

# Моделирование и симуляция при проектировании цикла флотации ЗИФ

Stephane Brochot<sup>1</sup>, Marie-Veronique Durance<sup>1</sup>, Pierre Botane<sup>1</sup> и Alexandre Cailleau<sup>2</sup>

1. Компания Caspeo, 45060, г. Орлеан Седекс 2, ул. Авеню Клод Гиймен, 3, Франция, п/я 36009, info@caspeo.net
2. Компания CME, 97351, г. Матури, Перекресток Ливаро, Французская Гвиана, cme.alexandre.cailleau@wanadoo.fr

## АННОТАЦИЯ

Компания Compagnie Minière Espérance обрабатывает золотоносное рудное тело в открытом карьере. Руду обогащают по схеме, включающей циклы дробления, первичной гравитационной концентрации, измельчения и вторичной гравитационной концентрации, получая при этом хвосты с остатками тонкого золота.

Анализ хвостов гравитационной концентрации показал содержание золота, достаточное как для улучшения процесса в целом, так и для реализации переработки хвостов. Поскольку гравитационная концентрация уже достигает пределов своих возможностей, необходимо рассмотреть использование химической переработки. Прямое цианирование, с учетом местных условий (доступность, условия снабжения и метеорологические условия) потребует значительных затрат на реализацию.

Поэтому было принято решение изучить возможность предварительной концентрации в цикле флотации. Поскольку лабораторные тесты доказали техническую обоснованность, для оценки производительности схемы при непрерывной работе, определения наилучшей конфигурации промышленного цикла и получения достаточного объема данных для его расчета, на площадке были проведены полупромышленные испытания.

Данные, собранные в рамках таких испытаний, были использованы для построения комплексной математической модели (симулятора) процесса с учетом данных раскрытия минералов. Для получения таких данных раскрытия из теста флотации была разработана новая методика в комплексе с математической моделью флотации, учитывающей размеры частиц.

Симулятор процесса был построен с помощью программного пакета USIM<sup>TM</sup> PAC. Симулятор подтвердил обоснованность модернизации существующей ЗИФ, включая переработку хвостов для достижения хорошего извлечения тонкого золота в небольшой объем концентрата. Симулятор был использован для расчета размеров основного нового оборудования. Дополнительно к этому, знание данных раскрытия позволило оптимизировать цикл измельчения путем определения наилучшей конфигурации параметров действующего оборудования.

После краткого представления полупромышленных испытаний и их результатов, настоящая статья подробно описывает методику моделирования с упором на получение данных раскрытия минералов, моделирование полупромышленной установки и промышленного цикла флотации.

Ключевые слова: раскрытие минералов, моделирование, симуляция, золотая руда, флотация.

## ВВЕДЕНИЕ

Компания *Compagnie Minière Espérance* (СМЕ), горнорудная компания, расположенная в Французской Гвиане, обрабатывает золотоносное рудное тело в открытом карьере. Руду обогащают по схеме, включающей циклы дробления, первичной гравитационной концентрации, измельчения и вторичной гравитационной концентрации, получая при этом хвосты с остатками тонкого золота.

Анализ хвостов гравитационной концентрации показал содержание золота, достаточное как для улучшения процесса в целом, так и для реализации переработки хвостов. Поскольку гравитационная концентрация уже достигает пределов своих возможностей, необходимо рассмотреть использование химической переработки. Тем не менее, прямое цианирование, с учетом местных условий (доступность, условия снабжения и метеорологические условия) потребует значительных затрат на реализацию.

Поэтому было принято решение изучить возможность предварительной концентрации в цикле флотации. Поскольку лабораторные тесты доказали техническую обоснованность, для оценки производительности схемы при непрерывной работе, определения наилучшей конфигурации промышленного цикла и получения достаточного объема данных для его расчета, на площадке были проведены полупромышленные испытания (Durance, Botané и Cailleau, 2009).

Были протестированы множество конфигураций и различных операционных условий. В рамках каждого теста, для формирования материального баланса и определения извлечения золота флотацией, проводили опробование. Предварительные лабораторные испытания показали важность гранулометрического распределения обработанного материала и определили, что оптимальное извлечение достигается при  $d_{80} = 75\text{мкм}$ . Поскольку крупность измельченного продукта в текущей конфигурации цикла на ЗИФ компании СМЕ выше ( $d_{80} \approx 160\text{мкм}$ ), полупромышленные испытания показали производительность ниже, чем лабораторные. Поэтому в рамках тестирования одной из конфигураций был проанализирован каждый класс крупности отобранных проб.

Гранулометрическое распределение по многим причинам влияет на показатели производительности флотации (Teague, van Deventer и Swaminathan, 1999; Allan и Woodcock, 2001):

- Из-за своего большого веса и большей силы сопротивления, чем удерживающая сила, крупные частицы могут легко выпасть из пены или вовсе проскочить в хвосты при недостаточном перемешивании в типовой камере флотомшины. Частицы крупнее некоторого максимального размера не могут флотировать.
- Из-за большой силы сопротивления в сравнении с весом и удерживающей силой, мелкие частицы могут быть увлечены в хвосты до того, как будут собраны.
- Что касается частиц золота, их форма очень важна и в общем случае зависит от их размера: чешуйчатые, проволочные, сферические относятся к крупным, средним и мелким частицам соответственно.
- В случае данного месторождения, золото представлено по большей части самородным золотом с широким диапазоном размеров зерен. Крупные зерна и чешуйки ассоциированы с жильными минералами (кварц, сульфиды и измененные сульфиды). Очень мелкие зерна также представлены в сапролите, залегающем в непосредственной близости от жил. В обоих случаях закрепление золота на пузырьках обусловлено раскрытием его зерен. Доля свободного золота увеличивается при снижении размера частиц.

Было представлено множество математических моделей, принимающих во внимание размеры частиц и гидродинамику, описанную в первых трех пунктах выше (King, 1974, 2001; Yianatos, 2005; Villeneuve, Guillauneau, Durance, 1995). Что касается эффекта раскрытия минералов, развитие методик анализа изображений (QEMSCAN, MLA анализы) дало инструмент для лучшего понимания и количественного выражения влияния этого эффекта на производительность флотации. При этом, в силу низких содержаний и высоких погрешностей отбора проб, для самородного золота анализ

изображений предлагает только качественный подход. Для получения доступа к данным раскрытия золота были предложены и другие подходы, например, GRG тест на основе центробежной гравитационной сепарации (тест на золото, извлекаемое гравитацией). Несмотря на то, что указанный тест хорошо прогнозирует производительность гравитационного обогащения в зависимости от гранулометрического распределения измельченного материала, он дает меньше информации по золоту в хвостах (очень мелкое или включенное золото), которое не удастся извлечь гравитацией: случай хвостов ЗИФ компании СМЕ. Подход, предложенный в настоящей статье, похож, но при этом использует флотационное обогащение вместо гравитационного. Использование установки, обеспечивающей непрерывный процесс вместо периодических лабораторных испытаний (по партиям), дает лучшую представительность за счет возможности обработки большего объема материала.

Целью настоящей статьи является разработка модели баланса популяций (population balance model) в которой раскрытие минералов описывалось бы с помощью классов раскрытия по каждому классу крупности. Производительность флотации (кинетическая константа в модели) зависит от класса раскрытия. В силу малого объема данных, классы раскрытия ограничены двумя классами: свободное золото и включенное золото. По причинам, описанным выше, данные по раскрытию минералов не могут быть получены напрямую при измерении. Фактически, распределение классов раскрытия пересчитывается одновременно с параметрами модели, позволяющими воспроизвести измеренную производительность. Схожий подход недавно был использован для процесса выщелачивания золота (Bellec et al, 2009), в рамках которого 4 популяции частиц золота были использованы для разграничения кинетики выщелачивания: раскрытое золото, золото в сростаниях, закрепленное на поверхности руды, золото в сростаниях в порах и включенное золото.

Преимущество получения и использования данных раскрытия минералов заключается в возможности моделирования всего процесса от измельчения до аффинажа и прогнозирования влияния условий измельчения на различные этапы обогащения: гравитационное обогащение, флотация и выщелачивание. Программный пакет USIM™ PAC, предназначенный для моделирования и симуляции процессов, предлагает такие возможности для различных типов руд (Brochot et al, 2006). Если ранее модели измельчения, способные прогнозировать раскрытие минералов, были по большей части предназначены для минералов с высоким содержанием (Wiegel, 2006; Stamboliadis, 2008), недавняя публикация (Khalesi et al, 2009) предлагает модель измельчения, предназначенную для золота.

Настоящая статья разделена на две части. После краткого представления полупромышленных испытаний, первая часть описывает анализ первичных данных опробования с помощью подхода согласования (сведения) данных, и использует результаты сведения материального баланса для измерения производительности и кинетики флотации. Вторая часть посвящена математической модели, использованной в данном исследовании. Первая секция второй части описывает уравнения баланса популяций и кинетики, управляющие поведением частиц в обыкновенной камере флотации. Вторая секция второй части описывает фазовую модель материала, наилучшим образом представляющую неполноту разделения. Третья секция второй части объясняет методику, использованную для калибровки модели путем определения параметров, недоступных напрямую.

## **ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ И ИХ РЕЗУЛЬТАТЫ**

Оборудование полупромышленной установки и результаты соответствующих испытаний были подробно описаны в предыдущей статье (Durance, Botané и Cailleau, 2009). Было протестировано множество конфигураций, вместе с тем, настоящая статья опирается на одно из испытаний, в рамках которого кинетика флотации золота была измерена по каждому классу крупности. Схема (рисунок 1) состоит из основной флотации, включающей 5 камер по 60 литров (WEMCO), и перемешивающей флотации, включающей 2 камеры по 30 литров (Agitair). Питание полупромышленной установки осуществлялось из выхода участка измельчения ЗИФ с помощью стационарного пульподелителя, предоставленного PERI, и следующего за ним пневматического триггерного

пробоотборника. Это оборудование позволяло регулировать расход питания около 250 кг/ч пульпы. Среднее содержание золота составило порядка 1.1 ч/млн при d80 близком к 160мкм. Для получения составных проб в течение периода стабилизации установки, на множестве потоков были установлены автоматические пробоотборники.

### Конфигурация полупромышленной установки

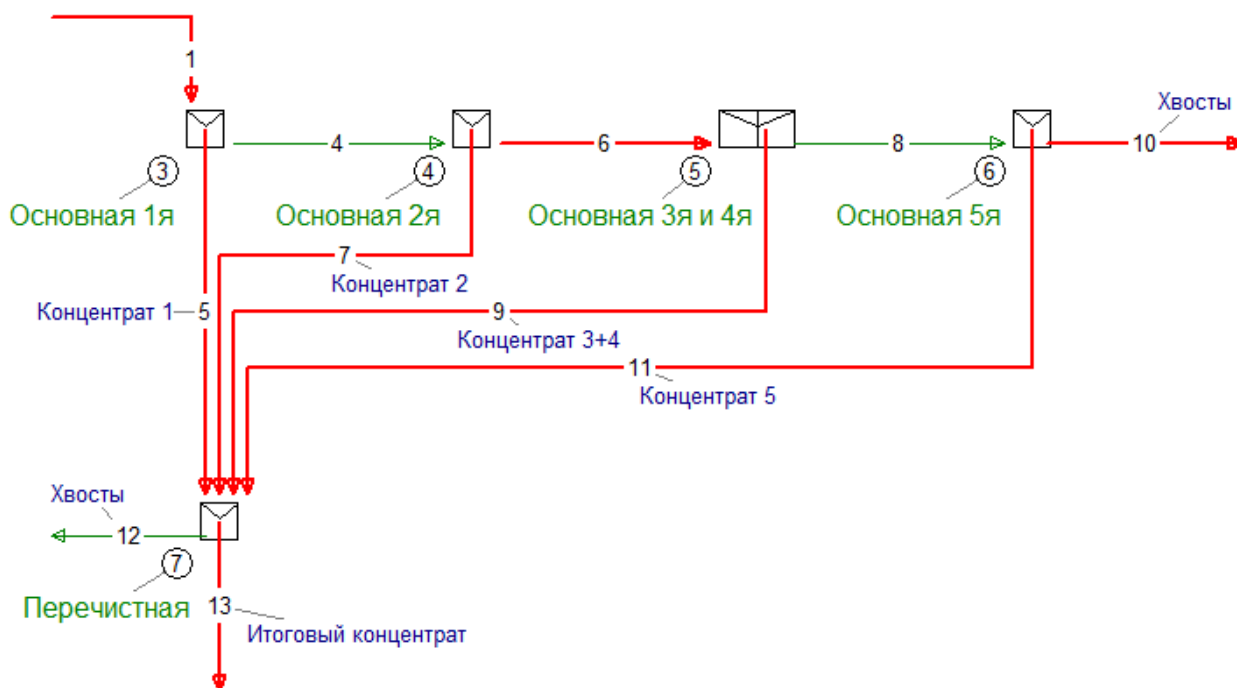


Рисунок 1. Схема полупромышленной установки. Жирными линиями выделены опробуемые потоки.

### Опробование

Для определения кинетики основной флотации необходимо получить значения извлечения золота для различных показателей среднего времени нахождения частиц в камере. С этой целью были опробованы следующие потоки: питание основной флотомашины, концентраты первой, второй и пятой камер, комбинированный концентрат третьей и четвертой камер, хвосты второй камеры, питающие третью, и хвосты пятой. С целью улучшения материального баланса также был опробован концентрат перечистой флотомашины. Пробоотборники настроены таким образом, чтобы была возможность посчитать расходы опробуемых потоков путем измерения массы проб (речь о частоте отбора и времени, в течение которого происходит отбор, зная общее время отбора и массу точечной пробы/отсечки возможно оценить расход).

Каждая проба была проанализирована для определения % твердого пульпы, гранулометрического распределения с использованием сит на 106мкм и 53мкм, а также содержания золота в каждом классе крупности. Содержание от класса к классу позволяет наблюдать зависимость кинетики флотации от размера частиц.

### Согласование данных баланса материалов

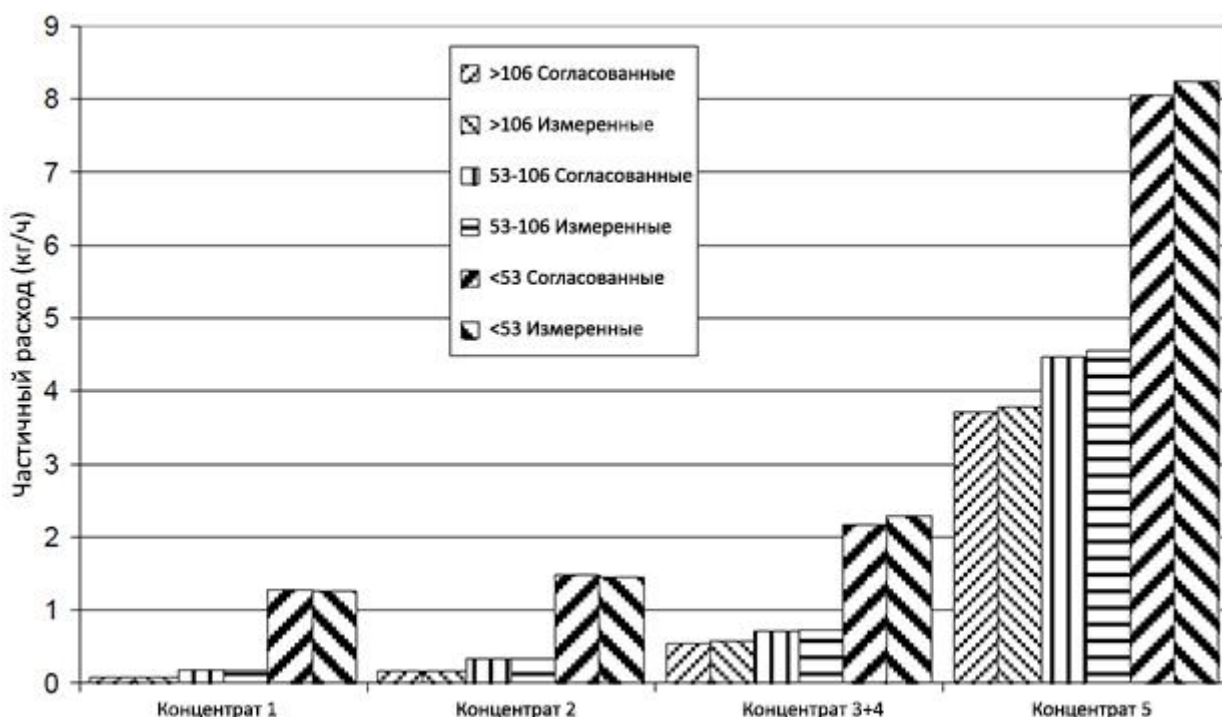
В силу существования общей погрешности измерения, включающей погрешность отбора проб и аналитическую погрешность, результаты измерений не были согласованы, т.е. законы сохранения материала для измеренных значений не соблюдались. Поэтому они были обработаны алгоритмом согласования данных материального баланса, реализованным в программном пакете USIM™ PAC.

Погрешность измерения, ассоциированная с опробуемыми потоками, составляла 25% для расходов твердого и жидкого, поскольку их значения были грубо оценены исходя из калибровки пробоотборника и измерения % твердого, 15% для долей классов крупности и 15% для содержания золота.

Содержание золота в классе 53-106мкм концентрата пятой камеры основной флотации оказалось неожиданно высоким и несогласованным относительно показателей других потоков. Возможно, это связано с ошибкой при анализе или с эффектом самородка. В обоих случаях достоверность измерения была снижена, а соответствующая погрешность увеличена до 400%. Аналогичные сомнения возникли относительно содержания золота в классе <53мкм концентрата первой камеры.

Показатели потоков, которые не были опробованы – хвосты первой и четвертой камер основной флотации, хвосты перераспределения, рассчитывались как разность между потоками питания и концентрата соответствующих камер. С целью снижения влияния на баланс, с такими пересчитанными значениями также была ассоциирована высокая погрешность: 200%.

Рисунок 2 показывает сравнение между первичными данными измерений и их согласованными (сведенными) значениями (т.е. значениями, для которых все законы сохранения выполняются). Верхняя часть отражает частичные расходы трех классов крупности концентратов 1й, 2й, 3ей + 4й и 5й камер основной флотации. Она показывает небольшие отклонения между измеренными и согласованными данными. Отклонения для питания и промежуточных потоков больше. Нижняя часть отражает содержание золота в трех классах крупности в питании и концентрате 1й, 2й, 3ей + 4й и 5й камер основной флотации. За исключением двух упомянутых выше показателей содержания (золото в классе 53-106мкм концентрата пятой камеры и золото в классе <53мкм концентрата первой камеры), отклонения измеренных значений от согласованных оказались в целом небольшими.



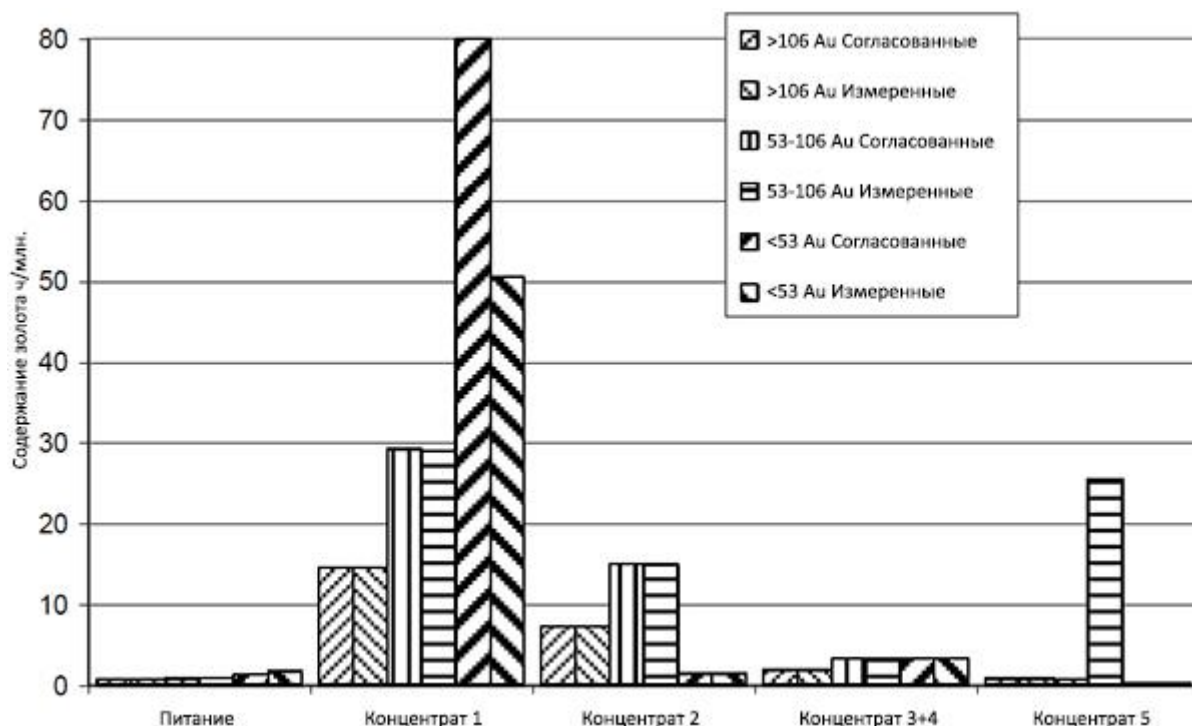
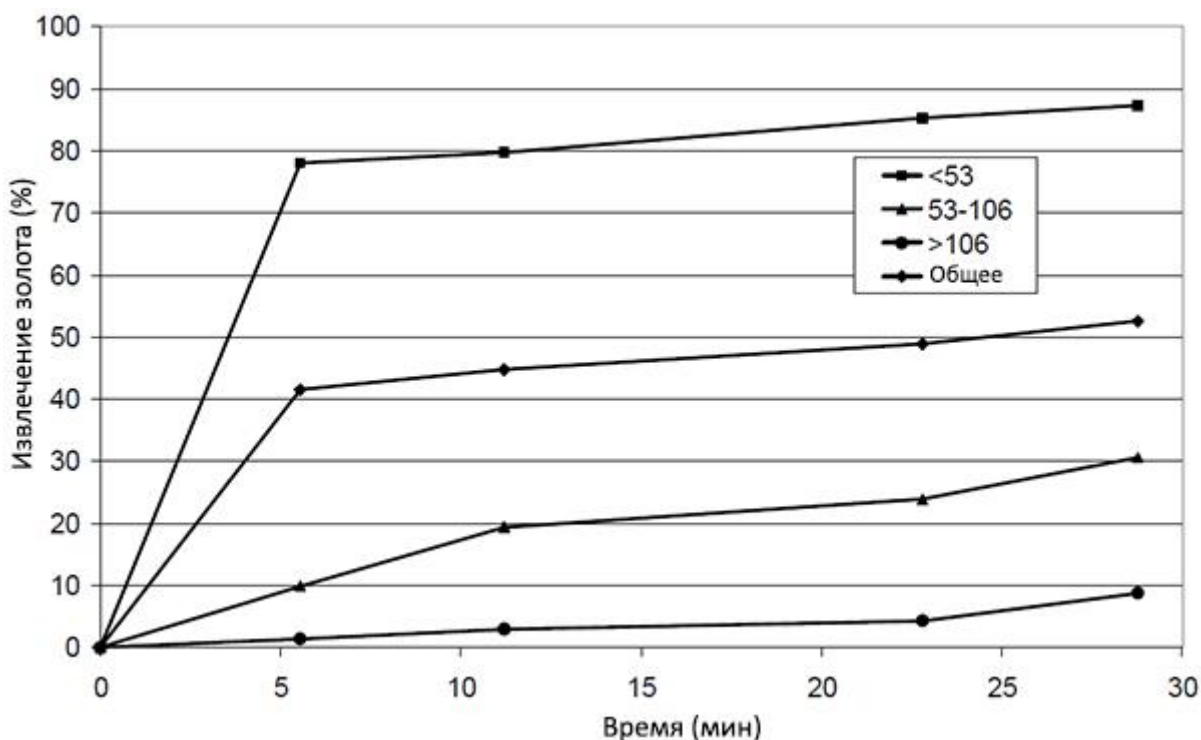


Рисунок 2. Сравнение первичных данных измерений и данных, согласованных с помощью алгоритма согласования данных USIM PAC

### Кинетика флотации в условиях устоявшегося состояния схемы

С использованием согласованных данных возможно посчитать суммарное извлечение золота и «пустой» породы (т. е. всего материала, за исключением золота) по классам крупности и общее. Рисунок 3 показывает графики такого извлечения в зависимости от среднего времени нахождения частиц в камерах. Среднее время нахождения было посчитано для каждой камеры, суммарное время для камер, 1, 2, 3+4 и 5 составило соответственно 5.5, 11.2, 22.8 и 28.8 минуты.



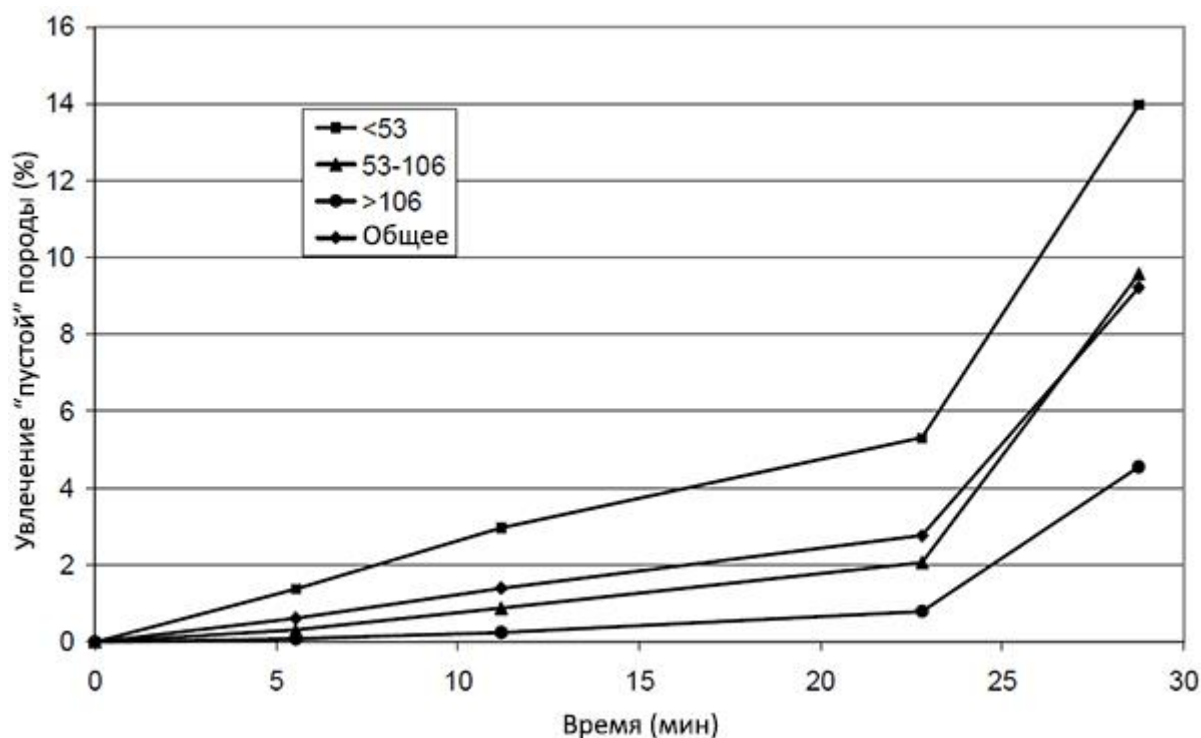


Рисунок 3. Извлечение золота (выше) и увлечение «пустой» породы (ниже), как функции от среднего времени нахождения частиц в камерах, в трех классах крупности и общее.

Кривые извлечения золота показывают быструю флотацию в первых камерах и последующую медленную флотацию в оставшихся. При этом наклон кривой извлечения при быстрой флотации увеличивается с уменьшением размера. Как следствие, время до начала медленной флотации снижается вместе с размером частиц (первая камера для <53мкм, вторая камера для 53-106мкм). Схожим образом, максимальное увлечение увеличивается при снижении размера частиц.

Что касается «пустой» породы, предпочтительнее использовать термин «увлечение» вместо «извлечения», поскольку целевым ценным металлом является золото и «пустая» порода считается хвостами. При этом математическое определение у этих терминов одинаковое. Наклон кривой увлечения «пустой» породы также увеличивается при снижении размеров частиц, но он очень низкий в сравнении с наклоном кривой извлечения золота. Это говорит о том, что кинетика флотирующих минералов (сульфидов) в «пустой» породе медленнее, чем для золота. Дополнительно, большая часть «пустой» породы попадает в пену в силу гидродинамического увлечения. Эта гипотеза подкрепляется странным и внезапным ростом извлечения в пятой камере, операционные условия в которой не были оптимизированы. Действительно, в рамках полупромышленных испытаний в этой камере наблюдался перелив, увлекающий с собой материал, что подтверждалось большим расходом воды и большим содержанием твердого в концентрате, производимом этой камерой. Такое увлечение также заметно для золота в более крупных классах, что отражает присутствие золота, включенного в крупные частицы «пустой» породы. Не учитывая пятую камеру, незначительный перегиб кривых увлечения соответствует максимальному извлечению «пустой породы».

Хотя пятая камера основной флотации была принята во внимание при согласовании данных материального баланса и анализе кинетики флотации, по упомянутым выше причинам в рамках математического моделирования процесса ее не учитывали.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ

Для моделирования обыкновенной или колонной флотации было предложено множество моделей (Villeneuve, Guillaneau и Durance, 1995; King, 2001; Yianatos, 2007). Многие из них основываются на кинетике первого порядка для извлечения, дополненной тем, что модели принимают во внимание

также и химические и физические феномены, происходящие в рамках флотации. Такие феномены, являющиеся по сути причинами неполноты разделения, возможно поделить на характеристики обрабатываемого материала и условия флотации. Первые объясняют неполноту разделения, связанную с самим материалом: размер частиц, взаимодействие поверхности минерала с реагентами, связанное с химическим состоянием пульпы, распределение минералов и влияние раскрытия минералов. Вторые объясняют неполноту разделения, связанную с гидродинамическими условиями флотомашин: распределение времени нахождения, разграничение между пенной зоной и зоной сбора, распределение размеров пузырьков, увлечение и выпадение.

### Модель флотации

В силу небольшого объема данных, модель, используемая в настоящем исследовании, должна быть настолько простой, насколько это возможно. Достигается это путем принятия во внимание только основных феноменов, объясняющих неполноту разделения. Поэтому модель основывается на кинетике первого порядка в рамках которой кинетическая константа зависит от размеров частиц. Дополнительно, ценные минералы и «пустая» порода разделены на две группы (популяции) по наличию возможности флотировать: флотирующие частицы и не флотирующие частицы. Распределение времени нахождения частиц (функция распределения вероятности, описывающая количество времени, которое частица может провести внутри чана) в одной обыкновенной камере флотации соответствует идеальному смесителю (распределению Пуассона). Поскольку среднее время нахождения определяется из объема камеры, занятого пульпой, и объемного расхода пульпы питания, рассчитывается и водный баланс. Данная многофазная модель не учитывает газ, за исключением задержки газа в камере. Модель флотомашин представляет собой последовательность отдельных камер, каждая из которых питается хвостами предыдущей.

Флотомашинка включает камеры, пронумерованные от 1 до  $N_c$ . Массовый расход пульпы  $Q_p$  хвостов камеры  $p$  является расходом питания камеры  $p+1$ , в то время как  $Q_0$  это массовый расход питания первой камеры.  $Q_p$  рассчитывается как сумма массового расхода твердого  $Q_{sp}$  и массового расхода технической воды  $Q_{wp}$ . Твердый материал делится на  $N_s$  классов крупности и  $N_t$  типов частиц таким образом, что  $Q_{spij}$  представляет частичный массовый расход частиц типа  $j$  в классе крупности  $i$ . В настоящей статье под «типом частиц» понимается класс частиц, определяемый достаточно похожим составом и поведением в рамках флотации. Это может быть смесь множества минералов или наоборот, два типа частиц могут представлять один и тот же минерал в двух состояниях (например, флотирующие или не флотирующие подгруппы (субпопуляции), раскрытые или включенные минералы).  $Q_{cspij}$  и  $Q_{cwp}$  представляют соответственно массовый расход частиц типа  $j$  в классе крупности  $i$  и массовый расход технической воды в концентрате камеры  $p$ . Прописная буква  $q$  соответствует объемному расходу. Тогда можно записать следующие уравнения материального баланса:

$$Q_p = Q_{sp} + Q_{wp} = \sum_{i,j} Q_{spij} + Q_{wp}$$

$$Q_{cp} = Q_{csp} + Q_{cwp} = \sum_{i,j} Q_{cspij} + Q_{cwp}$$

$$Q_{spij} + Q_{cspij} = Q_{sp-1ij}$$

$$Q_{wp} + Q_{cwp} = Q_{cwp-1}$$

$$q_p = q_{sp} + q_{wp} = \sum_{i,j} q_{spij} + q_{wp} = \sum_{i,j} \frac{Q_{spij}}{\rho_{ij}} + \frac{Q_{wp}}{\rho_w}$$



где  $\rho_w$  – плотность технической воды,  $\rho_{ij}$  – плотность частиц типа  $j$  в классе крупности  $i$ . В общем случае плотность не зависит от класса крупности, только от типа частиц.

Доля частиц, питающих камеру и попадающих в концентрат, рассчитывается интегрированием кинетического уравнения первого порядка по распределению времени нахождения (King, 2001). Частичные расходы в концентратах рассчитываются следующим образом:

$$Q_{cspi j} = Q_{sp-1ij} \left( 1 - \frac{1}{1+k_{ij}\tau_p} \right) \quad (1)$$

где  $\tau_p$  – среднее время нахождения пульпы в камере флотации, рассчитываемое по следующей формуле:

$$\tau_p = \frac{V_p}{q_{p-1}}$$

где  $V_p$  – объем камеры флотации, занятый пульпой, т.е. эффективный объем камеры за вычетом задержки газа.

$k_{ij}$  – константа кинетики флотации частиц типа  $j$  в классе крупности  $i$ . Если эта константа равна нулю, все частицы данного типа переходят в хвосты, как это происходит с не флотирующей частью некоторых минералов. Частицы такого вида будут уходить в хвосты во всех камерах. Флотирующая часть минералов представлена другим типом частиц с ненулевой кинетической константой. Количество таких частиц, попадающих в хвосты, уменьшается в рамках движения по флотомашине (от камеры к камере). Зависимость кинетической константы от размеров частиц дана King (1974):

$$k_{ij} = \frac{\alpha_j}{\sqrt{d_i}} \left[ 1 - \left( \frac{d_i}{d_{\max j}} \right)^{1.5} \right] \exp \left( - \left( \frac{d_{\text{opt} j}}{2d_i} \right)^2 \right)$$

где:

$d_i$  – средний размер частиц в классе крупности  $i$ ;

$d_{\max j}$  – размер самой крупной частицы типа  $j$ , которая может флотировать;

$d_{\text{opt} j}$  – размер частиц, обладающих наибольшей скоростью флотации;

$\alpha_j$  – калибровочный коэффициент.

Как указано в уравнении (1), материал уходит в концентрат только из-за кинетики сбора. Извлечение в пенной зоне учитывается в кинетической константе (Yianatos, 2007). В настоящем случае различить увлечение мелких частиц «пустой» породы в концентрат от медленной флотации очень сложно. Схожим образом сложно различить увлечение ценных минералов в хвосты и не флотирующие не раскрытые минералы. Поэтому увлечение не было учтено.

Для каждого типа частиц задается состав в части минералов и металлов. Если  $C_{kj}$  – доля компонента  $k$  в частицах типа  $j$ , доли этого компонента в классе крупности  $i$  в хвостах и концентрате камеры  $p$  рассчитываются соответственно по формулам:

$$C_{kpi} = \frac{\sum_j Q_{spi j} C_{kj}}{\sum_j Q_{spi j}}$$

$$C_{ckpi} = \frac{\sum_j Q_{cspi j} C_{kj}}{\sum_j Q_{cspi j}}$$

Если типы частиц в большей или меньшей степени являются искусственными сущностями моделирования, гранулометрическое распределение частиц и указанный выше вещественный состав по классу крупности возможно измерить.

Что касается водного баланса, извлечение в пене в общем случае связано с извлечением твердого через содержание твердого в концентрате (King, 2001):

$$\chi_p = \frac{Q_{csp}}{Q_{cp}}$$

что дает:

$$Q_{cwp} = Q_{csp} \frac{1 - \chi_p}{\chi_p}$$

### Модель раскрытия золота

В настоящем случае флотации золота, кривые извлечения золота (рисунок 3) показывают быструю флотацию в первой и медленную флотацию в последующих камерах флотомашины. При этом наклон кривой извлечения при быстрой флотации увеличивается при снижении размеров частиц. Схожим образом повышается и максимальное извлечение.

Что касается извлечения «пустой» породы (т.е. всего материала, за исключением золота), наклон кривых (рисунок 3) также повышается при снижении размеров частиц. Небольшой перегиб кривых отражает максимальное извлечение.

Эти наблюдения и известные данные по обогащаемой руде позволяют сделать следующие предположения:

- Частицы золота раскрыты не полностью. Часть золота соответствует свободному золоту, которое может полностью флотировать с кинетической константой, зависящей от размеров частиц золота. Остальное золото представлено в форме включений в «пустую» породу.
- «Пустая» порода состоит из различных минералов. Основную часть составляет сапролит, по большей части хрупкий и не содержащий золота. А также из других минералов, встречающихся в прожилковой зоне: кварца, сульфидов и оксидов. Частицы, содержащие такие минералы, содержат золото и формируют основную часть флотирующей «пустой» породы. Медленную кинетику можно объяснить воздействием погоды при формировании этих минералов (руды, измененные погодными условиями).

Следуя этим гипотезам, были определены четыре типа частиц: свободное золото, включенное золото, флотирующая «пустая» порода и тонущая «пустая» порода. Свободное золото представляет собой частицы чистого золота. Включенное золото представлено золотом, содержащимся внутри золотоносных частиц «пустой» породы. Флотирующая «пустая» порода включает золотоносные частицы «пустой» породы и другие частицы «пустой» породы, которые могут флотировать или могут быть увлечены. Тонущая «пустая» порода включает все остальные частицы.

Таблица 1 – Типы частиц и ассоциированные с ними параметры модели

j	Наименование	Плотность $\rho_{ij}$	Содержание золота $C_{Au_j}$	$\alpha_j$	$d_{max j}$	$d_{opt j}$
1	Свободное золото	16	1	$\alpha_1$	$d_{max1}$	$d_{opt1}$
2	Включенное золото	16	1	$\alpha_2$	$d_{max2}$	$d_{opt2}$
3	Флотирующая «пустая» порода	2.5	0	$\alpha_3$	$d_{max3}$	$d_{opt3}$
4	Тонущая «пустая» порода	2.5	0	0	-	-

Таблица 1 отражает константы, ассоциированные с типами частиц. Плотность в 16кг/л для золота (вместо 19.3 для чистого золота) обычно используется для частиц золота с примесями, удельная

плотность которых ниже вследствие формы. Плотность «пустой» породы — это измеренная средняя плотность руды. Различие средней плотности флотирующей «пустой» породы, содержащей больше тяжелых минералов, таких, как сульфиды, и «пустой» породы питания, слишком мало, чтобы значительным образом влиять на расчет среднего времени нахождения. Доля золота  $C_{Au_j}$  ( $k = Au$ ) в первых двух типах частиц установлена на 1, поскольку пробы производимого сплава Доре показывают содержание более 95% золота (измеряется путем выполнения пробирного анализа). Параметры кинетической константы  $\alpha_j$ ,  $d_{max,j}$ ,  $d_{opt,j}$  одинаковы для флотирующей «пустой» породы и включенного золота. Действительно, включенное золото является составной частью флотирующей «пустой» породы и обладает той же кинетикой флотации. Поскольку кинетическая константа тонущей «пустой» породы по определению нулевая, калибровочный коэффициент  $\alpha_j$  также должен быть нулевым. В этом случае параметры максимального и оптимального размера не имеют физического смысла.

Как указано выше, в питании измеряются гранулометрическое распределение и содержание золота в каждом классе крупности. Поэтому в отношении распределения свободного и включенного золота, а также флотирующей и тонущей «пустой» породы, необходимо сделать предположение. Доля  $\beta_i$  свободного золота в общем золоте зависит от размера, как ожидается в рамках процесса раскрытия минералов:

$$\beta_i = \frac{Q_{s0i1}}{Q_{s0i1} + Q_{s0i2}}$$

Для доли  $\gamma$  флотирующей «пустой» породы в общей «пустой» породе это не обязательно так. Анализ кинетических кривых показывает, что можно предположить, что эта пропорция одинакова для всех классов крупности:

$$\gamma = \frac{Q_{s0i3}}{Q_{s0i3} + Q_{s0i4}}$$

### Калибровка модели

Результаты согласования данных дают частичные расходы питания классов крупности  $Q_{s0i}$  и содержание золота по классу крупности  $C_{Au0i}$ . Расход частиц определенного типа в каждом классе крупности рассчитывается по следующим формулам:

$$Q_{s0i1} = Q_{s0i} C_{Au0i} \beta_i$$

$$Q_{s0i2} = Q_{s0i} C_{Au0i} (1 - \beta_i)$$

$$Q_{s0i3} = Q_{s0i} (1 - C_{Au0i}) \gamma$$

$$Q_{s0i4} = Q_{s0i} (1 - C_{Au0i}) (1 - \gamma)$$

Согласованные данные также дают содержание твердого в концентратах  $\chi_p$ . Поскольку концентраты камер 3 и 4 смешиваются до опробования, содержание твердого в этих двух концентратах эквивалентно общему.

Целью калибровки является обратный пересчет параметров модели  $\beta_i$ ,  $\gamma$ ,  $\alpha_1$ ,  $\alpha_3$ ,  $d_{max1}$ ,  $d_{max3}$ ,  $d_{opt1}$  и  $d_{opt3}$ , которые бы воспроизвели производительность флотации максимально близко к измеренным значениям. Измеренные значения сравниваются с расчетными суммарными значениями извлечения золота (в формулах ниже обозначено индексом Au) и «пустой» породы (Ga) вплоть до камеры  $p$  в каждом классе крупности  $i$ , вычисляемыми в соответствии с формулами:

$$R_{Aupi} = \frac{\sum_{n=1}^p \sum_j Q_{scnij} C_{Auj}}{\sum_j Q_{s0ij} C_{Auj}}$$

$$R_{Gapi} = \frac{\sum_{n=1}^p \sum_j Q_{scnij} (1 - C_{Auj})}{\sum_j Q_{s0ij} (1 - C_{Auj})}$$

Для трех классов крупности необходимо определить 10 параметров. Поскольку суммарные извлечения измеряются для камер 1, 2 и 4, сравнение делается по 18 значениям (2 компонента в 3 классах крупности в 3 камерах). Целевая функция, подлежащая минимизации, представляет собой сумму среднеквадратичных отклонений измеренных и расчетных извлечений:

$$\Phi = \sum_{k=Au, Ga} \sum_{i=1}^3 \sum_{P=1,2,4} (R_{kpi} - \bar{R}_{kpi})^2$$

Поскольку модель является в значительной степени нелинейной, пересчет всех 10 параметров одновременно может быть сложной задачей. Алгоритмы оптимизации (такие, как решатель Excel, использованный в данном случае) в общем случае дают локальный минимум, зависящий от точки отсчета. В силу больших различий в содержании золота и «пустой» породы, изменения в балансе золота не изменяют времени нахождения частиц и обладают ничтожным влиянием на баланс «пустой» породы. Поэтому 4 параметра «пустой» породы ( $\gamma$ ,  $\alpha_3$ ,  $d_{\max 3}$  и  $d_{\text{opt}3}$ ) пересчитываются в первую очередь для минимизации целевой функции:

$$\sum_{i=1}^3 \sum_{P=1,2,4} (R_{Gapi} - \bar{R}_{Gapi})^2$$

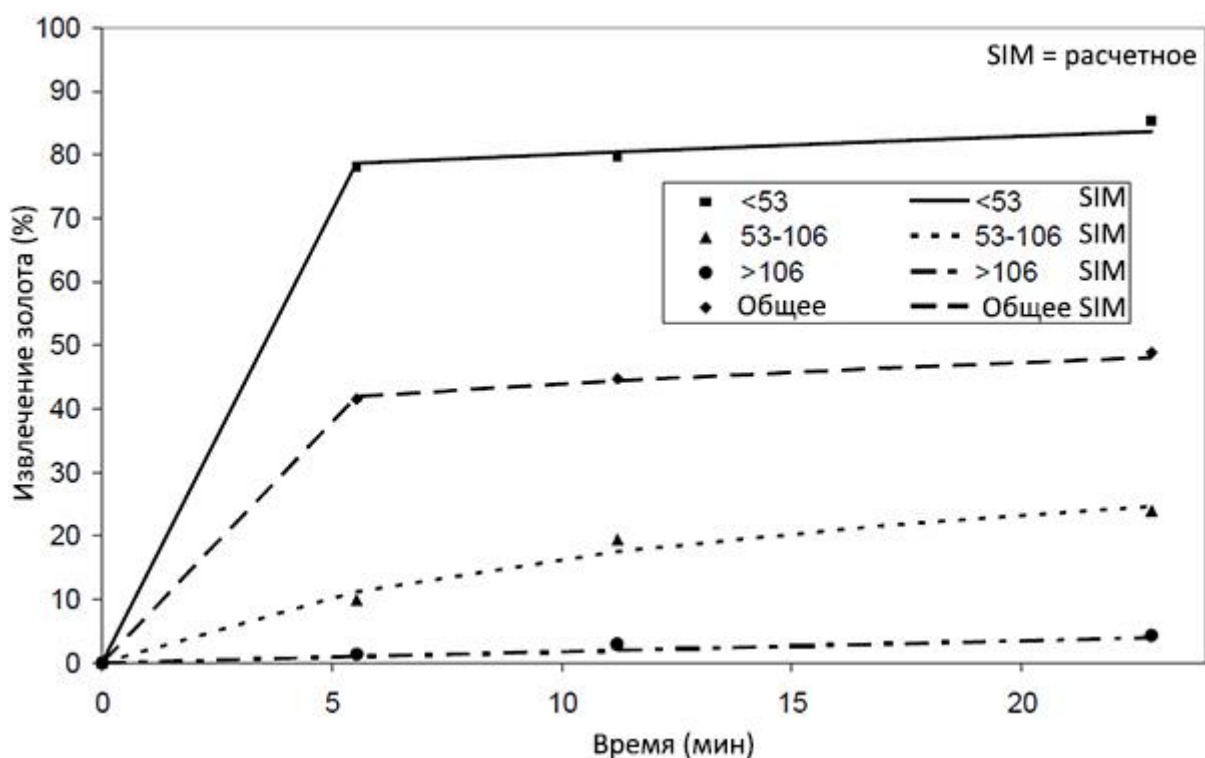
На втором шаге для минимизации следующей функции пересчитываются 6 параметров золота ( $\beta_1$ ,  $\beta_2$ ,  $\beta_3$ ,  $\alpha_1$ ,  $d_{\max 1}$  и  $d_{\text{opt}1}$ ):

$$\sum_{i=1}^3 \sum_{P=1,2,4} (R_{Aupi} - \bar{R}_{Aupi})^2$$

Таблица 2 показывает значения параметров, посчитанных с использованием такой методики. Рисунок 4 показывает график извлечения золота (выше) и увлечения «пустой» породы (ниже), измеренные (точками) и смоделированные (расчетные) с откалиброванными параметрами (линиями) в трех классах крупности и общего. Графики показывают хорошее соответствие результатов моделирования согласованным данным.

Таблица 2. Откалиброванные параметры модели.

Параметр	Обозначение	Значение	Единица измерения
Доля свободного золота в классе >106мкм	$\beta_1$	0.0	%
Доля свободного золота в классе 53-106мкм	$\beta_2$	15.8	%
Доля свободного золота в классе <53мкм	$\beta_3$	76.6	%
Корректировка кинетики флотации золота	$\alpha_1$	2202	мкм <sup>1/2</sup> /мин
Максимальный размер частиц золота, при котором они могут флотировать	$d_{max1}$	75	мкм
Размер частиц золота, флотирующих с наибольшей скоростью (оптимальный размер)	$d_{opt1}$	7.5	мкм
Доля флотируемой «пустой» породы	$\gamma$	17.4	%
Корректировка кинетики флотации пустой породы	$\alpha_3$	0.059	мкм <sup>1/2</sup> /мин
Максимальный размер частиц «пустой» породы, при котором они могут флотировать	$d_{max3}$	199	мкм
Размер частиц «пустой» породы, флотирующих с наибольшей скоростью (оптимальный размер)	$d_{opt3}$	7.5	мкм
Целевая функция	$\Phi$	10.1	



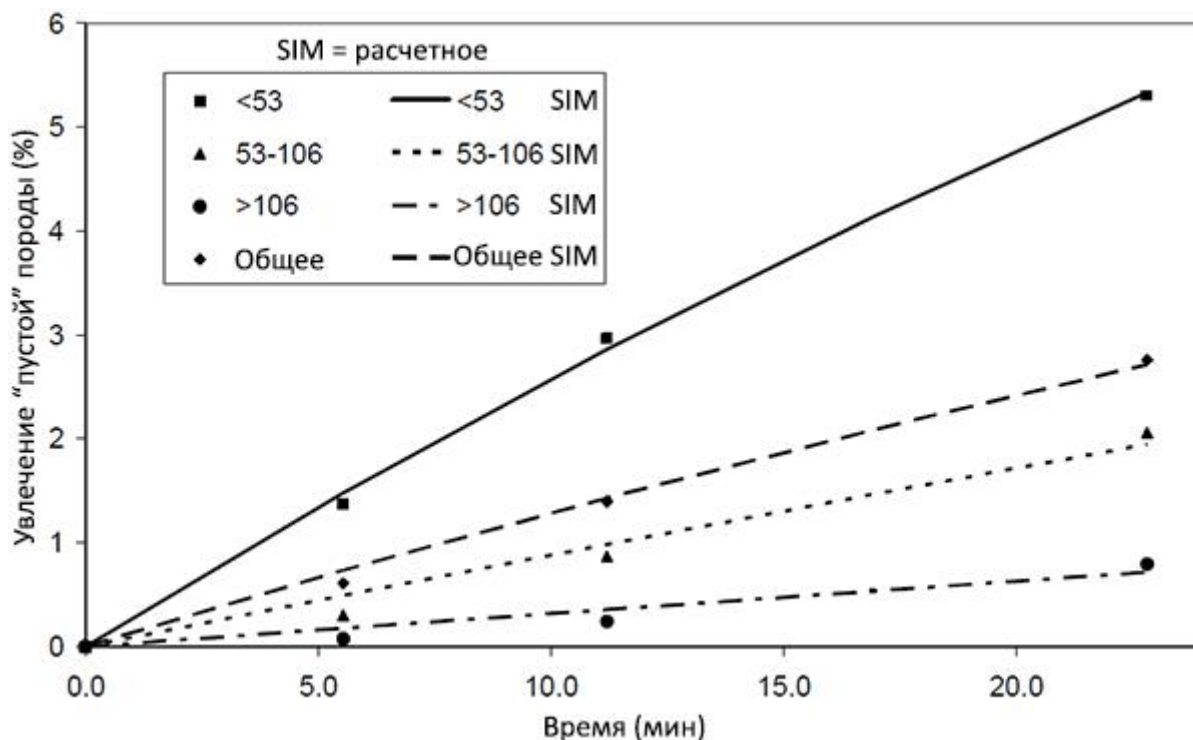


Рисунок 4. Извлечение золота (выше) и увлечение «пустой» породы (ниже) – сравнение измеренных (точками) и расчетных (линиями) значений для трех классов крупности и общего.

Что касается параметров «пустой» породы, 17.4% «пустой породы» может флотировать против 82.6%, которые напрямую попадают в хвосты. Максимальный размер, при превышении которого частицы «пустой» породы перестают флотировать, составляет 199 мкм, что соответствует гидродинамическим условиям. Максимальное значение кинетической константы ( $0.017 \text{ мин}^{-1}$ ) достигается для оптимального размера в 7.5 мкм. Данный оптимальный (в части скорости флотации) размер очень мал в сравнении с последним ситом на 53 мкм и больше соответствует оптимальному размеру для увлечения, чем сбора пузырьками.

Что касается параметров свободного золота, расчетный оптимальный размер мал, но обладает ограниченным влиянием на результат. Поэтому он был выбран равным оптимальному размеру частиц «пустой» породы. За отсутствием гранулометрического распределения для классов мельче 53 мкм, значения оптимальных размеров частиц интересны только для целей калибровки. Значение кинетической константы для 7.5 мкм составляет  $606 \text{ мин}^{-1}$ , что примерно в 36 000 раз больше соответствующего значения для «пустой» породы. Максимальный размер, при превышении которого частицы золота перестают флотировать, составляет 75 мкм, что мельче соответствующего максимального размера частиц «пустой» породы. Скорости их осаждения различаются. Пересчитанные доли свободного золота в классах >106 мкм, 53-106 мкм и <53 мкм составляют соответственно 0%, 15.8% и 76.6%. Это говорит о том, что свободное золото крупнее 106 мкм извлекается гравитацией. Небольшая доля свободного золота в классе 53-106 мкм обусловлена снижением эффективности центробежной концентрации для частиц свободного золота меньшего размера. В классе <53 мкм большая часть золота раскрыта и только небольшое количество извлекается гравитацией.

Для измерения преимущества использования такой модели можно воспользоваться классической моделью флотации, в рамках которой кинетическая константа для золота и «пустой» породы зависит от размера частиц, и для обоих указывается максимальное извлечение. Это эквивалентно следующим типам частиц: флотирующее и тонущее золото, флотирующая и тонущая «пустая» порода. При этом, как и в случае с «пустой» породой, разделение флотирующего и тонущего золота одинаково для всех классов крупности. Рисунок 5 показывает измеренное (точками) и смоделированное (расчетное) с помощью классической модели (линиями) извлечение золота для

трех классов крупности и общее. Для крупных классов он показывает слабое соответствие результатов расчетов согласованным данным. В этом случае значение целевой функции в минимуме составляет 81.4, в сравнении с 10.6 для модели с раскрытием минералов. Пересчитанное значение доли флотирующего золота, 82.6%, несет риск переоценки эффекта от возможных улучшений извлечения за счет простого увеличения времени нахождения частиц в камерах. Эта классическая модель обладает ограниченными возможностями прогнозирования в сравнении с моделью раскрытия, представленной в настоящей статье.

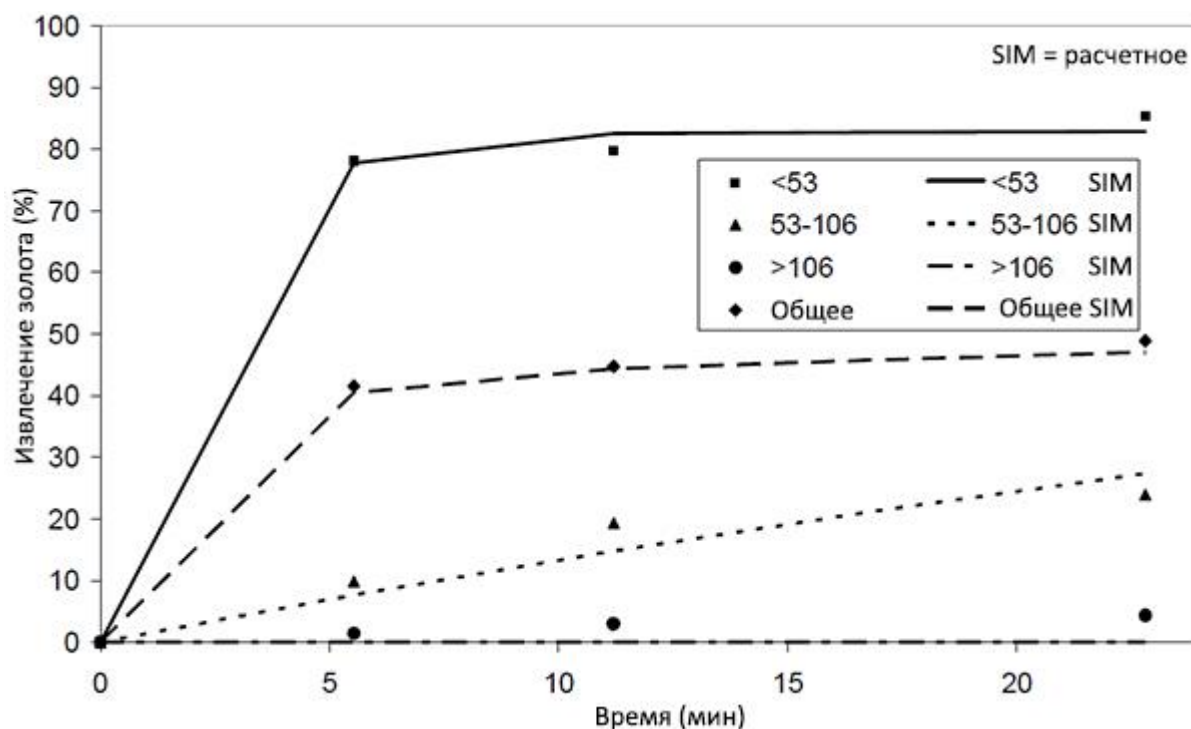


Рисунок 5. Кривая извлечения золота с использованием предыдущей модели - сравнение измеренных (точками) и расчетных (линиями) значений для трех классов крупности и общего.

Конфигурация полупромышленной установки была смоделирована в программном пакете USIM™ PAC. Одна из существующих моделей флотации, Флотация 2Б (Caspero, 2008), позволяет учитывать кинетические константы, зависящие от размера. Возможности пакета в части описания параметров обрабатываемого материала с использованием различных критериев, позволяет принимать во внимание пересчитанные данные раскрытия минералов как набор типов частиц, например, свободное и включенное золото, флотирующая и не флотирующая «пустая» порода. Рисунок 6 показывает кривые расчетного и измеренного извлечения золота в зависимости от среднего времени нахождения для каждого класса и общего.

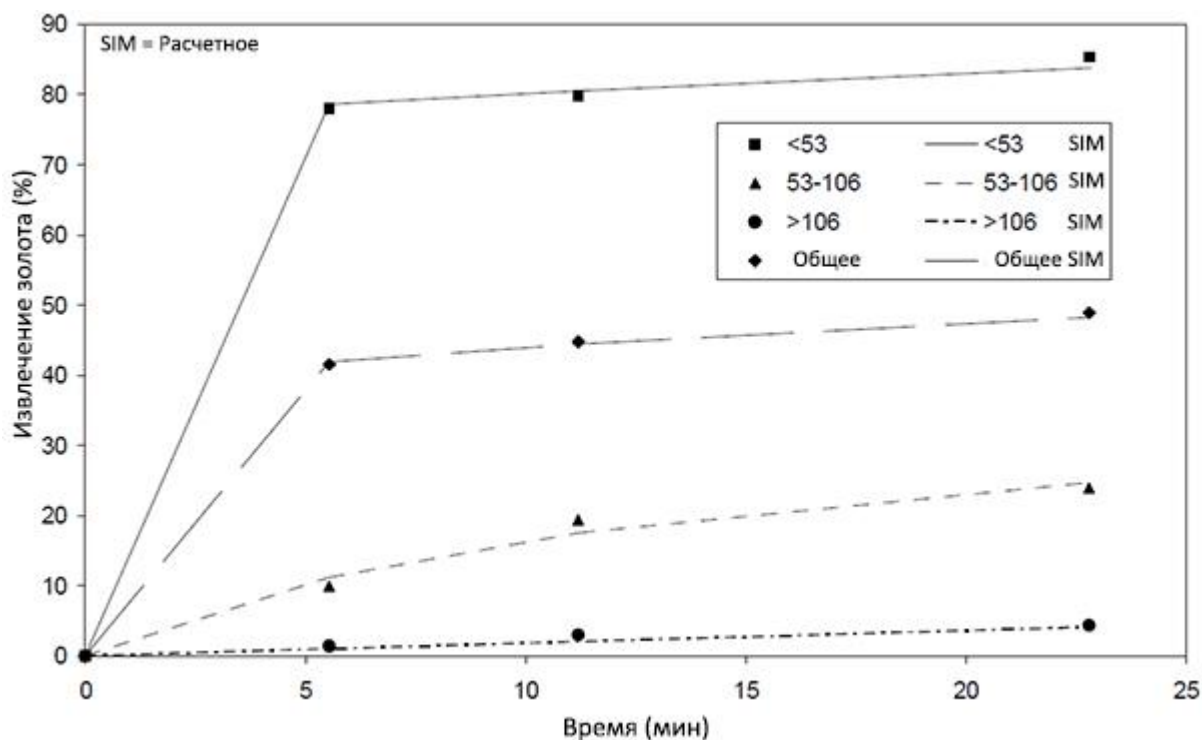


Рисунок 6. Кривая извлечения золота, построенная в рамках расчета с использованием программного пакета USIM™ PAC – сравнение измеренных (точками) и расчетных (линиями) значений для трех классов крупности и общего.

Откалиброванная модель была использована для других тестируемых конфигураций с добавлением контрольной флотации или внутренней циркуляции, для различных расходов, изменяющих среднее время нахождения частиц в камерах (Durance, Botané и Cailleau, 2009). Во всех случаях она давала хорошее соответствие расчетных и измеренных значений. Такая проверка модели стимулировала авторов на ее использование для моделирования промышленного цикла флотации. Тот же симулятор (комплексная математическая модель цикла) был использован для подбора лучшей конфигурации и затем для расчета размеров основного оборудования. Дополнительно, параметры цикла измельчения были скорректированы для лучшего измельчения. Перераспределение крупного золота в мелкие классы и сохранение доли свободного золота в каждом классе, позволило спрогнозировать большее извлечение. Для подтверждения такого прогноза, потребуется выполнить подробный анализ обновленной ЗИФ.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Была предложена методика объединения классической модели флотации и подробного описания руды с использованием данных раскрытия минералов. Полученная объединенная модель обладает большими возможностями прогнозирования для целевой руды. Конфигурация полупромышленной установки, использованная для калибровки модели, была смоделирована с хорошим соответствием расчетной и измеренной производительности. С использованием откалиброванной модели были посчитаны другие тестируемые варианты, полученные результаты также хорошо соответствовали измерениям. Модель затем была использована для проектирования промышленного цикла флотации и расчета ожидаемых показателей производительности. Программный пакет USIM™ PAC обладал всеми необходимыми возможностями и инструментами для реализации такой модели.

В силу сложности изменения гранулометрического распределения питания флотации без влияния на производственный процесс ЗИФ, было протестировано только одно гранулометрическое распределение. Вместе с тем, как и в случае с GRG тестом, представленная методика может быть легко расширена на последующее измельчение хвостов. Первый тест на флотацию проводится с крупным гранулометрическим распределением. Опробуются питание, концентраты каждой камеры и затем хвосты. Для каждой пробы определяются гранулометрическое распределение и



содержание золота в каждом классе крупности. Все хвосты извлекаются и измельчаются. Та же флотомашин используется для переработки измельченных хвостов с той же схемой опробования. Операцию можно повторять вплоть до получения максимального извлечения. Комбинация этой методики с GRG тестом и тестами на выщелачивание поможет улучшить модель материала (параметры его описания) в части данных раскрытия минералов, и затем улучшить модель процесса.

Моделирование полного производственного цикла, включая узлы измельчения и классификации, учитывающие данные раскрытия минералов, гравитационное обогащение, флотацию и выщелачивание (в чанах, кучное) становится реальностью. Хотя для построения такого симулятора необходимо проведение большого числа лабораторных и полупромышленных исследований, его применение может значительно снизить стоимость исправления возможных ошибок при проектировании фабрики, связанных с ненадлежащим управлением процессом или с низкой способностью приспособливаться к новым типам руд.

### **БЛАГОДАРНОСТИ**

Авторы благодарят Jean-François Thomassin (Торгово-промышленная палата Французской Гвианы) за инициирование этого проекта. Авторы хотят поблагодарить совет директоров компании CME за поддержку этой работы.