

Оценка влияния потерь и разубоживания на цепочку затрат: исследование на примере месторождений золотой руды

М.А. МАРИНИН¹, О.А. МАРИНИНА¹ ✉ и Р. ВОЛЬНЯК²

¹ Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

² Силезский технологический университет, Гливице, Польша

✉ Marinina_OA@pers.spmi.ru

Ссылка для цитирования оригинальной статьи: Marinin, M.; Marinina, O.; Wolniak, R. Assessing of Losses and Dilution Impact on the Cost Chain: Case Study of Gold Ore Deposits. *Sustainability* 2021, 13, 3830. <https://doi.org/10.3390/su13073830>

Аннотация: В условиях снижения содержания золота в руде, увеличения глубины отработки и уменьшения нераспределенного фонда месторождений возникает необходимость разработки эффективных решений для процесса «от рудника до фабрики», которые будут адаптированы к каждому конкретному горному предприятию и позволят оптимизировать производственные затраты. Текущее исследование посвящено рассмотрению конкретного случая, демонстрирующего, как показатели потерь при добыче и разубоживании влияют на вариативность цепочки затрат в производственном цикле. В статье рассматривается актуальная проблема определения воздействия на стадиях добычи и усреднения в связи с изменением потери и разубоживания. Предложен авторский подход к формированию цепочки затрат от рудника до фабрики путем интеграции нескольких методов оценки затрат в общую методологию оценки затрат. Методология оценки представляет собой совокупность методов факторного анализа и стоимостного инжиниринга, учитывающих изменение затрат в связи с вариацией потерь и разубоживания. Доказано, что при изменении потерь и разубоживания экономия затрат возникает за счет изменения объема работ по усреднению, транспортировке и усреднению руды. Для случая Куранахского рудного поля эффект на стадии добычи отсутствует. Использование внутренних резервов за счет управления параметрами качества руды позволяет снизить затраты на тонну переработанной горной массы по всей производственной цепочке.

Ключевые слова: оптимизация затрат; добыча золота; золотодобыча; карьер; среднее содержание; потери полезных ископаемых; разбавление; от рудника до рудника.

Assessing of Losses and Dilution Impact on the Cost Chain: Case Study of Gold Ore Deposits

Mikhail A. MARININ¹, Oksana A. MARININA¹ ✉ and Radosław WOLNIAK²

¹ Saint-Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia

² Silesian University of Technology, Gliwice, Poland

✉ Marinina_OA@pers.spmi.ru

Abstract: The conditions of declining gold grade in the ore, increasing depth of excavation, and de-creasing unallocated stock of deposits make it necessary to develop efficient solutions for the mine-to-mill process, which have to be adapted to each specific mining plant and will optimizes production costs. Current research focuses on a case study that demonstrates how indicators of mining losses and dilution influence the variation of costs chain in the production cycle. The article examines the topical issue of determining the effects at the mine-to-mill stages due to changes in losses and dilution. The author's approach to the formation of a mine-to-mill cost chain is proposed by integrating several cost estimation methods into the general cost estimation methodology. The estimation methodology is a compilation of factor analysis and cost engineering methods that take into account the change in costs due to the variation of losses and dilution. It was proven that with variations in losses and dilution, cost savings arise due to changes in the volume of work on ore averaging, ore transportation, and beneficiation. For the case of the Kuranakh ore field, there are no effects at the mining stage. The use of internal reserves by means of managing ore quality parameters allows reducing the costs per ton of processed rock mass along the entire production chain.

Keywords: cost optimization; mine-to-mill; mineral losses; dilution; average grade; quarry; gold mining.

* Перевод подготовлен для повышения интереса русскоязычной аудитории к данной статье.

© 2021 by the authors. Licensee MDPI, Basel, Switzerland. This article is an open access article distributed under the terms and conditions of the Creative Commons Attribution (CC BY) license (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

© Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (перевод), 2025.

1. Введение

Современные золотодобывающие компании в России и мире сталкиваются с проблемами оптимизации производственных затрат, вызванных, с одной стороны, жесткой ценовой конкуренцией, а с другой – ухудшением горно-геологических условий, в том числе, снижением содержания золота в руде, увеличением глубины отработки, уменьшением нераспределенного фонда месторождений и т. д.

Изменить ситуацию за счет экстенсивного развития производства, а именно за счет освоения новых месторождений, применения высокопроизводительного оборудования и современных технологий, могут лишь единицы горнодобывающих компаний. Поэтому горнодобывающие компании стремятся уделять больше внимания внутренним резервам эффективного недропользования и оптимального потребления ресурсов, основанным на непрерывном планировании, анализе и контроле производственного процесса, начиная с добычи полезных ископаемых и заканчивая их переработкой (процесс «от рудника до фабрики») [1-5].

Поэтому в настоящее время существует необходимость разработки эффективных решений процесса «от рудника до фабрики», которые должны быть адаптированы к каждому конкретному горному предприятию. Идея концепции «от рудника до фабрики» заключается в том, что производство металла – это цепочка взаимосвязанных процессов (добыча – транспортировка – связь – переработка), и завершение каждого этапа влияет на последующие. Поэтому входные инженерные параметры предыдущего процесса определяют технологические и экономические показатели последующего, то есть расходную цепочку производственного цикла.

Инженерные параметры включают в себя широкий спектр факторов, зависящих от геологии, способа и техники добычи, гранулометрического состава горной массы, транспортных схем, технологии смешивания руды и т.д. Данное исследование посвящено рассмотрению конкретного примера, демонстрирующего, как показатели потерь при добыче и разубоживания (параметры стадии добычи) влияют на изменение затрат в производственном цикле [6, 7].

Пример из практики: Куранахское рудное поле включает 11 месторождений: Северное, Порфиоровое, Центральное, Якутское, Боковое, Первухинское, Канавное, Дельбе, Дорожное, Южное, Новое, общая площадь которых составляет около 1500 км [8]. Запасы золота на месторождениях Куранахской группы составили: разведанные (категории АВС1) – 78,6 т, предварительно оцененные (С2) – 6,8 т, со средним содержанием золота в руде 1,58-2,83 г/т (среднее по всем месторождениям – 2,01 г/т) [9, 10]. В исследовании рассматриваются два условия добычи: базовый сценарий и проектный сценарий. Базовый сценарий подразумевает реальные условия разработки Куранахского рудного поля. Такие факторы, как относительно небольшие запасы, сложная морфология и некомпактное расположение рудных тел, значительно удаленных друг от друга и от обогатительных фабрик (до 20 км), обуславливают рассредоточенность (децентрализацию) горных работ и требуют повышенных транспортных норм, дополнительных затрат на строительство и содержание карьерных дорог, отвалов, промплощадок.

Крайне неравномерная минерализация и распределение содержания металлов, частая перемежаемость руды и пустых пород в рудных телах и месторождениях требуют дополнительных затрат на внутришахтную разведку, опробование взрывных скважин, усреднение руды перед ее переработкой (организация и содержание промежуточного склада) и селективную отработку промышленных, отсечных (бедных) руд и пустых пород.

Если предположить, что мы изменим технологические параметры, например, применим селективную добычу, то в первую очередь увеличим содержание в промышленных запасах и снизим потери и разубоживание. Это позволяет принять сценарий проекта. Показатели базового и проектного сценариев отличаются по характеристикам потерь и разубоживания. Базовый сценарий: потери составляют 3,1 % при содержании руды 0,9 г/т; разубоживание составляет 17 % при содержании 0,2 г/т; проектный сценарий: потери составляют 2,1 % при содержании руды 0,9 г/т; разубоживание составляет 13 % при содержании 0,2 г/т.

На основе факторного анализа и метода стоимостного инжиниринга разработана методика, позволяющая выявить экономию затрат в процессе производства, возникающую за счет влияния факторов потерь и разубоживания. Целью данного подхода является оценка возможности интенсивного развития золотодобывающих компаний с использованием внутренних резервов минимизации

затрат на тонну переработанной руды. Эффект минимизации затрат за счет варьирования параметров потерь и разубоживания (исходных параметров процесса добычи) проявляется в виде изменения содержания золота в добытой горной массе, изменения объемов смешивания и транспортировки руды, изменения объемов переработки руды.

1.1. Концепция «от рудника до фабрики»

«От рудника до фабрики» – это методология, направленная на разработку комплексной стратегии оптимизации производства, дробления руды, а также ее дальнейшего измельчения с целью снижения затрат на тонну руды и повышения рентабельности производства.

Технология «от рудника до фабрики» связывает аспекты горнодобывающей промышленности с переработкой полезных ископаемых. Цель такой связи – оптимизация всех этапов переработки. При эффективной реализации концепции она может принести огромный прирост производительности в пределах 10-20 % [11].

Поэтому, начиная с 1990-х годов, сформировалась концепция «от рудника до фабрики», в основе которой лежит задача эффективного объединения процессов добычи и усреднения, а также общей стоимости производства вместо стоимости отдельных операций. Первые симуляционные исследования и исследовательские проекты, основанные на концепции «от рудника до фабрики», начались в 2000-х годах. С 2010-х годов концепция «от рудника до фабрики» используется в качестве производственного инструмента и постоянной популяции блочной модели с параметрами рудного тела и усреднения [11].

По мнению Маккафери [12], «от рудника до фабрики» – это просто код, обозначающий усилия и процессы для записи в доступном формате понимания рудного тела, того, как изменения в рудном теле и производственной практике влияют на производительность и производство, а также понимания рабочих параметров рудника и фабрики, которыми можно манипулировать для повышения производительности и операционных затрат.

Другое определение, предложенное Аделем, сосредоточено на потреблении энергии. В его концепции «от рудника до фабрики» – это целостный подход к оптимизации горно-обогачительных операций. Он направлен на минимизацию энергопотребления в процессах измельчения частиц [13].

Иное определение было дано Скоттом. По его мнению, «от рудника до фабрики» – это улучшение, которое включает в себя оптимизацию цепочки процесса разрушения породы от породы *in situ* в руднике до выхода на обогачительную фабрику [14].

Развитие концепции «от рудника до фабрики» осуществлялось зарубежными исследованиями в рамках следующих вопросов:

- имитационные исследования взаимосвязи между дроблением и производительностью фабрики полуизмельчения [15, 16];
- показатели твердости руды [17] и геотехнические параметры в моделях шахтных блоков и последующая оптимизация производительности фабрики [18];
- интегрированные системы моделирования коммуникаций для взрывных работ, измельчения и флотации [19, 20].

Многие исследователи пытались разработать методологию анализа и оптимизации всего производственного процесса в руднике [21]. Например, они ввели концепцию целостного подхода к оптимизации производственного процесса от рудника до фабрики. Используя эту концепцию, руководство компании могло добиться повышения рентабельности [22]. Эти концепции оптимизации процессов от рудника к фабрике были основаны на многочисленных тематических исследованиях, например, при добыче полезных ископаемых открытым способом [23] или при производстве работ от рудника к фабрике [24].

Конечная цель оптимизации «от рудника до фабрики» – повышение энергоэффективности разрушения горных пород путем оптимизации дробления [25, 26]. Дробление и измельчение в рудниках – одни из самых энергоемких процессов в промышленности. Разрушение горных пород составляет около 30-60 % от общего потребления энергии в рудниках. Поэтому этот процесс влияет не только на энергопотребление, но и на общую производительность рудника. Улучшить этот процесс можно с помощью оптимизации между рудниками [27]. Общей целью многих исследований

между рудниками является производительность всей фабрики [28-30], но некоторые авторы концентрируются на производительности бурения и взрывания [31-33].

Использование концепции «от рудника до фабрики» очень выгодно для организаций. Во-первых, с ее помощью можно добиться многих преимуществ в производительности. Анализы были проведены во многих странах, включая Канаду, Аргентину, Папуа-Новую Гвинею, Австралию, США, Индонезию, Перу, Чили, Лаос, Гану, Мали и Монголию; они показали, что прирост продукции в основном составляет 10-20 %, но в некоторых случаях достигает 60 % [34, 35].

Используя имеющиеся в организации активы, мы можем максимизировать объем производства и минимизировать стоимость одной тонны. Исходя из этой концепции, мы можем разработать интегрированную стратегию добычи и переработки. Эта стратегия должна быть адаптирована к конкретной организации. Используя эту концепцию и интегрируя все виды деятельности компании, мы можем добиться существенной экономии. Другие важные преимущества внедрения системы «от рудника до фабрики» связаны с самим процессом производства [36]. В некоторых исследованиях также отмечается возможность получения энергетических выгод от внедрения системы «от рудника до фабрики» [37, 38]. С ее помощью мы можем улучшить дробление руды и повысить производительность последующей обработки. Более мелкое дробление руды приводит к следующим положительным последствиям реализации концепции [39]: увеличению производительности тягачей и лопат, снижению интенсивности износа компонентов лопат и уменьшению интенсивности износа компонентов камнедробилок и дробилок первичного дробления. Использование концепции «от рудника до фабрики» приводит к внедрению измерения многих процессов в организации. Измерение приводит к пониманию того, что на самом деле является наиболее важным. Таким образом, мы можем обеспечить большую предсказуемость процесса. Правильная система измерений может принести и другие преимущества, поскольку позволяет прогнозировать производительность и проводить геометаллургическое моделирование [5].

Помимо множества преимуществ, связанных с концепцией «от рудника до фабрики», у нее есть и слабые стороны, и проблемы с реализацией процесса. Первая проблема связана с чрезмерным упрощением концепции. Поскольку вся концепция «от рудника до фабрики» очень сложна, некоторые организации склонны концентрироваться только на отдельных аспектах. Такое чрезмерное упрощение иногда основывается на утверждении, что в руднике увеличение потребления взрывчатых веществ может привести к оптимизации стоимости всей цепочки, потому что организация стремится не увеличивать интенсивность взрыва. Можно отметить, что некоторые организации испытывают проблемы с согласованием концепции «от рудника до фабрики» в течение длительного периода времени. Эти проблемы могут быть следствием плохого согласования между комбинатом и прогнозом контроля сортамента [40]. Иногда при применении методов ресурсного моделирования допускаются ошибки, которые могут привести к некачественному анализу производительности комбината на первом этапе работы [41].

В таблице 1 мы приводим основные сильные стороны/преимущества реализации концепции «от рудника до фабрики» и слабые стороны/проблемы, связанные с ней. Мы считаем, что преобладают преимущества реализации концепции «от рудника до фабрики», так как слабые стороны связаны в основном не с самой концепцией, а с плохой реализацией со стороны организации. Мы считаем, что для достижения преимуществ и во избежание проблем организация должна внедрять концепцию комплексно, целостно. Без такого подхода можно выделить несколько проблем, которые могут привести к недостаткам в реализации концепции.

В таблице 1 мы приводим основные сильные стороны/преимущества реализации концепции «от рудника до фабрики» и слабые стороны/проблемы, связанные с ней. Мы считаем, что преобладают преимущества реализации концепции «от рудника до фабрики», так как слабые стороны связаны в основном не с самой концепцией, а с плохой реализацией со стороны организации. Мы считаем, что для достижения преимуществ и избежания проблем организация должна внедрять концепцию комплексно, целостно. Без такого подхода можно выделить несколько проблем, которые могут привести к недостаткам в реализации концепции.

Сильные/выгодные и слабые стороны/проблемы реализации концепции «от рудника до фабрики»
Источники: [4, 5, 35-41]

Сильные стороны/преимущества	Слабые стороны/проблемы
<ul style="list-style-type: none"> ✓ Преимущества производительности ✓ Максимизация производства/повышение производительности ✓ Минимизация затрат на тонну ✓ Создание интегрированной стратегии добычи, адаптированной к организации ✓ Потенциал для оптимизации дробления взрывных работ ✓ Энергетические преимущества ✓ Достижение существенной экономии ✓ Производительность последующей обработки ✓ Внедрение измерений ✓ Прогнозирование производительности и геометаллургическое моделирование 	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Чрезмерное упрощение концепции ✓ Организация не увеличивает интенсивность взрыва ✓ Проблемы с согласованием концепции в течение длительного периода времени ✓ Некорректность применения методов ресурсного моделирования

1.2. Контроль качества: потери, разбавление, среднее содержание ценного компонента

Добыча золотой руды очень выгодна с экономической точки зрения. Однако для получения максимальной прибыли необходимо оптимизировать процесс извлечения продукции [42]. Очень важным фактором в этом процессе является влияние конкретного типа руды и ее характеристик на содержание золота в руде [43]. При переработке золота все операции по добыче и переработке включают в себя ряд последовательных этапов. Эти этапы должны дополнять друг друга, и одна операция влияет на другую. Чтобы добиться оптимизации всего процесса, недостаточно оптимизировать каждую функцию в отдельности. Необходимо учитывать весь процесс добычи руды.

Можно выделить два типа интеграции «от рудника до фабрики». Первый – операционный, второй – физический [44].

Операционная интеграция сосредоточена на:

- использовании технологий бурения и лопаты для мониторинга процессов,
- оптимизации дробления взрыва,
- оптимизации процессов коммутации,
- улучшении мониторинга на фабрике, особенно системы перемещения в карьере и руды.

Физическая интеграция сосредоточена на:

- классификации размеров фрагментов,
- улучшении контроля содержания,
- сортировке,
- улучшении качества питания фабрик.

В настоящее время нелегко найти подробную информацию о потерях и разубоживании руды на рудниках по всему миру, особенно в случае золотых рудников.

На рисунке 1 представлена теоретическая модель интеграции «от рудника до фабрики» для золотого рудника, основанная на концепции Сингвана [45]. В этой модели можно выделить три основных компонента интеграции «от рудника до фабрики»: дробление, потери руды и разубоживание. Их основные характеристики приведены в таблице 2.

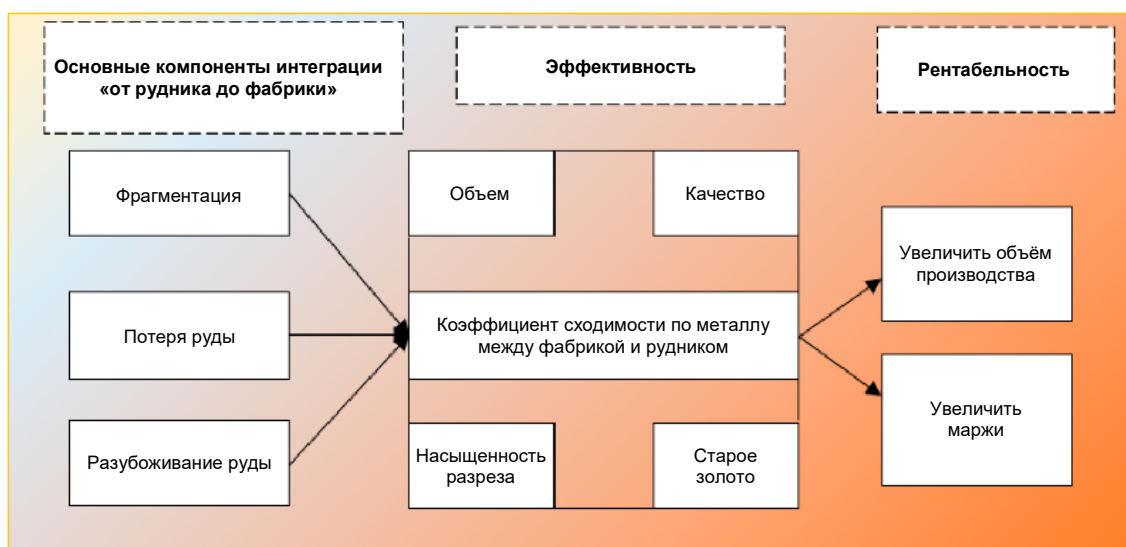


Рис. 1. Теоретическая модель интеграции «от рудника до фабрики» на золотом руднике. Источник: [45]

Таблица 2

**Основные компоненты интеграции «от рудника до фабрики» на золотодобывающем предприятии.
Источники: [45-53]**

Компонент	Характеристика
Фрагментация	Фрагментацию можно определить как распределение фрагментов породы по размерам. Фрагментация зависит от таких факторов, как свойства породы, схема заряда, расстояние между бурами, давление взрыва газа и свойства взрывчатых веществ. Взрывные работы используются для получения осколков породы, которые можно обрабатывать. Важно, чтобы их было легко очищать, обрабатывать, загружать или дробить. Эти процессы используются для того, чтобы минимизировать общие производственные затраты на тонну взорванной породы.
Потеря руды	Процесс перемещения руды осуществляется: очисткой забоя, взрывными работами, погрузкой и скреперованием. В некоторых случаях реализация этих процессов приводит к потерям руды. Мы можем определить эти потери руды как любую невозстановимую экономическую руду, которая остается в штольне, или руду, которая не может быть восстановлена с помощью системы усреднения полезных ископаемых. Это разрушенная руда, которая была определена методами шахтного измерения, но пока не удалена и не включена в систему учета. Также потери руды происходят, когда ценный материал был неправильно классифицирован, например, как отходы, и отправлен в отвалы.
Разубоживание руды	Когда материал вынимается из штольни, он представляет собой смесь пустой породы и рифа. Пропорция между пустой породой и рифом зависит от многих факторов, таких как: ширина пустой породы, ширина рифа, интрузии, разломы, а также методы добычи на конкретном руднике. Разбавление может быть следствием смешивания низкосортного материала или смешивания отходов с рудой. Это может происходить в процессе эксплуатации и после отправки на переработку. В результате снижается ценность руды и происходит отход материала. Количественно разбавление можно определить как отношение тонны добытых отходов, которые были отправлены на фабрику, к тонне руды плюс тонна отходов. Это можно выразить в процентах: $\text{Разубоживание} = \frac{\text{Тонн отходов}}{\text{Руда плюс тонны отходов}} \times 100$

Современные исследования по оценке влияния потерь и разубоживания на экономическую эффективность горнодобывающих компаний сосредоточены на определении технологических задач и не рассматривают в полном объеме возможности снижения затрат по всей технологической цепочке.

Одной из методик, используемых в данном процессе, является методология интеграции и оптимизации процессов (ИОП), разработанная в компании Азиатско-Тихоокеанского региона «Технологические процессы Метсо Минералз».

Эта методология основана на следующих шагах [54]:

- Выделение и характеристика основных областей, основанных на прочности и структуре породы. На этом этапе организация может использовать множество методов измерения, которые являются статистически репрезентативными.
- Установление ограничений процесса, таких как: повреждение и контроль, устойчивость стен, наличие воды, характеристики навала породы, разжижение руды, размер горного оборудования, узкие места процесса, мощность дробления и горного оборудования.
- Определение требований к последующей добыче, которые являются ключевыми для процесса и разработки надлежащих стратегий бурения или взрывных работ для каждой области.
- Использование проверенных программных инструментов, симуляторов и прогнозных моделей для определения хорошего уровня операционной и контрольной стратегии для увеличения и максимизации общей прибыли от комбината.
- Внедрение и мониторинг комплексных операционных стратегий и установление надлежащих стандартов, например, стандартов качества.
- Анализ данных и результатов.
- Реализация и поддержание полученных преимуществ в долгосрочной перспективе.

Основываясь на этой концепции, компания «Технологические процессы Метсо Минералз» оптимизировала и повысила эффективность своих процессов в каждой области.

В одном из первых исследований, посвященных концепции «от рудника до фабрики», авторы описали ее применение на действующем карьере. Эффект был основан на улучшении систематической оценки процессов дробления и сортировки, а также на улучшении показателей гранулометрического состава и формы конечных частиц, распределения и формы частиц конечных продуктов [55].

В своей работе [56] Дж. Д. Пиз описал положительный эффект от использования этой концепции на свинцово-цинковых предприятиях. Результатом внедрения концепции «от рудника до фабрики» стало снижение тоннажа руды, добытой и переработанной на заводе. Они также отметили улучшение управляемости и оптимизация металлургических характеристик флотационного контура. Кроме того, авторы отметили, что улучшились экономические показатели предприятия.

Многие исследования проводились в таких организациях, как КСГМ в Западной Австралии, Порджера в Папуа-Новой Гвинее, Хайленд-Вэлли в Британской Колумбии и Кадиа-Хилл в Новом Южном Уэльсе. Повышение производительности фабрики составило 10-15 % [57-60]. Например, в КСГМ оно составило 14 %, в Поргере – 15 %, в Хайленд-Вэлли – 10 % и в Кадиа-Вэлли – 14 %.

Очень интересное исследование, проведенное Эркайяоглу и Дессуро, показало положительный эффект от внедрения «от рудника до фабрики» в случае с хранилищами данных и интеллектуальным анализом данных [61]. Они показали, что на каждом этапе цепочки создания стоимости в горном процессе есть параметры, влияющие на качество продукции. Используя данные в реальном времени в хранилищах данных и интеллектуальный анализ данных, мы можем помочь лицам, принимающим решения, в организации и совершенствовании цепочки создания стоимости «от рудника до фабрики».

Новый случай оптимизации «от рудника до фабрики» был описан на примере рудника по добыче твердых пород Джунхёком и Квангмином. Их исследование показывает, что можно использовать данные о производительности бурения как часть усилий по оптимизации «от рудника до фабрики». Это может быть полезно для определения оптимальной конструкции энергии взрыва путем определения фрагментации цели и за счет управления фрагментацией взрыва [27].

Современные исследования по оценке влияния потерь и разубоживания руды на экономическую эффективность горнодобывающих предприятий сосредоточены на постановке инженерных задач и не дают комплексного рассмотрения возможностей снижения затрат в производственной цепочке. В данном исследовании предложен подход, объединяющий показатели затрат на протяжении всего производственного цикла от добычи руды до ее переработки, а также критерии качества руды. Под качеством понимается совокупность свойств продукта, соответствующих стандартам и техническим условиям (например, содержание ценных компонентов и примесей, зерновой

состав, технологичность руды и т. д.). В данном исследовании исходным параметром является содержание ценного компонента (золота) в руде на этапах добычи, транспортировки и переработки. Содержание ценного компонента оценивается на основе параметров потерь при добыче и разубоживания [62, 63].

Управление качеством продукции – это комплекс организационных, технических и экономических мероприятий, оказывающих целенаправленное влияние на качество продукции. Процесс управления качеством минеральной продукции состоит из нескольких этапов. Сначала проводится оконтуривание месторождения, выбираются направления и порядок разработки. Возможности управления качеством в значительной степени определяются системой добычи полезных ископаемых. На качество минерального сырья непосредственно влияют процессы добычи, транспортировки, производства, хранения и отгрузки потребителю. При этом мероприятия по управлению, которые могут улучшить качество минерального сырья в процессе добычи, относительно ограничены (повышение концентрации продукта в исходном сырье достигается в основном либо за счет усреднения, либо за счет первичной переработки). К ним относятся снижение разубоживания и потерь за счет совершенствования технологии и организации горных работ, применения новых технических средств горного производства. Абсолютное увеличение или уменьшение среднего содержания компонента в добываемом сырье достигается управлением запасами полезных ископаемых – рациональным вовлечением более богатых или бедных руд [64-66].

Многие исследования проводились в таких организациях, как КСГМ в Западной Австралии, Порджера в Папуа-Новой Гвинее, Хайленд Вэлли в Британской Колумбии и Кадия Хилл в Новом Южном Уэльсе. Улучшение производительности фабрики составило 10-15 % [57-60]. Например, в КСГМ оно составило 14 %, в Порджера – 15 %, в Хайленд Вэлли – 10 % и в Кадия Вэлли – 14 %.

Очень интересное исследование, проведенное Эркайяоглу и Дессуро, показало положительный положительный эффект от внедрения технологии “от рудника к руднику” в случае с хранением и анализом данных [61]. Они показали, что каждый этап цепочки создания стоимости в процессе добычи имеет параметры, которые влияющие на качество продукции. Используя данные в реальном времени в хранилищах данных и интеллектуальном анализе данных, мы можем помочь лицам, принимающим решения, в организации и совершенствовании цепочки создания стоимости между рудниками и заводами.

Новый случай оптимизации цепочки «от рудника до фабрики» описали на примере рудника по добыче твердых горных пород Джунхёк и Квангмин. В их работе показан новый случай оптимизации данных между рудниками на примере рудника по добыче твердых пород. Их исследование показывает, что можно использовать данные о производительности бурения как часть усилий по переходу от рудника к руднику. Это может быть полезно для определения оптимальной энергии взрыва путем определения фрагментации цели и благодаря контролю за фрагментацией взрыва [27].

Современные исследования, посвященные оценке влияния потерь и разубоживания руды на экономическую эффективность горнодобывающих компаний, сосредоточены на постановке инженерных задач и не дают комплексного рассмотрения возможностей снижения затрат в производственной цепочке. В данном исследовании предлагается подход, объединяющий показатели затрат на протяжении всего производственного цикла от добычи руды до ее переработки, а также критерии качества руды. Под качеством понимается совокупность свойств продукта, соответствующих стандартам и техническим условиям (например, содержание ценных компонентов и примесей, зерновой состав, технологичность руды и т. д.). В данном исследовании исходным параметром является содержание ценного компонента (золота) в руде на этапах добычи, транспортировки и переработки. Содержание ценного компонента оценивается на основе параметров потерь при добыче и разубоживания [62, 63].

Управление качеством продукции – это комплекс организационных, технических и экономических мероприятий, оказывающих целенаправленное влияние на качество продукции. Процесс управления качеством минеральной продукции состоит из нескольких этапов. Сначала проводится оконтуривание месторождения, выбираются направления и порядок разработки. Возможности управления качеством в значительной степени определяются системой добычи полезных ископаемых

емых. На качество минерального сырья непосредственно влияют процессы добычи, транспортировки, производства, хранения и отгрузки потребителю. При этом мероприятия по управлению, которые могут улучшить качество минерального сырья в процессе добычи, относительно ограничены (повышение концентрации продукта в исходном сырье достигается в основном либо за счет усреднения, либо за счет первичной переработки). К ним относятся снижение разубоживания и потерь за счет совершенствования технологии и организации горных работ, применения новых технических средств горного производства. Абсолютное увеличение или уменьшение среднего содержания того или иного компонента в добываемом материале достигается управлением запасами полезных ископаемых – рациональным вовлечением более богатых или бедных руд [64–66].

Зарубежные исследователи в области оценки качества руд – Абдоллахишариф, Дж. И др. [67], Барр, Д. [68], Бек, Д. [69], Холл, Б. [70], Ренду, Дж.М [71], Бутсма, М.Т. и др [72], и Ахмади, М.Р., Баззази, А.А. [73] – сосредоточились на исследовании порогового значения (ПЗ) для оценки эффективности освоения ресурсов, что предопределено необходимостью оптимизации стратегии добычи с учетом волатильности рынка. Исследования, связанные с анализом влияния потерь и разубоживания на качество руды в публикациях Уилланса П.Т. [74], Эльбронда Ж. [75] и Хассана З. Харраза [76], ограничиваются инженерными оценками и не учитывают экономических аспектов.

Горнодобывающие компании в России и большинстве стран СНГ при расчете ПЗ опираются на основные положения Методики [77] и не имеют права устанавливать собственные значения ПЗ для проб руды и добычных блоков. В случае необходимости они могут лишь представить и утвердить технико-экономическую оценку (ТЭО) условий эксплуатации, применительно к определенному участку недр; они могут быть продлены на следующий срок, но только после согласования с Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых (ГКЗ). Методика оценки ПЗ в российской практике отличается от международной; как поясняется в исследованиях Капустина Ю.А. [78], Несиса Н. [79], Фомина С.И. [6], Руденко В.В. [80], она предназначена для обслуживания институциональных интересов и не позволяет компаниям использовать этот инструмент в краткосрочном планировании. В России для планирования горных работ компании используют несколько характеристик, описывающих содержание ценного компонента (металла в руде): содержание в недрах ($PZ_{недра}$), используемое для оценки минеральных ресурсов; содержание в добытой разубоженной руде ($C_{руда}$); содержание металла, направляемого на усреднение ($C_{фабрика}$) [81].

2. Материалы и методы

Задача, поставленная в статье, связана с оценкой влияния параметров потерь и разубоживания на затраты по добыче и переработке золота при открытой разработке рудного поля, содержащего группу месторождений. Изменения в структуре потерь и разубоживания определяют соотношение между объемами добычи и выемки вскрышных пород, а также среднее содержание руды, что влияет на всю технологическую цепочку, начиная от добычи руды и заканчивая ее переработкой, включая все промежуточные процессы, такие как транспортировка и укладка. Схема исследования:

1. В разделе «Введение» рассмотрены теоретические основы таких понятий, как контроль качества, потери, разубоживание, среднее и отсечное содержание минерального сырья. Представлены основные источники, отражающие цель и задачи концепции «от рудника до фабрики».

2. В разделе «Результаты» демонстрируется методика исследования, включающая этапы оценки влияния потерь и показателей разубоживания на затраты на добычу и переработку золота при открытой добыче. Материалом исследования являются промышленные запасы и содержание золота в группе золоторудных месторождений Куранахского рудного поля. Метод оценки представляет собой компиляцию нескольких рекомендаций: оценка среднего содержания металла в добытой руде; оценка затрат на владение и эксплуатацию [82]; оценка эффективности добычи и переработки за счет снижения затрат. Раздел содержит следующие расчеты цепочки «от рудника до фабрики»:

- оценка и анализ среднего содержания ценного компонента в руде с учетом изменения показателей потерь и разубоживания;
- экономический эффект от снижения эксплуатационных затрат на транспортировку руды от карьера до обогатительной фабрики за счет изменения объема укладки руды;
- обоснование технико-экономических показателей работы золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ).

3. В разделе «Обсуждение» описаны основные возможности и ограничения предложенного подхода к оценке потерь и разубоживания, приведены примеры из практики золотодобывающих компаний, применяющих подходы «от рудника до фабрики».

Пример из практики: Куранахское рудное поле включает 11 месторождений: Дельбе, Канавное, Якутское, Дорожное, Центральное, Порфиоровое, Боковое, Северное, Южное, Южное и Новое [8].

Для оценки среднего содержания металлов в добываемой руде для Куранахского рудного поля были приняты следующие значения промышленных и некоммерческих запасов (табл. 3).

Таблица 3

Величина и структура промышленных запасов месторождений Куранахского рудного поля
Источник: [8-10]

Месторождение	Доля в структуре коммерческих запасов Куранахского месторождения, %	Характеристики коммерческих резервов		
		Руда, тыс. тонн	Содержание Au, г/т	Au, кг
Дэлбэ	25,60	38149,63	1,35	51502,00
Канавное	18,20	27122,00	1,21	32817,62
Якутское	14,70	21906,23	1,24	27163,73
Дорожное	11,00	16392,42	1,19	19506,98
Центральное	10,10	15051,22	1,51	22727,35
Порфиоровое	5,80	8643,28	2,44	21089,59
Боковое	5,00	7451,10	1,62	12070,78
Северное	4,50	6705,99	1,23	8248,37
Первухинское	3,20	4768,70	1,19	5674,76
Южное	1,80	2682,40	1,28	3433,47
Новое	0,10	149,02	1,42	211,61
ВСЕГО	100,00	149022,00	1,37	204446,26

Показатели потерь и разубоживания рассматриваются по двум сценариям:

- базовый сценарий: потери составляют 3,1 % при содержании руды 0,9 г/т; разубоживание составляет 17 % при содержании 0,2 г/т;
- проектный сценарий: потери составляют 2,1 % при содержании руды 0,9 г/т; разубоживание составляет 13 % при содержании 0,2 г/т.

Базовый сценарий предполагает реальные условия работы золотодобывающей компании с учетом существующих нормативов по оценке потерь и разубоживания.

Проектный сценарий предусматривает вариации показателей потерь и разубоживания и предполагает, что их значения должны быть максимально приближены к нормативным пределам.

Проектный сценарий отличается от базового тем, что потери снижены на 1 %. Оценка разубоживания, связанного с сокращением потерь, основана на методике [62,83,84], которая учитывает переменные условия потерь руды в приконтактной зоне и местах выклинивания, потерь руды в отвалах при отработке вскрышных пород и т.д.

Оценка среднего содержания ценного компонента предполагает расчет удельных количеств металла по базовому и проектному сценариям в группе месторождений Куранахского рудного поля, исходя из их структуры в общих запасах. Анализ основан на сопоставлении содержания и выхода металла при варьировании показателей потерь и разубоживания по различным сценариям.

3. Результаты

Методология оценки представляет собой совокупность методов факторного анализа и стоимостного инжиниринга, учитывающих изменение затрат в связи с вариацией потерь и разубоживания, рисунок 2. Она состоит из нескольких этапов:

1. Оценка и анализ среднего содержания ценного компонента в руде с учетом изменения показателей потерь и разубоживания.
2. Обоснование экономического эффекта от снижения эксплуатационных затрат на транспортировку руды от карьера до обогащательной фабрики за счет изменения объема образования отвалов.
3. Обоснование технико-экономических показателей работы ЗИФ.



Рис. 2. Этапы процесса «от рудника до фабрики» и оценка влияния потерь и разбавления на цепочку затрат
Источник: составлено авторами

3.1. Оценка эффекта от повышения среднего содержания. Оценка и анализ среднего содержания ценного компонента в руде с учетом изменения параметров потерь и разубоживания. Среднее содержание металла в добытой руде рассчитывается по формуле [62, 83, 84]:

$$C_{av} = \frac{(B \cdot C_B - L \cdot C_L + R \cdot C_R)}{(B - L + R)} \quad (1)$$

где B – промышленные запасы руды, тыс. т; L – потери горной руды, тыс. т; R – разубоживание горной руды, тыс. т; C_B, C_L, C_R – значения содержания золота в промышленных запасах, потерях горной руды и разубоживающих породах.

Согласно оценкам среднего содержания ценного компонента и выхода металла по каждому месторождению, рассчитанным для различных показателей потерь и разубоживания, значения выхода металла по базовому и проектному сценариям составили 204 852,2 кг и 205 218,20 кг соответственно (табл. А1 и А2).

Анализ среднего содержания, количества руды и металла по базовому и проектному сценариям показывает, что снижение потерь при добыче привело к уменьшению разубоживания, росту среднего содержания золота в руде и выхода металла на каждом месторождении. Изменение показателя потерь на 1 % (при содержании 0,9 г/т) привело к снижению объемов разубоживания на 4 % (при содержании 0,2 г/т) и общему увеличению выхода металла на 366 кг на всех месторождениях (таблица А3).

Изменение качества добываемой руды, вызванное увеличением содержания металла в руде за счет точного определения контуров рудного тела, привело к изменению объемов и видов работ по всей производственной цепочке, включая транспортировку, погрузочно-разгрузочные работы, образование отвалов и переработку ЗИФ.

3.2. Обоснование экономического эффекта от снижения эксплуатационных затрат на транспортировку руды от карьера до обогатительной фабрики за счет изменения объема штабелирования руды

Методические рекомендации по обоснованию экономического эффекта от снижения эксплуатационных затрат на транспортировку руды должны учитывать технологические процессы на ЗИФ, работающих с рудой, смешанной (усредненной) по литологическому составу. Для условий текущего эксперимента пороговое содержание золота в руде было принято равным 1,21 г/т.

Условия усреднения на складе регулируются потоками, одновременно поступающими с различных золоторудных месторождений Куранахского рудного поля в соответствии с годовыми планами и графиком развития горных работ.

Экономическая эффективность мероприятий, повышающих содержание золота в руде за счет изменения показателей потерь и разубоживания, оценивается методом, основанным на стоимостном инжиниринге процессов транспортировки и усреднения руды. Его экономический эффект заключается в экономии эксплуатационных затрат за счет снижения объемов укладки и усреднения руды.

Погрузочно-разгрузочные расходы основаны на оценке удельных собственных и эксплуатационных затрат оборудования на стадии укладки. Они включают:

- постоянные эксплуатационные расходы, амортизационные отчисления;
- затраты на оплату труда машинистов участка (бригады), рассчитанные по фактическим (прогноznым) нормам выработки или действующим тарифным ставкам соответствующих разрядов оплаты труда, с учетом надбавок, доплат, премий и других дополнительных выплат;
- затраты на замену быстроизнашивающихся деталей;
- затраты на топливо, смазочные материалы и гидравлические жидкости;
- затраты на ремонт и техническое обслуживание машин.

Затраты на транспортировку руды рассчитываются по формуле [82]:

$$C_{tr} = T_{tr}^1 + T_{tr}^2 + T_{tr}^3 \quad (2)$$

- где C_{tr}^1 – цена транспортировки руды от карьера до отвала (этап 1), руб./км;
 T_{tr}^1 – тариф транспортирования от карьера до склада шихты (этап 1), руб./т·км.
 T_{tr}^2 – тариф на формирование штабелей и усреднение руды (этап 2), руб./тонну.
 T_{tr}^3 – тариф погрузки и транспортирования от склада шихты до бункера ЗИФ (этап 3), руб./т·км.

$$T_{tr}^j = TCO_{ij} / Q_{ij} \quad (3)$$

- где TCO_{ij} – общие затраты на владение и эксплуатацию [82] оборудования i -го типа на j -м этапе, руб;
 Q_{ij} – объем работ i -го оборудования на j -м этапе, т.

$$TCO_{ij} = \sum O_{ij} + C_{ij} \quad (4)$$

- где O_{ij} – собственные затраты i -го типа оборудования на j -м этапе, руб/час;
 Q_{ij} – объем транспортировки руды i -м типом оборудования на j -м этапе, ткм;
 C_{ij} – общие эксплуатационные затраты i -го типа оборудования на j -м этапе, руб.

Затраты являются условно-переменными и зависят от объема руды. Затраты на владение и эксплуатацию оборудования варьируются в широких пределах, так как зависят от многих факторов: характера выполняемой машиной работы, срока владения, местных цен на горюче-смазочные материалы, затрат оператора, затрат на ремонт и техническое обслуживание, транспортных расходов с фабрики, процентных ставок и т. д.

Стоимость владения (O) равна сумме первоначальной (остаточной) стоимости оборудования (включая принадлежности) (P), процентных расходов (O_e), расходов на страхование (O_r) и налога на имущество (O_k):

$$O = P + O_e + O_r + O_k \quad (5)$$

Расчеты стоимости владения и эксплуатации основаны на фактических сроках владения и общем сроке службы техники.

Общие эксплуатационные расходы (C) представляют собой сумму следующих статей затрат: топливо (C_f), шины ($C_{t(x)}$), плановое техническое обслуживание (C_{SM}), ремонт (C_{rep}), быстроизнашивающиеся детали (C_{HWP}) и плановый бюджет заработной платы (C_{PB}):

$$C = C_f + C_{t(x)} + C_{SM} + C_{rep} + C_{HWP} + C_{PB} \quad (6)$$

Логистика карьерно-транспортных перевозок включает:

- перевозку руды, добытой в карьере, на промежуточный склад для смешивания;
- перевозка некоммерческих руд и их хранение в специальных низкосортных отвалах;
- транспортировка руды в бункер ЗИФ.

На рисунке 3 представлена упрощенная технологическая схема транспортировки руды из карьера на промежуточный склад для смешивания и в приемный бункер ЗИФ.

Согласно схеме на рисунке 3, транспортировка ценного компонента из карьеров в промежуточный отвал осуществляется с помощью большегрузных автомобилей, затем в отвале формируется шихтованная горная масса со стандартным (для ЗИФ) содержанием золота, усредненная руда перегружается погрузчиками и транспортируется в приемный бункер ЗИФ. На этапах транспортировки, смешивания и укладки используются различные виды оборудования и транспортных средств.

Стоимость транспортировки руды определяется как сумма тарифов на всех этапах перехода руды от карьеров к промежуточному складу и ЗИФ. Предполагается, что при увеличении содержания золота в руде (за счет изменения величины потерь и разубоживания) количество операций по смешиванию, укладке и частичной перевалке будет уменьшаться. Это предполагает снижение операционных затрат за счет изменения объема работ (Q_{ij}) на этапах транспортировки, укладки и смешивания руды.

Затраты на второй этап – перевалку и формирование промежуточного склада – не включаются в транспортные расходы, расчетной единицей погрузочно-разгрузочных работ является 1 т груза или 1 ч работы. Исходя из предположения о возможности транспортировки части рудной массы на ЗИФ без учета стадии усреднения, экономия эксплуатационных затрат формируется за счет изменения графика работ на стадиях 2 и 3 (рис. 3) – усреднение руды и ее транспортировка на ЗИФ.

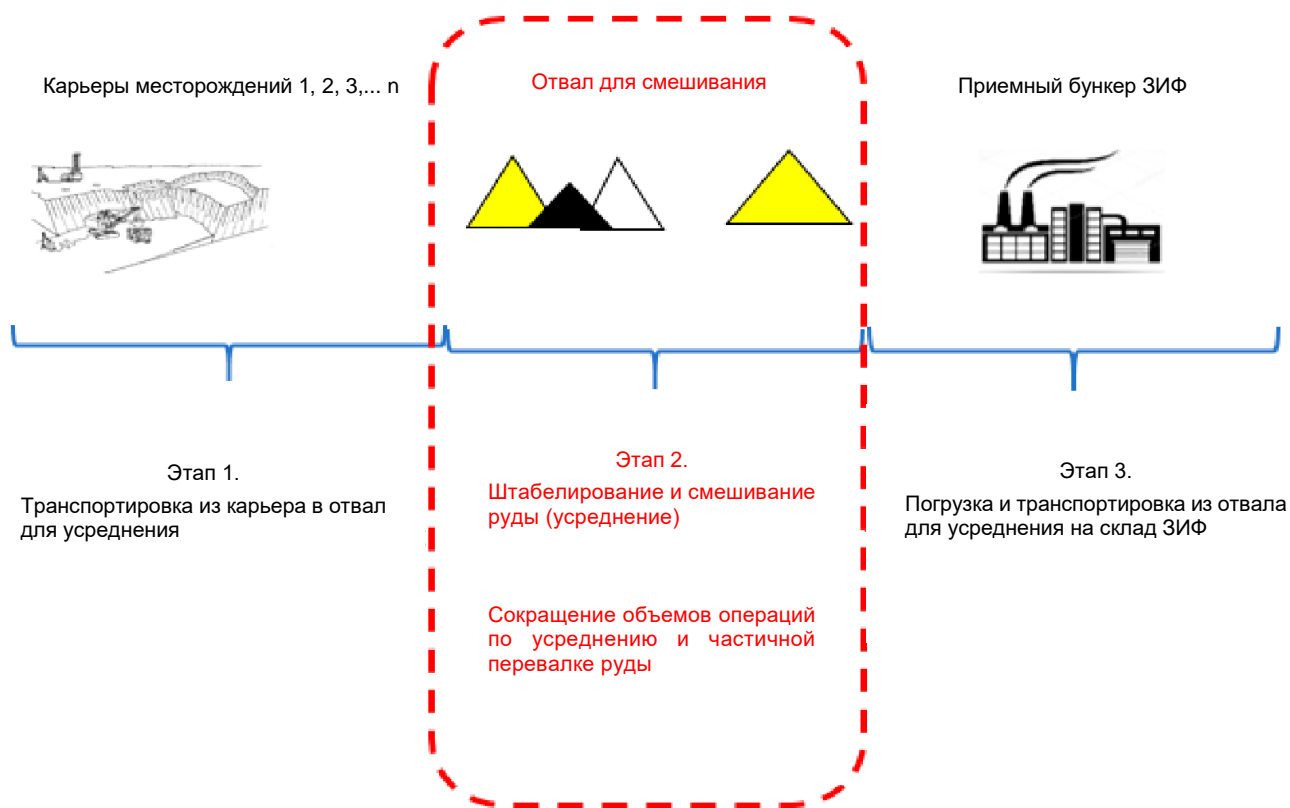


Рисунок 3. Цепочка затрат производственного цикла. Упрощенная технологическая схема транспортировки руды из карьера на промежуточный склад для усреднения и в приемный бункер ЗИФ

Источник: составлено авторами

Оценка экономической эффективности представлена как оценка восприимчивости рабочего плана к экономии эксплуатационных затрат, обусловленной реализацией проекта по корректировке контуров рудного тела. Предполагается, что объем работ равен годовому объему (6,0 млн. тонн) транспортировки рудной массы на ЗИФ, оценка экономической эффективности проведена для двух видов техники (CAT- R1600 H, CAT834), экономия эксплуатационных затрат определена в интервале изменения объема работ от 5 % до 30 %, табл. 4.

Анализ восприимчивости: изменение эксплуатационных затрат в связи с изменением объемов работ на этапах транспортировки. Источник: составлено авторами

Тип оборудования	Сдельная расценка труда, \$/т T_{tr}	Экономия эксплуатационных затрат за счет изменения объемов работ (Q_{ij}) на этапах транспортировки, укладки и смешивания руды, \$					
		Q_{ij} (-5 %)	Q_{ij} (-10 %)	Q_{ij} (-15 %)	Q_{ij} (-20 %)	Q_{ij} (-25 %)	Q_{ij} (-30 %)
CAT- R 1600 H	0,40	121,5	243	364,5	486	607,5	729
CAT834	0,23	69,5	139,5	209,25	279	348,75	418,5
ВСЕГО		191,25	382,5	573,75	765	956,25	1147,5

Анализ показателей восприимчивости проекта показывает, что при условии колебания объемов добываемой и транспортируемой руды в пределах от 5 % до 30 %, эффективность проекта за счет сокращения годового объема работ по смешиванию и погрузке руды может изменяться в интервале \$191,25-1147,5.

3.3. Техничко-экономическое обоснование эксплуатации ЗИФ

Объемы добычи руды (D_{ore} , тыс. т) для ЗИФ оцениваются следующим образом [62, 83, 84]:

$$D_{ore} = B - \left(\frac{B \cdot L}{100} + \frac{B \cdot R}{100} \right) \quad (7)$$

где B – промышленные запасы руды, тыс. т;

L – потери при добыче, тыс. т;

R – разубоживание руды, тыс. т.

Экономический эффект по сценарию проекта оценивается как экономия эксплуатационных затрат с учетом полуперемennых затрат на переработку руды. Годовая экономика оценивается исходя из объема переработанной руды.

Оценка объемов руды, необходимых для поддержания производственной мощности обогатительной фабрики при различных показателях потерь и разубоживания, представлена в таблице 5, где показано, что на каждые 1000 тонн переработанной руды при базовом сценарии с потерями 3,1 % и разубоживанием 17 %, при проектном сценарии с потерями 2,1 % и разубоживанием 13,0 %, при прочих равных условиях содержания, количество переработанной руды уменьшается на 30 тонн. Объем добычи руды (D_{ore} , тыс. тонн) для ЗИФ определяется по формуле (7).

Таблица 5

Техничко-экономическое обоснование сравнения ГПП и сценариев. Источник: составлено авторами

Показатель	Единицы измерения	Базовый сценарий	Сценарий проекта
Коммерческие резервы	тонн	1000	1000
Убытки	%	3.1	2.10
Разубоживание	%	17	13
Объемы руды, поступающей на ЗИФ (Доре)	тонн	1139	1109
Снижение объемов переработки руды на ЗИФ за счет улучшения качества руды	тонн	–	–30
Себестоимость переработки 1 тонны руды	USD	4,0	4,0
Экономия затрат на переработку 1 тыс. тонн руды	USD	–	120,0
Годовые объемы переработки руды на ЗИФ	тонн	6000000	6000000
Годовая экономика затрат	USD	–	720310,0

Сокращение потерь минерального продукта приведет к изменению количества перерабатываемой руды за счет изменения структуры запасов руды. Экономический эффект по сценарию проекта формируется в результате экономии операционных затрат в части полуперемennых затрат на переработку руды, и достигает 1200 USD/т при себестоимости переработки руды 4 USD/т. Годовая экономия на переработке 6000 тыс. тонн руды достигает USD 720 310,0.

4. Обсуждение

Из приведенной модели следует, что изменение структуры параметров потерь и разубоживания определяет баланс объемов добычи и отработки вскрышных пород и величину среднего рудного содержания. Изменение структуры потерь и разубоживания влияет на работу всей технологической цепочки, от стадии добычи до переработки руды, включая промежуточные процессы – транспортировку и образование отвалов.

Основные результаты, полученные в данном исследовании, подтверждают, что для золотодобывающей компании существует возможность интенсивного развития за счет использования внутренних резервов при минимизации затрат на 1 тонну переработанной руды. Доказано, что эффект минимизации затрат и увеличения прибыли достигается за счет варьирования параметров потерь и разубоживания и проявляется в виде изменения содержания золота в добытой горной массе, изменения объемов смешивания и транспортировки руды, а также снижения объемов переработки руды. Эти результаты подтверждают возможность использования предложенной методики для оценки влияния технологических факторов на производственную цепочку калькуляции себестоимости. Предложенная в исследовании методика оценки может быть использована в качестве основы для моделирования в производственных условиях других горнодобывающих компаний.

Результаты исследований могут быть использованы в инженерных изысканиях для обоснования технологических параметров в проектах буровзрывных работ (БВР), например, при оценке гранулометрического состава горной массы, определении контуров рудных тел и т.д. Точная оценка параметров потерь и разубоживания, а также среднего содержания рудного потока позволяет достичь значительного эффекта по всей производственной цепочке, что доказано в исследовании, и может стать резервом повышения эффективности золотодобывающих компаний с учетом ограниченных возможностей экстенсивного роста.

Преимущество предлагаемого метода заключается в том, что он объединяет показатели качества руды и показатели себестоимости всего технологического цикла от добычи до переработки. Ограничениями для исследования служат следующие условия:

- Метод оценки не применим для комплексных месторождений. Эксплуатация комплексных месторождений предполагает извлечение как основного, так и попутного минерального сырья. В результате процесса «от рудника до фабрики» получается несколько видов продукции, например, товарная продукция комплексного золоторудного месторождения может включать золото, серебро, медь. Это усложняет оценку эксплуатационных и капитальных затрат из-за разной стоимости товарной продукции и разных затрат на ее переработку.
- Методика оценки разработана для конкретных материально-технических условий месторождений Куранахского рудного поля. Поэтому она требует корректировки в случае применения на других месторождениях.
- Методика учитывает влияние только двух технологических параметров (потери и разубоживание) на цепочку «от рудника до фабрики». Остальные факторы, зависящие от геологии, способа и техники добычи, зернового состава горной массы, экологических затрат и т.д., не учитываются.

В будущих исследованиях расширенный набор факторов позволит более детально оценить процесс, однако, учитывая специфику и уникальность каждого месторождения, полученные результаты будут иметь ценность только в каждом конкретном случае.

5. Выводы

Целью данного исследования являлась разработка методического подхода к оценке влияния инженерных факторов на производственную цепочку калькуляции себестоимости от добычи руды до ее переработки. В ходе исследования были поставлены следующие задачи:

- теоретический анализ и выявление сильных и слабых сторон концепции «от рудника до фабрики», обоснование отсутствия детально разработанных методологических основ оценки эффективности управления параметрами добычи руды;
- разработка методических рекомендаций по оценке влияния показателей потерь и разубоживания на цепочку калькуляции себестоимости от добычи руды до ее переработки;
- практическая оценка рекомендаций на примере золоторудных месторождений.

Исходя из сформулированных задач, в исследовании обоснованы:

- принцип экономической оценки, основанный на непрерывном планировании, анализе и контроле производственного процесса от стадии добычи руды до переработки минерального продукта («от рудника до фабрики»);
- метод экономической оценки как совокупность факторного анализа и стоимостного инжиниринга, учитывающий экономию эксплуатационных затрат за счет вариации параметров потерь и разубоживания по всей производственной цепочке;
- результаты экономической оценки влияния потерь и разубоживания на показатели операционных затрат (на примере группы золоторудных месторождений), выражающиеся в изменении содержания золота в добываемой горной массе, изменении объемов смешивания и транспортировки руды, снижении объемов переработки руды.

В работе доказано, что изменения в структуре потерь и разубоживания определяют соотношение между объемами добычи и выемки вскрышных пород, а также величину среднего содержания в руде, которые влияют на функционирование всей производственной цепочки, включая этапы транспортировки, смешивания (образования отвалов) и переработки руды. Оценка среднего содержания ценного компонента включает расчет удельных количеств металла, исходя из структуры общих запасов, а также сопоставление содержания и выхода металла в связи с вариациями показателей потерь и разубоживания.

Основные результаты эмпирического исследования показывают, что снижение потерь минерального продукта приведет к изменению объемов переработки руды за счет изменения структуры запасов руды. Изменение значений потерь и разубоживания руды (3,1 % потерь и 17 % разубоживания по базовому сценарию; 2,1 % потерь и 13,0 % разубоживания по проектному сценарию) приводит к снижению объемов перерабатываемой руды на 30 тонн. В рамках проектного сценария экономический эффект достигается за счет экономии операционных затрат в части полупеременных затрат на переработку руды.

Стоимость транспортировки руды определяется как сумма тарифов на всех этапах перехода руды от карьеров к промежуточному складу и ЗИФ. Исходя из предпосылки увеличения содержания золота в руде, транспортируемой из карьера и промежуточного склада, предполагается, что объемы операций по смешиванию, укладке и частичной перевалке руды будут снижаться.

Оценка экономической эффективности представлена в виде оценки восприимчивости рабочего проекта к экономии эксплуатационных затрат, вызванной реализацией проекта по корректировке контуров рудного тела. Анализ показателей восприимчивости проекта показывает, что при условии колебания объемов добываемой и транспортируемой руды в пределах от 5 до 30 % эффективность проекта за счет сокращения годового объема работ по смешиванию и погрузке руды может изменяться в диапазоне \$191,25-1147,5.

***Вклад авторов:** концептуализация, М.М. и О.М.; методология, М.М. и О.М.; программное обеспечение, М.М. и О.М.; валидация, М.М., О.М. и Р.В.; формальный анализ, М.М. и О.М.; исследование, М.М. и О.М. и Р.У.; ресурсы, М.М. и О.М.; написание – подготовка первоначального варианта, М.М. и О.М.; написание – рецензирование и редактирование, Р.У.; визуализация, М.М. и О.М.; руководство, Р.У. Все авторы прочитали и согласились с опубликованной версией рукописи.*

***Финансирование:** данное исследование не получало внешнего финансирования.*

***Заявление Совета по институциональному надзору:** не применимо.*

***Заявление об информированном согласии:** не применимо.*

***Благодарности:** особая благодарность за ценное руководство и финансовую поддержку ректору Санкт-Петербургского горного университета Литвиненко В.С.*

***Конфликты интересов:** авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов в связи с полученными результатами.*

Приложение А

Таблица А1

**Оценка среднего содержания и выхода металла (базовый сценарий)
Источник: составлено авторами**

Место-рождение	Коммерческая руда			Потери, (Au 0,9 г/т)			Разубоживание, (Au 0,2 г/т)			Руда на ЗИФ		
	Тысяч тонн	Содержание Au, г/т	Металл Au, кг	Тысяч тонн	%	Содержание Au, г/т	Тысяч тонн	%	Металл Au, кг	Тысяч тонн	%	Металл Au, кг
Дэлбэ	38149,63	1,35	51502,00	1182,64	3,1	1064,37	6485,44	17,0	1297,09	43452,43	1,19	51734,72
Канавное	27122,00	1,21	32817,62	840,78	3,1	756,70	3525,86	17,0	705,17	29807,08	1,08	32060,92
Якокутское	21906,23	1,24	27163,73	679,09	3,1	611,18	3724,06	17,0	744,81	24951,2	1,09	27297,36
Дорожное	16392,42	1,19	19506,98	508,17	3,1	457,35	2786,71	17,0	557,34	18670,97	1,05	19606,97
Центральное	15051,22	1,51	22727,35	466,59	3,1	419,93	2558,71	17,0	511,74	17143,34	1,33	22819,16
Порфиоровое	8643,28	2,44	21089,59	267,94	3,1	241,15	1469,36	17,0	293,87	9844,69	2,15	21142,32
Боковое	7451,10	1,62	12070,78	230,98	3,1	207,89	1266,69	17,0	253,34	8486,8	1,43	12116,23
Северное	6705,99	1,23	8248,37	207,89	3,1	187,10	1140,02	17,0	228,00	7638,12	1,09	8289,27
Первухинское	4768,70	1,19	5674,76	147,83	3,1	133,05	810,68	17,0	162,14	5431,55	1,05	5703,85
Южное	2682,40	1,28	3433,47	83,15	3,1	74,84	456,01	17,0	91,20	3055,25	1,07	3267,43
Новое	149,02	1,42	211,61	4,62	3,1	4,16	25,33	17,0	5,07	169,74	1,25	212,52
ВСЕГО	149022,00	1,37	204446,2	4619,68	3,1	4157,71	24248,86		4849,77	168651,18	1,21	204852,2

Таблица А2

**Оценка среднего содержания и выхода металла (проектный сценарий)
Источник: составлено авторами**

Место-рождение	Коммерческая руда			Потери, (Au 0,9 г/т)			Разубоживание, (Au 0,2 г/т)			Руда на ЗИФ		
	Тысяч тонн	Содержание Au, г/т	Металл Au, кг	Тысяч тонн	%	Содержание Au, г/т	Тысяч тонн	%	Металл Au, кг	Тысяч тонн	%	Металл Au, кг
Дэлбэ	38149,63	1,35	51502,00	801,14	2,1	721,03	4959,45	13,0	991,89	42307,94	1,22	51772,87
Канавное	27122,00	1,21	32817,62	569,56	2,1	512,61	3525,86	13,0	705,17	30078,30	1,07	32305,02
Якокутское	21906,23	1,24	27163,73	460,03	2,1	414,03	2847,81	13,0	569,56	24294,01	1,12	27319,26
Дорожное	16392,42	1,19	19506,98	344,24	2,1	309,82	2131,01	13,0	426,20	18179,19	1,08	19623,37
Центральное	15051,22	1,51	22727,35	316,08	2,1	284,47	1956,66	13,0	391,33	16691,81	1,37	22834,21
Порфиоровое	8643,28	2,44	21089,59	181,51	2,1	163,36	1123,63	13,0	224,73	9585,39	2,21	21150,96
Боковое	7451,10	1,62	12070,78	156,47	2,1	140,83	968,64	13,0	193,73	8263,27	1,47	12123,68
Северное	6705,99	1,23	8248,37	140,83	2,1	126,74	871,78	13,0	174,36	7436,94	1,12	8295,98
Первухинское	4768,70	1,19	5674,76	100,14	2,1	90,13	619,93	13,0	123,99	5288,49	1,08	5708,62
Южное	2682,40	1,28	3433,47	56,33	2,1	50,70	348,71	13,0	69,74	2974,78	1,11	3313,03
Новое	149,02	1,42	211,61	3,13	2,1	2,82	19,37	13,0	3,87	165,27	1,29	212,67
ВСЕГО	149022,00	1,37	204446,26	3129,46		2816,52	19372,86		3874,57	165265,40	1,24	205218,20

**Анализ среднего содержания, количества руды и металла при различных сценариях.
Источник: составлено авторами**

Месторождение	Базовый вариант			Проектный вариант			Отклонение		
	Объемы руды, тыс. тонн	Содержание золота в балансовых запасах Au, г/т	Металл Au, кг	Объемы руды, тыс. тонн	Содержание золота в балансовых запасах Au, г/т	Металл Au, кг	По объемам руды тыс. тонн [4 – 1]	По содержанию Au, г/т [5 – 2]	По металлу Au, кг [6 – 3]
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Дэлбэ	43452,43	1,19	51734,72	42307,94	1,22	51772,87	-1144,49	0,03	38,2
Канавное	29807,08	1,08	32060,92	30078,3	1,07	32305,02	271,22	-0,01	244,1
Якокутское	24951,2	1,09	27297,36	24294,01	1,12	27319,26	-657,19	0,03	21,9
Дорожное	18670,97	1,05	19606,97	18179,19	1,08	19623,37	-657,19	0,03	16,4
Центральное	17143,34	1,33	22819,16	16691,81	1,37	22834,21	-451,53	0,04	15,0
Порфиоровое	9844,69	2,15	21142,32	9585,39	2,21	21150,96	-259,3	0,06	8,6
Боковое	8486,8	1,43	12116,23	8263,27	1,47	12123,68	-223,53	0,04	7,5
Северное	7638,12	1,09	8289,27	7436,94	1,12	8295,98	-201,18	0,03	6,7
Первухинское	5431,55	1,05	5703,85	5288,49	1,08	5708,62	-143,06	0,03	4,8
Южное	3055,25	1,07	3267,43	2974,78	1,11	3313,03	-80,47	0,04	45,6
Новое	169,74	1,25	212,52	165,27	1,29	212,67	-4,47	0,04	0,1
ВСЕГО	168651,18	1,21	204852,2	165265,4	1,24	205218,2	-3385,78	0,03	366,0

ЛИТЕРАТУРА

1. McKee, D. *Understanding Mine to Mill*; Cooperative Research Centre for Optimizing Resource Extraction: St Lucia, Brisbane, 2013; 96p.
2. Cameron, P.; Drinkwater, D.; Pease, J. The ABC of Mine to Mill and metal price cycles. In Proceedings of the AusIMM Mill Operators' Conference, Melbourne, Australia, 10–12 October 2016; pp. 349–358.
3. Wallace, G.; Morton, D. High Energy Bulk Explosives and Mine to Mill Focus—The Mt Rawdon Story. In Proceedings of the AusIMM Open Pit Operators' Conference, Kalgoorlie, Australia, 15–16 November 2016; pp. 60–69.
4. Nadolski, S.; Klein, B.; Scoble, M.; Connaughton, G. Energy benefits of implementing drill-to-mill strategies in open-pit copper mines. In Proceedings of the Copper 2013 International Conference, Santiago, Chile, 1–4 December 2013.
5. Dance, A.; Valery, W.; Jankovic, A.; La Rosa, D.; Esen, S. Maintaining the benefit—How to ensure Mine to Mill continues to work or you. In Proceedings of the Ninth Mill Operators' Conference, Fremantle, Australia, 19–21 March 2007; The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia, 2007; pp. 215–222.
6. Fomin, S.I.; Ivanov, V.V. Identification and planning of mineral losses and dilution in opencast mine. *Int. J. Pharm. Technol.* 2016, 8, 27196–27207.
7. Holodnyakov, G.A.; Vajnonen, N.S. Efficiency Criterion of Open-Pit Mining of Complex Deposits in the Process of Defining Quarry Boundaries. *Min. Inf. Anal. Bull.* 2013, 12, 52–55.
8. Potekhin, G.N.; Vohmin, S.A.; Chustugeshev, V.M.; Grigor'ev, R.V. The Practice of Design and Development of Quarries at Gold Ore Deposits of Kuranakh Ore Field. *Min. Inf. Anal. Bull.* 2011, 196–215. Available online: <https://cyberleninka.ru/article/n/opyt-proektirovaniya-i-razrabotki-karierov-na-zolotorudnyh-mestorozhdeniyah-kuranahskogo-rudnogo-polya/viewer> (accessed on 31 August 2020).
9. Konstantinov, M.M. (Ed.) *Gold Ore Deposits of Russia*. Moscow; Moscow, Russia, 2010; p. 349. Available online: <http://www.geokniga.org/books/2772> (accessed on 31 August 2020).
10. Minerals and Deposits of Russia and Neighboring Countries. Available online: <https://webmineral.ru/deposits/item.php?id=523> (accessed on 31 August 2020).
11. McKee, D.J. Understanding Mine to Mill. The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE). 2013. Available online: <https://www.911metallurgist.com/C/What-is-mine-to-mill.pdf> (accessed on 31 August 2020).
12. McCaffery, K.; Mahon, J.; Arif, J.; Burger, B. BatuHijau—Controlled mine blasting and blending to optimise process production at BatuHijau. SAG2006—Circuit Design. In Proceedings of the International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, Vancouver, BC, Canada, 24–28 September 2006.
13. Adel, G.; Smith, B.; Kojovic, T.; Thornton, D.; Richardson, J.M. Application of mine to mill optimization to the aggregate industry. In Proceedings of the SME Annual Meeting, St. Louis, MO, USA, 26–29 March 2006. SME of AIME.

14. Scott, A.; Morrell, S.M.; Clark, D. Tracking and quantifying value from mine to mill improvement. In *Proceedings of the Value Tracking Symposium: Brisbane, Australia, 2002*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia, 2002; pp. 77–84.
15. Smith, M.L.; Prisbrey, K.A.; Barron, C.L. Blasting design for improved SAG mill productivity. In *Proceedings of the SME Annual Meeting, Reno, NV, USA, 15–18 February 1993*; pp. 93–115.
16. McKee, D.J.; Chitombo, G.; Morrell, S. The relationship between fragmentation in mining and comminution circuit throughput. *Miner. Eng.* 1995, 8, 1265–1274. [http://doi.org/10.1016/0892-6875\(95\)00094-7](http://doi.org/10.1016/0892-6875(95)00094-7)
17. Amelunxen, P.; Bennett, C.; Garreston, P.; Mertig, H. Use of geostatistics to generate an orebody dataset and to quantify the relationship between sample spacing and the precision of the throughput predictions. In *Proceedings of the SAG 2001*; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2001; pp. 207–220.
18. Bye, A.R. The strategic and tactical value of a 3D geotechnical model for mining optimisation, Anglo Platinum, Sandsloot open pit. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 2006, 3, 1–8.
19. Wirfiyata, F.; McCaffery, K. Applied Geometallurgical Characterisation for Life of Mine Throughput Prediction at BatuHijau. In *Proceedings of the SAG 2011*; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2011.
20. Bye, A.R. Case studies demonstrating value of geometallurgy initiatives. In *Proceedings of the Geometallurgy 2011, Brisbane, Australia, 5–7 September 2011*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia, 2011.
21. Dance, A. The importance of primary crushing in mill feed size optimisation. In *Proceedings of the SAG Conference, Vancouver, BC, Canada, 30 September–3 October 2001*; Barratt, D.J., Allan, M.J., Mular, A.L., Eds.; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2001; Volume I, pp. 189–202.
22. Rogers, W.; Kanchibotla, S.S.; Tordoir, A.; Ako, S.; Engmann, E.; Bisiaux, B. Solutions to reduce blast-induced ore loss and dilution at Ahafo Gold Mine in Ghana. In *Proceedings of the 2012 SME Annual Meeting and Exhibit, Seattle, WA, USA, 19–22 February 2012*; pp. 19–22.
23. Ebrahimi, A. The importance of dilution factor for open pit mining practices, A modified version of: An attempt to standardize the estimation of dilution factor for open pit mining projects. In *Proceedings of the World Mining Congress, Montreal, QC, USA, 11–15 August 2013*.
24. Gillot, P. Pit-to-Plant Optimisation at Morila Gold Mine. 2005. Available online: https://www.researchgate.net/publication/228427816_Pit-to-plant_optimisation_at_Morila_Gold_Mine/citations (accessed on 31 August 2020).
25. Nielsen, K.; Malvik, T. Grindability enhancement by blast-induced microcracks. *Powder Technol.* 1999, 105, 52–56. [http://doi.org/10.1016/S0032-5910\(99\)00117-5](http://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00117-5)
26. Michaux, S.; Djordjevic, N. Influence of explosive energy on the strength of the rock fragments and SAG mill throughput. *Miner. Eng.* 2005, 18, 439–448. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.07.003>
27. Junhyeok, P.; Jwangmin, K. Use of drilling performance to improve rock-breakage efficiencies: A part of mine-to-mill optimization studies in a hard-rock mine. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2020, 30, 179–188.
28. Fomin, S.I.; Ivanov, V.V.; Semenov, A.S.; Ovsyannikov, M.P. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits. *ARPJ. Eng. Appl. Sci.* 2020, 15, 1306–1311.
29. Oghazi, P.; Lund, C.; Pålsson, B.; Martinsson, O. Applying traceability in a mine-to-mill context by using particle texture analysis. In *Proceedings of the SME Annual Meeting and Exhibit, Phoenix, AZ, USA, 28 February–3 March 2010*; pp. 7–11.
30. Powell, M.; Bye, A. Beyond mine-to-mill: Circuit design for energy efficient resource utilization. In *Proceedings of the Tenth Mill Operators Conference 2009*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Brisbane, Australia, 2009; Volume 11, pp. 357–364.
31. Cunningham, C.V.B. The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on. In *Proceedings of the 3rd Conference on Explosives and Blasting*; Holmberg, R., Ed.; European Federation of Explosives Engineers: Brighton, UK, 2005; pp. 201–210.
32. Herbst, J.A.; Pate, W.T. Dynamic simulation of size reduction operations from mine-to-mill. In *Proceedings of the Mine to Mill 1998 Conference, Brisbane, Australia, 11–14 October 1998*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Brisbane, Australia, 1998; pp. 243–248.
33. Kanchibotla, S.S.; Morrell, A.; Valery, W.; O’Loughlin, P. Exploring the effect of blast design on SAG mill throughput at KCGM. In *Proceedings of the Mine to Mill Conference*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Brisbane, Australia, 1998; pp. 153–158.
34. Cameron, P. The ABC of Mine to Mill and Metal Price Cycles. Available online: <https://www.ausimbulletin.com/feature/milloperations-the-abc-of-mine-to-mill-and-metal-price-cycles/> (accessed on 30 November 2020).
35. Bennett, D.; Tordoir, A.; Walker, P.; La Rosa, D.; Valery, W.; Duffy, K. Throughput forecasting and optimisation at the Phu Kham Copper-Gold Operation. In *Proceedings of the 12th AusIMM Mill Operators’ Conference, Townsville, Australia, 1–3 September 2014*; The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia, 2014; pp. 381–390.
36. Kristy, A.D. Achieving and Sustaining Productivity Benefits through a Mine to Mill Approach. Available online: <https://www.ausimbulletin.com/feature/achieving-sustaining-productivity-benefits-mine-mill-approach/> (accessed on 30 November 2020).
37. Cheban, A.Y. Engineering of Complex Structure Apatite Deposits and Excavating Sorting Equipment for Its Implementation. *J. Min. Inst.* 2019, 238, 399–404. <http://doi.org/10.31897/pmi.2019.4.399>
38. Isheyskiy, V.A.; Yakubovskiy, M.M. Determination of strength reduction factor in blasted rocks versus the distance from the blast center. *Gorn. Zhurnal* 2016, 12, 55–59. <http://doi.org/10.17580/gzh.2016.12.12>
39. Amirá, R.; Morales, N.; Cáceres, A. Analysis of the Impact of the Dilution on the Planning of Open-Pit Mines for Highly Structural Veined-Shaped Bodies. In *Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection—MPES 2018*; Widzyk-Capehart, E., Hekmat, A., Singhal, R., Eds.; Springer: Cham, Switzerland, 2019. http://doi.org/10.1007/978-3-319-99220-4_15
40. Câmara, T.R.; Leal, R.S.; Peroni, R.L. Accounting for operational dilution by incorporating geological uncertainties in short-term mine planning. *DYNA* 2020, 87, 178–183. <http://doi.org/10.15446/dyna.v87n213.83661>
41. Schofield, N.A.; Moore, J.; Carswell, J.T. Mine to Mill reconciliation—Three Case Studies. In *Proceedings of the International Mine Management conference, AusIMM Bulletin, Melbourne, VIC, Australia, 20–21 November 2012*; pp. 1–12.

42. Chapman, R.; Bindoff, M. *The Placer Gold Mining Game*; School of Earth and Environment, University of Leeds: Leeds, UK, 2010.
43. Isokangas, E.; Sonmez, B.; Wortley, M.; Valery, W. Using Smarttag to track ore in process integration and optimization projects: Some case studies in a variety of applications. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 2012, 112, 871–892.
44. Bamber, A.S. *Integrated Mining, Pre-Concentration and Waste Disposal Systems for the Increased Sustainability of Hard Rock Metal Mining*. Ph.D. Thesis, University of British Columbia, Vancouver, BC, Canada, 2008.
45. Xingwana, L. Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: A survey-based investigation. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 2016, 116, 149–160. <http://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n2a6>
46. Chaves, L.S.; Carvalho, L.A.; Souza, F. Analysis of the impacts of slope angle variation on slope stability and NPV via two different final pit definition techniques. *REM Int. Eng. J.* 2020, 73, 119–126. <http://doi.org/10.1590/0370-44672019730011>
47. Cho, S.H.; Kaneko, K. *Rock Fragmentation Control in Blasting*; Mining and Materials Processing Institute of Japan: Sapporo, Japan, 2004; Volume 45, pp. 1722–1730.
48. La Rosa, D.; Thornton, D. Blast movement modelling and measurement. In Proceedings of the 35th APCOM Symposium, Wollongong, NSW, Australia, 24–30 September 2011.
49. Aadersen, D.C. *Criteria Influencing the Mine Call Factor of a Gold Mine*; Selected topics in mining engineering; Faculty of Mining Engineering, University of the Witwatersrand: Johannesburg, South Africa, 1999.
50. Engmann, E.; Ako, S.; Bisiaux, B.; Rogers, W.; Kanchibolita, S. Measurement and modelling of blast movement to reduce ore losses and dilution at Ahafo Gold Mine in Ghana. *Ghana Min. J.* 2013, 14, 27–36.
51. Chieregati, A.C.; Pitard, F.F. The challenge of sampling gold. In Proceedings of the Fourth World Conference on Sampling and Blending, Cape Town, South Africa, 19–23 October 2009; Southern African Institute of Mining and Metallurgy: Johannesburg, South Africa, 2009.
52. Yilmaz, E. *Advances in Reducing Large Volumes of Environmentally Harmful Mine Waste Rocks and Tailings*; Department of Applied Sciences, University of Québec at Abitibi-Temiscamingue (UQAT): Rouyn-Noranda, QC, USA, 2011.
53. Wang, W.; Huang, S.; Wu, X.; Ma, O. Calculation and management for mining loss and dilution under 3D visualization technical condition. *J. Softw. Eng. Appl.* 2011, 4, 329–334. <http://doi.org/10.4236/jsea.2011.45037>
54. Valery, W.; Jankovic, A.; LaRosa, D.; Dance, A.; Esen, S.; Colacioppo, J. Process integration and optimization from mine-to-mill. In Proceedings of the International Seminar on Mineral Processing Technology, Dhanbad, India, 10–12 October 2007.
55. Harraz, H.Z.; Hamdy, M.M.; Aly, S.A.; Abd Ella, S.A. Geochemical Exploration and Evolution of Rodruin Au-Zn(Pb-Ag) Prospected Area in the Golden Triangle-Egypt. 2020. Available online: <https://www.researchgate.net/profile/Hassan-Harraz-2> (accessed on 26 March 2021).
56. Pease, J.D.; Young, M.F.; Johnston, M.; Clark, A.; Tucker, G. Lessons from manufacturing—Integrating mining and milling for a complex orebody. In *Proceedings of the Mine to Mill 1998*; Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia; Brisbane, Australia, 1998; pp. 3–9.
57. Karageorgos, J.; Skrypnik, J.; Valery, W.; Ovens, G. SAG milling at the fimiston plant. In *Proceedings of the SAG 2001*; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2011; pp. 109–124.
58. Lam, M.; Jankovic, A.; Valery, W.; Kanchibolita, S. Maximising sag mill throughput at porgera gold mine by optimising blast fragmentation. In *Proceedings of the SAG 2001*; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2001; pp. 271–287.
59. Dance, A.; Valery, W.; Jankovic, A.; La Rosa, D.; Esen, S. Higher productivity through cooperative effort: A method of revealing and correcting hidden operating inefficiencies. In Proceedings of the SAG 2006, HPGR, Geometallurgy, International Conference on Semiautogenous Grinding Technology, Vancouver, BC, Canada, 24–28 September 2006; Volume 4, pp. 375–390.
60. Hart, S.; Valery, W.; Clements, B.; Reed, M.; Song, S.; Dunne, R. Optimisation of the Cadia Hill SAG mill circuit. In *Proceedings of the SAG 2001*; University of British Columbia: Vancouver, BC, Canada, 2001; pp. 12–30.
61. Erkayaoglu, M.; Dessureault, S. Improving mine-to-mill by data warehousing and data mining. *Int. J. Min. Reclam. Environ.* 2019, 33, 409–424. <http://doi.org/10.1080/17480930.2018.1496885>
62. *Standard Methodological Instructive Regulations on the Setting of Norms for Extraction Losses of Solid Commercial Minerals*; USSR Committee for Supervision of the Safe Conduct of Mining Work: Moscow, Russia, 1972; 154p.
63. Fomin, S.I. Justification of Engineering Solutions in the Organization of Ore Quarry Development. *J. Min. Inst.* 2016, 221, 644–650. <http://doi.org/10.18454/PMI.2016.5.644>
64. Tsvetkova, A.; Katysheva, E. Ecological and economic efficiency evaluation of sustainable use of mineral raw materials in modern conditions. In Proceedings of the 17 th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017, SGEM 2017 Conference Proceedings, Albena, Bulgaria, 29 June–5 July 2017; Volume 17, pp. 259–266. <http://doi.org/10.5593/sgem2017/53/S21.030>
65. Sidorov, D.V.; Ponomarenko, T.V.; Larichkin, F.D.; Vorob'yov, A.G. Economic Justification of Innovative Solutions on Reduction of Mineral Losses in the Aluminum Industry of Russia. *Min. J.* 2018, 6, 65–68.
66. Nevskaya, M.A.; Seleznev, S.G.; Masloboev, V.A.; Klyuchnikova, E.M.; Makarov, D.V. Environmental and business challenges presented by mining and mineral processing waste in the Russian federation. *Minerals* 2019, 7, 445. <http://doi.org/10.3390/min9070445>
67. Abdollahisharif, J.; Bakhtavar, E.; Anemangely, M. Optimal Cut-Off Grade Determination Based on Variable Capacities in Open-Pit Mining. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 2012, 112, 1065–1069.
68. Barr, D. Stochastic Dynamic Optimization of Cut-Off Grade in Open Pit Mines. Master's Thesis, Queen's University, Queens University Kingston, Kingston, ON, Canada, April 2012.
69. Beck, D. Determination of Optimal Mining Cut-Off Grades: Mathematical Formulation and Solution Algorithm: (Case Study: Hinoba Copper Mine in The Philippines). *Math. Sci. Appl. Math.* 2013, 51. <http://doi.org/10.13140/RG.2.2.35292.80007>
70. Hall, B. *Cut-off Grades and Optimising the Strategic Mine Plan*; The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Carlton, Australia, 2014; 301p. Available online: <https://ru.scribd.com/document/329622693/BOOK-Cut-off-Grades-pdf> (accessed on 26 March 2021).

71. Rendu, J.M. *An Introduction to Cut-Off Grade Estimation*, 2nd ed.; SME: Englewood, CO, USA, 2014; 159p. Available online: https://books.google.ru/books?id=jK1yAgAAQBAJ&printsec=frontcover&hl=ru&source=gbs_ge_summary_r&cad=0#v=onepage&q&f=false (accessed on 26 March 2021).
72. Bootsma, M.T.; Alford, C.; Benndorf, J.; Buxton, M.W.N. Cut-off Grade Based Sublevel Stope Mine Optimisation. In *Advances in Applied Strategic Mine Planning*; Dimitrakopoulos, R., Ed.; Springer: Cham, Switzerland, 2018. http://doi.org/10.1007/978-3-319-69320-0_31
73. Ahmadi, M.R.; Bazzazi, A.A. Application of Meta-Heuristic Optimization Algorithm to Determine the Optimal Cutoff Grade of Open Pit Mines. *Arab. J. Geosci.* 2020, 13, 224. <http://doi.org/10.1007/s12517-020-5104-7>
74. Whillans, P.T. Mining Dilution and Mineral Losses, An Underground Operator's Perspective. In Proceedings of the Mining Tech, Santiago, Chile, 29 July 2018.
75. Elbrond, J. Economic Effects of Ore Losses and Rock Dilution. *Cim Bull.* 1994, 87, 131–134.
76. Hassan, Z. *Harraz Mining Dilution and Mineral Losses*; Geology Department, Faculty of Science, Tanta University: Tanta, Egypt, 2019. <http://doi.org/10.13140/RG.2.2.36467.27687>
77. *Methodological Recommendations on the Content and Execution Rules of Submitted for State Expertise Materials on Techno-Economic Justification of Quality Requirements for Estimation of Mineral Deposit Reserves*; Moscow, Russia, 2007; 43p. Available online: <http://docs.cntd.ru/document/902023112> (accessed on 30 March 2021).
78. Kaputin, Y.U.E. *Cut-off Grade Justification and Optimization of Development Strategy for Open-Pit Mining, SPb., Nedra*; 2017; 280p. Available online: <https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-14-07kaputinblock.pdf> (accessed on 30 March 2021).
79. Nesis, V.N. Cutoff evaluation practice in short-term gold mine planning. *Gorn. Zhurnal* 2017. <http://doi.org/10.17580/gzh.2017.04.08>
80. Rudenko, V.V. *Non-Ferrous Metals. Open-Pit Mining*; Publishing House Gornaya Kniga: Moscow, Russia, 2015; 100p.
81. Aristov, I.I.; Ivanov, V.G.; Krotov, V.N. *Industry-Based Guidelines on Estimation, Accounting, Standardization and Planning of Losses and Dilution in the Process of Open-Pit and Underground Mining of Radioactive, Rare and Noble Metal Deposits*; Moscow, Russia, 1993; 72p. Available online: <https://files.stroyinf.ru/Data2/1/4293731/4293731042.pdf> (accessed on 30 March 2021).
82. Owing & Operating (O&O) Baseline Cost Estimate Solutions. 2020. 46p. Available online: <https://www.holtcat.com/Documents/PDFs/2012PerformanceHandbook/Owning%20&%20Operating%20Costs%20-%20Sec%202020.pdf> (accessed on 31 August 2020).
83. Petrosov, A.A. Calculation of Metal Inventory for Selection and Economic Justification of Ore Field Development. *Min. Inf. Anal. Bull.* 2013, 317–325.
84. Bajmashev, Z.G.; Zagirov, N.H.; Tomilov, V.D.; Chemezov, V.V. *Methodological Instructions on Standardization, Estimation and Accounting of Mining Losses and Dilution of Gold-Containing Ores (Sands)*; Irgiredmet: Irkutsk, Russia, 1994; 265p.