколяція, если только матерьялъ достаточно хорошо фильтруетъ или можетъ быть сдѣланъ таковымъ послѣ соответствующей классификаціи и если этотъ способъ даетъ удовлетворительное извлеченіе золота изъ обрабатываемаго матерьяла. Въ этомъ смыслѣ перколяцію можно сопоставить съ амальгамаціей. Оба эти способа извлеченія золота съ технической стороны, менѣе совершенны, чѣмъ, напримѣръ, полный иловый процессъ; однако же, благодаря своей дешевизнѣ и простотѣ, они являются основными въ золотомъ дѣлѣ.

Въ связи со сказаннымъ перколяціонная проба пріобрѣтаетъ большое значеніе въ ряду лабораторныхъ испытаній.

Конечно, эта проба излишня въ тѣхъ случаяхъ, когда предварительныя изслѣдованія показали, что удовлетворительное извлеченіе получается лишь при измельченіи всего матерьяла до—150 и тоньше, либо оказалось, что фильтрующая способность матерьяла мала и не можетъ быть улучшена.

Особую роль въ послѣднемъ случаѣ играетъ ситовой анализъ матерьяла и изученіе подъ микроскопомъ отдѣльныхъ его классовъ, особенно мелкихъ. Если послѣдніе представляютъ собой фрагменты кристалловъ кварца и т. под., то можно полагать, что и при значительномъ содержаніи этихъ классовъ въ обрабатываемомъ матерьялѣ скорость перколяціи будетъ удовлетворительна. Наоборотъ, небольшой процентъ глинистыхъ частицъ весьма понижаетъ фильтрующую способность, ухудшая вмѣстѣ съ тѣмъ извлеченіе золота.

Такимъ образомъ, нѣкоторое представленіе о фильтрующей способности матерьяла можно получить, изучая его подъ микроскопомъ. Болѣе точное представленіе объ этой способности даетъ опредѣленіе количества влаги, задерживаемой имъ послѣ дренированія, и его пористости, т. е., объема, занимаемаго въ свободно насыпанномъ матерьялѣ пустотами, потому что объѣмъ эти величины зависятъ отъ размѣровъ частицъ, отъ чего, въ свою очередь, зависитъ фильтрующая способность.

Опредѣленіе пористости матерьяла можетъ быть выполнено нѣсколькими способами.

1. Въ сосудъ емкостью въ 100 куб. см. (мѣрный цилиндръ), наполненный до мѣтки изслѣдуемымъ матерьяломъ, приливаютъ изъ бюретки воду до тѣхъ поръ, пока она не подыметъ до уровня матерьяла. Отсчетъ бюретки дастъ пористость матерьяла въ процентахъ. Результаты опредѣленія зависятъ отъ способа наполненія сосуда. Кроме того, воздухъ, находящійся въ порахъ, препятствуетъ проникновенію воды, уменьшая результаты опредѣленія.

Какъ примѣръ, приведемъ цифры, полученные при опредѣленіи

пористости неклассифицированного эфеля II Иоанновского рудника и того же эфеля, от которого был отделен класс — 200.
На неклассифицированный эфель из бюретки пошло 39,8 кб. см.
— Пористость 39,8%

На классифицированный эфель пошло 38,5 кб. см. —
— Пористость 38,5%

2. Если известны удельный вес материала — а и его объемный вес — b (вес 1 кб. см.), то пористость — р может быть вычислена по формуле:

$$p = \frac{a-b}{a \cdot b} \cdot 100$$

Удельный вес проще всего определить таким образом: взвешивают наполненную до метки водой мерную колбу на 500 кб. см. Выливают затем воду, всыпают отweighенное количество материала (100 гр.) и, долив водой до метки, взвешивают снова. Удельный вес вычисляют по следующей формуле:

$$\text{Уд. вес} = \frac{\text{Вес материала}}{\text{вес колбы с водой} - \text{в. материала} - \text{вес колбы с водой и материалом}}$$

Например:*) колба с водой весит 600 гр., колба с водой и навеской руды весит — 660 гр., навеска руды — 100 гр.

$$\text{Удельный вес руды} = \frac{100}{600 + 100 - 660} = 2,5$$

Описанный способ дает, конечно, приближенные результаты в большинстве случаев, однако, достаточно точные.

Для определения удельного веса в нашей лаборатории пользуются прибором Шумана, служащим для определения удельного веса и изображенным на рис. 5.

Определение выполняется таким образом. Прибор, с густо смазанным шлифом А, наполняют помощью воронки С водой до нижней метки, или несколько выше, таким образом, чтобы не смочить стенок градуированной трубки. Затем помещают его в ванну с водой в 10—15 литров емкости, температура которой вполне установилась, что контролируется точным термометром с делениями, позволяющими отсчитывать десятые доли градуса. Через 2—3 часа отсчитывают деление, на котором установился мениск. Отсчет повторяют через час. Если мениск не сместился, то это свидетельствует о том, что прибор принял температуру ванны.

Вынув прибор из ванны, всыпают в него через воронку В небольшими порциями навеску материала в 50 гр., отweighенную с точностью до 1 мгр. В случае засорения трубки, для очистки слегка поколачивают колотушкой (деревянная палочка, на

*) MacFarren H. W. Text Book of Cyanide Practice, N. Y. 1912, p. 89.

которую нафта толстостенная резиновая трубка). Когда вся навѣска всыпана, осторожно ударяя сосудъ въ наклонномъ положеніи о войлокъ, положенный на столъ, удаляютъ всѣ пузырьки воздуха. При постукиваніи необходимо одной рукой держать нижнюю часть прибора, а другой—пришлифованную къ ней трубку съ дѣлениями. По удаленіи всѣхъ пузырьковъ, приборъ ставятъ снова въ ванну съ водой и послѣ того, какъ убѣдилась, что приборъ принялъ температуру ванны (менискъ больше не смѣщается), отсчитываютъ дѣленіе, до котораго поднялась въ трубкѣ вода. Разность второго и перваго отсчетовъ дастъ объемъ, занятый матерьяломъ.

Для эфеля Іоанновскаго рудника получились слѣдующіе отсчеты:

до всыпанія навѣски	3,00
послѣ „ „	28,70
объемъ навѣски въ 70 гр.	25,70 кб. см.
Удѣльный вѣсъ эфеля	$\frac{70}{25,7} = 2,72$ при 17,6° С.

Объемный вѣсъ опредѣляется взвѣшиваньемъ тарированнаго сосуда, извѣстной емкости, наполненнаго изслѣдуемымъ матерьяломъ.

Можно воспользоваться мѣрнымъ цилиндромъ на 100 кб. см., насыпавъ его до мѣтки.

Конечно, результаты опредѣленія въ сильной степени будутъ зависѣть отъ наполненія сосуда. Чтобы исключить вліяніе указанного обстоятельства, пользуются для наполненія сосуда приборомъ, изображеннымъ на рис. 6, представляющимъ двѣ наклонныхъ плоскости, по которымъ ссыцается матерьялъ прежде чѣмъ попасть въ подставленный сосудъ, объемъ котораго равенъ литру. Сосудъ насыпаютъ съ верхомъ, а затѣмъ избытокъ матерьяла снимаютъ помощью тонкой стальной пластинки заподлицо съ краями сосуда. Разность въ вѣсахъ наполненнаго сосуда и пустого—дастъ вѣсъ одного литра.

Для эфелей Іоанновскаго рудника получились цифры: (табл. XVIII)

ТАБЛИЦА XVIII. Опредѣленіе объемнаго вѣса.

Эфель	Неклассиф.	Классиф.
Вѣсъ сосуда съ эфелемъ	1835 гр.	1842 гр.
„ „ пустого	563 „	563 „
„ 1 литра эфеля	1272 „	1279 „
„ 1 кб. см. „	1,272 „	1,279 „
„ 1 „ „ „	1,380 „	1,360 „

Въ послѣдней строкѣ таблицы помѣщены объемные вѣса, опредѣленные посредствомъ взвѣшиванія мѣрнаго цилиндра, которые значительно превышаютъ вѣса, найденные описаннымъ выше способомъ; этого и слѣдовало ожидать при произвольномъ способѣ наполненія цилиндра.

Подставляя въ формулу, приведенную на стр. 49 удѣльный и объемный вѣса, получаемъ пористость матерьяла. Такимъ образомъ находимъ пористость:

$$\text{неклассиф. эфеля} = \frac{2,72 - 1,272}{2,72 \cdot 1,272} \cdot 100 = 41,8 \%$$

$$\text{классиф. эфеля} = \frac{2,72 - 1,279}{2,72 \cdot 1,279} \cdot 100 = 41,5 \%$$

Если въ формулу подставить объемные вѣса, определенные болѣе грубымъ способомъ, то пористость некласс. эфеля получается равной 35,7%, а классифиц. 36,8%.

3. Пористость матерьяла, наконецъ, можетъ быть опредѣлена въ приборѣ, предложенномъ Julian'омъ и Smart'омъ*) и служащемъ также для опредѣленія влажности дренированныхъ хвостовъ и скорости перколяціи.

Приборъ, изображенный на рис. 7, состоитъ изъ стеклянной трубки А длиной 4,5' и діаметромъ 1 1/4" (32 мм.), установленной вертикально въ штативѣ. Снизу трубка закрыта пробкой, черезъ которую проходитъ стеклянная трубочка В, открывающаяся внутри заподлицо съ пробкой. Чтобы матерьялъ, насыпаемый черезъ воронку сверху до высоты 3'6" (половина высоты чана), не забивалъ отверстие трубочки, последнее прикрыто клочкомъ стеклянной ваты и сверху кружкомъ изъ полотна, нѣсколько большаго діаметра, чѣмъ трубка. При затыканіи пробки края кружка плотно прижимаются ею и такимъ образомъ получается хорошій фильтръ. Помощью длинной каучуковой трубки къ трубочкѣ В присоединяется стклянка съ тубусомъ С., служащая для наполненія трубки, нагруженной матерьяломъ, водой. Слѣдуетъ при наполненіи поднимать стклянку весьма медленно, чтобы не увеличивать чрезмерно напоръ воды, такъ какъ, въ противномъ случаѣ, въ нагрузкѣ образуются пустоты, и точность опредѣленія значительно уменьшается.

Если извѣстенъ объемъ части трубки, наполненной матерьяломъ V, и объемъ воды v, заполнившей поры между частицами и поднявшейся до уровня его въ трубкѣ, то пористость матерьяла въ процентахъ выразится формулой

$$P = \frac{v \cdot 100}{V}$$

Объемъ, занятый матерьяломъ, вычислить не трудно, зная внутренний діаметръ трубки (3,2 см.) и высоту столба матерьяла въ ней (3'6"=106,7 см.)

$$V = \frac{\pi \cdot 3,2^2}{4} \cdot 106,7 = 847 \text{ куб. см.}$$

Объемъ воды, занимающей поры, опредѣляется последовательнымъ взвѣшиваніемъ трубки, наполненной сухимъ матерьяломъ, и той

*) Julian H. F. and Smart E. Cyaniding Gold and Silver Ores. 1910, p. 27, 28.

ТАБЛИЦА XIX. Определение пористости.

Результаты определений пористости обоих эфелей Иоанновского рудника по различным способам сведены въ таблицѣ XX. -

ТАБЛИЦА XX. Результаты определения пористости различными способами

Изъ этихъ способовъ только два послѣднихъ можно считать достаточнo точными, но и они даютъ не совсѣмъ согласующеся другъ съ другомъ результаты. По второму способу пористость обоихъ материаловъ оказывается почти одинаковой, тогда какъ третій способъ даетъ для пористости классифицированного материала величину на 1,6% большую, чѣмъ для неклассифицированного. Послѣдние результаты слѣдуетъ признать болѣе правильными, такъ какъ классифицированный эфель, состоящій изъ болѣе крупныхъ частицъ, долженъ ложиться болѣе рыхло, чѣмъ неклассифицированный, а потому и пористость его должна быть значительнѣе.

Определение влажности хвостовъ послѣ дренированія, какъ упоминалось выше, даетъ также возможность сдѣлать некоторое заключеніе о скорости перколяціи. Это опредѣленіе можетъ быть легко сдѣлано помощью того же прибора, который служилъ для опредѣленія пористости. Взвѣсивая послѣдовательно пустую трубку, трубку съ сухимъ матерьяломъ и трубку съ дренированнымъ матерьяломъ, послѣ наполненія пустотъ въ немъ водой получаютъ всѣ данныя, необходимыя для вычисленія количественнаго содержанія влаги. Въ таблицѣ XXI приведены, для примѣра, цифры, получающіяся для эфелей классиф. и неклассиф. Иоанновскаго рудника.

ТАБЛИЦА XXI. Определение количества влаги, задерживаемой в хвостах.

	Неклассиф.	Классиф.
Взвѣс трубки пустой	743, 5 гр.	760, 5 гр.
" " " съ матер.	1927, 5 "	1975, 5 "
" " матерьяла (v)	1184, 0 "	1215, 0 "
труб. послѣ дренаж	2234, 5 "	2210, 0 "
влаги въ хвостахъ (а)	307, 0 "	235, 5 "
Влажность хвостовъ $\frac{a}{b} \cdot 100$	26,01 %	19,39 %

Ниже, на страниц 58, интересующиеся найдут еще один способ определения % влаги, удерживаемой матерьяломъ.

Рассматривая цифры, полученные при определении пористости образъ эфелей, служившихъ намъ для примѣра, и количества влаги, удерживаемой ими, мы видимъ, что классифицированный эфель при большей пористости (принимая результаты, полученные по 3-му способу) удерживаетъ на 6,6% меньше влаги, чѣмъ неклассифицированный, пористость котораго меньше. Этихъ результатовъ и слѣдовало ожидать, такъ какъ неклассифицированный эфель, какъ видно по системному анализу, помѣщенному въ таблицѣ XXII, содержитъ на 32,7% больше мелкихъ частицъ, чѣмъ классифицированный.

ТАБЛИЦА XXII. Ситовой анализ некласс. эфеля.

Классы	%
+60	12,12
+80	9,66
+100	11,00
+120	10,86
+150	7,03
+200	14,27
—200	32,73
Простышка	2,33
Сумма	100,00

На основании полученных данных можно сказать, что последний эффект будет лучше перколировать, чем первый. Однако же точного представления о скорости перколяции ни определение пористости, ни количество удерживаемой влаги не дает, почему оба эти способа и следует признать только качественными.

Отваривание скоростной перколяции. Какъ уже упоминалось выше, скорость перколяции играетъ въ процессѣ выдающуюся роль, такъ какъ плохой фильтрующий матерьялъ слишкомъ долго задерживается въ ча-

нахъ, уменьшая производительность всего завода, вместе съ тѣмъ, извлеченіе золота въ значительной степени падаетъ, вследствие неравномернаго прохожденія растворовъ черезъ всю толщу матерьяла.

На практикѣ обычно считается, что матерьялъ, уровень раствора надъ которымъ въ чану понижается меньше, чѣмъ на $\frac{3}{4}$ " въ часъ, не выгодно обрабатывать перколяціей. Скорость перколяціи $\frac{3}{4}$ " въ часъ считается еще плохой; $1\frac{1}{2}$ " — удовлетворительной и 3" — хорошей. — *) Это правило подтверждается слѣдующей таблицей XXIII, заимствованной у Н. W. MacFarren'a **), въ которой для нагрузокъ различной глубины приведены скорости перколяціи въ дюймахъ, необходимыхъ для того, чтобы растворы могли сойти въ отведенный для процесса промежутокъ времени.

ТАБЛИЦА XXIII. Зависимость междускоростью перколяціи и продолжительностью ея.

Продолжительность перколяціи въ часахъ.	Глубина нагрузки въ футахъ.					
	4	6	8	10	12	14
Скорость перколяціи въ дюймахъ.						
96	0,80	1,20	1,60	2,00	2,40	2,80
120	0,64	0,96	1,28	1,60	1,92	2,24
144	0,53	0,80	1,07	1,33	1,60	1,84
168	0,46	0,69	0,91	1,14	1,37	1,60
192	0,40	0,60	0,80	1,00	1,20	1,40
216	0,36	0,53	0,71	0,89	1,06	1,24
240	0,32	0,48	0,64	0,80	0,96	1,12

Изъ таблицы видно, что при глубинѣ нагрузки въ 6' наиболее часто встрѣчающейся, и скорости перколяціи $\frac{3}{4}$ " требуется 144 часа, чтобы растворы, взятые въ количествѣ равномъ всему обрабатываемому матерьялу (обычное отношеніе ж: тв.) успѣли черезъ него пройти 144 часа или 6 дней — продолжительность обработки, увеличивать которую не практично. Такимъ образомъ, вышеприведенныя нормы совпадаютъ съ данными таблицы.

Скорость перколяціи при одномъ и томъ же матерьялѣ измѣняется въ значительной степени отъ способа наполненія чана. На примѣръ, при сухой нагрузкѣ эфель занимаетъ на 10—20% больше мѣста, чѣмъ при мокрой, слѣдовательно, лежитъ болѣе рыхлымъ

*) Julian, H.F. & E. Smart. p. 27.

**) loc. cit. p. 93.

слоемъ и перколируетъ скорѣе.*) По этой причинѣ при опредѣленіи скорости перколяціи слѣдуетъ обращать вниманіе на способъ наполненія матерьяломъ прибора: наполнять нужно приблизительно при тѣхъ же условіяхъ, какъ это принято или будетъ принято на заводѣ. Въ противномъ случаѣ получаются несравнимыя съ дѣйствительностью результаты.

Выше, при изложеніи способовъ опредѣленія пористости матерьяловъ, былъ описанъ приборъ, служащій для этой цѣли и заимствованный у Julian'a и Smart'a (см. стр. 52). Помощью этого же прибора указанные авторы предлагаютъ опредѣлять скорость перколяціи. Mac Farren, рекомендуя со своей стороны этотъ приборъ, добавляетъ, что труба должна быть возможно большаго діаметра, а высота ея равна предполагаемой глубинѣ нагрузки чана.

Скорость перколяціи помощью прибора опредѣляется такимъ образомъ: наполнивъ трубку изслѣдуемымъ матерьяломъ и водой, какъ описано на страницѣ 52, наливаютъ сверху столько воды, чтобы надъ матерьяломъ образовался столбъ въ 5—6"; на трубку наклеиваютъ затѣмъ вертикально полоску бумаги, раздѣленную на десятые доли дюйма и, открывъ внизу зажимъ, ожидаютъ пока уровень воды не сравняется съ нулевымъ дѣленіемъ шкалы. Въ этотъ моментъ отмѣчаютъ время, а черезъ часъ отсчитываютъ на сколько дѣлений понизился уровень воды. Этотъ отсчетъ и даетъ скорость перколяціи. Болѣе точные результаты получаются, если измѣрять по секундомѣру время, необходимое для опусканія уровня на 1" или на 5" **).

Для неклассиф. эфеля Іоанновскаго рудника скорость перколяціи, опредѣленная по этому способу, оказалась 1,25" въ часъ, а для классиф. — 9,83". Опредѣленія производились со столбомъ матерьяла въ 3'6", такъ какъ болѣе длинной трубки въ лабораторіи не оказалось.

Описанный способъ опредѣленія скорости перколяціи, правильный по идеѣ, далъ бы вполне согласующіеся съ работой заводскаго чана результаты, если бы стѣнки трубки не оказывали значительнаго вліянія на скорость стеканія внизъ раствора, что не имѣетъ мѣста въ условіяхъ, существующихъ на заводѣ. Возможно, что при трубкахъ въ 3—4" діаметромъ, вліяніе стѣнокъ не сказывалось бы въ той мѣрѣ, какъ это имѣло мѣсто при работѣ съ трубкой діаметромъ въ 1 1/4".

По этой причинѣ въ нашей лабораторіи для подобныхъ опредѣленій пользуются перколяторомъ, служащимъ также для опредѣленія извлеченія золота.

Лабораторный перколяторъ. На рисунокъ 8 изображенъ такой

*) loc. cit. p. 93.

**) Mac Farren рекомендуетъ приступать къ опредѣленію скорости перколяціи послѣ того, какъ приготовленный для опредѣленія приборъ простоялъ нѣсколько дней. loc. cit. стр. 81.

перколяторъ, *) установленный въ деревянной подставкѣ. Перколяторъ снабжается снизу пробкой со вставленной въ нее стеклянной трубочкой, на которую надѣтъ отръзокъ резиновой трубки съ зажимомъ. Надъ пробкой кладется кусочекъ губки, а затѣмъ вставляется ложное дно изъ проволочной сѣтки съ натянутымъ на нее холстомъ. Если послѣдній новый, то его необходимо предварительно вымыть, чтобы освободить отъ аппретуры. Поверхъ холста насыпаютъ слой въ 3—5 мм. крупно-зернистаго кварца, конечно, не содержащаго золота. На приготовленный такимъ образомъ фильтръ всыпаютъ изслѣдуемый матерьялъ.

Въ большинствѣ случаевъ скорость перколяціи опредѣляютъ попутно съ опредѣленіемъ $\%$ извлеченія золота, поэтому количество матерьяла, загружаемаго въ перколяторъ, а также величина послѣдняго зависятъ отъ содержанія золота въ матерьялѣ. Обычно приходится брать 3 килограмма, которые тщательно смѣшиваются съ нужнымъ количествомъ окиси кальция, опредѣляемымъ по общему расходу ея на данный матерьялъ.

Такъ какъ отъ правильности загрузки зависятъ и полнота извлеченія, и скорость перколяціи, то на это обстоятельство слѣдуетъ обратить особое вниманіе. Равномѣрнѣе всего распределяются крупныя и мелкія частицы матерьяла, если его загружать черезъ сито съ достаточно крупными отверстиями, напримѣръ, сито 40, положенное сверху на перколяторъ.

Порядокъ заливки растворовъ. Первый растворъ крѣпостью въ 0,2% KCN, каковая въ большинствѣ случаевъ достаточна, заливаютъ снизу помощью стеклянки съ тубусомъ, соединенной съ нижнимъ концомъ перколятора посредствомъ длинной резиновой трубки. При заливкѣ раствора снизу, нагруженный матерьялъ пропитывается гораздо равномѣрнѣе, въ немъ не образуется пустотъ и каналовъ, нарушающихъ правильность перколяціи. Во избѣжаніе того же слѣдуетъ поднимать уравнительную стеклянку, по мѣрѣ просачиванія раствора вверхъ такимъ образомъ, чтобы уровни жидкости въ ней и въ перколяторѣ не слишкомъ разнились.

Обычно количество перваго раствора составляетъ 40 $\%$ отъ вѣса нагрузки или 1200 кб. см., если было взято 3 кгр. Этого количества съ избыткомъ хватаетъ, чтобы заполнить всѣ поры между частицами матерьяла. Когда растворъ поднялся въ перколяторѣ до уровня нагрузки, закрываютъ внизу зажимъ, а остатокъ раствора заливаютъ сверху, направляя струю на стеклянную пластинку, положенную поверхъ нагрузки, во избѣжаніе промоинъ въ верхнемъ ея слое.

Въ такомъ видѣ перколяторъ оставляютъ на 24 часа. По прошествіи этого времени открываютъ зажимъ, и растворъ начинаетъ

*) Сосуды такой формы—различныхъ размѣровъ—изготавливаются многими американскими фирмами, изъ которыхъ укажемъ Denver Fire Clay Co, Denver, Colo, U. S. A.

стекать въ подставленный мѣрный цилиндръ. Пробу оставляютъ дренажироваться въ теченіи 12 часовъ. За это время первый растворъ успѣетъ стечь насколько возможно, а вся масса, нагруженная въ перколяторъ, насытится воздухомъ. Это — періодъ аэраціи, за которымъ слѣдуетъ обработка вторымъ растворомъ (30% по вѣсу матерьяла; 900 кб. см. при 3 кгр.), заливаемымъ сверху на стеклянную пластинку, о которой упоминалось выше. Зажимъ оставляютъ открытымъ до тѣхъ поръ, пока не появятся первые капли фильтрата. Въ этотъ моментъ зажимъ закрываютъ и растворъ остается въ контактѣ съ изслѣдуемымъ матерьяломъ еще 12 часовъ.

Черезъ 12 часовъ, открывъ зажимъ, спускаютъ въ мѣрный цилиндръ, гдѣ находился первый фильтратъ, еще такое количество раствора, чтобы набрался въ общей сложности объемъ, равный объему залитого перваго раствора, въ нашемъ случаѣ — 1200 кб. см. Какъ извѣстно, растворъ, залитый въ перколяторъ, не смѣшивается съ предыдущимъ болѣе крѣпкимъ растворомъ, а вытѣсняетъ его. Это подтверждается, напримѣръ, цифрами таблицы XXIV, гдѣ показано количество растворовъ, залитыхъ въ перколяторъ при обработкѣ эфеля Варваринскаго рудника, и содержаніе цианистаго калия въ нихъ до и послѣ обработки.

ТАБЛИЦА XXIV. Концентрація KCN въ растворахъ при перколяціонной пробѣ до и послѣ обработки.

Растворы	Залито кб. см.	% KCN	Спущено кб. см.	% KCN
I крѣпкий	1000	0,24	1000	0,13
II слабый	900	0,09	900	0,07
III промывная вода	1000	—	1000	0,02

Вмѣсто цилиндра съ первымъ фильтратомъ подставляютъ другой и продолжаютъ перколяцію до тѣхъ поръ, пока второй растворъ не сойдетъ ниже уровня матерьяла. Въ этотъ моментъ заливаютъ первую промывную воду (30% или 900 кб. см.), которая начинаетъ вытѣснять второй растворъ. Когда послѣдній наберется 900 кб. см. (или вообще количество, равное залитому), подставляютъ третій цилиндръ и, продолжая приливать промывную воду, набираютъ еще 900 кб. см. (30%). Черезъ нагрузку продолжаютъ пропускать промывную воду до тѣхъ поръ, пока ея общей сложности не отфильтруется 30% по вѣсу матерьяла. Такой матерьялъ считается достаточно хорошо промытымъ и хвосты послѣ высушиванія могутъ быть опробованы на золото для опредѣленія извлеченія по хвостамъ.

Скорость перколяціи обычно опредѣляютъ во время спусканія промывныхъ водъ. Къ этому времени матерьялъ окончательно уля-

жется и на скорость перколяции не будут оказывать влияния случайные причины, какъ это могло бы имѣть мѣсто при сходѣ первого раствора (см. стр. 55). Скорость перколяции опредѣляютъ такимъ же образомъ, какъ это было описано на стр. 55, т. е., на перколяторѣ наклеиваютъ полоску бумаги, раздѣленную на десятые доли дюйма, и отсчитываютъ на сколько дѣлений опустится уровень жидкости въ теченіе одного часа.

Для неклассифицированного эфеля Іоанновскаго рудника получилась скорость перколяции 2,2" въ часъ. Тотъ же эфель въ приборѣ Julian'a и Smart'a перколировалъ со скоростью всего лишь 1,25" въ часъ.

Вѣроятно, первая цифра будетъ ближе къ скорости перколяции, наблюдаемой на эфельномъ заводѣ на Іоанновскомъ рудникѣ. Последнее заключеніе основано на слѣдующихъ данныхъ. На Іоанновскомъ рудникѣ эфеля свѣжей добычи обрабатываются въ теченіе 4-хъ дней въ чанахъ съ глубиной нагрузки въ 7', вмѣщающихъ 113 тоннъ. За этотъ сравнительно короткій промежутокъ времени черезъ эфель успѣваетъ пройти 200 тоннъ растворовъ. Такимъ образомъ, отношеніе жидкаго къ твердому здѣсь составляетъ 1,8 къ 1. Если мы обратимся къ таблицѣ MacFarren'a, помѣщенной на стр. 54, то найдемъ, что при продолжительности перколяции въ 96 часовъ скорость перколяции при нагрузкѣ въ 6' должна быть 1,2", а при нагрузкахъ глубиною 8' — 1,6" въ часъ, если отношеніе вѣса растворовъ къ вѣсу эфеля равно единицѣ. Если взять для глубины нагрузки въ 7' среднее арифметическое изъ скоростей, необходимыхъ при нагрузкахъ въ 6' и 8', и помножить его на 1,8, соответственно увеличенію отношенія ж.т., то получимъ скорость перколяции, необходимую для рассматриваемаго случая, а именно — 2,5" въ часъ, что довольно хорошо согласуется со скоростью, опредѣленной въ лабораторномъ перколяторѣ. Къ сожалѣнію, въ нашемъ распоряженіи нѣтъ данныхъ о скорости перколяции, непосредственно наблюдаемой въ чанахъ на Іоанновскомъ рудникѣ.

При изслѣдованіи бериккульскихъ эфелей скорость перколяции была опредѣлена по тому же способу и оказалась равной 1,25" въ часъ, тогда какъ среднее изъ многихъ наблюденій, сдѣланныхъ на Бериккульскомъ рудникѣ надъ скоростью перколяции въ заводскихъ чанахъ дало 1,48".

Такимъ образомъ, этотъ простой способъ даетъ результаты, достаточно близко совпадающіе съ заводскими.

Послѣ дренированія первого раствора легко можно *опредѣлить количество влаги, задерживаемой въ хвостахъ* (см. стр. 53). Въ самомъ дѣлѣ, если первого раствора было залито 1200 куб. см., а послѣ 12-ти часового дренированія въ мѣрномъ цилиндрѣ набралось 260

кб. см. то 3 кгр. матерьяла задержали въ себѣ 940 кб. см. или $\frac{940}{3000} \cdot 100 = 31\%$ (для бериккульскихъ эфелей) влаги.

Влажность тѣхъ же хвостовъ была опредѣлена посредствомъ высушиванія 500 гр. сырыхъ хвостовъ, только что вынутыхъ изъ перколятора. Послѣ высушиванія вѣсъ хвостовъ оказался равнымъ 400 гр. Слѣдовательно, 400 гр. удерживали 100 гр. влаги или 25%.

Можно полагать, что результатъ перваго опредѣленія (31% влаги) болѣе точно отвѣчаетъ средней влажности всей нагрузки, чѣмъ полученный при высушиваніи навѣски, такъ какъ влажность нагрузки въ перколяторѣ въ различныхъ слояхъ неодинакова.

Послѣднее заключеніе можно подтвердить слѣдующими данными, полученными при опредѣленіи влажности хвостовъ отъ перколяціи эфеля Іоанновскаго рудника.

Въ 3 кгр. хвостовъ осталось 960 кб. см. раствора (опредѣлено по разности объемовъ залитаго и отфильтровавшагося растворовъ). Влажность хвостовъ—32%.

Перколяторъ затѣмъ былъ опрокинутъ на желѣзный листъ, хвосты, вывалившіеся изъ него въ видѣ конуса, были быстро раздѣлены ножомъ по высотѣ на 3 части, соотвѣтствующія верхнему, среднему и нижнему слоямъ нагрузки; отъ каждой части было отобрано по одной пробѣ въ 200 гр. Послѣднія высушивались на сковородахъ и взвѣшивались. Результаты приведены въ таблицѣ XXV.

ТАБЛИЦА XXV. Содержаніе влаги въ различныхъ слояхъ нагрузки.

Части нагрузки	Вѣсъ послѣ высушиванія гр.	Вѣсъ испарившейся воды гр.	Влажность въ %
Верхняя	156,7	42,3	26,99
Средняя	154,8	45,2	29,19
Нижняя	153,5	46,5	30,30

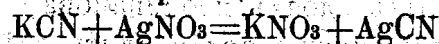
Интересно сопоставить данныя, полученные по этому способу и по способу, описанному на страницѣ 53. Тамъ влажность хвостовъ была опредѣлена въ 26,1%, здѣсь же—32%. Столь большая разница можетъ быть объяснена различными условіями, при которыхъ выполнялись оба опредѣленія. Въ нашей лабораторіи влажность хвостовъ опредѣляется по только что описанному способу.

Выше указывалось, что опредѣленіе влажности хвостовъ позволяетъ до нѣкоторой степени судить о фильтрующей способности матерьяла. Несравненно большую важность это опредѣленіе имѣетъ потому, что отъ количества влаги, удерживаемой въ хвостахъ, зависитъ количество раствореннаго золота, остающееся въ нихъ, а, слѣдовательно, и количество промывныхъ водъ, необходимое для достаточно полнаго промыванія нагрузки чана.

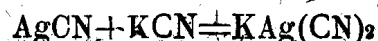
Расходъ цианистаго калия на обрабатываемый матеріалъ можетъ быть установленъ при перколяционной пробѣ путемъ подведенія баланса количества KCN, поступающаго съ растворомъ въ перколяторъ и выходящаго съ нимъ изъ послѣдняго. Съ этой цѣлью точно опредѣляютъ содержаніе KCN, какъ въ заливаемыхъ растворахъ, такъ и въ собираемыхъ отдѣльно филътратахъ.

Остановимся нѣсколько на способѣ опредѣленія содержанія цианистаго калия въ растворахъ.

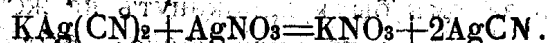
Изъ существующихъ способовъ примѣняется почти исключительно титрованіе KCN растворомъ AgNO_3 . Способъ этотъ основанъ на слѣдующихъ общеизвѣстныхъ реакціяхъ:



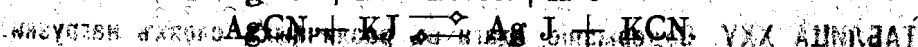
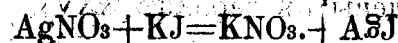
Пока цианистый калий въ избыткѣ—цианистое серебро растворяется въ немъ съ образованіемъ комплекса:



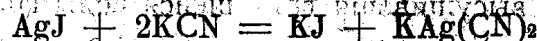
до тѣхъ поръ, пока весь KCN не будетъ связанъ; избыточная капля AgNO_3 , реагируя съ этимъ комплексомъ, разлагаетъ его съ выдѣленіемъ AgCN, какъ извѣстно, нерастворимаго въ водѣ:



Такимъ образомъ, конецъ реакціи обнаруживается появленіемъ мутн. Если прибавить къ титруемому раствору нѣсколько капель 5%-го раствора KJ, то вмѣсто цианистаго серебра при прибавленіи избыточной капли AgNO_3 выдѣляется менѣе растворимое іодистое серебро:



Іодистое серебро растворимо, аналогично цианистому, въ избыткѣ KCN, а потому и не выдѣляется до конца титрованія:



Желтый цвѣтъ выдѣлившагося AgJ даетъ возможность лучше различить конецъ реакціи, особенно, если титруемый растворъ не много мутный.

При прибавленіи большихъ количествъ раствора AgNO_3 , а также въ концѣ титрованія, въ титруемый растворъ образуются творожистые хлопья AgCN, растворяющіеся довольно медленно, что затягиваетъ опредѣленіе. Прибавленіе нѣсколькихъ капель разбавленнаго амміака, въ которомъ весьма легко растворяется AgCN, но почти совершенно не растворимо AgJ, устраняетъ это неудобство. Рекомендуются также нѣсколько разбавить водой отмѣренную для титрованія пробу, такъ какъ тогда AgCN растворяется скорѣе.

Титрованіе слѣдуетъ вести на черномъ фонѣ, напримѣръ, на черной глянцевитой бумагѣ, подложенной подъ стаканчикъ съ пробой. Реакція лучше замѣтка, если глазъ наблюдателя помѣщается на одномъ уровнѣ съ растворомъ и если рядомъ поставлена уже оттитрованная проба.

Въ большинствѣ случаевъ приходится, какъ при лабораторномъ изслѣдованіи, такъ и на заводѣ, дѣлать весьма много опредѣленій KCN. Поэтому применяемый для титрованія растворъ AgNO_3 готовится съ такимъ расчетомъ, чтобы 1 кб. см. его содержалъ количество соли, эквивалентное 0,01 гр. KCN. Такъ какъ, по приведеннымъ выше уравненіямъ, одна молекула AgNO_3 эквивалентна двумъ молекуламъ KCN, то не трудно рассчитать, что въ 1 кб. см. должно содержаться 0,013046 гр. AgNO_3 , или 13,046 гр. въ литръ (169,89 : $2 \times 65,11$). Для очень точныхъ работъ необходимо проверить титръ этого раствора по $n/10$ раствору NaCl, для практическихъ же дѣлей это излишне.

Если для отбирания пробъ пользоваться пипеткой на 10 кб. см., то отсчитать бюретки, раздѣленный на 10 частей содержание KCN въ растворѣ въ ‰, потому что 1 кб. см. AgNO_3 эквивалентенъ 0,01 гр. KCN, а растворъ, содержащій въ 10 кб. см. 0,01 гр. — растворъ 0,1 ‰-ный.

Возвращаясь къ опредѣленію расхода цианистаго калия при перколяционной пробѣ, приведемъ примѣръ, который лучше объяснить суть способа. Въ таблицѣ XXVI приведены цифры, полученные при изслѣдованіи берикольскаго эфеля, взятаго въ количествѣ 3 кгр., на основаніи которыхъ подсчитанъ расходъ KCN.

ТАБЛИЦА XXVI. Опредѣленіе расхода цианистаго калия при перколяционной пробѣ,

Растворы	Залито кб. см.	На 10 кб. см. пошло кб. см. раствора AgNO_3	Содержаніе KCN въ растворѣ		Спущено кб. см.	На 10 кб. см. пошло кб. см. раствора AgNO_3	Содержаніе KCN въ фильтратахъ		Убыло или прибыло KCN гр.
			въ ‰	въ гр.			въ ‰	въ гр.	
I	1200	2,00	0,2	2,40	1200	1,30	0,130	1,560	— 0,840
II	900	0,50	0,05	0,45	900	0,45	0,045	0,405	— 0,045
III Опробованная вода	900	—	—	—	900	0,05	0,005	0,045	+ 0,045
Всего въ растворахъ			2,85		Всего въ спущен. фильтратахъ			2,010	— 0,840

Такимъ образомъ, на 3 кгр. эфеля израсходовано 0,84 гр. KCN или 0,028 ‰ (0,84 : 30), что составляетъ 0,028 пуда или 1,12 фунта на 100 пуд. эфелей.

Опредѣленіе процентнаго извлеченія золота при перколяции можетъ быть сдѣлано, какъ по хвостамъ, такъ и по растворамъ. Выше было указано, что удобнѣе и цѣлесообразнѣе послѣднее.

При опробованіи хвостовъ возникаетъ вопросъ, достаточно ли

они отмыты от растворенного уже золота, которое могло бы остаться в них вместе с влагой, ими удерживаемой. Для выяснения этого вопроса был сделан следующий опыт. От хвостов, после обработки эфелей Юанновского рудника в перколятор в количестве 3 кг. и после высушивания, были отобраны квартованием 750 гр. После измельчения до 200 от этого количества были взяты две навески по 100 гр. каждая для тигельной плавки. Весь полученного со 100 гр. золота—0,225 mgr. (среднее из двух определений), что соответствует 0,84 золотника на 100 пудов.

Отобранные от той же порции 200 гр. были промыты водой посредством взмучивания и декантации и после высушивания, так же опробованы. Оказалось, что содержание золота в промытых хвостах такое же, как и в хвостах, опробованных непосредственно после высушивания, т. е., 0,84 зол. в 100 пуд. (0,225 mgr. в 100 гр.).

Отсюда следует, что промывка хвостов в перколяторе достаточна, чтобы отмыть все растворившееся золото.

При определении извлечения по растворам, последние тщательно смываются, подкисляются несколькими куб. см. соляной кислоты, для растворения выделяющегося обычно CaCO_3 , затем отбираются несколько проб по 250 или 500 куб. см., в зависимости от содержания золота, которые и служат для определения количества его (и если нужно серебра), перешедшего в раствор. Так как общий объем растворов известен, то по содержанию золота, скажем, в 250 куб. см. не трудно вычислить сколько золота извлечено из всего обработанного в перколяторе материала. Если же известен весь последний и содержание в нем золота, то легко найти процентное извлечение.

Пример. Для определения извлечения из эфелей Барваринского рудника были взяты от смешанных растворов две пробы по 100 куб. см., соответствующие 1 кг. эфеля каждая, так как смешанные растворы были выпарены до 300 куб. см., а в перколяторе было загружено 3 кг.

В 100 куб. см. оказалось: 4,62 mgr. золота по одной пробе и 4,58 mgr.—по другой, а в среднем 4,60 mgr., которые были извлечены из 1000 гр. эфелей. Следовательно, со 100 гр. извлекается 0,46 mgr. золота, а со 100 пуд.—1,77 золотника.

Так как эфеля содержат 8,07 зол. в 100 пудах, то извлечение золота $\frac{1,77}{8,07} \cdot 100 = 57,6\%$, что довольно хорошо согласуется с определением извлечения по хвостам, давшим 53,8% (в хвостах осталось 1,42 зол. в 100 пуд.)

Какъ известно, пермолляция не есть процессъ универсальный. Его применимость ограничивается только такими золотосодержащими матерьялами, которые не требуется измельчать очень мелко, чтобы получить хорошее извлечение, и которые удовлетворительно фильтруются. Всѣ матерьялы, неотвѣчающіе этимъ условіямъ должны обрабатываться посредствомъ агитации—энергичнаго перемѣшиванія мелкоизмельченнаго матерьяла—или съ растворомъ KCN.

Помимо специальныхъ случаевъ, когда вся руда превращается въ иловъ при всякомъ измельченіи руды наряду съ эфелями получается большее или меньшее количество иловъ, понимая подъ этимъ терминомъ все, что проходитъ черезъ сито 200. Поэтому въ лабораторіи приходится изслѣдовать ила столь же часто, какъ и другіе матерьялы.

Къ изслѣдованію иловъ приложимы, конечно, всѣ общіе методы, описаніе которыхъ составило содержаніе предыдущихъ главъ. Однако, кромѣ того, целесообразно испробовать, каково будетъ извлечение золота при обработкѣ даннаго ила приблизительно въ тѣхъ же условіяхъ, какія чаще всего встрѣчаются на практикѣ, то-есть при агитации.

Для испытаній подобнаго рода въ лабораторіи пользуются либо толстостеннымъ стаканомъ, въ которомъ устанавливается стеклянная мешалка и въ который, по стеклянной трубкѣ, опущенной по стѣнкѣ стакана до самаго дна, проводится сжатый воздухъ, либо аппаратомъ, изображеннымъ на рис. 9 и представляющимъ собою воспроизведеніе въ маломъ масштабѣ агитационнаго чана Brown—Rachusa.

Существенную часть прибора составляетъ стеклянный сосудъ (четвертная бутылъ съ обрѣзаннымъ дномъ и укороченнымъ на половину горлышкомъ), установленный въ штативѣ. Въ центрѣ сосуда укрепленъ помощью трехъ стеклянныхъ палочекъ, опирающихся нижними концами въ конусообразную часть сосуда, а верхними закрѣпленныхъ въ крышкѣ, стеклянная же труба, не доходящая внизу на нѣсколько миллиметровъ до пробки, закрывающей нижнее отверстіе сосуда, а вверху доходящая до его края. Черезъ нижнюю пробку проходитъ стеклянная трубка, соединенная съ насосомъ, сжатый воздухъ.

Въ сосудѣ находится около двухъ литровъ раствора KCN, пускается сжатый воздухъ, и когда установилась правильная циркуляція, начинаютъ заливаться черезъ отверстіе въ центрѣ крышки мало-по-малу размалываемое количество матерьяла.

Къ сожалѣнію, въ нашей лабораторіи пока еще не имѣется компрессора, позволяющаго получать дутье требуемой упругости. Упругость дутья водоструйнаго насоса, которымъ мы пользуемся въ настоящее время, не превышаетъ 2 мм. ртутнаго столба. При такой упругости возможно агитировать пульпу лишь съ отношеніемъ жидкаго къ твердому—8—10 къ 1. При болѣе густой пульпѣ циркуляція частицъ прекращается.

По окончании агитации приборъ оставляютъ въ покое до полного отстаиванія ила, послѣ чего напредставляетъ труда отделить и профильтровать нѣжное для опредѣленія извлеченія количества раствора. Ниже приведенъ шиммеръ опредѣленія извлеченія золота, по описанному способу (см. стр. 81).

XVI.

Концентрація

При большомъ количествѣ сульфидовъ въ изслѣдуемомъ материальѣ целесообразно, отделивъ ихъ отъ остальныхъ компонентов руды по способамъ, описаннымъ на страницѣ 14, опробовать ихъ на золото. Если окажется, что съ сульфидами ассоциирована значительная часть золота, содержащагося во всемъ материальѣ, если они вообще богаты, то слѣдуетъ выяснитъ, не является ли необходимой для достиженія достаточно полного извлеченія отдельная ихъ обработка.

Для ршенія этого вопроса прежде всего нужно выработать, по изложеннымъ выше методамъ, наивыгоднѣйшія условія обработки материала въ целомъ.

Обработавъ при этихъ условіяхъ нѣсколько килограммовъ материала (въ зависимости отъ содержанія сульфидовъ), опредѣляютъ содержаніе золота въ хвостахъ, а затѣмъ, выдѣливъ изъ нихъ концентраты, опробуютъ послѣдніе. Если окажется, что концентраты содержатъ еще значительное количество золота, то ясно, что слѣдуетъ найти условія, при которыхъ золото изъ концентратовъ извлекается удовлетворительно. Въ такомъ видѣ задача сводится къ нахожденію наивыгоднѣйшихъ условій обработки концентратовъ, способъ ршенія которой въ общемъ видѣ намъ уже известенъ.

Если окажется, что условія, при которыхъ концентраты даютъ хорошее извлеченіе, отличаются отъ условій, выработанныхъ для остальной части руды, то технически правильнымъ будетъ раздельная обработка, а слѣдовательно, предпринятіемъ концентратовъ. Практику же представляется на выборъ три пути: либо ввести предпринятую концентрацію и отдельную обработку, либо обработать всю руду цѣликомъ по схемѣ, выработанной для концентратовъ, обычно болѣе сложной и дорогой, либо, пренебрегая цѣнностью золота, остающагося неизвлеченнымъ въ концентратахъ, всю руду обрабатывать по простѣйшей, установленной для нея въ целомъ, схемѣ. Какой изъ этихъ путей будетъ самымъ выгоднымъ, это вопросъ въ лабораторіи не разрѣшимый по причинамъ, указаннымъ выше.

XVII.

Опредѣленіе расхода цианиста на 1 кг.

На страницѣ 61 былъ изложенъ способъ опредѣленія расхода

KCN при перколяционной пробѣ. Въ этомъ случаѣ матерьялъ обрабатывается всегда въ присутствіи щелочи—CaO. При рѣшеніи же задачи въ общемъ видѣ обычно опредѣляютъ, какъ максимальный расходъ KCN на данный матерьялъ при обработкѣ его безъ прибавленія щелочи, такъ и расходъ KCN въ присутствіи ея, что даетъ результаты, близкіе къ тѣмъ, которые слѣдуетъ ожидать на практикѣ.

Разность обѣихъ величинъ даетъ возможность судить объ относительномъ количествѣ поглотителей ціанистаго калия (cyanicides) въ изслѣдуемомъ матерьялѣ.

Опредѣленія эти выполняются такимъ образомъ. Отмѣриваютъ измѣрительнымъ цилиндромъ въ 2 сухія стеклянки по 100 кб. см 0,5% раствора KCN. Въ одну изъ нихъ прибавляютъ 0,5 гр. ѣдкаго натра и перемѣшиваютъ до полного растворенія его. Затѣмъ въ каждую стеклянку всыпаютъ по 100 гр. матерьяла, закупориваютъ и агитируютъ въ теченіе 6 часовъ. По истеченіи этого времени пробы снимаютъ, даютъ отстояться, а затѣмъ декантируютъ прозрачные растворы черезъ сухіе фильтры въ сухіе стаканы. Отъ фильтратовъ отбираютъ для титрованія по 10 кб. см.

Примѣръ. 1. Проба безъ щелочи. 100 гр. берикульскихъ эфелей агитировались 1 часъ со 100 кб. см. раствора KCN.

На 10 кб. см. раствора ушло 4,8 кб. см. раствора. AgNO.

растворъ содержитъ 0,48% KCN

На 10 кб. см. фильтрата ушло 3,9 кб. см. раствора. AgNO. №3;

фильтратъ содержитъ 0,39% KCN

Концентрація раствора понизилась на 0,09% „

Или весь растворъ потерялъ 0,09 гр. KCN, пошедшихъ на 100 гр эфеля. Расходъ ціанистаго калия $0,09 \times 40 = 3,6$ фунта на 100 пудовъ эфеля.

2. Проба со щелочью. 100 гр. эфелей; 100 кб. см. 0,48%-го раствора KCN; 0,5 гр. NaOH; агитация 1 часъ.

На 10 кб. см. фильтрата ушло 4,6 кб. см. раствора AgNO з;

фильтратъ содержитъ 0,46% KCN

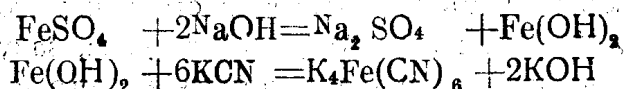
Концентрація раствора понизилась на 0,02% „

Расходъ ціанистаго калия $0,02 \times 40 = 0,8$ фунта на 100 пудовъ. Такимъ образомъ, при обработкѣ эфелей со щелочью расходъ ціанистаго калия уменьшается на $3,6 - 0,8 = 2,8$ фунта на 100 пудовъ, вслѣдствіе того, что щелочь, реагируя съ поглотителями ціанистаго калия, парализуетъ вредное дѣйствіе нѣкоторыхъ изъ нихъ.

Полезный расходъ щелочи. Въ связи съ изложеннымъ различаютъ полезный расходъ щелочи, понимая подъ этимъ количество ея, эквивалентное тому количеству ціанистаго калия, которое экономится вслѣд-

ствіе прибавленія щелочи. Въ приведенномъ выше примѣрѣ полезнымъ расходомъ щелочи будетъ количество CaO , или NaOH эквивалентное 2,8 фунтамъ KCN , т. е., 2,41 фунта CaO или 1,72 ф. NaOH на 100 пудовъ эфеля.

Не слѣдуетъ смѣшивать съ *полезнымъ* расходомъ щелочи *общій* ея расходъ, объ опредѣленіи котораго подробно было сказано на стр. 46. Конечно, въ большинствѣ случаевъ общій расходъ щелочи больше, чѣмъ полезный, такъ какъ при обработкѣ какого либо матерьяла щелочь можетъ вступать въ реакціи съ веществами, на ціанистый калий не дѣйствующими, или съ веществами, продукты реакціи которыхъ со щелочью являются такими же поглотителями KCN , какъ и онѣ сами. Напримѣръ, FeSO_4 , со щелочью дающее Fe(OH)_2 , растворяющійся въ ціанистомъ калии.



Для берикольскихъ эфелей общій расходъ щелочи составляетъ 16,8 ф. CaO на 100 пудовъ эфеля, тогда какъ полезнымъ расходомъ изъ всего этого количества мы считаемъ 2,41 фунта.

XVIII.

Кислотность руды.

Различаютъ свободную кислотность руды, кислотность общую и связанную кислотность, находимую по разности второй и первой.

Свободная кислотность (free acidity) опредѣляется посредствомъ титрованія $\text{p}/_{10}$ NaOH въ присутствіи феноль-фталейна 10—50 кб. см. фильтрата, полученнаго послѣ обработки въ теченіе 1 часа 100 гр. матерьяла 100 кб. см. воды. Какъ всегда въ подобныхъ случаяхъ, водную вытяжку отфильтровываютъ черезъ сухой фильтръ въ сухой стаканъ. По количеству кб. см. NaOH , пошедшихъ на усредненіе пробы, рассчитываютъ, какое количество ѣдкаго натра или окиси кальція нужно, чтобы нейтрализовать свободную кислоту, заключающуюся въ 100 пудахъ изслѣдуемаго матерьяла. Слѣдуетъ замѣтить, что для опредѣленія свободной кислотности нужно брать навѣску отъ только что взятаго на мѣстѣ обычно влажнаго матерьяла, либо отъ пробы, сохраняющейся въ хорошо закупоренной стеклянкѣ, такъ какъ высушивание портитъ пробу, измѣняя условія. Обычно опредѣленіе свободной кислотности дѣлается одновременно съ опредѣленіемъ влаги въ матерьялѣ, и результаты перечисляются на сухой вѣсъ. *)

Примѣръ. На 50 кб. см. фильтрата пошло 2,1 кб. см. $\text{p}/_{10}$ NaOH .
2,1 кб. см. $\text{p}/_{10}$ NaOH содержатъ $\frac{4,2,1}{1000} = 0,0084$ гр. NaOH .

*) Clennell J. E. The Cyanide Handbook. N. Y. 1910, p. 484.

a 100	"	"	"	"	0,0168	"	"
-------	---	---	---	---	--------	---	---

Если материал содержит 13,7% влаги, то свободная кислотность, пересчитанная на сухой материал, соответствует $\frac{0,0168}{100-13,7} \cdot 100 =$

$$\times 40 = 0,79 \text{ фунтовъ } \text{NaOH} \text{ или } \frac{0,79 \cdot 56,09}{40} = 1,09 \text{ фунта } \text{CaO}.$$

Общая кислотность (total acidity) руды либо какого-нибудь материала выражается въ количествѣ фунтовъ NaOH или CaO, расходуемыхъ на 100 пудовъ. Такимъ образомъ, общая кислотность идентична съ общимъ расходомъ щелочи, объ опредѣленіи котораго говорилось на стр. 46.

Связанная кислотность (latent acidity), какъ уже упоминалось—опредѣляется, какъ разность общей и свободной кислотностей.

XIX.

Удельный и объемный веса.

Съ опредѣленіемъ удѣльнаго и объемнаго вѣсовъ изслѣдуемыхъ матерьяловъ мы познакомились выше (см. стр. 50, 51). Здѣсь умѣстно будетъ лишь указать на важность этихъ константъ при проектированіи новаго завода или при опредѣленіи производительности уже существующаго. Какъ примѣръ приведемъ указаніе А. Clark'a и Е. Lead'a, которые обрабатывали въ Homstake руду съ удѣльнымъ вѣсомъ около 3. Объемъ одной тонны этой руды былъ на 10% меньше обыкновеннаго, такъ какъ въ большинствѣ случаевъ удѣльный вѣсъ руды колеблется между 2,5 и 2,7. Соотвѣтственно сокращенію объема уменьшились и расходы по обработкѣ, лежащіеся на 1 тонну. Съ другой стороны, большой удѣльный вѣсъ руды вызывалъ рядъ затрудненій, на примѣръ, при выноскѣ пульпы изъ ступы и распредѣленіи ея по шлюзамъ, при транспортѣ пульпы по желобамъ *).

*) Trans. Am Inst. Min Eng, Vol. LII, 1916, p. 3.

XX.

Необходимость вспомогательныхъ операцій.

Въ изложенномъ выше описаны методы изслѣдованія, приложимые въ цѣломъ ко всѣмъ золотосодержащимъ матерьяламъ.

Для большинства изъ нихъ полученные по этимъ методамъ результаты даютъ возможность выработать раціональную схему заводскаго процесса. Однако въ нѣкоторыхъ случаяхъ приходится сталкиваться съ осложненіями двоякаго рода: во первыхъ, съ чрезмѣрнымъ расходомъ реактивовъ, особенно ціанистаго калия; во вторыхъ, съ низкимъ извлеченіемъ золота. Въ обоихъ случаяхъ передъ изслѣдователемъ встаетъ дополнительная задача—выяснить причины этихъ осложненій и найти мѣры къ устраненію ихъ.

Причины большого расхода ціанистаго калия при обработкѣ какой-либо руды въ присутствіи достаточнаго количества щелочи заключаются обычно въ наличіи въ рудѣ компонентовъ, растворяющихся въ ціанистомъ калии съ образованіемъ комплексовъ, о которыхъ уже упоминалось въ началѣ главы X (см. стр. 27).

1. Чаше всего такимъ компонентомъ являются соли закиси желѣза—продуктъ окисленія колчедановъ при продолжительномъ лежаніи матерьяла на воздухѣ, а также при сухомъ дробленіи колчеданистыхъ рудъ. Соли закиси желѣза, обычно сѣрнокислыя, при дѣйствіи щелочи даютъ гидратъ закиси желѣза, растворимый въ ціанистомъ калии, какъ указано въ уравненіи, приведенномъ на страницѣ 66. Очевидно, что въ присутствіи въ матерьялѣ, хотя бы нѣсколькихъ долей процента закиси желѣза, или ея солей расходъ ціанистаго калия при его обработкѣ будетъ весьма великъ.

Обнаружить закись желѣза въ матерьялѣ не трудно путемъ качественного анализа фильтрата послѣ обработки матерьяла ціанистымъ калиемъ.

Если оказалось, что закись желѣза присутствуетъ, то въ рукахъ металлурга есть два средства устранить ея вредное вліяніе—это предварительная промывка матерьяла водой для удаленія растворимыхъ солей и окисленіе закиси желѣза въ окись, гидратъ которой въ ціанистомъ калии не растворимъ. Оба эти средства и долженъ испробовать изслѣдователь въ лабораторіи.

Предварительная промывка водой производится посредствомъ взмучиванія матерьяла съ двойнымъ или тройнымъ количествомъ по вѣсу воды и декантациі отстоявшагося прозрачнаго раствора. Послѣ промывки матерьялъ высушивается и по общему методу опредѣляется расходъ на него ціанистаго калия и щелочи. Если расходъ понизился до нормальныхъ предѣловъ, то предварительную промывку слѣдуетъ ввести въ схему процесса, въ противномъ случаѣ слѣдуетъ продолжить изслѣдованіе.

Окисленіе закиси желѣза, на практикѣ достигается либо естественнымъ путемъ, оставляя лежать матерьялъ на воздухѣ, либо посредствомъ продуванія черезъ нагрузку, если это иль, или просасыванія (если это эфель) воздуха. Аналогичный приѣмъ примѣняютъ въ лабораторіи, аэрируя ила въ агитационномъ приборѣ или просасывая воздухъ черезъ влажный матерьялъ, находящийся въ бюхнеровской воронкѣ. Послѣ такой обработки опредѣляютъ расходъ KCN и щелочи.

Какъ примѣръ практическаго примѣненія аэраціи для окисленія закиси желѣза, приведемъ заводъ Homstake Mining Co, гдѣ лабораторными опытами было установлено, что одна тонна эфелей поглощаетъ 75 куб. футовъ кислорода. По этой причинѣ черезъ дренированный послѣ мокрой загрузки чанъ продуваютъ снизу воздухъ подъ давленіемъ 4 фунтовъ на кв. дм. (21,6 см. Hg.) въ теченіе 16 часовъ. Такую аэрацію повторяютъ еще дважды въ промежуткахъ между заливкой растворовъ.

2. Присутствіе сѣрнистыхъ или окисленныхъ соединений мѣди въ рудѣ также является причиной траты большого количества KCN, потому что и тѣ и другія растворяются въ немъ съ образованіемъ комплексовъ. Если по анализу окажется, что въ рудѣ достаточно мѣди, чтобы окупить плавку, и если послѣдняя возможна по характеру руды и по мѣстнымъ условіямъ, то, конечно, плавку слѣдуетъ предпочесть всѣмъ прочимъ процессамъ. Въ противномъ случаѣ, необходимо предварительно, передъ ціанированіемъ удалить мѣдь, а потомъ уже изъ хвостовъ извлекать золото.

Если мѣдь находится въ видѣ сѣрнистыхъ соединений, то послѣдніе можно отдѣлить помощью флотаціи или извлечь мѣдь послѣ обжига руды по одному изъ гидрометаллургическихъ способовъ. Послѣднія примѣняются и въ случаѣ окисленныхъ мѣдныхъ рудъ.

Какъ примѣръ, приведемъ обработку убогихъ мѣдистыхъ рудъ, содержащихъ золото, въ Goldfield'ѣ, гдѣ руда подвергалась обогащенію на иловыхъ столахъ; полученные концентраты, въ которыхъ заключалась почти вся мѣдь, содержащаяся въ рудѣ, послѣ обжига агитировались въ чанахъ „Rachuca“ съ сѣрной кислотой, а затѣмъ послѣ отдѣленія раствора, въ который перешла мѣдь, матерьялъ направлялся для извлеченія золота на иловой заводъ, гдѣ обрабатывался вмѣстѣ съ остальной рудой. Въ послѣднее время вмѣсто конценраціи на столахъ вводится флотація**).

На Коктасъ-Джартасскомъ рудникѣ въ Семипалатинской области разрабатывались окисленные мѣдные руды, изъ которыхъ мѣдь извлекалась сѣрной кислотой на Желтавскомъ заводѣ. Хвосты предполагалось ціанировать, чтобы извлечь остававшееся въ нихъ золото. По-

*) Trans. Am Inst. Min. Eng., Vol III, 1916, p. 11.

**) По частному сообщенію горн. инж. Н. С. Пенна.

слѣднее не было осуществлено, такъ какъ предпріятіе вскорѣ прекратило существованіе *).

Если въ лабораторіи представляется необходимость изслѣдовать руды, подобныя указаннымъ, то необходимо, въ первую очередь, выработать методы извлеченія мѣди, а затѣмъ ужъ для хвостовъ установить наивыгоднѣйшія условія обработки ціанистымъ калиемъ; что же касается выработки методовъ извлеченія мѣди, то изложеніе ихъ не входитъ въ программу настоящей статьи. Укажемъ только, что для рудъ, въ которыхъ мѣдь находится въ видѣ сѣрнистыхъ соединений, необходимо испробовать флотацію, посредствомъ которой удается иногда извлечь вмѣстѣ съ концентратами и золото; для окисленныхъ рудъ пока еще наиболѣе дешевыми являются гидрометаллургическіе процессы, примѣнимость которыхъ къ данной рудѣ и слѣдуетъ выяснитъ въ лабораторіи.

3. Болѣе рѣдко въ рудахъ присутствуютъ другіе поглотители ціанистаго калия, какъ на примѣръ, мышьякъ (обычно миспикель FeAsS MgSO_4 **), $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$, Ni , Co и др.

Вредное вліяніе нѣкоторыхъ изъ нихъ— MgSO_4 , $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ парализуется прибавленіемъ щелочи, такъ какъ соотвѣтствующія гидроокиси безвредны для процесса. При большомъ количествѣ гидроокиси весьма понижаютъ фильтрующую способность, почему иногда слѣдуетъ ввести предварительную промывку матерьяла.

Причины недостаточнаго извлеченія золота въ большинствѣ случаевъ заключаются либо въ недостаточно тонкомъ измельченіи, необходимомъ, чтобы обнажить частицы золота, либо въ недостаткѣ кислорода, какъ извѣстно, существеннаго фактора въ процессѣ растворенія золота.

Недостатокъ кислорода вызывается чаще всего присутствіемъ въ рудѣ сѣрнистыхъ соединений, поглощающихъ кислородъ и превращающихъ KCN въ KCNS . Къ такимъ соединеніямъ, въ первую очередь, слѣдуетъ отнести сѣрнистыя щелочи, образующіяся при дѣйствіи щелочей на сульфиды, особенно минералы, содержащіе сѣрнистый мышьякъ и сурьму, затѣмъ сульфиды мѣди. Пиритъ и марказитъ весьма слабо поддаются разлагающему дѣйствію щелочей и довольно безвредны сами по себѣ.

Предупредить образованіе сѣрнистыхъ щелочей удастся прибавленіемъ либо уксусносвинцовой соли, или глета, что часто практикуется на ціанистыхъ заводахъ. Сѣрнистый свинецъ довольно медленно окисляется, а потому и не поглощаетъ кислорода.

Въ большинствѣ случаевъ арсенопиритъ съ трудомъ разлагается щелочами и извлеченіе золота изъ рудъ, содержащихъ его даже въ

*) Горн. Жур. 1912, т. III, стр. 137.

**) По нѣкоторымъ, не вполне еще законченнымъ опытамъ въ нашей лабораторіи, можно предположить, что MgSO_4 не вліяетъ на расходъ KCN .

значительномъ количествѣ, не представляетъ труда. Однако, иногда руды оказываются настолько упорными, что для достиженія полного извлеченія золота требуется слишкомъ продолжительная обработка. Въ такихъ случаяхъ слѣдуемъ испытать *предварительный обжигъ*, примѣняющійся также для удаленія сурьмы.

Предварительный обжигъ находитъ примѣненіе и при теллуристыхъ рудахъ, изъ которыхъ золото, хотя и можетъ быть извлечено, но при весьма продолжительной обработкѣ*).

Какъ о вспомогательной операціи, примѣняемой къ упорнымъ теллуристымъ рудамъ слѣдуетъ упомянуть о бромованіи.

Однако и бромованіе, и предварительный обжигъ являются настолько рѣдкими въ практикѣ ціанистаго процесса, что останавливаться на методахъ изслѣдованія рудъ въ случаѣ необходимости ихъ примѣненія здѣсь не приходится.

Въ слѣдующихъ главахъ читатель найдетъ примѣры приложенія изложенныхъ методовъ къ изслѣдованію заводскихъ матерьяловъ: хвостовъ отъ амальгамаціи и рудъ.

XXI.

Изслѣдованіе эфелей Берикульскаго Рудника.

На рудникѣ 6-я Берикульская площадь въ лѣтнюю кампанію 1917 года на эфельномъ заводѣ предположено было переработать отвалъ эфелей, оставшихся отъ работы амальгамационной фабрики и не использованныхъ въ прошлые годы.

Задачей изслѣдованія было:

1. опредѣленіе количества эфелей въ отвалѣ;
2. взятіе средней пробы;
3. опредѣленіе содержанія золота и серебра;
4. систематическое изслѣдованіе эфелей въ лабораторіи съ цѣлью опредѣленія возможнаго извлеченія и установленія наивыгоднѣйшихъ условій обработки.

Такимъ образомъ, все изслѣдованіе раздѣлялось на двѣ неравныя части: 1) работы на рудникѣ и 2) работы въ лабораторіи.

Работы на рудникѣ.

1. Обмѣръ отвала. Какъ видно по чертежу, изображающему схематически видъ отвала сверху и въ поперечномъ разрѣзѣ, отвалъ былъ разбитъ на 7 частей параллельными линіями, проведенными на разстояніи 5 саж., другъ отъ друга. Каждую такую часть можно было

*) Clevenger G. H. Met & Ch. Eng. Vol XIV, 1916 p. 203.

разсматривать, какъ усѣченную пирамиду съ трапециевидными основаниями, объемъ которой выражается формулой:

$$V = (F + f + \sqrt{F \cdot f}) h/3,$$

гдѣ F площадь нижней трапеціи

f " " верхней " "

h высота пирамиды.

Сумма объемовъ всѣхъ семи частей даетъ искомый объемъ отвала.

Для примѣра приведемъ вычисленіе объема части, отмѣченной на чертежѣ римской цифрой II.

Высота этой части опредѣляется путемъ умноженія средней ариметической изъ длины двухъ сосѣднихъ откосовъ I_{II} и I_{III} , измѣренныхъ лентой, на синусъ угла откоса, опредѣленного горнымъ компасомъ и оказавшимся равнымъ повсюду 40° . Такимъ образомъ, высота h_{II} равна

$$h_{II} = \frac{I_{II} + I_{III}}{2} \cdot \sin 40^\circ = \frac{2,60 + 2,90}{2} \cdot 0,64 = 2,46 \text{ саж.}$$

Площадь f_{II} верхней трапеціи равна полусуммѣ параллельныхъ сторонъ a_{II} и a_{III} , помноженной на высоту, т. е., на разстояніе между отдѣльными линиями, разграничивающими сосѣднія части отвала, равное 5 саж.

$$f_{II} = \frac{a_{II} + a_{III}}{2} \cdot 5 = \frac{4,40 + 4,20}{2} \cdot 5 = 21,50 \text{ кв. саж.}$$

Площадь нижней трапеціи F_{II} опредѣляется по формулѣ:

$$F_{II} = \frac{a_{II} + I_{II} \cos 40^\circ + a_{III} + I_{III} \cos 40^\circ}{2} \cdot 5 = \frac{4,40 + 60 \cdot 0,77 + 4,20 + 2,90 \cdot 0,77}{2} \cdot 5 = 32,08 \text{ кв. саж.}$$

По этимъ даннымъ вычисляемъ объемъ части отвала.

$$V_{II} = (21,50 + 32,08 + \sqrt{21,50 \cdot 32,08}) \cdot \frac{2,46}{3} = 65,48 \text{ куб. саж.}$$

Суммируя объемы остальныхъ частей отвала, найденные такимъ же образомъ, находимъ, что объемъ всего отвала равенъ 306,47 куб. саж. или 2976,9 куб. метра.

Вѣсъ 1 литра воздушно-сухого эфеля, опредѣленный посредствомъ прибора, изображеннаго на рис. 6, равенъ 1,252 кгр.

Отсюда, вѣсъ отвала равенъ $2976,9 \times 1,252 = 3727,1$ тонны или 227,271 пуд; въ круглыхъ цифрахъ—230. тысячъ пудовъ.

2. Для взятія средней пробы было намѣчено 6 мѣстъ на верху отвала, по срединѣ каждой изъ 6 линій, разбивающихъ его на участки и 10 мѣстъ на равныхъ разстояніяхъ другъ отъ друга по линіи, идущей по срединѣ откоса. На рис. 10 мѣста, гдѣ взяты были пробы, обозначены кружками.

Такъ какъ отбирать пробу приходилось зимой, когда смерзшійся эфель представлялъ весьма твердую, съ трудомъ поддающуюся кайлѣ массу, то пришлось ограничиться указанными 16-тью пунктами, въ которыхъ помощью ручного бура были выбиты скважины. Къ сожалѣнію, послѣднія были сдѣланы слишкомъ глубокими, такъ что даже два динамитныхъ патрона не смогли пробить верхній слой. Помощью лома и кайлы удалось пробить шурфы до той глубины, гдѣ дѣйствіемъ взрыва эфель былъ достаточно разрушенъ.

Изъ каждого шурфа было взято по одной тачкѣ эфеля (по 8—10 пуд.); въ общей сложности вѣсъ пробы составлялъ около 100 пудовъ.

Проба была расположена въ видѣ кольцевого слоя на замеченной площадкѣ. Путемъ перелопачиванія и разбиванія молотомъ смерзшихся кусковъ, проба была измельчена, а затѣмъ дважды сквартована послѣ ссыпанія на конусъ. Отъ конечной пробы, вѣсомъ около 10 пудовъ, было отобрано около 1 пуда для опредѣленія влажности, а остальная масса послѣ высушиванія была запакована въ плотный ящикъ и отправлена въ лабораторію.

При отбираниі пробы задолжались въ теченіе всего дня (10 час.) 7 человекъ рабочихъ и 1 нарядчикъ.

Послѣ оттаиванія въ комнатѣ при обычной температурѣ, взятая для опредѣленія влажности проба была просѣяна черезъ грубое сито; помощью дѣленія на квадраты было отобрано 500 гр., высушенныхъ на сковородѣ до полного удаленія влаги. Оказалось, что послѣ высушиванія навѣска потеряла 70,5 гр. Слѣдовательно, влажность эфеля 14,1%.

Работы въ лабораторіи.

1. Отъ привезенной въ лабораторію пробы было отобрано около 10 кгр, воздушно сухого эфеля, которые были пропущены черезъ сито съ отверстіемъ въ 1 мм. На ситѣ осталось всего лишь 0,8% по вѣсу матеріала, состоявшаго изъ щепокъ, мелкихъ камешковъ и проч., составлявшихъ случайныя примѣси, когорыми можно было поэтому пренебречь. Ситовой анализъ эфеля приведена въ табл. XXVII.

Посредствомъ дѣлителя Jones'a отъ просѣянныхъ 10 кгр. было отобрано около одного кгр., измельченнаго затѣмъ до $\frac{1}{150}$ и послужившаго для опредѣленія содержанія золота и серебра тигельной плавкой.

ТАБЛИЦА XXVII. Ситовой анализъ беринкульскаго эфеля.

Классы	%
+40	7,45
+50	8,30
+60	9,90
+70	7,20
+80	7,00

+90	7,60
+100	3,40
+120	6,90
+150	6,15
+200	8,20
—200	26,00

Просыпка 1,80

Какъ среднее изъ 5 опредѣленій, содержаніе золота въ эфелѣ установлено въ 3,69 золот., серебра 4,85 золотн. въ 100 пуд.

Отношеніе серебра къ золоту въ эфелѣ равно 1,3 : 1 или проба золота—432, считая серебро и золото безъ лигатуры.

2. Дальнѣйшее изслѣдованіе значительно упрощалось тѣмъ, что при условіяхъ, имѣющихся на рудникѣ, совершенно исключались возможности какой-либо дополнительной классификаціи матерьяла, какого либо дальнѣйшаго измельченія, концентраціи и проч.; заранѣе было установлено, что эфеля такъ или иначе, но въ томъ же видѣ, какъ они находятся въ отвалѣ, будутъ обрабатываться на имѣющемся эфельномъ заводѣ. Такимъ образомъ, задача сводилась къ а) нахожденію максимальнаго извлеченія, б) выясненію наивыгоднѣйшихъ-условій обработки, в) опредѣленію извлеченія помощью перколяціи, д) установленію расхода реактивовъ, е) сводкѣ результатовъ изслѣдованія.

а. *Максимальное извлеченіе.* Пробы агитировались 48 час. Было взято по 250 гр. эфеля, 250 куб. см. 0,3% раствора KCN, 0,3 гр. СаО и 0,3 гр. перекиси барія.

Извлеченіе золота—70,20%—2,59 зол. со 100 пуд.

„ серебра—53,33%—2,59 „ „ „ „

б. *Наивыгоднѣйшая крѣпость раствора.* Результаты были приведены на стр. 86 въ табл. XV, изъ цифръ которой слѣдуетъ, что наивыгоднѣйшая крѣпость раствора—0,1%.

Необходимая продолжительность обработки опредѣлялась посредствомъ агитации пробъ по 300 гр. съ 300 куб. см. 0,2% раствора KCN въ теченіе 1—36 часовъ. Результаты приведены въ таблицѣ XXVIII.

ТАБЛИЦА XXVIII. Опредѣленіе продолжительности обработки.

Продолжительность агитации въ час.	Содержаніе KCN въ растворѣ въ %		Расходъ KCN фун. на 100 п.	Извлеченіе въ % %.
	до обработки	послѣ обработки		
1	0,2	0,175	1,0	60,39
6	0,2	0,12	3,2	73,99
12	0,2	0,08	4,8	71,55
18	0,2	0,16	1,6	72,91
24	0,2	0,08	4,8	72,91
36	0,2	0,08	4,8	72,91

Какъ видно изъ цифръ послѣдняго столбца, извлеченіе заканчивается въ теченіе 6 часовъ.

с. *Перколяціонная проба.* Въ перколяторъ загружалось 3 кгр. эфеля, смѣшаннаго съ 6 гр. СаО. Первый растворъ въ количествѣ 1200 кб. см. (40% по вѣсу эфеля) оставлялся въ контактѣ съ нагрузкой 12 час. Послѣ 12 час. аэраціи залито 900 кб. см. (30%) второго раствора, находившагося въ контактѣ съ эфелемъ 12 час. Затѣмъ было прилито столько промывной воды, чтобы получить полныя количества обоихъ растворовъ и еще 900 кб. см. (30 %) промывной воды. На стр. 61 въ табл. XXVI приведены были результаты титрованія растворовъ до и послѣ обработки и подсчитанъ расходъ KCN, оказавшійся равнымъ 1,12 фунта на 100 пудовъ.

Попутно были опредѣлены: скорость перколяціи, оказавшаяся равной $1\frac{1}{4}$ " въ часъ и количество влаги въ хвостахъ послѣ дренированія первого раствора—31% (Изъ 1200 кб. см. 1-го раствора сошло 260 кб. см. $\left(\frac{1200-260}{3000}100=31\right)$).

Въ результатѣ обработки изъ эфеля было извлечено 2,73 зол. золота и 2,36 з. серебра со 100 п., или 74,0% золота и 48,7% серебра.

д. *Расходъ реактивовъ.* Расходъ ціанистаго калия, опредѣленный при перколяціонной пробѣ, оказался равнымъ 1,12 ф. на 100 пуд. При обработкѣ эфеля въ присутствіи 0,5 гр. NaOH расходъ KCN равенъ 0,8 ф. на 100 пуд. (концентрація раствора до обработки 0,48%, послѣ обработки 0,46 %).

Расходъ щелочи. 100 гр. эфеля+100 кб. см. 1,59% раствора NaOH. Концентрація раствора послѣ обработки 1,30 %.

Расходъ $1,59-1,30=0,29\%$ или 11, 6 ф. NaOH на 100 пудовъ эфеля, что эквивалентно 16,3 ф. СаО.

Реакція эфеля оказалась нейтральной.

Въ виду того, что расходъ щелочи оказался высокимъ, была испробована предварительная промывка эфеля водой. Послѣ промывки проба эфеля была высушена и затѣмъ былъ опредѣленъ расходъ щелочи и ціанистаго калия.

Расходъ KCN послѣ промывки —0,8 ф. на 100 п. Расходъ NaOH послѣ промывки 10,4 ф. на 100 пуд., что эквивалентно 14,6 ф. СаО. Промывка даетъ небольшую экономію въ реактивахъ, а потому не имѣетъ смысла ее вводить, какъ предварительную операцію.

Причиной большого количества расходуемой щелочи является, повидимому, $Al_2(SO_4)_3$, переходящій въ замѣтныхъ количествахъ въ растворъ при обработкѣ эфелей водой.

е. *Сводка результатовъ изслѣдованія.* 1. По обмѣрамъ объемъ эфельнаго отвала нужно принять въ 306,5 куб. саж.

2. Содержаніе влаги въ эфелѣ 14, 2%.
3. Объемный вѣсъ воздушно—сухого эфеля равенъ 1,252 кгр. (вѣсъ 1 литра).
4. Вѣсъ эфеля въ отвалѣ (безъ влаги) въ круглыхъ цифрахъ 230,000 пудовъ (приблизительная точность этой цифры 15%).
5. Содержаніе въ средней пробѣ золота 3,69 золотн. въ 100 пуд., а серебра 4,85 золотн.
6. Общее содержаніе въ отвалѣ (230,000 пуд.) золота—2 п. 8 ф. 39 з. и серебра—2 п. 25 ф. 75 з.
7. При концентраціи ціанистаго калия въ 0,1% извлекается 73,5% золота, цифра близкая къ наибольшему извлеченію изъ полученныхъ при изслѣдованіи; поэтому обычная для перваго раствора крѣпость въ 0,2% KCN представляется вполне достаточной.
8. При крѣпости раствора 0,2% раствореніе золота заканчивается въ 6 часовъ, что могло бы считаться достаточной продолжительностью обработки.
9. При обработкѣ эфеля въ лабораторномъ перколяторѣ извлекается 74% золота и 48,7% серебра—цифры извлеченія, максимальныя изъ всѣхъ полученныхъ при изслѣдованіи. На практикѣ слѣдуетъ ожидать такого же извлеченія, быть можетъ съ нѣкоторыми отклоненіями въ большую сторону.
10. При указанномъ (въ 9) извлеченіи общее количество золота, могущее быть извлеченнымъ изъ отвала, составитъ 1 п. 25 ф. 39 з. и 1 п. 16 ф. 52 з. серебра.
11. Слитки полученнаго лигатурнаго золота будутъ содержать 53,6% Au и 46,4% Ag, если не учитывать лигатуры, принявъ сумму серебра и золота за 100.
12. На обработку эфелей потребуется 1,2 ф. KCN или 0,92 ф. NaCN на 100 пудовъ (принимая величину расхода KCN, полученную при перколяціонной пробѣ), а всего около 72 п. KCN или 53 п. NaCN.
13. На 100 пуд. эфелей потребуется, вмѣстѣ съ тѣмъ, 16, 8 ф. CaO, а всего 966 пуд.
14. Предварительная промывка водой не даетъ особыхъ результатовъ въ смыслѣ экономіи ціанистаго калия или извести.
15. По лабораторнымъ даннымъ скорость перколяціи опредѣляется въ 1¼" въ часъ. При глубинѣ чана 2 арш. 6 верш. слой перколирующаго эфеля будетъ около 6 футовъ. По таблицѣ XXIII MacFarren'a (см. стр. 54) для 6-ти футового слоя при скорости перколяціи 1,2" въ часъ на прохожденіе растворовъ требуется 96 часовъ или 4 сутокъ, при отношеніи вѣса растворовъ къ вѣсу нагрузки 1:1. Такъ какъ эфель задерживаетъ около 30% влаги послѣ дренированія, то количество растворовъ придется увеличить противъ вѣса нагрузки до 1½ количества. Тогда на прохожденіе растворовъ потребуется 96.1,5=144.

часа или 6 сутокъ. Считая на нагрузку и выгрузку 1 сутки, получаемъ для оборота одного чана 7 дней.

16. Небольшая скорость перколяціи объясняется присутствіемъ въ эфелѣ значительнаго количества—до 26⁰/₀—иловъ, какъ видно изъ таблицы XXVII.

При изученіи классовъ подъ микроскопомъ оказалось, что и крупныя и мелкія частицы кристалличны, а потому эфелъ, несмотря на большое содержаніе послѣднихъ, все же фильтруетъ болѣе или менѣе удовлетворительно.

Къ сожалѣнію, не оказалось возможнымъ сопоставить всѣ полученные въ лабораторіи результаты съ итогами лѣтней кампаніи эфельнаго завода на Бериккульскомъ рудникѣ, такъ какъ, наряду съ обработкой эфелей изъ отвала, въ чанахъ перерабатывались и свѣжіе эфеля самаго разнообразнаго характера. Послѣднее объяснялось тѣмъ, что въ теченіе всего лѣта 1917 года фабрика работала почти исключительно на старательской рудѣ.

Въ табл. XXIX приведены результаты лѣтней кампаніи эфельнаго завода.

ТАБЛИЦА XXIX. Результаты кампаніи эфельнаго завода.

Обработано эфелей	452 000 пуд.		
Получено лигатурн. золота	5 пуд.	10 ф.	07 зол.
„ чистаго „	2 „	35 „	90 „
„ „ „ со 100 пуд.			2,24 „
„ „ серебра „ „	1 пуд.	32 ф.	29 „
„ „ „ со 100 пуд.			1,53 „
Проба золота (безъ лигатуры)	583,2		
Израсходовано NaCN	182,5	пуд.	
„ „ на 100 пуд.	1,61	ф.	
1,61 ф. NaCN эквивал. KCN	3,14	ф.	
Израсходовано NaOH	169	пуд.	
169 п. NaOH эквивалентны CaO	274,4	„	
Израсходовано CaO	1950,0	„	
„ всего щелочи въ CaO	2224,4	„	
„ щелочи CaO на 100 пуд.	19, 8	ф.	

XXII.

Ислѣдованіе шламовъ Іоанновскаго рудника.

Болѣе сложную задачу представляло ислѣдованіе шламовъ Іоанновскаго рудника. Въ этомъ случаѣ предстояло найти, независимо отъ имѣвшагося на лицо оборудованія, наиболѣе раціональные способы извлеченія золота изъ получаемыхъ на амальгамационной фабрикѣ шламовъ.

Въ лабораторію была доставлена проба шламовъ вѣсомъ около 8 пудовъ, отъ которой послѣдовательнымъ сокращеніемъ было отобрано для дальнѣйшихъ работъ около 1,5 кгр.

Химическій анализ шламовъ оказался таковымъ:

SiO_2 —86,4%; Fe —3,53%; S —0,39%; CaO —2,21%; CO_2 —1,72%.

Соотвѣтственно этому анализу, минералогическій составъ шламовъ представляется въ слѣдующемъ видѣ:

SiO_2 —86,4%; Fe_2O_3 —3,89%; FeS_2 —1,74%; CaCO_3 —3,93%.

Такимъ образомъ, шламы представляютъ собой почти чистый кварцъ съ небольшими примѣсами известняка и пирита и съ примѣсью окиси желѣза, являющейся отчасти продуктомъ окисленія пирита, отчасти же—окисленія частицъ желѣза—результатъ износа измельчительныхъ механизмовъ—дробилки и бѣгуновъ.

Ситовой анализ шламовъ представленъ на таблицѣ XXX.

ТАБЛИЦА XXX. Ситовой анализъ шламовъ Юанновскаго рудника.

Классы	%.
+60	12,12
+80	9,66
+100	11,00
+120	10,86
+150	7,03
+200	14,27
—200	32,73
Просыпка	2,33

Изученіе классовъ подъ микроскопомъ показало, что минералогическій составъ, приведенный выше, соотвѣтствуетъ дѣйствительности, такъ какъ въ полѣ зрѣнія микроскопа попадались изрѣдка и пиритъ съ характерной штриховатостью на плоскостяхъ, и известнякъ, выдѣлявшій при прибавленіи разбавленной соляной кислоты пузырьки углекислаго газа, и частицы кварца, сильно окрашенные въ бурый цвѣтъ окислами желѣза.

Классъ—200 представлялся подъ микроскопомъ состоящимъ изъ кристаллическихъ частицъ, что указывало на возможность хорошей фильтрующей способности.

Для опредѣленія средняго содержанія золота были проплавлены нѣсколько пробъ, давшихъ въ среднемъ содержаніе золота 6,34 золот. въ 100 пудахъ и серебра 4,93 зол. Проба золота—563.

Данныя приведеннаго выше ситового анализа показываютъ, что содержаніе иловъ, понимая подъ послѣдними продуктъ—200, весьма значительно. Поэтому въ дальнѣйшемъ предстояло выяснить наивыгоднѣйшія условія обработки для неклассифицированнаго матерьяла и отдѣльно для эфелей и иловъ. Послѣднее было особенно важно, такъ какъ въ илахъ, какъ видно изъ цифръ послѣдняго столбца таблицы XXXI, содержится половина всего золота, заключающагося въ матерьялѣ.

ТАБЛИЦА XXXI. Фиксирование золота по классамъ.

КЛАССЫ.	Количество.		Содержание золота въ 100 п. золотниковъ.	Общее колич. золота въ классъ золотн.	Распределение золота по классамъ въ %.
	въ гр.	въ % %.			
+ 60	181,83	12,12	5,490	0,666	9,5
+ 80	145,00	9,66	5,340	0,516	7,4
+ 100	165,00	11,00	5,375	0,591	8,5
+ 120	162,90	10,86	4,839	0,523	7,6
+ 150	105,40	7,03	5,183	0,364	5,3
+ 200	214,00	14,27	5,868	0,795	11,7
— 200	491,00	32,72	10,550	3,455	50,00
Просыпка	34,77	2,33	—	—	—
Всего.	1500,00	100,00	6,34	6,910	100,0

Для получения исходныхъ матерьяловъ для изслѣдованія 6 кгр., отобранныхъ отъ общей пробы, были тщательно промыты на ситѣ 200. Оставшееся на ситѣ изслѣдовалось отдѣльно, какъ эфель, прошедшее отдѣльно, какъ иль.

Максимальное извлечение для всѣхъ трехъ продуктовъ опредѣлялось посредствомъ 48-ми часовой агитаціи пробъ съ 0,3% растворомъ KCN въ присутствіи СаО и перекиси барія. Результаты, приведенные въ таблицѣ XXXII, показываютъ, что всѣ три продукта могутъ дать хорошее извлечение:

ТАБЛИЦА XXXII. Опредѣленіе максимальнаго извлечения.

ИСЛѢДОВАЛСЯ МА-ТЕРЬЯЛЪ.	Содержание золо-та зол. въ 100 пуд.	ИЗВЛЕЧЕНІЕ ЗОЛОТА.	
		золотн. со 100 п.	въ % %
неклассифиц.	6,34	6,05	95,45
эфель ($\Sigma +60+200$)	6,34	6,05	95,45
иль (-200)	6,53	5,34	81,76
	8,35	8,02	96,10

Наивыгоднѣйшія условія обработки. 1. Крѣпость раствора, достаточная для достиженія удовлетворительнаго извлечения, опредѣлялась агитаціей ряда пробъ изъ всѣхъ трехъ продуктовъ въ присутствіи 0,3 гр. СаО, съ растворами KCN различной крѣпости. Результаты сведены въ таблицѣ XXXIII.

ТАБЛИЦА XXXIII. Опредѣленіе наивыгоднѣйшей крѣпости раствора.

Концентрація KCN въ %	0,31	0,21	0,10	0,05
Извлеч. въ % изъ неклассиф.	93,93	92,42	93,93	—
„ „ „ эфеля	80,88	79,41	77,94	76,47
„ „ „ ила	95,49	91,21	91,00	88,53

Изъ приведенныхъ цифръ слѣдуетъ, что въ обоихъ послѣднихъ матерьялахъ наибольшее извлеченіе получается при 0,31%-номъ растворѣ, но, такъ какъ съ увеличеніемъ концентраціи KCN растеть расходъ его, то пришлось бы для эфеля ограничиться крѣпостью въ 0,2%, а для иловъ 0,1% или даже 0,05%. Для неклассифицированного матерьяла увеличеніе крѣпости раствора не влечетъ увеличенія количества извлеченнаго золота, почему обычная для практики крѣпость раствора въ 0,2% представляется вполне достаточной.

2. Наивыгоднѣйшей продолжительностью обработки для неклассиф. матерьяла и для эфеля оказались 24 часа, для ила же достаточно 6 часовъ, какъ видно изъ цифръ таблицы XXXIV. Способъ опредѣленія изложенъ на стр. 44.

ТАБЛИЦА XXXIV. Опредѣленіе наивыгоднѣйшей продолжительности обработки.

Продолжительность агитаціи въ час.	6	12	18	24	36
Извлеченіе въ % изъ неклассифиц.	—	86,36	87,87	92,42	92,42
„ „ „ „ эфеля	—	66,17	74,23	79,41	—
„ „ „ „ ила	92,87	92,87	—	94,71	92,81

3. Наивыгоднѣйшее отношеніе жидкаго къ твердому, какъ слѣдуетъ изъ данныхъ, приведенныхъ въ таблицѣ XXXV, для иловъ равно 2:1, а для неклассифицированного матерьяла—1:1. Для эфелей отношеніе не опредѣлялось, такъ какъ, въ общемъ, эта константа въ данномъ случаѣ не вліяетъ особенно на извлеченіе, и результаты опредѣленія получились бы сходными съ результатами, найденными для неклассифицированного матерьяла.

ТАБЛИЦА XXXV. Опредѣленіе наивыгоднѣйшаго отношенія жидкаго къ твердому.

Отношеніе жидкаго къ твердому	1:1	1:1½	2:1
Извлеченіе въ % для неклассифиц.	92,42	84,28	84,84
„ „ „ „ ила	91,29	92,87	95,49

Расходъ реактивовъ. Расходъ KCN безъ прибавленія щелочи на неклассиф. матерьялъ 2,4 фун. на 100 пуд. ($0,42 - 0,36 = 0,06\%$ или $0,06 \times 40 = 2,4$ фун. на 100 пуд.).

Расходъ KCN въ присутствіи щелочи 0,6 фун. на 100 пуд. ($0,42 - 0,405 = 0,015\%$ или $0,015 \times 40 = 0,6$ фунт.).

Полезный расходъ щелочи 1,11 фун. NaOH на 100 пуд. ($\frac{2,4 - 0,6}{65,11} \cdot 40 = 1,11$) или 0,78 фун. CaO.

Общій расходъ щелочи (общая кислотность) 3,2 фун. NaOH на 100 пуд. ($1,96 - 1,88 = 0,08\%$ или $0,08 \times 40 = 3,2$ фун.) или 2,24 фун. CaO.

Свободной кислотности или щелочности нѣтъ; реакція водной вытяжки нейтральная.

Расходъ реактивовъ на неклассифицированный матерьялъ не превышаетъ нормально допустимаго, такъ что никакихъ вспомогательныхъ операций не требуется. Очевидно, что тѣ же результаты приложимы и къ продуктамъ классификаціи, т. е., къ иламъ и къ эфелямъ.

Перколяціонная проба была поставлена параллельно съ неклассифицированнымъ матерьяломъ и съ эфелями. Въ обоихъ случаяхъ было взято по 3 кгр. Количества залитыхъ растворовъ, крѣпость ихъ до и послѣ обработки обоихъ матерьяловъ, приведены въ таблицѣ XXXVI.

Для неклассифицированного матерьяла извлечение оказалось 86,1%, а для классифицированного 80,3%. Въ первомъ случаѣ въ хвостахъ остались изъ 6,34—0,88 золот. въ 100 пуд., во второмъ изъ 6,53—1,29. Последняя цифра свидѣтельствуетъ о томъ, что измельченіе эфелей не вполне достаточное.

Скорость перколяціи даже для неклассифицированного матерьяла оказалась вполне удовлетворительною, а именно 2,2" въ часъ.

Агитація иловъ. Въ лабораторный пневматическій агитаторъ, изображенный на рис. 9, загружалось 200 гр. ила, агитировавшагося съ 9-ти кратнымъ по вѣсу количествомъ 0,32% раствора KCN въ теченіе 12 часовъ. Извлечение, определенное по раствору, оказалось 93,1% и изъ 8,35 зол. въ 100 пудахъ въ хвостахъ осталось лишь 0,58 зол. При агитаціонной пробѣ крѣпость раствора была нѣсколько увеличена противъ наивыгоднѣйшей, такъ какъ при аэраціи небольшихъ объемовъ растворовъ, содержаніе KCN въ нихъ быстро падаетъ. Нѣсколько увеличена и продолжительность обработки.

Выводы. На основаніи полученныхъ результатовъ можно сдѣлать заключеніе о томъ, необходима ли раздѣльная обработка иловъ и эфелей.

Мы видѣли, что въ хвостахъ отъ обработки въ перколяторѣ неклассифицированного матерьяла остается 0,88 зол. въ 100 пуд.

При раздѣльной обработкѣ тѣхъ же 100 пуд., состоящихъ изъ 66,5 пуд. эфелей и 33,5 пуд. ила (согласно ситовому анализу съ поправкой на просыпку) въ нихъ останется
$$\frac{66,5 \times 1,29}{100} + \frac{33,5 \times 0,58}{100} = 0,86 + 0,19 = 1,05 \text{ золотн., т. е., нѣсколько больше, чѣмъ при совмѣстной обработкѣ. Такимъ образомъ, классификація не нужна и весь матерьялъ цѣликомъ можетъ быть обработанъ въ перколяціонныхъ чанахъ.}$$

Если ввести добавочное измельченіе для эфелей, то извлечение повысилось бы на $93,1 - 86,1 = 7,0\%$, или на $0,88 - 0,58 = 0,30$ золотн. со 100 пудовъ матерьяла. Окупили ли бы эти 0,3 золотн. стоимость измельченія 66,5 пуд. эфелей и какаѣ при этомъ получилась бы матерьяльная выгода—рѣшить можно, лишь, имѣя подъ руками всѣ данныя экономическаго и техническаго характера.

ТАБЛИЦА XXXVI. Растворы и содержание въ нихъ KCN до и послѣ обработки.

Порядокъ заливки растворовъ.	ЗАЛИТО.		Содержаніе KCN въ растворахъ.		Слушено кб. см.	Содержаніе KCN въ фильтратахъ.		Прибыло или убыло KCN гр.
	кб. см.	% по вѣсу матеріала.	въ % %.	въ гр.		въ % %.	въ гр.	
Н е к л а с с и ф и ц и р о в а н н ы й м а т е р і а л ь.								
I (контактъ съ мате- ріаломъ 24 ч.)	1440	48	0,205	2,95	1440	0,165	2,37	— 0,58
(Аэрація 12 ч.)	—	—	—	—	—	—	—	—
II (контактъ съ мате- ріаломъ 4 ч.)	1080	36	0,052	0,56	1100	0,047	0,51	— 0,05
III промывн. вода . . .	1080	36	—	—	1015	0,0028	0,03	+ 0,03
IV промывн. вода . . .	1080	36	—	—	—	—	—	—
			всего въ растворахъ	3,51		всего въ фильтратахъ	2,01	— 0,60 (0,8 ф. на 100 п.)
Э ф е л ь (Σ + 60 + 200).								
I (контактъ съ мате- ріаломъ 24 ч.)	1440	48	0,205	2,95	1440	0,175	2,52	— 0,43
(Аэрація 12 ч.)	—	—	—	—	—	—	—	—
II (контактъ съ мате- ріаломъ 4 ч.)	1080	36	0,052	0,56	1080	0,047	0,51	— 0,05
III промывн. вода . . .	1080	36	—	—	1113.	0,004	0,04	+ 0,04
IV промывн. вода . . .	1080	36	—	—	—	—	—	—
			всего въ растворахъ	3,51		всего въ фильтратахъ	3,07	0,44 (0,59 ф. на 100 п.)

XXIII.

Изслѣдованіе рудъ Хотимской жилы на рудникѣ „6-ая Берикульская площадь“.

Рудникъ „6-ая Берикульская площадь“ находится въ Маріинскомъ уѣздѣ Томской губерніи въ 70 верстахъ къ югу отъ станціи Тяжинъ Томск. ж. д.

Среди многочисленныхъ жилъ на этомъ рудникѣ Хотимская жила давно привлекала вниманіе владѣльцевъ рудника, какъ по своей значительной мощности, такъ и золотоносности. Изъ статьи П. П. Гудкова*), посвященной описанію рудника „6-ая Берикульская площадь“, мы заимствуемъ нѣкоторыя данныя, касающіяся Хотимской жилы.

Жила залегаетъ въ контактѣ известняка съ порфиритомъ. Въ жильной массѣ главную роль играетъ крупнокристаллическій кальцитъ; кварцъ же содержится въ отдѣльныхъ ноздреватыхъ кускахъ только въ разрушенной части жилы, вблизи ея обнаженія на увалѣ. Изъ рудныхъ минераловъ въ жилѣ доминирующее значеніе принадлежитъ пириту, образующему иногда почти сплошныя скопленія во всю мощность жилы; мышьяковый колчеданъ почти совершенно отсутствуетъ.

Не смотря на свой составъ (почти изъ одного пирита), Хотимская жила отличалась довольно значительнымъ содержаніемъ золота, а именно: въ разрушенной части содержала отъ 20 до 40 зол. на 100 пуд., а въ колчеданистой части давала 2—3 зол. механическаго и 5—6 золотниковъ химическаго золота, между тѣмъ, какъ въ другихъ жилахъ на томъ же рудникѣ пиритъ, повидимому, золота почти не содержитъ.

Цѣлью настоящаго изслѣдованія были возможно болѣе точное опредѣленіе средняго содержанія золота въ рудахъ Хотимской жилы и установленіе способа извлеченія изъ нихъ золота, технически и экономически цѣлесообразнаго въ условіяхъ Берикульскаго рудника.

Особенное вниманіе было обращено на полученіе правильной средней пробы. Задача эта значительно облегчалась, благодаря сильно развитымъ подземнымъ выработкамъ, дававшимъ возможность отобрать пробы почти по всему паденію жилы.

Средняя проба. Изъ пятнадцати забоевъ, расположеніе которыхъ указано въ табл. XXXVII, были взяты отдѣльныя пробы попеременно, то ближе къ лежащему (известняку), то ближе къ висячему боку (порфириту).

При этомъ забирался, главнымъ образомъ, матеріалъ самой жилы, но, кромѣ того, были также отобраны отдѣльныя пробы отъ боковыхъ породъ. Изъ каждаго забоя было получено 30—40 пуд. руды, и общій вѣсъ первой пробы составилъ около 500 пуд. штуфной руды съ небольшимъ количествомъ мелочи.

*) Извѣстія Томскаго Технологическаго Института т. XXI, 1911, № 1.

ТАБЛИЦА XXXVII. Расположение забоев при опробовании Хотимской жилы.

№	Расположение забоя.	Преобладающие въ пробѣ минералы.
15	Въ Хотимской штольнѣ на 18 саж. выше русла Сухого Беркуля	Исключительно пиритъ; преобладаетъ пиритъ II.
14	То же	Пиритъ съ вкрапленостями мѣднаго колчедана.
13	Въ возстающемъ штрекѣ, соединяющемъ Развановскую съ Петропавловской жилой	Пиритъ съ включениями цинковой обманки.
12	Въ подходѣ жилы № 4 къ контакту	Исключительно пиритъ.
11	Въ Нижн. Петропавловской штольнѣ близъ Развановской жилы	То же.
10	Начало возстающаго штрека у Петропавловской жилы	То же.
9	Въ лежащемъ боку близъ известняка	Пиритъ съ включениями цинковой обманки.
8	Въ висячемъ боку близъ порфирита	Пиритъ и миспикель; преобладаетъ миспикель; въ видѣ включеній цинковая обманка и свинцовый блескъ.
7	Въ концѣ гезенка № 3 въ жилѣ № 4	Пиритъ съ значительной примѣсью цинковой обманки.
6	На 2 сажени ниже третьяго западнаго откаточнаго штрека и на 22 саж. ниже базы	Пиритъ.
5	Въ лежащемъ боку жилы № 4	Пиритъ съ рѣдкими включениями цинковой обманки.
4	То же	То же.
3	То же	Исключительно пиритъ.
2	То же	То же.
1	Близъ висячаго бока жилы № 4	Пиритъ съ рѣдкими включениями цинковой обманки.

На 8 саж. ниже забоя № 1 работы прекращаются.

Сокращение первой пробы. Для лабораторныхъ изслѣдованій достаточно было имѣть 6-8 пуд. руды. Поэтому первая проба была подвергнута сокращенію. Вся руда была пропущена черезъ дробилку Blake 410×310 мм. со щелью въ 25 мм., послѣ чего руда поступала по наклонному желобу въ валки 890×290 мм., установленные на прозорь въ 6 мм. Измельченная такимъ образомъ руда была дважды сквартована, причемъ перемишиваніе руды совершалось сбрасываніемъ на конусъ вокругъ желѣзнаго стержня, какъ оси конуса. Сокращенная проба, составлявшая $\frac{1}{4}$ отъ первоначальнаго количества руды, измельчалась въ валкахъ, установленныхъ на прозорь въ 2 мм. до тѣхъ поръ, пока вся проба не прошла черезъ сито съ отверстіями въ 4 мм. Измельченная проба была сокращена послѣдовательнымъ квартованіемъ до 17½ пуд., изъ которыхъ фракціями были отобраны двѣ лабораторныхъ пробы по 3 пуда. Остатокъ пробы оставленъ на рудникѣ. Степень измельченія послѣдней лабораторной пробы характеризуется ситовымъ анализомъ, приведеннымъ въ табл. XXXVIII.

ТАБЛИЦА XXXVIII Ситовой анализъ 1000 гр. руды.

Классы.	Количество.	
	гр.	%.
+ 3 мм. (сито II)	87	8,7
+ 2 . (сито III)	242	24,2
+ 0.75 . (сито IV)	170	17,0
+ 40	222	22,2
+ 50	21	2,1
+ 60	41	4,1
+ 80	34	3,4
+ 100	36	3,6
+ 120	36	3,6
+ 150	11	1,1
+ 200	24	2,4
+ 200	76	7,6
1000 гр.	1000 гр.	100%

Эту степень измельченія надо признать достаточной и соответствующей слѣдующему правилу R. Richards'a*), выведенному имъ изъ данныхъ практики: для каждой данной руды количество послѣдней, отобранное въ качествѣ пробы, должно быть пропорціально квадрату діаметра наибольшаго куска, или вѣса пробы при послѣдовательномъ сокращеніи должны относиться, какъ квадраты діаметровъ наибольшихъ кусковъ. На основаніи этого правила Richards составилъ слѣдующую таблицу—см. табл. XXXIX.

ТАБЛИЦА XXXIX. Таблица Ричардса.

Вѣсъ первой пробы въ англ. фунт.	Руды со среднимъ содержаніемъ.	
	Величина наибольшаго куска въ м.м.	
	отъ	до
20000	76,2	50,8
10000	53,9	35,9
5000	38,1	25,4
2000	24,1	16,1
1000	17,0	11,4
500	12,0	8,0
200	7,6	5,1
100	5,4	3,6
50	3,8	2,5
20	2,4	1,6
10	1,7	1,1
5	1,2	0,8
2	0,76	0,51
1	0,54	0,36
0,5	0,36	0,25
0,2	0,24	0,16
0,1	0,17	0,11

Въ первомъ вертикальномъ столбцѣ таблицы Richards'a показанъ вѣсъ первой пробы, во второмъ столбцѣ—величина кусковъ для рудъ со среднимъ содержаніемъ золота. При пользованіи таблицей при окрашеніи пробы нѣтъ, понятно, надобности измельчать пробу послѣдовательно до всѣхъ величинъ кусковъ, указанныхъ во второмъ столбцѣ. Руда можетъ быть измельчена до любой, практически выгодной величины кусковъ и тогда можно отобрать для пробы лишь количество, соответствующее данному размѣру и указанное въ первомъ столбцѣ и, наоборотъ, если для пробы желательно отобрать количество руды, указанное въ первомъ столбцѣ, то вся руда должна быть, сперва измельчена до соответствующей величины кусковъ, указанной во второмъ столбцѣ. Такъ, напр., если вѣсъ первой пробы состав-

*) R. Richards Ore Dressing Vol. II, стр. 987.

лаетъ 20000 англ. фунтовъ (около 500 пуд.) и максимальная величина кусковъ руды равна 76 мм., то при измельченіи всей руды до 3,6—5,4 мм. можно сразу сократить пробу до 100 фунт. (около 3 пуд.), что и было сдѣлано при сокращеніи пробы изслѣдованной руды.

На обогатительныхъ фабрикахъ и заводахъ въ Америкѣ при опробованіи обыкновенныхъ золотосодержащихъ рудъ пользуются слѣдующей таблицей, составленной по даннымъ практики *)—см. табл. XL.

ТАБЛИЦА XL. Наименьшій вѣсъ пробы для рудъ различныхъ степеней измельченія.

При измельченіи руды до		Наименьшій вѣсъ пробы фунт.	
2	дм.	.	10000
1 ¹ / ₂	"	.	5000
1	"	.	2000
3/4	"	.	1000
1/2	"	.	400
3/8	"	.	300
1/4	"	.	200
3/16	"	.	100
1/8	"	.	75
6 отверстій въ 1 лин. дм.		.	50
10	"	" " " "	25
18	"	" " " "	10
30	"	" " " "	4
50	"	" " " "	1

Содержаніе золота и серебра въ средней пробѣ. Половина пробы вѣсомъ 3 пуд. была измельчена въ шаровой мельницѣ, просѣяна черезъ сито съ отверстіями въ 0,75 мм. и сокращена помощію автоматическаго пробоотбирателя Браунъа до 16 кгр. Ситовой анализъ этой пробы приведенъ въ табл. XLI.

ТАБЛИЦА XLI.

Классы	%
+100	56,2
+150	8,6
+200	4,0
—200	30,00
Сумма	98,8

*) J. B. Woodbridge. Ore sampling conditions in the West. Technical Paper 86, Bureau of Mines U. S. A. Washington 1916.

D. W. Brunton. Theorie and practice of ore sampling. Trans A. I. M. E. vol. 25, 1897, 826.

Изъ 16 кгр. фракціоннымъ дѣленіемъ были отобраны три пробы:

1 кгр. для анализѣвъ,
10 " " амальгамаци,
5 " " цианированія.

Послѣдняя фракція въ 5 кгр. подверглась тонкому размолу въ шаровой мельницѣ. Ситовой анализъ измельченнаго матеріала былъ слѣдующій—см. табл. XLII

ТАБЛИЦА XLII

Классы	%
+100	0,8
+150	4,7
+200	7,7
—200	86,8
Сумма	100,0 *)

Въ этомъ матеріалѣ было опредѣлено содержаніе золота и серебра помощію тигельной пробы, какъ съ предварительнымъ обжигомъ такъ и безъ обжига. Результаты тигельныхъ пробъ приведены въ табл. XLIII.

ТАБЛИЦА XLIII. Результаты тигельныхъ пробъ.

№ пробы.	Мгр. золота въ 100 гр. руды.	Мгр. серебра въ 100 гр. руды.	Примѣчаніе.
1	2,2	3,99	предварительный обжигъ. пробы съ предварительнымъ обжигомъ.
2	2,3	—	
3	2,3	—	
4	2,3	3,41	
5	2,35	—	
6	2,20	—	
7	2,27	—	
Среднее.	2,28	3,70	
8	2,30	—	безъ обжига.
9	2,40	—	
Среднее.	2,35	—	

1 мгр. Au. въ 100 гр. руды = 3,84 золот. въ 100 пуд.

*) Въ дальнѣйшемъ въ результаты ситовыхъ анализѣвъ была введена поправка на просыпку, которая распредѣлялась пропорціонально классамъ +150, +200 и —200.

Среднее содержаніе изъ семи пробъ: Au= 8,76 зол. (съ обжигомъ)
 " " " двухъ " Au= 9,02 " (безъ обжига)
 " " " " Ag=14,21 "

Такъ какъ въ дальнѣйшемъ опробованіе производилось лишь съ примѣненіемъ обжига руды до тигельной плавки, то при всѣхъ расчетахъ для средняго содержанія приняты слѣдующія величины:

золота— 8,76 зол. въ 100 пуд.

серебра 14,21 " " " "

Проба золота . . . 381,4

Химическій и минералогическій составъ руды. Для установленія способа обработки руды и выясненія тѣхъ затрудненій, которыя могли бы встрѣтиться при этомъ, необходимо было знать полный химическій и минералогическій составъ руды, а также содержаніе золота, какъ въ отдѣльныхъ минералахъ, входившихъ въ составъ руды, такъ и въ сопутствующей породѣ.

Количественный анализъ руды далъ слѣдующіе результаты:

Fe . . .	32,30%
S . . .	37,52 "
Zn . . .	2,56 "
Cu . . .	0,10 "
Pb . . .	слѣды
Mn . . .	0,20 "
As . . .	0,11 "
CaO . . .	4,73 "
MgO . . .	1,66 "
CO ₂ . . .	5,40 "
SiO ₂ . . .	13,22 "
сумма . . .	<u>97,80 "</u>

Рациональный минералогическій составъ руды, рассчитанный по даннымъ количественнаго анализа, представляется въ слѣдующемъ видѣ

пирита (FeS ₂) . . .	69,39%
цинковой обманки (ZnS) . . .	3,86 "
мѣдн. колчед. (CuFeS ₂) . . .	0,29 "
миспикеля (Fe AsS) . . .	0,22 "
известняка (Ca CO ₃) . . .	8,44 "
магнезита (Mg CO ₃) . . .	3,47 "
кварца (SiO ₂) . . .	<u>13,22 "</u>
сумма . . .	<u>98,89 "</u>

Изъ рудныхъ минераловъ въ жилѣ преобладаетъ пиритъ, второе мѣсто занимаетъ цинковая обманка, количество которой весьма не велико. Миспикель, свинцовый блескъ и мѣдный колчеданъ встрѣчаются, какъ случайныя примѣси.

Сколько-нибудь замѣтное скопленіе этихъ минераловъ было встрѣчено въ забояхъ № 8 и № 14, какъ это видно изъ табл. XXXVII.

Изъ первой общей пробы штуфной руды были отобраны отдѣльные куски, въ которыхъ преобладалъ тотъ или иной минералъ. Путемъ постепеннаго измельченія и сортировки помощію ситъ отдѣльные минералы были изолированы и отобраны въ количествахъ отъ 100 до 1000 гр. Всѣ минералы были измельчены до сита—150 и подвергнуты опробованію и количественному анализу. Въ массѣ руды легко было отличить двѣ разновидности пирита.

Одна разновидность—пиритъ I—съ яснымъ серебристымъ блескомъ, другая—пиритъ II—нѣсколько разрушенный, мелкокристаллическій съ шпейзово-желтой побѣжалостію.

Составъ и содержаніе отдѣльныхъ минераловъ приведены въ нижеслѣдующемъ:

	Пиритъ I		Пиритъ II
Fe . . .	43,54%		44,52%
S . . .	48,60 „		49,40 „
Au . . .	14,22 золотн.	} въ 100 пуд.	4,84 золотн.
Ag . . .	2,67 „		28,19 „

	Цинковая обманка.		Свинцовый блескъ.
Zn . . .	56,0 %		Pb . . . 64,72%
S . . .	32,57 „		S . . . 15,03 „
Fe . . .	8,23 „		Au . . . 13,24 зол.
Au . . .	0,70 золотн.	} въ 100 п.	Ag . . . 692,90 „
Ag . . .	5,38 „		

	Миспикель		Мѣдный колчеданъ
Fe . . .	34,50%		Cu . . . 29,92%
As . . .	42,17 „		Fe . . . 31,66 „
S . . .	21,22 „		Au . . . знакъ
Au . . .	12,06 золотн.	} въ 100 п.	Ag . . . 53,76 зол. въ 100 пуд.
Ag . . .	10,98 „		

Кварцъ — почти чистая SiO_2 } золота и
Известнякъ „ „ CaCO_3 } серебра нѣтъ

Удельный вѣсъ руды. Проба была измельчена до сита—200. Уд. вѣсъ былъ опредѣленъ въ керосинѣ въ приборѣ Шумана. Керосинъ былъ примѣненъ въ виду того, что при измельченіи руды, какъ показали дальнѣйшія изслѣдованія образуется сѣрниокислая закись желѣза, которая при смачиваніи руды водой реагируетъ съ известнякомъ, заключающимся въ рудѣ, и даетъ гипсъ, растворимый въ водѣ.

Уд. вѣсъ при 15,9°—3,953.

По даннымъ анализа мы можемъ охарактеризовать изслѣдованную руду, какъ золотосодержащій пиритъ съ незначительными включениями цинковой обманки, миспикеля, мѣднаго колчедана и свинцоваго блеска. Золото ассоціировано только съ сульфидами и въ пустой породѣ отсутствуетъ. Единственнымъ цѣннымъ въ экономическомъ

отношеніи металломъ въ рудѣ является золото. По содержанію серебра руда принадлежитъ къ категоріи весьма убогихъ.

Общія замѣчанія. Изслѣдованная руда представляетъ пиритъ со среднимъ содержаніемъ золота и цѣлю всѣхъ способовъ обработки руды, технически и экономически осуществимыхъ въ условіяхъ Берикунскаго рудника, является возможно болѣе совершенное извлеченіе золота.

Химическій и минералогическій составъ руды и мѣстныя условія исключаютъ возможность примѣненія къ данной рудѣ способовъ плавки, хлоринаціи и амальгамаціи.

Для плавки въ рудѣ нѣтъ коллекторовъ благородныхъ металловъ каковыми являются мѣдь или свинецъ. Ни на рудникѣ, ни въ ближайшихъ окрестностяхъ нѣтъ сколько-нибудь извѣстныхъ мѣсторождений мѣдныхъ или свинцовыхъ рудъ *). Кромѣ того, на рудникѣ не имѣется подходящаго минеральнаго топлива, а доставка такового въ виду отсутствія жел. дороги весьма затруднительна. Сравнительно малое содержаніе золота, низкопробность послѣдняго (избытокъ серебра), большое содержаніе известняка и магнезита, отсутствіе дешеваго топлива и дороговизна хлоринаціи совершенно исключаютъ экономическую возможность примѣненія этого процесса для извлеченія золота изъ изслѣдованной руды.

Ассоціація золота исключительно съ сульфидами и высокій удѣлъ руды предрѣшаютъ вопросъ о непримѣнимости амальгамаціи, какъ главнаго процесса извлеченія золота. При обыкновенной амальгамаціи, напр., въ чашѣ, помимо весьма малаго процента извлеченія золота, неизбежны заиливаніе шлюзовъ и большая потеря ртути вслѣдствіе распыленія и пемзованія послѣдней.

Несмотря на очевидную непригодность амальгамаціи, какъ основнаго процесса по извлеченію золота изъ данной руды, необходимо было все же произвести экспериментальную провѣрку этого предположенія для того, чтобы выяснить, необходима ли амальгамація хотя бы, какъ вспомогательная или промежуточная стадія въ процессѣ извлеченія золота. Съ этой цѣлю были произведены опыты амальгамаціи на рудникѣ и въ лабораторіи.

Амальгамація.

Амальгамація на рудникѣ. Изъ средней пробы руды, измельченной въ валкахъ, 450 пуд. были подвергнуты амальгамаціи въ одной изъ бѣгунныхъ чашъ на фабрикѣ.

Главные размѣры чаши и бѣгуновъ.

Наружный нижній діаметръ чаши

9'8"

верхній

12'5"

*) Осмотрѣнные нами лѣтомъ 1917 г. выходы мѣди на лѣвомъ берегу р. Кундата, около 15 верстъ выше впаденія его въ р. Кію и въ 20 верстахъ отъ рудника представляютъ небольшой прожилокъ окрашеннаго мѣдной зеленью и синью кварца среди разрушенныхъ слепявч.

Высота чаши	2'11"
Разстояніе между осями жернововъ	9"
Диаметръ бандажа	4'9"
Толщина " (сильно изношенъ)	2"
Ширина "	11"
Высота порога	12½"
Длина сѣтки	2'2"
Ширина "	9"
Число отверстій въ сѣткѣ	3400
Диаметръ отверстія	2 мм.
Число оборотовъ бѣгуновъ въ минуту	14

Шлюзъ. Неподвижный шлюзъ собранъ изъ мѣдныхъ амальгмированныхъ листовъ. Ширина шлюза—2'2", длина—16'8", уклонъ—5°.

Въ нижеслѣдующемъ приведены детали и результаты опытной амальгамаціи.

Обработано руды	450 пуд.
Продолжительность опыта	11 час.
Въ часъ загружалось	45 пуд.
На 100 пуд. руды задавалось извести	22 фун.
Отношеніе жидкаго къ твердому	20:1
На натирку листовъ затрачено ртути	800 гр.
Отжато изъ амальгамы	540 "
Потеря ртути	260 "
Получено сухой амальгамы	56 "
Отпарено золота	21,5 гр.—5 золотн.
Получено чистаго золота	4 "

Шлюзы сильно заиливало, листы зеленѣли и наблюдалось значительное распыленіе ртути. Изъ данныхъ произведеннаго опыта слѣдуетъ, что:

1, потеря ртути составила 360 гр. или 61 золот., что на 100 пуд. дало 13,6 золот. Нормальной потерей ртути при внѣшней амальгамаціи считается 2—5 золотн. на 100 пуд;

2, при содержаніи золота въ рудѣ 8,83 золотн. (см. стр. 93) процентное извлеченіе золота при опытѣ составило 10%.

Во время опытной амальгамаціи каждыя ½ часа брались пробы шламовъ передъ головнымъ листомъ шлюзовъ по всей ширинѣ сѣтки и въ карманѣ за послѣднимъ листомъ по всей ширинѣ послѣдняго. Пробы собрались въ отдѣльные сосуды, отстоявшаяся прозрачная вода сливалась сифономъ, пробы отжимались и высушивались до полного удаленія влаги.

ТАБЛИЦА XLIV. Ситовой анализъ шламовъ по выходѣ изъ чашъ.

Классы	%
+ 100	17,5
+ 150	21,5
+ 200	15,0
— 200	45,5
сумма	100 %

Содержаніе золота въ шламахъ оказалось равнымъ 8,83 золотн. въ 100 пуд.; содержаніе золота въ хвостахъ отъ амальгамации—8,06 зол. въ 100 пуд. Слѣдовательно, процентное извлеченіе золота составляло 8,7%.

Извлеченіе по хвостамъ оказалось на 1,3% меньше, чѣмъ по количеству полученнаго изъ амальгамы золота. Это объясняется трудно-стію полученія правильной средней пробы хвостовъ. Въ виду малаго наклона шлюзовъ, высокаго уд. вѣса руды, большой разницы въ уд. вѣсахъ отдѣльныхъ компонентовъ руды, слишкомъ большой высоты порога происходила классификація шламовъ по величинѣ зерна и отдѣльнымъ минераламъ, какъ частію въ самой чашѣ, такъ, главнымъ образомъ, на шлюзахъ, имѣвшихъ весьма большую длину въ 16'8". Поэтому въ данномъ случаѣ для подсчета извлеченія представляется болѣе правильнымъ исходить изъ средняго содержанія золота въ рудѣ до амальгамации и количества полученнаго при амальгамации золота. Во всякомъ случаѣ, опытная амальгамация въ чашѣ доказала полную нецѣлесообразность этого процесса для обработки данной руды.

Лабораторные опыты амальгамации. Для провѣрки результатовъ опытной амальгамации на фабрикѣ были произведены лабораторные опыты амальгамации, при которыхъ возможно было измѣнять условія работы.

10 кгр. средней пробы ситового анализа, приведеннаго на стр. 85 были измельчены въ шаровой мельницѣ и подвергнуты амальгамации на лабораторномъ шлюзѣ и въ шаровой мельницѣ. Отъ измельченной руды до амальгамации была отобрана проба для ситового анализа и фиксированія золота по классамъ, результаты чего приведены въ таблицѣ XLV на стр. 94.

Амальгамация на шлюзѣ. Пульпа изъ 2 кгр. руды, 24 кгр. воды, 20 гр. СаО перемѣшивалась въ агитаторѣ и была пропущена по листу 10 разъ; хвосты дважды отмыты отъ ртути, высушены и опробованы.

Проамальгамировано руды	2000 гр.
Отмыто хвостовъ	1710 "
Потеряно руды	290 гр. = 14,5%
Содержаніе золота въ 100 пуд. хвостовъ—	7,68 золотн.
Процентное извлеченіе	12,3%

ТАБЛИЦА XLV. Ситовой анализъ руды и фиксированіе золота по классамъ.

Классы.	%	Содержаніе золота въ 100 пуд. кажд. класса.	Количество золота во всѣхъ классѣхъ.
+ 100	14,4	9,21	1,33
+ 150	12,1	7,68	0,93
+ 200	9,0	5,95	0,53
— 200	64,5	9,41	6,10
сумма	100 %	8,76	8,89

Амальгамация въ шаровой мельницѣ. Въ мельницу было загружено 2000 гр. руды той же степени измельченія, что и для предыдущаго опыта, 500 см. воды 10 гр. СаО, 205 гр. ртути, что составляло 10,2% по вѣсу руды. Продолжительность амальгамации—2 часа. Руда была отмыта отъ ртути, значительная часть которой спемзовалась.

Отмыто ртути 186 гр.
 Потеряно „ 19 гр.— 9%
 Вѣсъ высушенныхъ хвостовъ 1940 гр.
 Потеряно руды 60 „ или 3%
 Содержаніе золота въ 100 п. хвостовъ 6,72 золотн.
 Процентное извлеченіе золота . . . 23,3%

Въ виду весьма малаго извлеченія золота фиксированіе послѣдняго по классамъ въ хвостахъ не было произведено.

Сопоставляя результаты всѣхъ опытовъ амальгамации, мы получаемъ слѣдующее:

Процентное извлеченіе золота при амальгамации на фабрику—10,0%

„ „ „ „ „ „ „ шлюзѣ —12,3„

„ „ „ „ „ „ „ въ шаров. мельницѣ—23,3„

Отсюда слѣдуетъ, что для данной руды амальгамация въ качествѣ даже вспомогательнаго или промежуточнаго процесса является совершенно не цѣлесообразной и не должна быть примѣнена въ процессѣ обработки руды.

Ціанированіе.

Изъ возможныхъ вариантовъ цианистаго процесса были испытаны перколяціонный и иловой съ примѣненіемъ механической ваггации.

Ситовой анализъ и распределение золота по классамъ въ матеріалѣ, пошедшемъ на амальгамацию (см. табл. XLV), не даютъ еще достаточныхъ оснований для рѣшенія вопроса о пригодности или непригодности перколяціоннаго способа для данной руды. Но, исходя изъ того факта, что золото въ рудѣ ассоціировано лишь съ сульфидами, которые дадутъ при любомъ способѣ измельченія весьма большое количество ила, можно было заранее сказать, что перколяціонный способъ для данной руды въ экономическомъ отношеніи непригоденъ.

Микроскопическое изученіе отдѣльныхъ классовъ ситового анализа показало, что въ матеріалѣ много некристаллическаго ила, который инкрустировалъ болѣе крупныя кристаллическія частицы, какъ породы, такъ и сульфидовъ. Это обѣщало малую скорость перколяціи, слѣдовательно, большую продолжительность процесса при низкомъ извлеченіи золота.

Лабораторные опыты должны были выяснить скорость перколяціи, процентное извлеченіе золота и расходъ цианистаго калия.

Для опытовъ цианированія имѣлись четыре степени измельченія руды отмѣченные, какъ руда I, II, III и IV. Эти матеріалы были получены путемъ измельченія отдѣльныхъ порцій средней пробы въ шаровой мельницѣ въ продолженіе различныхъ промежутковъ времени, отъ 3 до 12 часовъ.

Ситовые анализы указанныхъ выше степеней измельченія приведены въ табл. XLVI.

ТАБЛИЦА XLVI. Ситовые анализы.

Классы.	Руда I.	Руда II.	Руда III.	Руда IV.
	въ процентахъ.			
+ 100	56,2	14,4	0,8	1,2
+ 150	8,6	12,1	4,4	1,7
+ 200	4,0	9,2	9,2	4,0
— 200	31,2	65,5	85,6	93,1
—	100,0	100,0	100,0	100,0

Перколяція. Для перколяціоннаго способа была взята руда I, какъ обѣщавшая наибольшую скорость перколяціи. Въ лабораторный перколяторъ были загружены 3000 гр. руды, перемѣшанной съ 15 гр. СаО (0,5% по вѣсу руды) и заливались растворы цианистаго калия и вода въ порядкѣ и количествахъ, показанныхъ въ табл. XLVII.

ТАБЛИЦА XLVII.

Залито раствора кб. см.	KCN %	KCN гр.	Получено раствора кб. см.	KCN %	KCN гр.
I 1100	0,33	3,63	I 1100	0,14	1,54
II 1100	0,14	1,54	II 1100	0,105	1,155
III 1000	0	0	III 1000	0,013	0,13
IV 500	0	0	—	—	—
Всего 3700	—	5,17	3200	—	2,83

Общее количество растворовъ на 3000 гр. руды составляло 3700 кб. см. или 123,3% по вѣсу руды.

Расходъ KCN 5,17—2,83=2,34 гр.

„ „ на 100 гр. руды . . . 2,34:30=0,078 „

„ „ „ 100 пуд. „ . . . 0,078 п.=3,12 фунт.

Хвосты удержали влаги . . . $\frac{3700-3200}{30}=17\%$

Скорость перколяціи была 0,5—0,6" въ часъ.

Извлечено золота по растворамъ 2,42 зол. со 100 пуд.

„ серебра „ „ 0,36 „ „ „ „

Процентное извлеченіе золота 27,6% „ „ „ „

Весьма малая скорость перколяціи, лежащая ниже экономическаго минимума, допускающаго примѣненіе перколяціи и составляющаго 1½—2 дюйма въ часъ, очень незначительное извлеченіе золота подтверждаютъ сдѣланное выше а priori предположеніе о непригодности перколяціоннаго способа для обработки изслѣдуемой руды.

Иловой процессъ Вторымъ вариантомъ цианированія, испытаннымъ въ лабораторіи былъ иловой процессъ съ примѣненіемъ агитации.

Лабораторные опыты должны были выяснитъ:

- 1, максимальное извлеченіе золота,
- 2, наименьшую продолжительность процесса,
- 3, наивыгоднѣйшую степень измельченія и
- 4, расходъ цианистаго калия на обработку руды.

Максимальное извлеченіе было опредѣлено для руды III. Три навѣски руды по 250 гр.+500 кб. см. раствора KCN (0,5% KCN)+0,5 гр. CaO+0,5 гр. перекиси барія агитировались въ бутылкахъ въ продолженіе 48 часовъ. Извлеченіе золота и серебра было опредѣлено по растворамъ и были получены слѣдующіе результаты:

среднее максимальное извлечение золота со 100 пуд.—7,95 зол.

серебра „ „ „ 7,45 „

Слѣдовательно, максимальное процентное извлеченіе оказалось равнымъ:

$$\text{для золота } \frac{7,95}{8,76} 100 = 90,76\%$$

$$\text{для серебра } \frac{7,45}{14,21} 100 = 52,43\%$$

Такимъ образомъ, 90,76% есть лабораторный максимумъ извлечения для степени измельченія III и продолжительности агитации въ 48 часовъ.

Слѣдующій вопросъ о *наименьшей продолжительности обработки* былъ рѣшенъ путемъ ряда аналогичныхъ опытовъ, при которыхъ продолжительность агитации варіировала отъ 1 до 84 час., всѣ же прочія условія оставались тождественными, а именно:

количество руды отъ 250 до 600 гр.

количество раствора KCN „ 500 „ 1200 куб. см.

крѣпость „ „ 0,49 „ 0,51%

отношеніе жидкаго и твердому 2:1

количество CaO „ „ 0,2% по вѣсу руды

перекиси барія „ „ 0,2 „ „

Результаты этой серии опытовъ приведены въ табл. XLVIII.

ТАБЛИЦА XLVIII. Продолжительность обработки.

Продолжит. агитации час.	Расходъ KCN фун./100 п.	Извлечение золота.		Извлечение серебра.	
		золотн. со 100 пуд.	% отъ золо- та въ рудѣ.	золотн. со 100 п.	% отъ серебра въ рудѣ.
1	10,8	7,29	83,22	4,34	30,54
3	14,4	7,41	84,6	4,92	34,64
6	16,8	7,68	87,7	8,10	57,9
12	24,0	7,95	90,76	7,95	58,95
24	26,8	7,49	85,62	7,45	52,43
48	27,76	7,95	90,76	7,45	52,43
84	32,0	7,84	89,50	8,30	58,40

Опыты показываютъ, что:

1, руда весьма легко отдаетъ золото раствору цианистаго калия,

2, агитация въ продолженіе 6 часовъ даетъ извлеченіе, близкое къ максимальному,

3, послѣ 12-и часовой агитаціи извлеченіе золота не возрастаетъ.

Отсюда слѣдуетъ, что на практикѣ въ заводскомъ масштабѣ при достаточной аэраціи можно ожидать максимума извлеченія послѣ 6—8 часовой агитаціи.

Наивыгоднѣйшая степень измельченія. Для выясненія этого условія былъ произведенъ рядъ опытовъ съ рудой пяти степеней измельченія. Результаты этихъ опытовъ приведены въ табл. XLIX.

ТАБЛИЦА XLIX. Наивыгоднѣйшая степень измельченія.

Продолжительность агитаціи час.	Классы.	Руда I.		Руда V. шламы изъ чаши.		Руда II.		Руда III.		Руда IV.		
	В Ъ П Р О Ц Е Н Т А Х Ъ.											
	+ 100	56,2		17,5		14,4		0,8		1,2		
	+ 150	8,6		21,5		12,1		4,4		1,7		
	+ 200	4,0		15,0		9,0		9,2		4,0		
	— 200	31,2		45,5		65,5		85,6		93,1		
ИЗВЛЕЧЕНІЕ СО 100 ПУДОВЪ.												
	Зол.		%		Зол.		%		Зол.		%	
1	—	—	—	—	6,91	78,9	7,29	83,22	—	—		
3	—	—	—	—	7,22	82,42	7,41	84,60	—	—		
6	—	—	6,91	78,51	7,53	85,96	7,68	87,70	—	—		
8	—	—	6,91	78,51	—	—	—	—	—	—		
12	—	—	—	—	7,99	91,22	7,95	90,76	—	—		
24	6,14	70,1	6,7	76,2	7,99	83,34	7,49	85,62	7,70	87,90		
48	—	—	—	—	7,53	85,96	7,95	90,76	—	—		

Если допустить, что извлеченіе при 24 часовой агитаціи для руды III получилось лишь случайно ниже извлеченія для той же руды при 6 и 48 часахъ агитаціи, т. е., 85,96%, то, сопоставляя цифры процентнаго извлеченія для пяти степеней измельченія, мы можемъ заключить, что извлеченіе возрастаетъ съ увеличеніемъ количества класса—200, и степени измельченія III и IV даютъ почти одинаковое извлеченіе. Отсюда слѣдуетъ, что при работѣ въ заводскомъ масштабѣ нѣтъ надобности измельчать больше, чѣмъ то соотвѣтствуетъ степени измельченія, лежащей между II и III, т. е., количество матерьяла—200 въ измельченной рудѣ можетъ измѣняться въ предѣлахъ отъ 70 до 85% безъ значительной разницы въ процентномъ извлеченіи.

Другимъ методомъ для опредѣленія наиболѣе выгодной степени измельченія руды для ціанированія является фиксированіе золота по классамъ до и послѣ ціанированія. Въ виду того, что послѣ агитации даже въ продолженіе 6 часовъ количество золота, остающагося въ хвостахъ, слишкомъ мало и не превышаетъ $1-1\frac{1}{2}$ золотн. въ 100 п., то для фиксированія золота по классамъ была произведена агитация руды II въ теченіе лишь 3 часовъ. Результаты, полученные при этомъ приведены въ таблицѣ I.

ТАБЛИЦА I. Фиксированіе золота по классамъ.

КЛАССЫ.	Содержаніе золота въ 100 пуд. класса.		Извлеченіе золота со 100 пуд. каждаго класса.	
	До ціаниров.	Послѣ ціанир.		
	Золотн.	Золотн.	Золотник.	%
+ 100	9,21	9,21	0	0
+ 150	7,68	2,41	5,25	68,36
+ 200	5,95	2,30	3,65	61,34
— 200	9,41	1,15	8,26	87,78

Фиксированіе золота по классамъ въ хвостахъ отъ ціанированія показываетъ, что наибольшее извлеченіе даетъ классъ—200, что и можно было ожидать.

Отношеніе отдѣльныхъ минераловъ, входящихъ въ составъ руды при ціанированіи. Весьма важнымъ представлялся вопросъ о роли отдѣльныхъ минераловъ, входящихъ въ составъ руды при ціанированіи въ смыслѣ извлеченія изъ нихъ золота и траты ціанистаго калия при процессѣ.

Для этого были произведены опыты ціанированія этихъ минераловъ, измельченныхъ до—150 отверстій и взятыхъ въ количествахъ отъ 50 до 250 гр. Опыты производились путемъ агитации матеріала съ растворомъ ціанистаго калия крѣпостію 0,4—0,5% при отношеніи жидкаго къ твердому 2:1 въ присутствіи СаО въ количествѣ 0,2% по вѣсу матеріала, въ продолженіе 24 часовъ. Результаты опытовъ приведены въ таблицѣ II. (См. стр. 100).

Цинковая обманка, какъ весьма бѣдная золотомъ, не изслѣдовалась. Наиболѣе упорнымъ оказался миспикель, давшій извлеченія всего лишь 25%. Необходимо отмѣтить небольшой расходъ KCN на обработку отдѣльныхъ сульфидовъ по сравненію съ расходомъ того же реактива на обработку руды. Причины этого явленія будутъ выяснены въ дальнѣйшемъ.

Такъ какъ въ рудѣ преобладаетъ пиритъ, который по произве-

ТАБЛИЦА LI. Ціанірованіє минераловъ.

МИНЕРАЛЫ.	Содержаніе золота въ 100 п. золотн.	Извлеченіе золота.		Расходъ KCN фунт. на 100 пуд.
		Золотн. со 100 пуд.	%	
Пиритъ I . . .	4,22	3,84	91	4
Пиритъ II . . .	4,84	4,61	95,3	7,2
Свинц. блескъ . .	13,24	9,22	70	4
Миспикель . . .	12,06	3,10	25	0,8

деннымъ опытамъ далъ извлеченіе въ 91—95%, то это позволяетъ заключить, что извлеченіе золота изъ руды въ заводскомъ масштабѣ будетъ не ниже 91%.

Расходъ ціанистаго калия на обработку руды. При лабораторныхъ опытахъ расходъ ціанистаго калия оказался весьма большимъ. Исключение составляетъ руда V или шламы изъ чаши до амальгамации, произведенной на фабрикѣ.

Результаты опытовъ по опредѣленію расходъ KCN приведены въ таблицѣ LII.

ТАБЛИЦА LII. Расходъ ціанистаго калия.

Продолжит. агитациі час.	Прибавлено СаО въ % по вѣсу руды:	Руда I.	Руда II.	Руда III.	Руда IV.	Руда V (шламы)
		Расходъ KCN въ фунтахъ на 100 пуд. руды				
1	0,2	—	4,8	10,8	—	—
3	0,2	—	5,6	14,8	—	—
6	0,2	—	8,8	17,6	—	3,2
8	0,2	—	—	—	—	3,44
12	0,2	—	10,4	24,0	—	—
24	0,2	4,8	14,8	26,8	32,8	2,4
24	—	—	25,6	33,6	36,8	—
8	0,3	—	—	—	—	3,2
8	0,6	—	—	—	—	2,8
8	0,8	—	—	—	—	2,8
24	0,3	—	—	—	—	2,4

Изъ табл. III мы видимъ, что расходъ KCN возрастаетъ, какъ съ продолжительностію агитации руды съ растворомъ KCN, такъ и съ уменьшеніемъ величины зерна руды. Такъ, напр., при агитации руды въ теченіе одного часа расходъ KCN составлялъ 48 фунта, при 24-часовой агитации той же руды онъ достигъ 14,8 фун. на 100 пуд. Вліяніе степени измельченія ясно усматривается изъ сравненія расхода KCN для рудъ различныхъ степеней измельченія при 24 часовой агитации и одинаковыхъ прочихъ условіяхъ. При этомъ расходъ KCN съ 4,8 фун. для руды I возросъ до 32,8 фунт. для руды IV. Очевидно, что при измельченіи руды имѣло мѣсто образованіе веществъ, разрушающихъ KCN или реагирующихъ съ послѣднимъ. Для выясненія вопроса были произведены водныя вытяжки руды различной степени измельченія. Въ этихъ вытяжкахъ были найдены лишь SO_3 и CaO соединения желѣза, какъ окисныя, такъ и закисныя, совершенно отсутствовали. Въ рудѣ свѣжей добычи не было ни гипса, ни другихъ растворимыхъ въ водѣ сульфатовъ. Это приводило къ выводу, что при измельченіи руды преобладающій въ ней сульфидъ—пиритъ окисляется. Фактъ этотъ извѣстенъ въ литературѣ и неоднократно наблюдался и въ нашей лабораторіи. Такъ, въ статьѣ „The exact determination of sulphur in pyrite and marcasite“ Е. Allen и J. Johnston *) говорятъ, что для точнаго опредѣленія сѣры въ пиритѣ, послѣдній долженъ измельчаться лишь грубо, приблизительно, до 20 отверстій въ лин. дюймѣ, такъ какъ при тонкомъ измельченіи пирита въ агатовой ступкѣ ясно ощущается запахъ выдѣляющагося сѣрнистаго газа, что, понятно, понижаетъ результаты опредѣленія сѣры. Въ водной вытяжкѣ измельченнаго пирита авторами указанной выше статьи были найдены Fe и SO_3 , и количества послѣднихъ точно отвѣчали формулѣ FeSO_4 . Для предотвращенія окисленія FeSO_4 при промываніи Allen и Johnston вели промываніе въ атмосферѣ углекислоты прокипяченной водой, охлажденной въ углекислотѣ, и получили слѣдующія результаты.

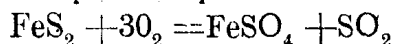
Продолжительность измельченія 1 часъ.

Навѣска пирита	Fe въ фильтратѣ	эквивалентное количество FeS_2	% окислив- шагося пирита
4,11 гр.	0,0042 „	0,0090 гр.	0,22%
5,77 „	0,0059 „	0,0125 „	0,22 „
Продолжительность измельченія 6 часовъ.			
4,21 „	0,0211 „	0,0451 „	1,07 „
6,13 „	0,0317 „	0,0679 „	1,11 „

Соляная кислота, какъ извѣстно, не дѣйствуетъ на чистый пиритъ ни на холоду, ни при нагрѣваніи и ею пользуются для очистки пирита. При выщелачиваніи же измельченнаго пирита 20% соляной кислотой Allen и Johnston нашли въ фильтратѣ лишь закись желѣза, окись желѣза

*) Journ. Industr. Eng. Chemistry, Vol 2, (1910), стр. 197.

отсутствовала. Всѣ эти факты доказываютъ, что SO_2 и FeSO_4 являются единственными продуктами окисленія пирита при его измельченіи, и процессъ можетъ быть выраженъ реакціей:



Аналогичные опыты были произведены въ нашей лабораторіи съ чистымъ прокипяченнымъ въ 20% соляной кислотѣ Карабашскимъ пиритомъ*). Отъ очищеннаго пирита были отобраны 4 навѣски по одному грамму; двѣ изъ нихъ были тонко измельчены въ агатовой ступкѣ. Всѣ навѣски нагрѣвались съ разбавленной соляной кислотой (1:5) на водяной банѣ, промывались водой и въ полученныхъ филътратахъ опредѣлены Fe и S. Опредѣленія дали слѣдующіе результаты:

	Fe	S
FeS_2 не измельченный	не оказалось	
„ измельченный	4,2 mgr.	0,6 mgr.

Тѣ же наблюденія, окисленіе и образованіе FeSO_4 , были сдѣланы при измельченіи пиротита, мѣднаго колчедана, желѣзосодержащей цинковой обманки, и можно принять за правило, что всѣ сульфиды, въ составъ которыхъ входитъ сѣрнистое желѣзо, при измельченіи частично окисляются и даютъ FeSO_4 .

Очевидно, что тѣ же явленія имѣли мѣсто при изслѣдованной рудѣ, и количество FeSO_4 въ послѣдней должно было возрастать съ уменьшеніемъ величины зерна и увеличеніемъ продолжительности измельченія. Для выясненія количественной стороны вопроса были произведены холодныя и горячія водныя вытяжки руды различныхъ степеней измельченія и въ полученныхъ растворахъ опредѣлены SO_3 и CaO. Въ растворахъ не оказалось совершенно желѣза. Это объясняется тѣмъ, что при смачиваніи измельченной руды водой, находившіеся въ рудѣ CaCO_3 и MgCO_3 реагировали съ FeSO_4 съ образованіемъ CaSO_4 , MgSO_4 и $\text{Fe}(\text{OH})_2$; гидратъ же закиси желѣза въ водѣ не растворимъ.

Водныя вытяжки производились слѣдующимъ образомъ: 25 гр. руды взбалтывались съ 400 кб. см. холодной воды въ теченіе 10—12 час. Смѣсь профильтровывалась черезъ плотный филътръ и въ отдѣльныхъ порціяхъ филътрата, по 50 кб. см., что отвѣчало 5 гр. руды, опредѣлялось содержаніе SO_3 и CaO. При опредѣленіи SO_3 растворъ предварительно окислялся бромомъ, такъ какъ въ немъ былъ обнаруженъ сѣрноватистокислый кальцій (CaS_2O_3), образовавшійся при измельченіи руды изъ кальцита, SO_2 и сѣры пирита въ присутствіи воздуха.

Для полученія горячей водной вытяжки 25 гр. руды кипятились съ водой въ теченіе $\frac{1}{2}$ часа въ мѣрной колбѣ на 250 кб. см. По охлажденіи содержимое колбы доводилось до мѣтки и въ отдѣльныхъ

*) Съ Карабашскаго завода близъ Кыштыма на Уралѣ.

пробахъ по 100 кб. см. фильтрата (=10 гр. руды) опредѣлялось содержаніе SO_3 и CaO .

Результаты опредѣленій приведены въ таблицѣ LIII.

ТАБЛИЦА LIII. Содержаніе SO_3 и CaO въ измельченной рудѣ.

Руда №	% SO ₃ .	% CaO.	% SO ₃ .	% CaO.	Эквивалентъ SO ₃ по CaO %.
	По холодной водн. вытяжкѣ.		По горячей водн. вытяжкѣ.		
I	0,355	—	0,357	0,284	0,405
II	0,579	—	0,583	0,388	0,553
III	0,635	—	0,915	0,672	0,959
IV	0,726	—	0,947	0,546	0,779
Шламы V	0,445	0,296	—	—	—
—	—	требуютъ теорет.	—	—	—
—	—	0,428 % SO ₃ .	—	—	—

Количества SO_3 , выщелоченныя горячей водой, не соответствовали количествамъ CaO въ тѣхъ же растворахъ. Это объясняется тѣмъ, что въ растворы, кромѣ CaSO_4 , переходила также часть CaCO_3 и MgSO_4 , количества которыхъ не опредѣлялись.

Сопоставляя расходъ KCN на 100 пуд. руды съ содержаніемъ въ ней SO_3 , получаемъ цифры таблицы LIV.

ТАБЛИЦА LIV. Расходъ KCN въ фунт. на 100 пуд. руды.

(Агитация—24 часа).

Руда.	Содержаніе SO_3 %	Продукта—200 %.	Расходъ KCN фунт./100 пуд.	
			При 0, 2% CaO .	безъ CaO .
I	0,357	31,2	4,8	15,6
II	0,583	65,5	14,8	25,6
III	0,915	85,6	26,8	33,6
IV	0,947	93,1	32,8	36,8
Шламы V	0,445	45,5	2,4	—

Трата KCN возрастаетъ, слѣдовательно, прямо пропорціонально количеству SO_3 въ рудѣ; количество же SO_3 возрастаетъ съ уменьшеніемъ величины зерна, какъ то показываютъ цифры столбца „%—200“, гдѣ количество продукта—200 принято, какъ показатель степени измельченія. Эти соотношенія еще нагляднѣе видны изъ слѣдующей діаграммы 6

Шламы изъ чаши представляютъ исключеніе. При содержаніи въ нихъ 0,445% SO_3 расходъ KCN на 100 пуд шламовъ составляетъ всего, лишь 2,4 фун. Это доказываетъ, что соединеніями, разрушающими KCN и вызывающими значительный расходъ его, являются не сульфаты CaSO_4 и MgSO_4 , а основаніе, которое было связано съ SO_3 , т. е., закись желѣза. Количество SO_3 въ водныхъ вытяжкахъ руды является косвеннымъ показателемъ соответствующаго количества закиснаго желѣза, образовавшагося при окисленіи руды благодаря измельченію.

Въ шламахъ все закисное желѣзо перешло въ окисное, нейтральное по отношенію къ KCN, тогда какъ въ рудѣ, измельченной въ сухомъ видѣ въ лабораторіи все желѣзо находилось въ видѣ сѣрноокислой закиси, реагирующей съ KCN по уравненію:



Для опредѣленія количества сѣрноокислой закиси желѣза, образующейся при измельченіи руды, были произведены вытяжки съ 2% соляной кислотой на холоду пробъ, отобранныхъ отъ нѣкоторыхъ степеней измельченія руды. Въ солянокислыхъ растворахъ качественный анализъ показалъ лишь закисное желѣзо, SO_3 , CaO и MgO и слѣды окиснаго желѣза. Количественное опредѣленіе желѣза въ солянокислыхъ вытяжкахъ дало слѣдующіе результаты:

Руда I—1% Fe

I—1,31

II—1,66

IV—2,21

шламы V—1,16

Какъ видимъ, количество растворимаго желѣза возрастаетъ съ уменьшеніемъ величины зерна руды. Въ солянокислой вытяжкѣ отъ шламовъ все желѣзо находилось въ окисной формѣ. При измельченіи руды въ чашѣ съ избыткомъ воды пиритъ окислялся въ FeSO_4 ; эта соль, благодаря окислительному дѣйствию воздуха въ присутствіи щелочи $\text{Ca}(\text{OH})_2$ перешла нацѣло въ $\text{Fe}(\text{OH})_3$, нейтральный по отношенію къ KCN.

Аналогичныя изслѣдованія были произведены съ пиритомъ I, отобраннымъ въ чистомъ видѣ.

Холодныя и горячія водныя вытяжки измельченнаго до—150 отверстій пирита показывали нейтральную реакцію, присутствіе SO_3 , CaO и полное отсутствіе соединеній желѣза. Въ солянокислой вытяжкѣ находились лишь SO_3 , CaO и закисное желѣзо.

По анализу горячей водной вытяжки содержаніе SO_3 въ измель-

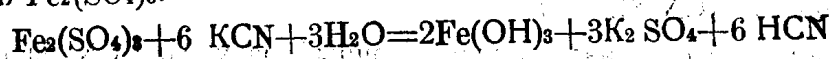
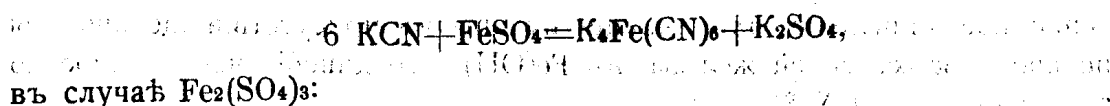
ченномъ пиритѣ оказалось равнымъ 0,165%; количество закиснаго желѣза по анализу солянокислой вытяжки составляло 1,34%. Столь малое содержаніе SO_3 въ пиритѣ обусловливало незначительный расходъ KCN, составлявшій 4 фун. на 100 пуд. пирита, и объясняется, во 1-хъ, тѣмъ, что пиритъ былъ измельченъ лишь до 150 отверстій и, во 2-хъ, тѣмъ, что продолжительность измельченія, производившагося въ дисковой мельницѣ въ виду небольшого количества матеріала (1000 гр.) не превышала 15—20 минутъ, тогда какъ измельченіе руды въ шаровой мельницѣ продолжалось для полученія различныхъ степеней измельченія отъ 12 до 24 час.

Количество же окисляющагося пирита пропорціонально продолжительности измельченія.

При измельченіи руды въ шаровой мельницѣ наблюдалось образованіе въ ней вакуума, что указываетъ на интенсивное поглощеніе кислорода, благодаря окисленію пирита, изъ того объема воздуха, который находился въ герметически закрытой мельницѣ.

Произведенныя изслѣдованія и наблюденія доказываютъ, что измельченіе колчеданистыхъ рудъ, богатыхъ сульфидами желѣза, связано со значительнымъ окисленіемъ послѣднихъ въ сѣрноокислую закись желѣза. Послѣдняя частью окисляется въ сѣрноокислую окись желѣза, либо реагируетъ при смачиваніи руды водою съ основаніями, какъ $CaCO_3$ и $MgCO_3$, находящимися въ рудѣ. При обработкѣ измельченной руды растворомъ KCN сульфаты желѣза даютъ съ KCN, либо комплексныя соединенія, либо гидратъ окиси желѣза.

Въ случаѣ $FeSO_4$ мы имѣемъ:



Всѣ эти реакціи вызываютъ весьма значительную трату KCN.

Прибавленіе извести понижаетъ расходъ KCN, такъ какъ известь нейтрализуетъ свободную H_2SO_4 и переводитъ $Fe_2(SO_4)_3$ въ индифферентный по отношенію къ KCN гидратъ $Fe(OH)_3$; но известь не обезвреживаетъ $FeSO_4$, такъ какъ $FeSO_4$ и $Fe(OH)_3$ реагируютъ одинаковымъ образомъ съ KCN.

Предварительная промывка измельченной руды, связанная съ удаленіемъ $FeSO_4$, можетъ нѣсколько понизить расходъ KCN, какъ это видно изъ слѣдующаго опыта. Руда II и III промывались теплою водою до исчезновенія въ промывныхъ водахъ реакціи на SO_3 . Промытая руда были высушены и агитировались съ растворомъ KCN въ теченіе 24 часовъ безъ щелочи и со щелочью. Расходъ KCN оказался при этомъ слѣдующимъ:

Расходъ KCN въ фунт. на 100. пуд. до промывки	послѣ промывки.
Руда II безъ CaO	25,6 16,0
Руда II съ 0,2% CaO	14,8 8,0
Руда III безъ CaO	33,6 28,8
Руда III съ 0,2% CaO	26,8 12,8

Расходъ KCN и послѣ промывки руды водою оказался еще весьма значительнымъ, что объясняется недостаточнымъ окисленіемъ FeSO_4 и отсутствіемъ свободной щелочи, необходимой для разложенія сульфатовъ желѣза.

Окисленіе сульфидовъ желѣза происходитъ, какъ при сухомъ, такъ и мокромъ измельченіи руды и мокрое измельченіе само по себѣ не понижаетъ траты KCN. Это можно заключить изъ слѣдующаго опыта: 2 кгр. руды I измельчались съ 2 кгр. воды въ шаровой мельницѣ въ теченіе 12 часовъ. Ситовой анализъ измельченной руды далъ 100% продукта—200. Измельченная руда была отфильтрована, просушена, но не промыта. Пробы руды агитировались съ растворомъ KCN въ теченіе 24 час. со щелочью и безъ щелочи. Расходъ KCN оказался при этомъ весьма большимъ, а именно:

на руду I до измельченія	4,8 ф. на 100 п.
„ „ I отъ мокраго измельченія со щелочью	30,8 „ „ „ „
„ „ „ „ „ безъ „	34,4 „ „ „ „

Въ измельченной рудѣ по анализу солянокислой вытяжки оказалось 2,66% желѣза въ закисномъ видѣ, что и обусловило столь большой расходъ KCN.

Такимъ образомъ, для возможнаго уменьшенія траты KCN на обработку данной руды, помимо мокраго измельченія, необходимо интенсивное окисленіе или аэрація пульпы въ присутствіи щелочи для перевода всѣхъ солей желѣза въ $\text{Fe}(\text{OH})_3$ —соединеніе нейтральное по отношенію къ KCN *).

Въ виду всего изложеннаго точный расходъ KCN на обработку данной руды, какъ зависящій отъ условій и степени измельченія руды, можетъ быть установленъ лишь при работѣ на заводѣ. Или измельченную лабораторную пробу необходимо подвергнуть предварительной аэраціи въ присутствіи избытка воды и щелочи, затѣмъ пробу промыть водою и производить дальнѣйшія операціи съ высушеннымъ матеріаломъ.

*) Сопоставленіе результатовъ мокраго измельченія въ лабораторной шаровой мельницѣ и въ чашѣ на фабрикѣ показываетъ, что въ послѣднемъ случаѣ продуктъ содержитъ меньше поглотителей KCN, чѣмъ въ первомъ. Это и понятно. Въ шаровой мельницѣ къ концу измельченія образовался значительный вакуумъ, т. е., почти весь кислородъ былъ использованъ и дальнѣйшаго окисленія закиснаго желѣза въ окисное быть не могло; на фабрикѣ же при измельченіи въ открытой чашѣ въ присутствіи избытка воздуха закисное желѣзо окислялось въ окисное, которое переводилось известью въ безвредный гидратъ окиси.

Результаты лабораторныхъ изслѣдованій показываютъ, что при заводской обработкѣ руды не слѣдуетъ измельчать въ растворѣ KCN, а послѣдній прибавлять къ пульпѣ лишь послѣ достаточной аэраціи въ присутствіи щелочи.

Заключение.

Результаты лабораторнаго изслѣдованія руды Хотимской жилы и учетъ мѣстныхъ условій позволяютъ сдѣлать слѣдующіе выводы относительно наиболѣе раціональной схемы обработки руды въ заводскомъ масштабѣ.

Процессъ иловой. Двѣ стадіи дробленія. Руда послѣ предварительнаго грохоченія (2") поступаетъ въ дробилку, напр., Blake или Gates, гдѣ совершается первая стадія грубаго дробленія до $1-1\frac{1}{2}$ ". Далѣе руда подается къ валкамъ, гдѣ измельчается до $\frac{1}{2}-\frac{1}{4}$ " въ присутствіи воды и извести.

Двѣ стадіи измельченія. Изъ подъ валковъ руда поступаетъ въ коническую мельницу Hardinge. Продуктъ мельницы подается на гидравлическій классификаторъ Дорра, откуда ила отводятся въ уплотнитель Дорра, а пески перемалываются въ трубчатой мельницѣ или второй мельницѣ Hardinge для тонкаго размолу. Отсюда матеріалъ поступаетъ въ классификаторъ Дорра. Верхній продуктъ изъ классификатора отводится въ уплотнитель, а нижній возвращается въ трубчатую мельницу. Этимъ создается замкнутый циклъ и въ уплотнитель долженъ поступать матеріалъ, содержащій не менѣе 70% продукта—200.

Иловой заводъ. Ила поступаютъ въ уплотнитель Дорра для предварительнаго удаленія избытка воды, которая возвращается къ валкамъ. Уплотненный илъ подается въ чанъ-коллекторъ, куда добавляется требуемое количество пианистаго калия въ видѣ подкрѣпленнаго раствора отъ осажденія золота. Изъ коллектора пульпа поступаетъ послѣдовательно въ два или три агитатора Дорра, гдѣ происходитъ раствореніе золота при агитаціи въ теченіе 8—12 часовъ. Изъ агитаторовъ пульпа направляется во второй коллекторъ, питающій механическіе фильтры или, напр., фильтр-прессъ Merrill'я, гдѣ производится отдѣленіе золотого раствора и промывка хвостовъ. Золотой растворъ поступаетъ въ фильтровальный чанъ и далѣе на осажденіе цинковой пылью въ прессъ Merrill'я. Обеззолоченный растворъ возвращается въ первый коллекторъ до агитаторовъ Дорра. Осадки поступаютъ въ лабораторію.

Такимъ образомъ, схема обработки включаетъ слѣдующія операци:

1. Дробленіе въ двухъ стадіяхъ:

- а, грубое въ дробилкѣ типа Blake или Gates,
- в, среднее въ валкахъ.

2. Измельченіе въ двухъ стадіяхъ:

- а, предварительное въ мельницѣ Hardinge
- в, окончательное въ трубчатой мельницѣ или мельницѣ Hardinge.

3. Классификація пульпы при замкнутомъ циклѣ.
4. Уплотненіе пульпы.
5. Агитація „
6. Фильтрованіе „
7. Осажденіе золота.
8. Обработка осадковъ.

На таблицѣ LV показана послѣдовательность операций; на таблицѣ LVI—схема операций съ указаніемъ цѣпи аппаратовъ.

Составъ и характеръ руды Хотимской жилы, на ряду со сдѣланными при лабораторномъ изслѣдованіи наблюденіями позволяютъ, въ дополненіе къ данной схемѣ, привести нѣкоторыя соображенія объ условіяхъ и возможныхъ результатахъ работы въ заводскомъ масштабѣ.

Преобладаніе въ составѣ руды такихъ хрупкихъ минераловъ, какъ пиритъ и цинковая обманка, составляющихъ въ суммѣ 74% и кальцита съ магнезитомъ, на долю которыхъ приходятся 13%, обезпечить большую производительность дробящихъ и измельчающихъ машинъ при сравнительно небольшой затратѣ силы. Въ виду этого же обстоятельства вторую стадію измельченія можно производить не въ трубчатой мельницѣ, а въ конической мельницѣ Hardinge'a, работающей на галькѣ. Преимущества мельницы Hardinge'a передъ трубчатой меньшая стоимость, громоздкость и расходъ силы при достаточно большой производительности.

Такъ какъ наилучшіе результаты при тонкомъ размолѣ достигаются при возможно меньшемъ содержаніи воды въ пульпѣ (40—50%), то дополнительное количество воды, требуемой для классификаціи, необходимо будетъ прибавить къ продукту при выходѣ его изъ мельницы.

Измельченіе слѣдуетъ производить въ водѣ, а не въ растворѣ цианистаго калия, такъ какъ этимъ будетъ избѣгнуто слишкомъ большой расходъ KCN, какъ это показали лабораторные опыты. Прибавленіе KCN должно производиться въ коллекторѣ послѣ уплотненія иловъ.

Легкость, съ которой руда отдаетъ золото раствору KCN дѣлаетъ излишнимъ продолжительный контактъ руды съ растворомъ. Агитація въ коллекторѣ и агитаторахъ Дорра обезпечитъ максимумъ извлеченія.

Мало затрудненій представитъ уплотненіе руды, такъ какъ ея высокій уд. вѣсъ обусловитъ довольно быстрое осѣданіе иловъ и малое содержаніе влаги въ уплотненномъ продуктѣ.

Тотъ же высокій уд. вѣсъ руды исключаетъ возможность примѣненія рамовыхъ вакуумъ-фильтровъ для отдѣленія раствора отъ ила. Быстрое разслаиваніе пульпы, неравномерное наращиваніе кѣжовъ и плохая промывка—таковы неизбѣжныя послѣдствія примѣненія рамовыхъ вакуумъ-фильтровъ для данной руды. Болѣе рациональными являются механическіе фильтры типа Oliver'a или фильтр-прессъ

Merill'я съ автоматической выгрузкой хвостовъ. Осаждение золота не представитъ затрудненій, благодаря чистотѣ растворовъ. Предпочтительнѣе пользоваться для осаждения цинковой пылию, такъ какъ расходъ цинка при этомъ меньше, чѣмъ при цинковой стружкѣ и, кромѣ того, золото быстрѣе реализуется, что особенно важно при сравнительно небольшомъ масштабѣ производства и значительныхъ затратахъ на оборудование рудника и завода.

Выводы.

1. Руда Хотимской жилы представляетъ собою золотосодержащій пиритъ, количество котораго въ массѣ руды составляетъ 70% при 26% породы, состоящей изъ кварца, кальцита и магнезита. Золото ассоціировано съ пиритомъ и другими сульфидами, находящимися въ рудѣ въ весьма незначительныхъ количествахъ.

Среднее содержаніе въ 100 пуд. руды:

золота 8,76 зол.

серебра 14,21 „

Въ сопутствующей породѣ золото отсутствуетъ.

2. Наиболе рациональнымъ процессомъ для извлеченія золота изъ руды въ техническомъ и экономическомъ отношеніяхъ является полный иловой процессъ съ примѣненіемъ механической агитаціи иловой пульпы.

3. Процентное извлеченіе золота по лабораторнымъ изслѣдованіямъ составитъ на практикѣ не менѣе 91%. Извлеченіе серебра, имѣющаго лишь второстепенное значеніе, можетъ достигнуть 50—60%.

4. Легкость, съ которой руда отдаетъ золото раствору ціанистаго калия исключаетъ возможность встрѣтить какія-либо особыя затрудненія при осуществленіи процесса на практикѣ. Расходъ ціанистаго калия на обработку руды можетъ быть установленъ лишь на практикѣ при работѣ въ заводскихъ условіяхъ, но согласно лабораторныхъ данныхъ расходъ ціанистаго калия не превыситъ 3—5 фунт. на 100 пуд. руды.

5. На основаніи данныхъ лабораторнаго изслѣдованія руды предложена схема процесса наиболее цѣлесообразнаго въ условіяхъ Бериккульскаго рудника.

Настоящая статья посвящается памяти покойнаго профессора Томскаго Технологическаго Института *Льва Львовича Тове*. Левъ Львовичъ былъ выдающимся знатокомъ теоріи и практики золотого дѣла, вообще, и въ особенности, въ Россіи и естественно, что его вниманіе привлекали изслѣдованія золотосодержащихъ рудъ, ведущіяся въ Металлургической Лабораторіи I нашего Института. Возможностію осущес-

ствления этихъ исследованийъ мы въ значительной мѣрѣ обязаны помощи Льва Львовича, который оказывалъ намъ содѣйствіе, какъ своими обширными знаніями, такъ и нравственной поддержкой. Благодаря личному ходатайству Льва Львовича лабораторія получила необходимыя средства на первоначальное оборудованіе.

Созданіе при Томскомъ Технологическомъ Институтѣ образцовой лабораторіи по золотому дѣлу было всегдашней мечтой Льва Львовича и, если этой мечтѣ суждено осуществиться, то достойнымъ увѣковѣченіемъ памяти почившаго было бы присвоеніе этой лабораторіи имени профессора Льва Львовича Гове.

Январь 1918 г.

г. Томскъ.

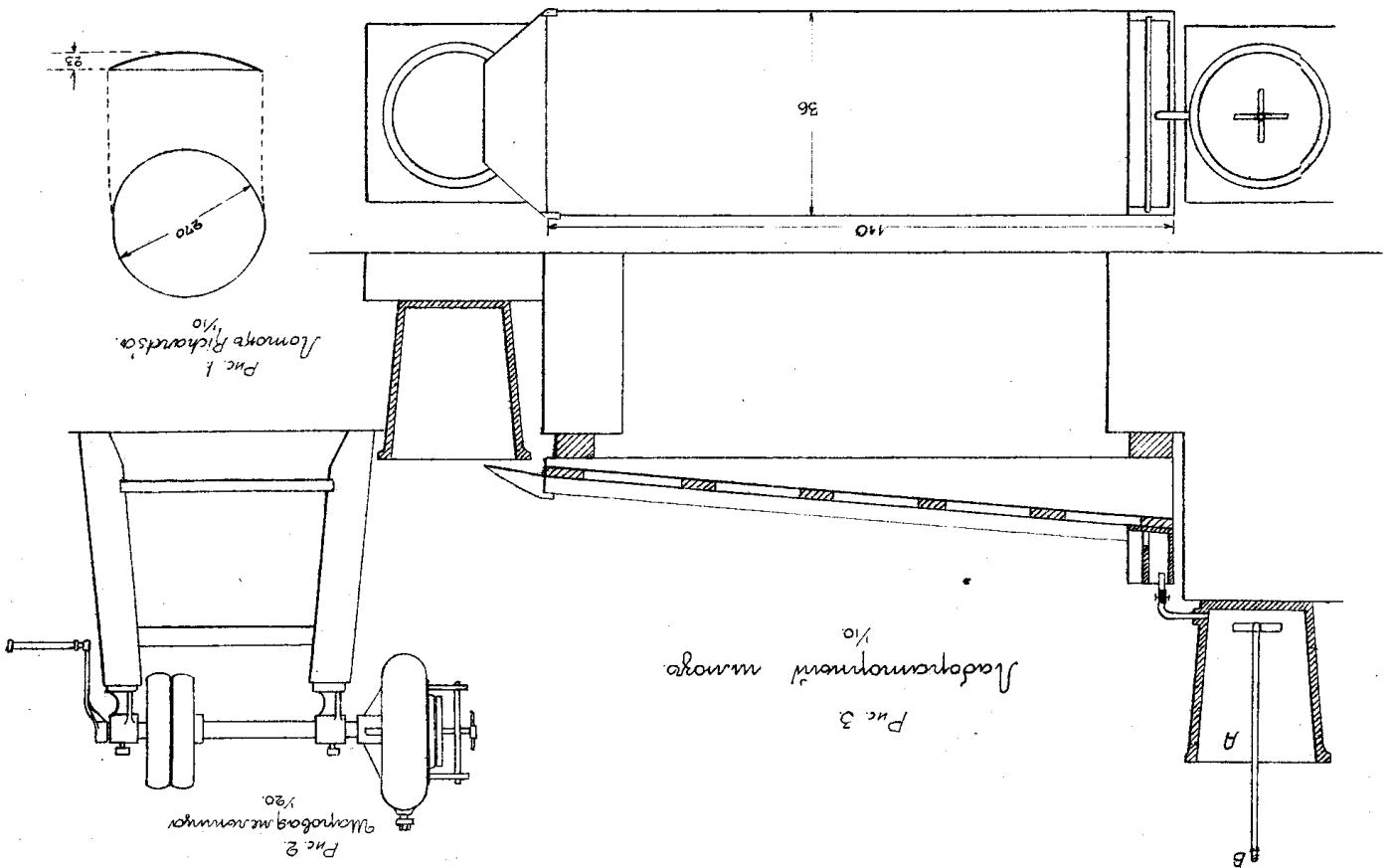


Рис. 4.
Амортизатор статора.

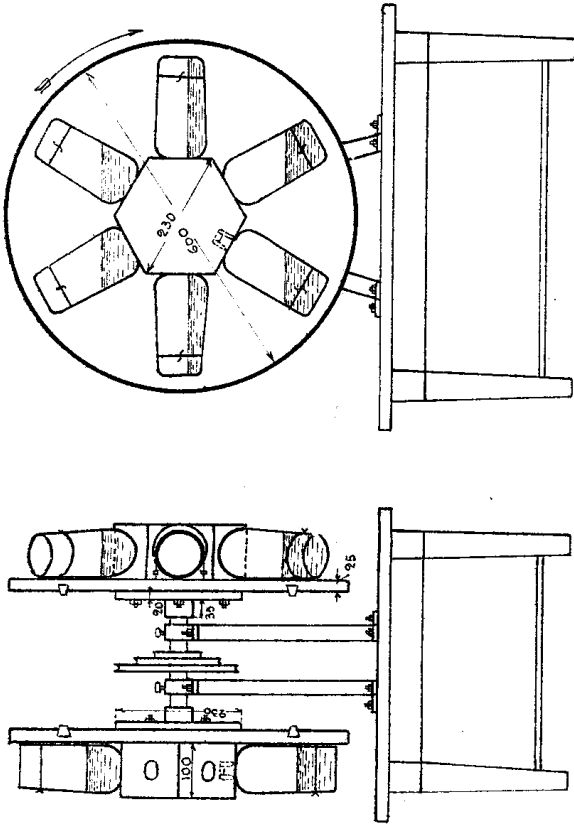


Рис. 5.
Бридоны для отгрузки
объемного бруса.

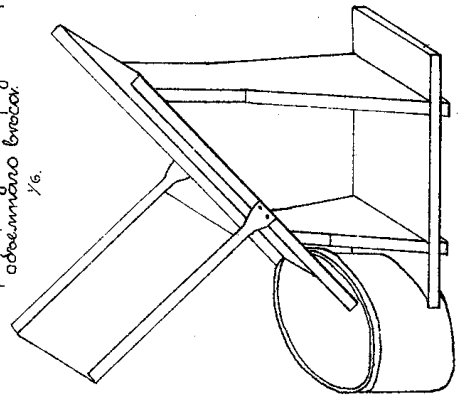


Рис. 6.
Бридоны для отгрузки
объемного бруса.

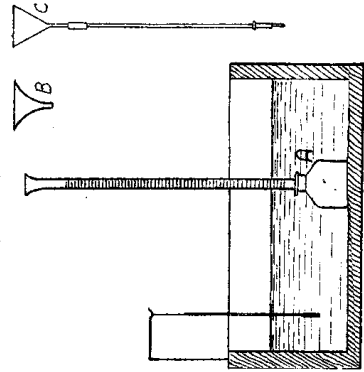


Рис 7

Стандарт газ определяющей скорости
перехода

по Julian'у и Smith'у
у8.

- A Стеклянная трубка
- B Угольная трубка
- C Горелка газоманометра
- E Манометр газоманометра
- g Клапан
- H Стеклянная банка

Демонстрация
попытки

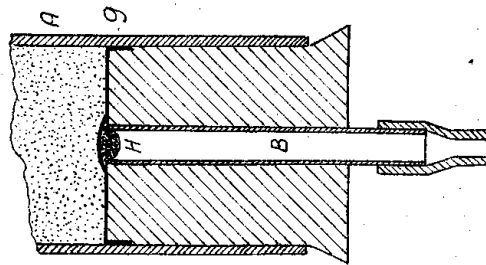
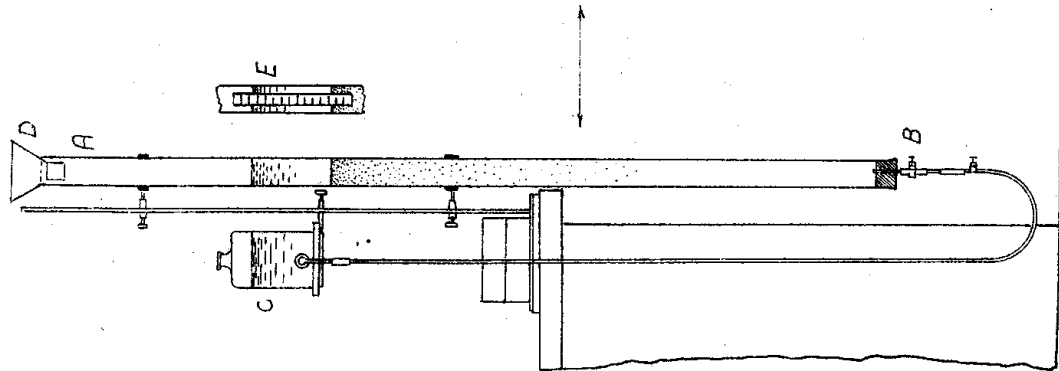
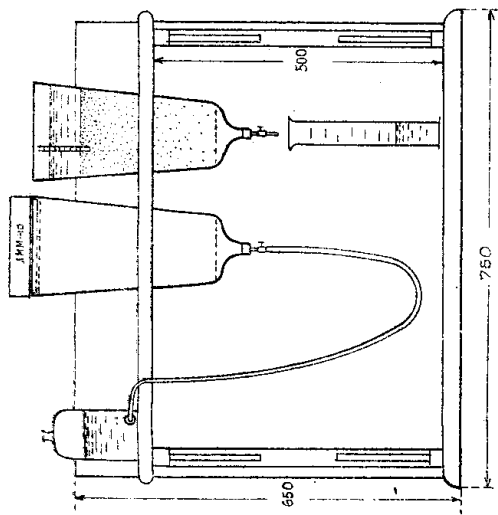


Рис 8
Лабораторный перколятор
у5



Демонстрация
у9.

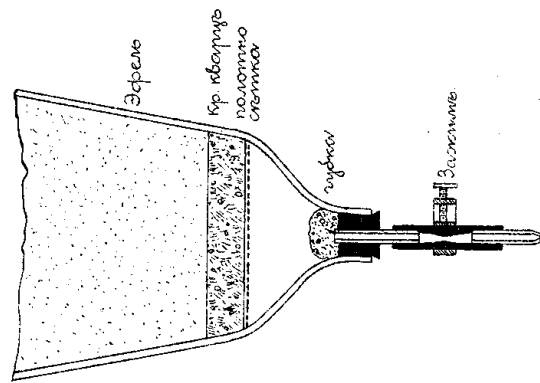
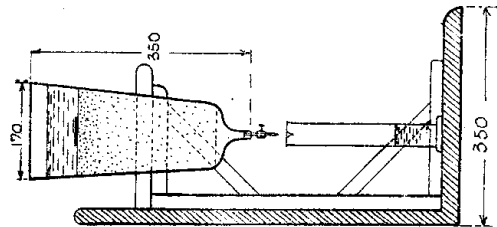


Рис. 9
 Устройство для автоматического
 измерения температуры
 1/5

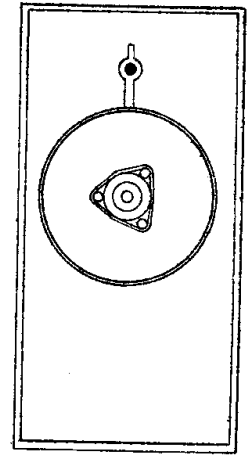
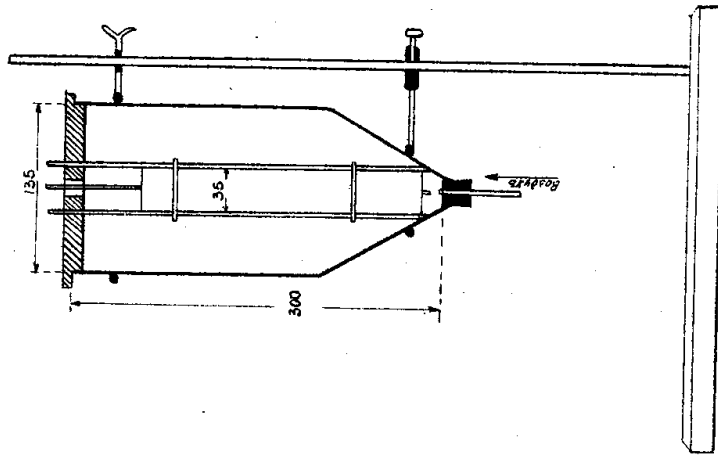


Рис. 10.
 Вид сферического отбара депары.

