Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

UDC 622.272:622.013:330.322

Arno V.V., Kolesnichenko E.P., Semykin E.S., Khrapkov P.A. Justification of Economically Rational Mining Width in the Development of Vein Deposits

Обоснование экономически рациональной выемочной мощности при разработке жильных месторождений

Arno Veronika Vladimirovna
Ph.D. in Engineering, Associate Professor, Department of Geology and Mining,
North-Eastern State University, Magadan
Kolesnichenko Eva Pavlovna
Undergraduate Student, State and Municipal Audit Programme, Higher School of State Audit,
Lomonosov Moscow State University, Moscow
Semykin Evgeny Sergeevich
Senior Lecturer, Department of Geology and Mining,
North-Eastern State University, Magadan
Khrapkov Peter Alexandrovich
Undergraduate Student, Polytechnic Institute,
North-Eastern State University, Magadan
Арно Вероника Владимировна
Кандидат технических наук, доцент кафедры геологии и горного дела,
ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный университет», г. Магадан
Колесниченко Ева Павловна
Студентка 4 курса направления подготовки «Государственный и муниципальный аудит»,
Высшая школа государственного аудита МГУ имени М.В. Ломоносова, г. Москва
Семыкин Евгений Сергеевич
Старший преподаватель кафедры геологии и горного дела,
ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный университет», г. Магадан
Храпков Петр Александрович
Студент 5 курса, Политехнический институт,
ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный университет», г. Магадан

Abstract. *A calculation framework is developed to select mining width for vein deposits by linking vein–excavation misalignment, ore recovery, waste dilution, production capacity and discounted cash flow. Unlike minimizing cost per tonne of run-of-mine material, NPV maximization accounts for additional recovered metal and the cost of its extraction. A hypothetical 1 m thick vein with an area of 100,000 m² and an 8 g/t gold grade is evaluated assuming normally distributed centre misalignment with a standard deviation of 0.18 m. The formal optimum is 1.531 m. A practical 1.50 m option yields a pre-tax NPV of RUB 4.310 billion, 95.69% mining recovery and 34.24% dilution. It outperforms a 2.00 m option by RUB 203.62 million at an assumed price of RUB 6,000/g. Widths between 1.385 and 1.712 m remain within 1% of maximum NPV. A marginal revenue–marginal cost condition is derived and sensitivity to geometric uncertainty and processing capacity is assessed. All numerical inputs are hypothetical; site-specific geomechanical, regulatory and economic validation is required.*

Keywords: *vein deposit, mining width, ore losses, dilution, geometric uncertainty, marginal analysis, production capacity, net present value.*

Аннотация. *Предложена расчётная методика выбора выемочной мощности жильного рудного тела, связывающая пространственное несовпадение контура выемки и жилы, извлечение, примешивание пород, производительность и дисконтированный денежный поток. В отличие от минимизации затрат на тонну рудной массы, критерий максимизации NPV учитывает дополнительный металл и затраты его извлечения. Для*

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

модельной жилы истинной мощностью 1 м, площадью 100 тыс. м² и содержанием золота 8 г/т принято нормальное распределение несовпадения центров со стандартным отклонением 0,18 м. Формально оптимальная выемочная мощность равна 1,531 м; практический вариант 1,50 м даёт NPV до налогов 4,310 млрд руб., извлечение исходной руды 95,69 % и разубоживание 34,24 %. Его преимущество перед выемкой 2,00 м составляет 203,62 млн руб. при сценарной цене 6000 руб./г. Диапазон мощностей с потерей не более 1 % максимального NPV составляет 1,385–1,712 м. Выведено условие равенства предельной выручки и предельных затрат; исследованы ограничения фабричной производительности и влияние неопределённости контура. Все числовые параметры являются авторскими допущениями, а не результатами наблюдений на предприятии; геомеханическая и нормативная допустимость требуют отдельного обоснования.

Ключевые слова: *жильное месторождение, выемочная мощность, потери руды, разубоживание, неопределённость контура, предельный анализ, производительность, чистый дисконтированный доход.*

Рецензент: Сагитов Рамиль Фаргатович - кандидат технических наук, доцент. Заместитель директора, главный научный сотрудник. ООО «Научно-исследовательский проектный институт «Промышленное и гражданское строительство»

Введение

При разработке жил уменьшение выемочной мощности повышает селективность, но может ограничивать размещение оборудования, ухудшать организацию работ и усиливать риск оставления части руды в контактах. Расширение выемки облегчает выполнение отдельных операций, однако увеличивает массу примешиваемой породы и снижает содержание металла в питании. Экономически рациональный параметр определяется балансом этих эффектов, а не минимально возможным сечением или минимальной себестоимостью тонны рудной массы.

Balt и Goosen показывают, что подбор технологии по характеристикам залежи является предварительным этапом и не заменяет экономическую модель [1]. Антипин и соавторы исследуют связь потерь и разубоживания с эффективностью подземной добычи [2]. Голик и Титова рассматривают моделирование показателей разработки и сочетание технологических решений [3]. Сребродольский и соавторы подчёркивают специфику оценки потерь при комплексном освоении и неоднородном распределении полезных компонентов [4].

Delentas и соавторы связывают разубоживание с устойчивостью очистного пространства [5]. Marinin и соавторы обосновывают анализ цепочки затрат mine-to-mill, а не отдельной добычной операции; их расчёт относится к открытой разработке и не переносится количественно на подземную выемку [6]. Для маломощных тел Mussin и соавторы рассматривают поддержание выработанного пространства как средство снижения разубоживания [7], Авдеев и соавторы — обоснование геотехнологических параметров глубокозалегающих тонких тел [8].

Serdaliyev и соавторы исследуют управление характеристиками отбойки маломощных тел с целью уменьшения разубоживания [9]. Huo и соавторы в статье 2026 г. показывают зависимость недобора и перебора от геометрии узкой жилы и

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

параметров отбойки с проверкой формы полости лазерным сканированием [10]. Эти работы подтверждают необходимость совместного рассмотрения геометрии и производственных последствий, но не задают универсальную выемочную мощность.

Цель настоящего исследования — получить прозрачную расчётную зависимость экономического результата от выемочной мощности и определить рациональный диапазон при неопределённости положения жилы. Методическая особенность состоит в явном расчёте геометрического перекрытия жилы и полосы выемки с последующей проверкой материального баланса и предельного экономического условия. Предлагаемая интеграция не объявляется универсальным эмпирическим законом: числовой пример предназначен для проверки метода.

Материалы и методы

Расчётный объект и терминология

Рассматривается условная крутопадающая жила с истинной мощностью t = 1,0 м. Площадь A = 100 000 м² измеряется в плоскости жилы, а t и управляемая выемочная мощность w — по нормали к ней. Поэтому объём исходной руды равен At; подстановка горизонтальной ширины без преобразования по углу падения недопустима. Термин «выемочная мощность» здесь означает геометрическую ширину выемки, а не годовую производственную мощность рудника.

Для всех вариантов фиксированы единый контур, пятилетний срок, содержание 8 г/т и равные плотности руды и породы 2,7 т/м³. Сравнивается настройка одной условно допустимой технологии, а не переход между принципиально разными системами разработки. Интервал 1,0–2,0 м принят исследовательски; фактическая нижняя граница определяется техникой и организацией работ, верхняя — геомеханикой, технологией и ограничениями переработки. Их допустимость в статье не доказана.

Таблица 1

Общие исходные данные — авторские допущения

Параметр	Значение	Основание
A; t; ρ	100 000 м²; 1,0 м; 2,7 т/м³	Единый модельный контур
Исходная руда B = Atρ	270 000 т	Расчёт геометрии, не утверждённые запасы
Содержание g; извлечение η	8 г/т; 0,90	Постоянны во всех вариантах
σ несовпадения центров	0,18 м	Сценарное стандартное отклонение
Полнота доставки k_0	0,97	Одинакова для руды и примеси
Цена P	6000 руб./г	Не текущая рыночная котировка
T; r	5 лет; 12 %	Постоянные реальные рубли условной базы 2026 г.
Транспорт; переработка	500; 2000 руб./т	На всю доставленную рудную массу
Постоянные затраты F	100 млн руб./год	Не зависят от w в модели

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

Параметр	Значение	Основание
Начальные вложения K	1,50 млрд руб.	Единый готовящийся комплекс
Поддерживающие вложения S	50 млн руб./год	Отдельно от OPEX
W; L	100; 100 млн руб.	Начальный оборотный капитал; закрытие
Фабричный предел	110 000 т/год	Проверяемое сценарное ограничение

По таблице 1 все исходные денежные и технологические параметры условны. Налоги, кредитование, инфляция и амортизационный налоговый щит не моделируются. Доход трактуется как сценарное поступление по извлечённому металлу; отдельные затраты реализации и аффинажа не выделены. Поэтому NPV ниже — показатель до налогов для сравнения вариантов, а не готовая инвестиционная оценка предприятия.

Геометрическая модель извлечения

В поперечном сечении жила занимает отрезок [−t/2; t/2], а выемка — [e − w/2; e + w/2]. Величина e — локальное несовпадение центров, обусловленное совместным действием геологической изменчивости, локализации контактов, разметки и исполнения выемки. Это не СКП маркшейдерского прибора. Принято $e \sim N(0; \sigma^2)$ без систематического смещения. Корреляция e вдоль жилы не изменяет линейное математическое ожидание массы, но существенно влияет на неопределённость результата всего блока.

$$\ell(e,w) = max\{0;\ min(t/2, e + w/2) - max(-t/2, e - w/2)\} \quad (1)$$

$$\kappa(w) = \frac{E[\ell(e,w)]}{t} = \frac{1}{t}\int [\Phi((x + w/2)/\sigma) - \Phi((x - w/2)/\sigma)]dx,\ x \in [-t/2; t/2] \quad (2)$$

$$\kappa'(w) = \frac{\Phi((w+t)/(2\sigma)) - \Phi((w-t)/(2\sigma))}{t} \quad (3)$$

ℓ — перекрытие отрезков, м; κ — ожидаемая доля жилы, попавшая в выемку; Φ — стандартная нормальная функция распределения. Интеграл в (2) вычисляется численно и независимо проверяется через первообразную $J(z) = z\Phi(z) + \varphi(z)$, где φ — плотность нормального распределения. Производная (3) получена аналитически. Для $\sigma \to 0$ и $w \geq t$ геометрическое извлечение стремится к единице; при ненулевой σ ровно метровая выемка метровой жилы не обеспечивает полного перекрытия.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

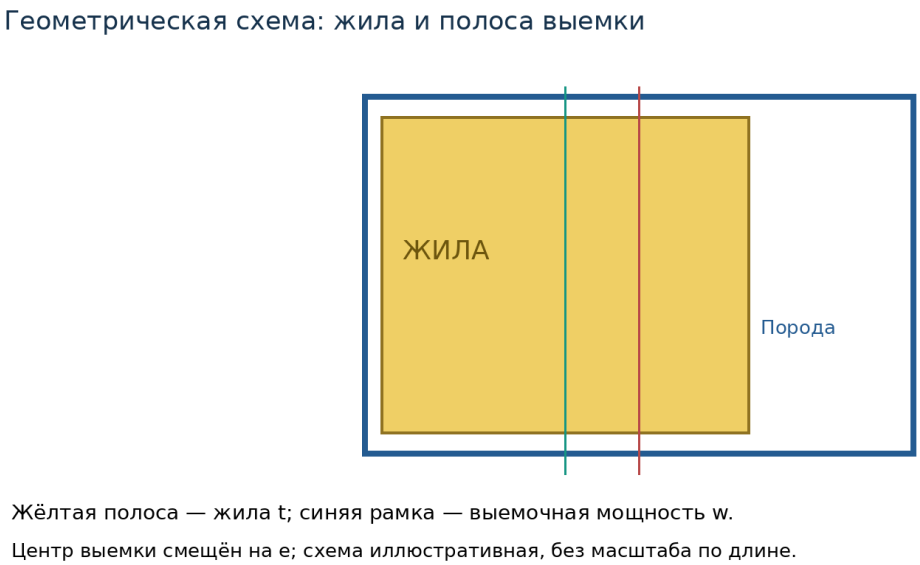


Рисунок 1 — Поперечное сечение жилы и выемки; несовпадение центра e отделено от выемочной мощности w. Источник: авторская модель и расчёты.

$$B = At\rho;\ O(w) = At\rho\kappa(w)k_0;\ Q(w) = Aw\rho k_0 \quad (4)$$

$$D(w) = Q(w) - O(w);\ k(w) = k_0\kappa(w);\ d(w) = \frac{D(w)}{Q(w)} \quad (5)$$

$$g_f(w) = \frac{gO(w)}{Q(w)};\ M(w) = gO(w)\eta \quad (6)$$

O — доставленная исходная руда, Q — вся доставленная рудная масса, D — доставленная примесь, т; k — извлечение исходной руды в поток; d — массовая доля примеси в этом потоке; gf — содержание в питании, г/т; M — металл после переработки, г. Показатель k_0 описывает одинаковую полноту доставки обеих частей отбитой массы. Поэтому его нельзя дополнительно применять только к руде, сохраняя Q неизменной. Примесь принята безметалльной, а содержание теряемой руды — равным среднему. Балансы проверяются по O + D = Q и Qgf = Og.

Модель описывает эквивалентную реализованную ширину и несовпадение центра. Самостоятельный случайный перебор стенок, неодинаковые плотности, ветвление и переменная мощность жилы не включены. Если вводится отдельный перебор, геометрия Q и κ должна быть изменена согласованно; недопустимо дважды добавить одну и ту же примесь через ширину и независимый коэффициент разубоживания.

Затраты, производительность и критерий выбора

$$c_д(w) = c_0 + \frac{c_1}{w^2} \quad (7)$$

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

$$C(w) = Q(w)[c_д(w) + c_{тр} + c_п] + FT \quad (8)$$

Для демонстрации приняты c_0 = 1800 руб./т и c_1 = 3000 руб.·м²/т; транспорт и переработка в сумме составляют 2500 руб./т. Зависимость сд(w) = 1800 + 3000/w² задаёт сценарное удорожание тесного рабочего пространства. Это не аппроксимация фактических измерений. На предприятии её заменяют хронометражем и сметой с раздельным учётом крепления, закладки, проходки и оборудования. Неверная форма этой зависимости может изменить сам факт существования внутреннего оптимума.

$$q_{треб}(w) = \frac{Q(w)}{T} \le min\{q_{гор}(w); q_ф\};\ q_{гор}(w) = 75\,000(w/1{,}2)^{1{,}2} \quad (9)$$

В (9) qгор = 75 000 × (w/1,2)^1,2 т/год — отдельная иллюстративная огибающая достижимой производительности комплекса; qф = 110 000 т/год. Фактическая загрузка равна Q/T и не подменяется максимальной паспортной производительностью. Общий пятилетний срок сохраняется только для вариантов, удовлетворяющих ограничению; иначе нужен новый календарный расчёт, а не сравнение по прежнему NPV.

$$A(w) = \frac{PM(w) - C(w)}{T} - S \quad (10)$$

$$CF_0 = -K - W;\ CF_t = A(w), 1 \le t < T;\ CF_t \text{ при } t = T: A(w) + W - L \quad (11)$$

$$NPV(w) = -K - W + H_T A(w) + \frac{W-L}{(1+r)^T};\ H_T = \sum(1+r)^{-t}, t = 1, \dots, T \quad (12)$$

Все регулярные потоки относятся к концу года, первоначальные — к t = 0; W возвращается в конце пятого года, тогда же оплачивается закрытие. При W = L завершающие платежи взаимно компенсируются по денежному потоку, но начальный оборотный капитал по-прежнему является затратой. Одна и та же статья не включается одновременно в OPEX и капитальный платёж.

$$w^* = arg\,max\ NPV(w),\ w \in \Omega;\ \Omega \subseteq [1{,}0; 2{,}0] \quad (13)$$

Ω — множество технически, геомеханически и организационно допустимых вариантов с проверкой производительности. При отсутствии допустимого варианта с NPV > 0 рассматривается отказ или перепроектирование. В базовой модели общие K, W, L, T, S и r не зависят от w; поэтому максимизация NPV эквивалентна максимизации совокупной маржи PM − C. При этих специальных предпосылках ставка дисконтирования масштабирует разницу, но не изменяет оптимальную ширину.

$$Pg\eta t\kappa'(w) = c_0 + c_{тр} + c_п - \frac{c_1}{w^2} \quad (14)$$

Условие (14) следует из равенства предельной выручки и предельных эксплуатационных затрат после сокращения общего множителя $A\rho k_0$. При w > 0 вторая производная к отрицательна, а вторая производная суммы $w(c_0+стр+сп)+c_1/w$ положительна. Поэтому PM − C строго вогнута при принятых положительных параметрах: стационарная точка, если она внутри Ω, единственна. Это математическое

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

свойство выбранной модели, не гарантия единственного оптимума реального месторождения.

$$\Omega\varepsilon = \{w \in \Omega: NPV(w) \geq (1-\varepsilon)NPV(w^*)\},\ \varepsilon = 0{,}01 \quad (15)$$

Диапазон (15) определяется только при положительном максимальном NPV и служит анализом плоскости целевой функции, а не доверительным интервалом выемочной мощности. Использованы интегрирование, ограниченная одномерная оптимизация и независимое решение уравнения (14). Дополнительно для трёх мощностей геометрическое ожидание проверено 200 000 синтетических реализаций е с seed = 20261022; натурная статистическая валидация не заявляется.

Результаты

Материальный баланс и потери качества

Таблица 2

Баланс для четырёх вариантов выемочной мощности

Показатель	1,00 м	1,20 м	1,50 м	2,00 м
Геометрическое перекрытие к, %	85,64	93,48	98,65	99,97
Извлечение исходной руды k, %	83,07	90,67	95,69	96,97
Доставленная руда O, тыс. т	224,29	244,82	258,36	261,82
Вся рудная масса Q, тыс. т	261,90	314,28	392,85	523,80
Примешанная порода D, тыс. т	37,61	69,46	134,49	261,98
Разубоживание D/Q, %	14,36	22,10	34,24	50,01
Содержание питания, г/т	6,851	6,232	5,261	3,999
Металл после переработки, кг	1614,86	1762,68	1860,17	1885,12

По таблице 2 при увеличении w от 1,00 до 1,50 м извлечение исходной руды возрастает с 83,07 до 95,69 %, но разубоживание — с 14,36 до 34,24 %. Причина не в противоречии баланса: более широкая выемка охватывает жилу при большем несовпадении центров, одновременно увеличивая доставляемую примесь. Расширение до 2,00 м добавляет относительно 1,50 м лишь около 3,47 тыс. т руды, но около 127,48 тыс. т породы. Поэтому дополнительный тоннаж не равен дополнительной полезной продукции.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

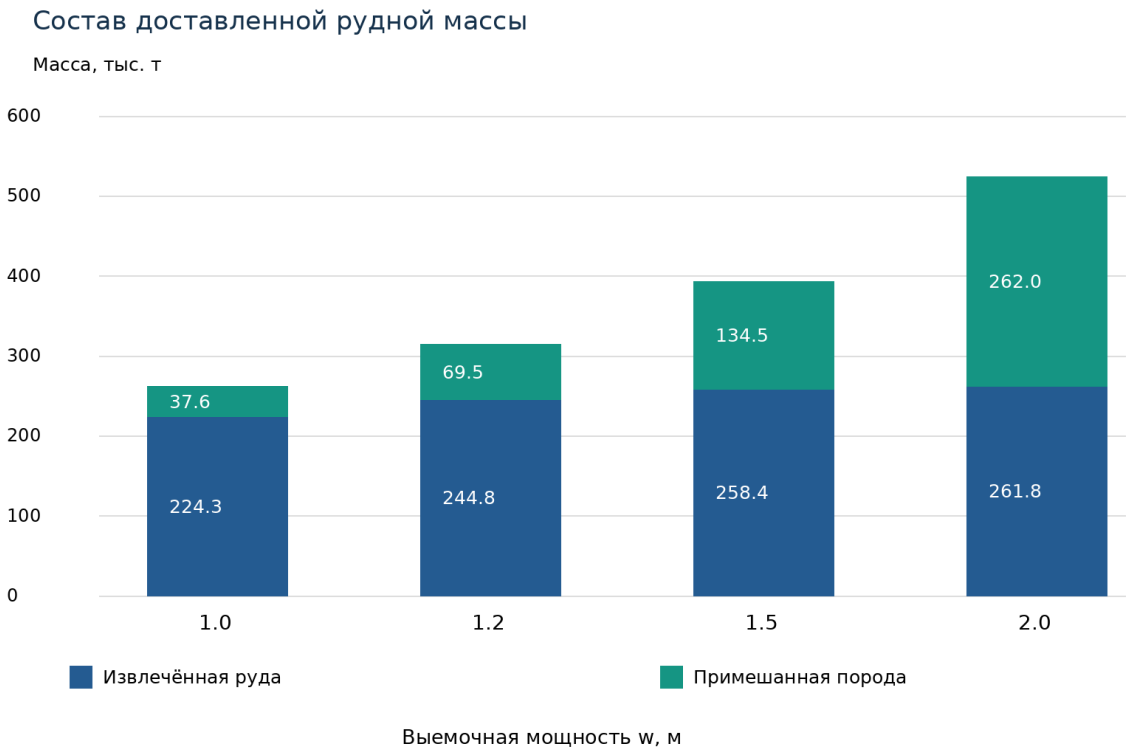


Рисунок 2 — Изменение массы доставленной руды и примешанной породы при росте w. Источник: авторская модель и расчёты

Рисунок 2 показывает насыщение извлечения: после достаточного охвата жилы рост Q связан преимущественно с породой. Снижение содержания с 6,851 до 3,999 г/т в исследуемом диапазоне не означает пропорциональную потерю металла, поскольку масса переработки различается. Для интерпретации одновременно нужны k, d, Q и M.

Таблица 3

Независимая проверка ожидаемого перекрытия Монте-Карло

w, м	к: интеграл	к: моделирование	СКО среднего МС
1,00	0,856381	0,856770	0,000242
1,50	0,986473	0,986548	0,000094
2,00	0,999705	0,999702	0,000012

Таблица 3 подтверждает численную реализацию геометрической модели: отклонения находятся в пределах ожидаемого шума моделирования. Совпадение расчётов не доказывает нормальность несовпадения центра, его нулевое среднее или достаточность модели реальных контуров. Эти предпосылки проверяются отдельно по геологическим данным и исполнительной съёмке.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

Экономический результат и рациональный диапазон

Таблица 4

Экономика и загрузка при фиксированном пятилетнем сроке

Показатель	1,00 м	1,20 м	1,50 м	2,00 м
Добыча, руб./т рудной массы	4800	3883	3133	2550
OPEX за период, млрд руб.	2,412	2,506	2,713	3,145
Регулярный поток, млрд руб./год	1,405	1,564	1,640	1,583
NPV до налогов, млрд руб.	3,466	4,038	4,310	4,107
OPEX на металл, руб./г	1494	1422	1458	1668
Требуемая загрузка, тыс. т/год	52,38	62,86	78,57	104,76
Условная мощность комплекса, тыс. т/год	60,26	75,00	98,03	138,45

По таблице 4 минимальная удельная стоимость добычи рудной массы достигается при 2,00 м: 2550 руб./т. Однако среди четырёх вариантов максимальный NPV обеспечивает 1,50 м: 4,310 млрд руб. Преимущество над 1,20 м равно 272,571 млн руб., над 2,00 м — 203,619 млн руб. Выбор по рублям на тонну рудной массы дал бы другой результат и не учёл бы дорогую переработку примеси. Все выбранные варианты удовлетворяют условным пределам производительности.

Непрерывная оптимизация даёт $w^* = 1{,}5314765$ м и NPV = 4,312108 млрд руб. Независимое решение предельного условия даёт то же значение. Столько десятичных знаков требуется только для проверки вычислений; назначать производственную ширину с миллиметровой точностью на этом основании нельзя. Округление до 1,50 м уменьшает модельный NPV лишь на 1,731 млн руб., или около 0,040 %. Интервал с потерей не более 1 % NPV равен 1,385–1,712 м, что указывает на сравнительно плоскую область около максимума.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

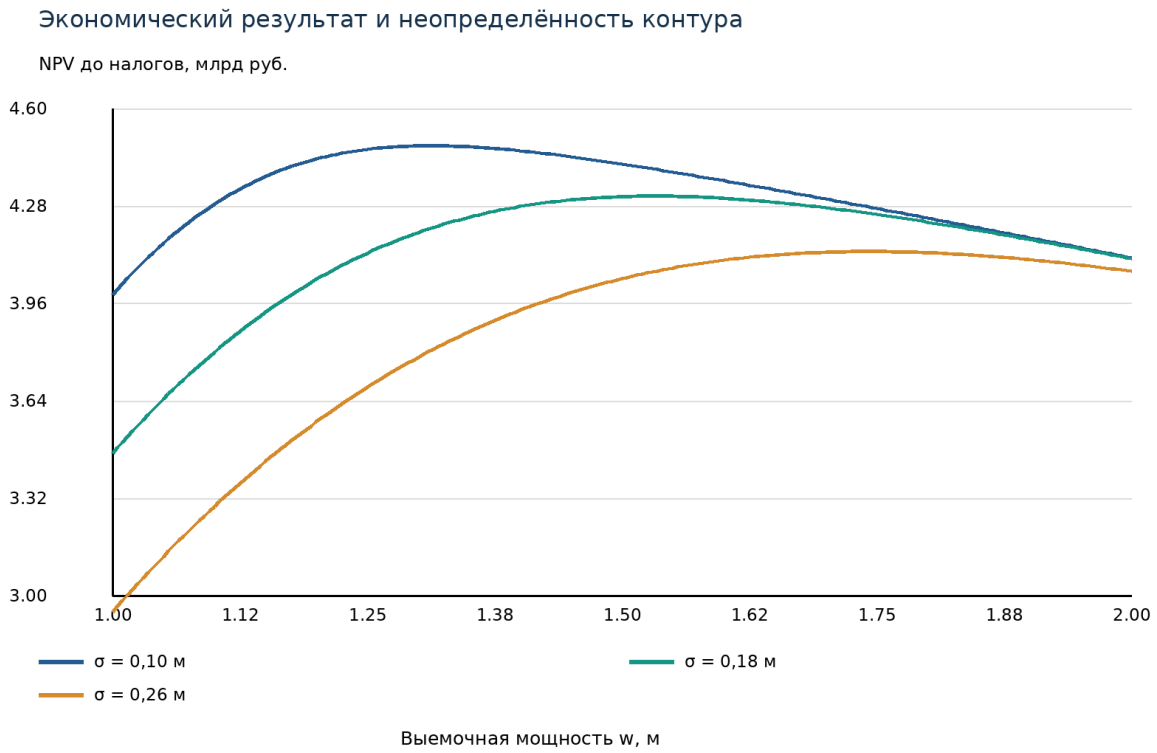


Рисунок 3 — Зависимость NPV от выемочной мощности при трёх сценариях несовпадения центров. Источник: авторская модель и расчёты

Рисунок 3 показывает изменение не только максимального результата, но и положения оптимума при изменении σ. Более высокая неопределённость требует шире охватывать возможное положение жилы, при этом цена дополнительного охвата выражается ростом примеси. Поскольку стоимость мероприятий по уменьшению σ в базовой модели не включена, сравнение кривых нельзя автоматически трактовать как чистую прибыль от улучшения маркшейдерской службы.

Пошаговый расчёт варианта 1,50 м

При σ = 0,18 м интеграл перекрытия даёт κ = 0,9864731. Доставленная руда: O = 100 000 × 1,0 × 2,7 × 0,9864731 × 0,97 = 258 357,30 т. Общая масса: Q = 100 000 × 1,50 × 2,7 × 0,97 = 392 850 т. Примесь D = 134 492,70 т, разубоживание d = 134 492,70/392 850 = 0,3423513. Питание gf = 8 × 258 357,30/392 850 = 5,261190 г/т.

Металл M = 258 357,30 × 8 × 0,90 = 1 860 172,59 г.

Удельная добыча: сд = 1800 + 3000/1,5² = 3133,333 руб./т. OPEX: C = 392 850 × (3133,333 + 2500) + 100 000 000 × 5 = 2,713055 млрд руб. Выручка PM = 11,161036 млрд руб. Регулярный поток: A = (11,161036 − 2,713055)/5 − 0,050 = 1,639596 млрд руб./год.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

Начальный поток −1,50 − 0,10 = −1,60 млрд руб. При H5 = 3,604776 и W = L: NPV = −1,60 + 1,639596 × 3,604776 = 4,310377 млрд руб.

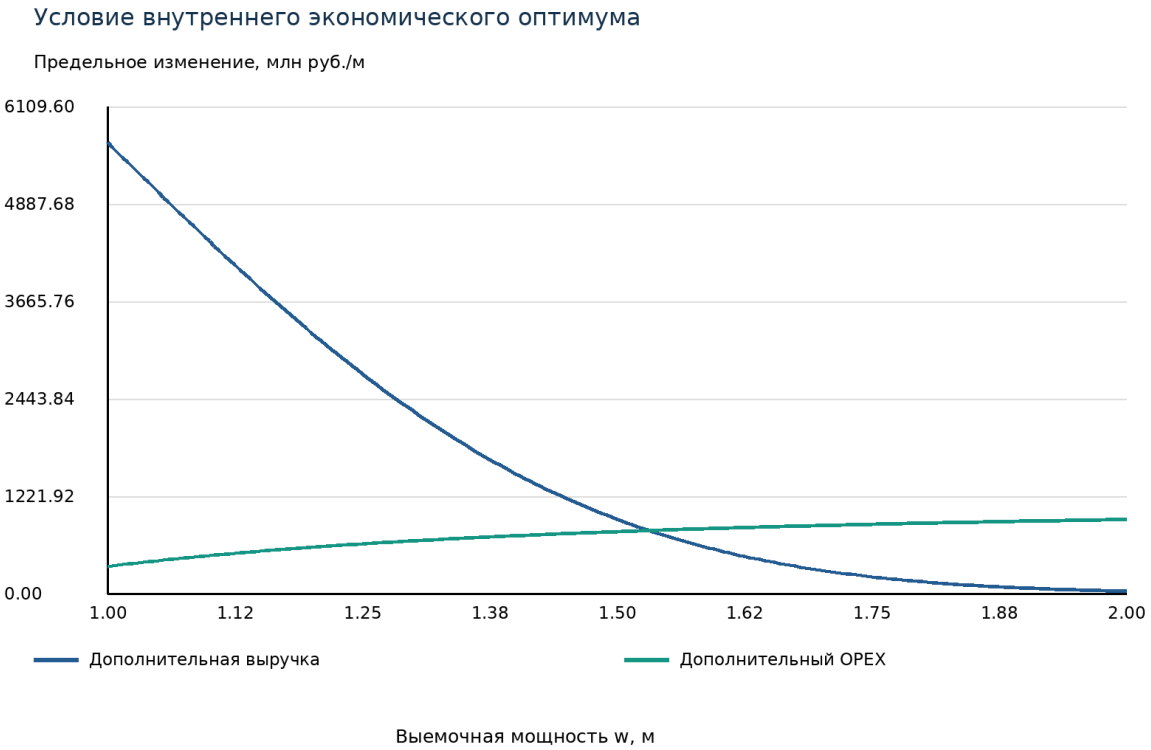


Рисунок 4 — Предельные изменения выручки и OPEX за полный период; их пересечение задаёт внутренний максимум. Источник: авторская модель и расчёты.

По рисунку 4 в точке w = 1,50 м предельная выручка составляет 932,657 млн руб./м, а предельные затраты — 776,970 млн руб./м; дальнейшее небольшое расширение ещё выгодно. После w* предельная выручка становится ниже затрат. В отличие от вычисления стоимости «потерянного металла» этот подход не прибавляет дополнительный металл дважды: его эффект уже учтён в выручке.

Чувствительность и ограничение переработки

Таблица 5

Оптимум при изменении геометрической неопределённости

σ, м	w*, м	NPV*, млрд руб.	d, %	k, %
0,10	1,312	4,478	24,18	96,51
0,14	1,423	4,397	30,31	96,23
0,18	1,531	4,312	35,43	95,92
0,22	1,638	4,223	39,82	95,60
0,26	1,742	4,130	43,64	95,26

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

Из таблицы 5 следует: снижение σ с 0,18 до 0,10 м позволяет уменьшить оптимальную мощность с 1,531 до 1,312 м и повышает максимальный NPV на 165,495 млн руб. Эта сумма — модельный верхний предел сопоставимого единовременного дополнительного вложения в t = 0 при отсутствии иных изменений. Если мероприятия требуют ежегодных расходов, снижают производительность либо меняют риск, их потоки необходимо вычесть отдельно. Параметр σ не принадлежит исключительно маркшейдерским измерениям; его уменьшение может требовать геологического сопровождения и улучшения исполнения выемки.

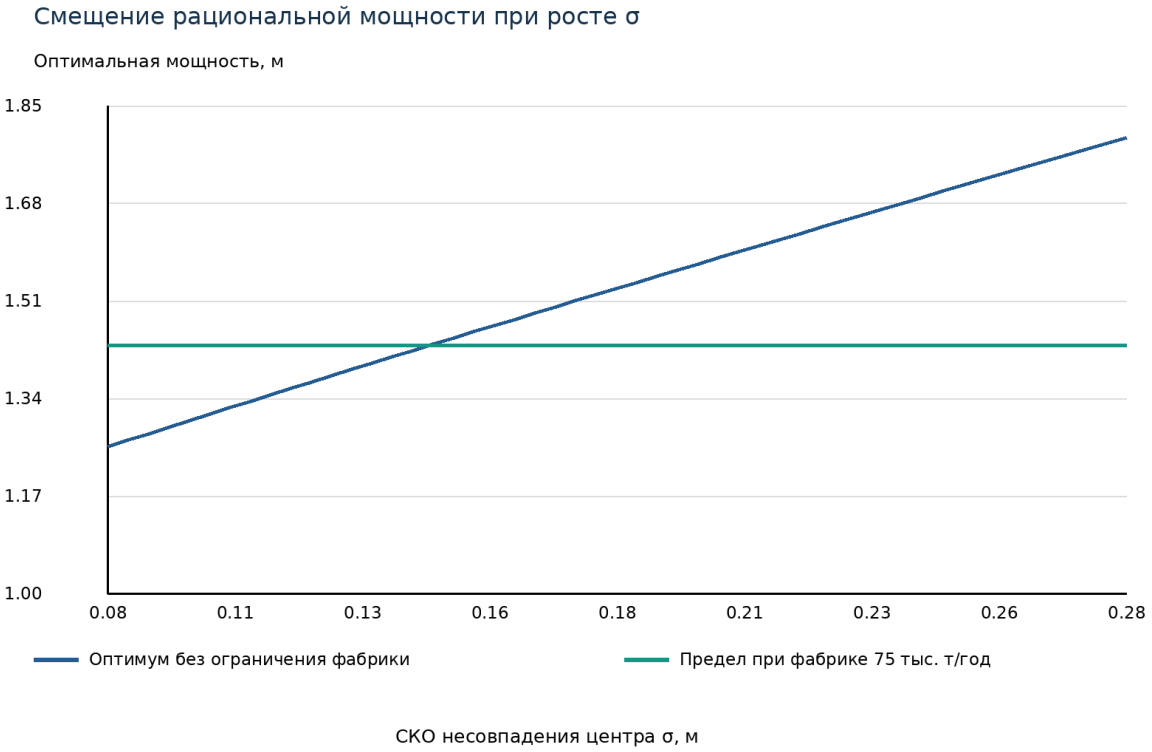


Рисунок 5 — Изменение оптимума по σ и ограничение ширины при снижении мощности фабрики до 75 тыс. т/год.

По рисунку 5 фабричное ограничение может стать определяющим. Если qф уменьшить со 110 до 75 тыс. т/год, то Q/T ≤ 75 000 требует w ≤ 75 000 × 5/(100 000 × 2,7 × 0,97) = 1,431844 м. Базовый оптимум становится недопустимым; новый максимум достигается на этой границе и равен 4,293186 млрд руб. Изменять срок только для более широкой выемки и оставлять прежние потоки было бы некорректно.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

Таблица 6

Ценовые сценарии при повторной оптимизации

Цена, руб./г	w*, м	NPV*, млрд руб.
4200	1,469	1,898
4800	1,493	2,701
6000	1,531	4,312
7200	1,562	5,927
7800	1,575	6,736

Таблица 6 показывает, что рост сценарной цены повышает ценность уменьшения потерь и смещает оптимум к большей ширине. При цене 4200 руб./г он составляет 1,469 м, при 7800 руб./г — 1,575 м. Нельзя переносить эти значения на другой объект: исходное содержание, полнота доставки, форма затрат и плотность распределения несовпадений заданы условно. Ценовые сценарии не являются прогнозом котировок.

Обсуждение

Принципиальный результат — различие оптимизации по тоннам рудной массы и по ценности исходной жилы. Минимум OPEX на извлечённый металл в непрерывной модели достигается примерно при 1,259 м, а максимум NPV — при 1,531 м. В первом случае не учитывается полезность дополнительного металла сверх изменения удельного показателя. Это согласуется с необходимостью совместного анализа последующих переделов [2, 6], но не означает, что конкретные функции данной модели подтверждены этими публикациями.

Второе следствие — необходимость различать ожидаемое геометрическое перекрытие $к$ и извлечение руды $k = k_0к$. При достаточно большой ширине геометрические потери почти исчезают, но извлечение не превышает 97 % из-за принятой неполноты доставки. Сквозное извлечение металла дополнительно умножается на $η$. Поэтому выражение «почти полное извлечение» должно содержать указание стадии и исходной базы; требования к потерям нельзя проверять по одному $к$.

Сценарий минимально требуемого извлечения также меняет допустимое множество. Если исследовательски задать $k \geq 0{,}95$, нижняя допустимая мощность составляет около 1,428 м. Это не установленный норматив. Базовый экономический оптимум остаётся допустимым, но часть 1%-ного диапазона исключается. Если ограничение по фабрике или геомеханике не оставляет совместимого диапазона, необходимо менять технологию, график либо условия переработки, а не объявлять рассчитанную ширину реализуемой автоматически.

Геометрия опасно упрощается при замене сложной жилы одним средним t. Ветвления, раздувы, пережимы и неравномерное распределение металла требуют расчёта по геологическим доменам, а не умножения среднего содержания на средний

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

коэффициент извлечения. Потеря богатых контактов экономически не эквивалентна потере такой же массы бедной руды; специфика оценки компонентов подчёркивается в [4]. При ненулевом содержании в примеси формула питания должна включать Dgw, а итоговый металл учитывать разные технологические свойства источников.

Параметр σ необходимо оценивать по сопоставлению геологических контуров, разметки, проектной и исполнительной съёмки, разделяя смещение центра, систематический сдвиг и перебор стенок. Нормальное распределение не гарантировано; возможны асимметрия и тяжёлые хвосты. Ошибки координатного преобразования нельзя маскировать повышением σ. Пространственная зависимость не влияет на среднее суммарной массы, но делает отдельные участки одновременно недоизвлечёнными и увеличивает разброс результата; в данной работе риск распределения NPV не оценивался.

Поддержание пространства, крепление и отбойка одновременно влияют на извлечение, примесь и допустимую геометрию [5, 7–10]. Поэтому w нельзя оптимизировать независимо от высоты слоя, длины выработки, состояния контактов и выбранного оборудования. Представленный подход определяет целевой диапазон для дальнейшей инженерной проверки, но не назначает паспорт буровзрывных работ, систему крепления или параметры закладки. Числа из экспериментальных публикаций не использовались как универсальные коэффициенты настоящего примера.

Экономическая модель специально сохраняет общий срок и одинаковые капитальные вложения. Если меньшая ширина требует другого оборудования, снижает темп вскрытия, увеличивает длительность или повышает трудозатраты крепления, требуется перерасчёт календарных потоков. Если более широкая выемка ускоряет извлечение полезной руды, этот эффект также должен подтверждаться расписанием работ. При текущей постановке рост qгор лишь проверяет исполнимость, но не создаёт скрытую выручку за счёт дополнительного времени.

Выявленная плоская область вокруг максимума важнее мнимой точности w* до миллиметра. Интервал 1,385–1,712 м не является доверительным: он получен при фиксированных неизвестных в реальности параметрах. Практический выбор внутри него должен учитывать локальное содержание, допуски исполнения, запас мощности оборудования, безопасность и затраты контроля. Даже очень малый численный шаг оптимизации не увеличивает достоверность исходных данных.

Ограничения исследования: модель синтетическая; не проверены геомеханическая устойчивость, нормативная допустимость, налоги и стоимость реализации; не учтены нелинейное металлургическое извлечение и пространственное распределение содержания. Не выполнены сравнительные натурные испытания разных

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

ширин и статистическая оценка параметров затрат. Монте-Карло подтверждает только правильность интегрирования при заданном законе e. Для промышленного применения нужны блочная модель, контурная съёмка, хронометраж, сметы и согласованный производственный график.

Выводы

1. Предложена расчётная схема выбора выемочной мощности через ожидаемое геометрическое перекрытие жилы, материальный баланс и NPV. Отдельно определены разубоживание D/Q, извлечение исходной руды k и сквозное извлечение металла, что предотвращает смешение знаменателей и двойной учёт примеси.

2. Для условной жилы t = 1 м и σ = 0,18 м формальный максимум равен w* = 1,531 м при NPV = 4,312 млрд руб. Вариант 1,50 м даёт 4,310 млрд руб.; извлечение руды 95,69 %, разубоживание 34,24 %, содержание питания 5,261 г/т. Преимущество над 2,00 м — 203,619 млн руб.

3. Аналитическое условие оптимума выражает равенство предельной выручки и предельных затрат. Минимизация удельной добычной стоимости ведёт к другой ширине и не обеспечивает максимума экономического результата. При принятых функциях целевая маржа строго вогнута.

4. Диапазон с отклонением NPV не более 1 % от максимума равен 1,385–1,712 м. Снижение фабричной мощности до 75 тыс. т/год ограничивает ширину 1,432 м и переводит оптимум на границу допустимого множества.

5. Снижение σ с 0,18 до 0,10 м повышает оптимальный модельный NPV на 165,495 млн руб. до вычета затрат на соответствующие мероприятия. Эти результаты не являются проектными параметрами действующего предприятия; необходима объектовая калибровка геометрии, затрат, производительности и геомеханики.

References

1. Balt K., Goosen R. L. MSAHP: An approach to mining method selection // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. — 2020. — Vol. 120, no. 8. — P. 451–460. — DOI: 10.17159/2411-9717/1072/2020.

2. Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В., Соломеин Ю. М. Исследование влияния показателей извлечения на эффективность подземной отработки месторождений бедных комплексных руд // Горная промышленность. — 2022. — № 1S. — С. 46–52. — DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52.

3. Голик В. И., Титова А. В. Моделирование показателей разработки рудных месторождений Садона // Горная промышленность. — 2022. — № 4. — С. 82–87. — DOI: 10.30686/1609-9192-2022-4-82-87.

Professional science applies the Creative Commons Attribution (CC BY 4.0) license to the materials published-
https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ru|

4. Сребродольский Я. А., Швабенланд Е. Е., Курчин Г. С. Специфика оценки потерь и разубоживания минерального сырья при комплексном освоении месторождений полиметаллических руд и сопутствующих техногенных образований // Горная промышленность. — 2025. — № 5S. — С. 92–99. — DOI: 10.30686/1609-9192-2025-5S-92-99.

5. Delentas A., Benardos A., Nomikos P. Analyzing Stability Conditions and Ore Dilution in Open Stope Mining // Minerals. — 2021. — Vol. 11, no. 12. — Art. 1404. — DOI: 10.3390/min11121404.

6. Marinin M., Marinina O., Wolniak R. Assessing of Losses and Dilution Impact on the Cost Chain: Case Study of Gold Ore Deposits // Sustainability. — 2021. — Vol. 13, no. 7. — Art. 3830. — DOI: 10.3390/su13073830.

7. Mussin A., Imashev A., Matayev A., Abeuov Y., Shaike N., Kuttybayev A. Reduction of ore dilution when mining low-thickness ore bodies by means of artificial maintenance of the mined-out area // Mining of Mineral Deposits. — 2023. — Vol. 17, no. 1. — P. 35–42. — DOI: 10.33271/mining17.01.035.

8. Авдеев А. Н., Сосновская Е. Л., Павлов А. М. Обоснование параметров технологии выемки глубокозалегающих тонких крутопадающих рудных тел // Горная промышленность. — 2025. — № 5S. — С. 85–91. — DOI: 10.30686/1609-9192-2025-5S-85-91.

9. Serdaliyev Y., Iskakov Y., Amanzholov D. Selection of the optimal composition and analysis of the detonating characteristics of low-density mixed explosives applied to break thin ore bodies // Mining of Mineral Deposits. — 2023. — Vol. 17, no. 4. — P. 53–60. — DOI: 10.33271/mining17.04.053.

10. Huo Y., Ma Z., Liu W., Wang Y., Li S. Optimization of blasting parameters for steeply dipping narrow gold veins // Journal of Mechanics. — 2026. — Vol. 42. — P. 53–70. — DOI: 10.1093/jom/ufag002.