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., Garifulina I.Yu., Khrapkov P.A. Technical and Economic Justification of Mining Method Selection Considering Reserve Recovery

Технико-экономическое обоснование выбора системы разработки с учётом полноты извлечения запасов

Arno Veronika Vladimirovna
Ph.D., Associate Professor, Department of Geology and Mining,
North-Eastern State University, Magadan
Kolesnichenko Eva Pavlovna
Undergraduate Student, State and Municipal Audit Programme,
Moscow State University, Moscow
Garifulina Irina Yurievna,
Ph.D., Associate Professor, Department of Geology and Mining,
North-Eastern State University, Magadan
Khrapkov Peter Alexandrovich,
Undergraduate Student
of 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»
ВШГА МГУ им. М.В. Ломоносова, г. Москва
Гарифулина Ирина Юрьевна,
Кандидат технических наук, доцент 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

Abstract. *A reproducible framework is proposed for comparing underground mining methods using ore and dilution mass balances, recovered metal, operating costs and pre-tax discounted cash flows. A hypothetical 2 Mt inventory grading 2.5 g/t Au is evaluated for sublevel open stoping with permanent pillars, stoping with cemented backfill, and cut-and-fill mining. Assumed mining losses of 20%, 10% and 4% result in recovered gold of 3.60, 4.05 and 4.32 t. At a scenario price of RUB 6,000/g and a real discount rate of 12%, pre-tax NPVs are RUB 0.709, 0.899 and 0.249 billion. Stoping with backfill is preferred, whereas cut-and-fill maximizes physical recovery. The crossover price for the two backfill alternatives is approximately RUB 9,881/g. A 20% price decrease makes the preferred option economically negative. All numerical inputs are hypothetical assumptions; the analysis is a methodological demonstration rather than a site-specific feasibility study.*

Keywords: *mining method selection, mining recovery, ore losses, dilution, mass balance, cemented backfill, discounted cash flow, sensitivity analysis.*

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|

Аннотация. *Разработана воспроизводимая схема сравнения подземных систем разработки, объединяющая материальный баланс руды и примешанной породы, выпуск металла, эксплуатационные затраты и дисконтированные потоки до налогов. На модельном участке с 2 млн т исходной руды и содержанием золота 2,5 г/т сопоставлены подэтажно-камерная система с оставлением целиков, камерная система с твердеющей закладкой и слоевая выемка с твердеющей закладкой. При потерях 20, 10 и 4 % выпуск металла составляет 3,60; 4,05 и 4,32 т соответственно. При условной цене 6000 руб./г и реальной ставке 12 % NPV равен 0,709; 0,899 и 0,249 млрд руб. Предпочтителен камерный вариант с закладкой, хотя максимальное извлечение обеспечивает слоевая выемка. Определены цены безубыточности и порог смены предпочтения между закладочными вариантами – около 9881 руб./г. Снижение цены на 20 % делает NPV предпочтительного варианта отрицательным. Все числовые параметры являются авторскими сценарными допущениями; результаты не относятся к действующему предприятию и не заменяют проектное ТЭО.*

Ключевые слова: *система разработки, полнота извлечения, потери руды, разубоживание, материальный баланс, твердеющая закладка, дисконтированный денежный поток, анализ чувствительности.*

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

Введение

Выбор системы подземной разработки нельзя сводить к минимуму затрат на тонну добытой рудной массы. Различия в полноте извлечения изменяют количество полезного компонента, поступающего в переработку, а разубоживание увеличивает массу, которую необходимо переместить и переработать. При этом система с наибольшим извлечением может требовать дополнительных капитальных вложений, подготовительных работ и расходов на закладку. Поэтому технологические и экономические показатели должны рассматриваться в едином балансе.

Антипин и соавторы показали взаимосвязь потерь и разубоживания с извлекаемой ценностью и затратами по отдельным процессам [1]. Голик и Титова рассматривают моделирование параметров разработки и комбинирование технологий с учётом качества руды и геомеханических условий [2]. Исследование жильных месторождений Южной Якутии демонстрирует зависимость источников потерь от системы разработки и конкретных условий отбойки, выпуска и транспортирования [3]. Эти работы обосновывают необходимость комплексного сравнения, но их числовые результаты нельзя переносить на другой объект без проверки.

Balt и Goosen предлагают MSAHP для предварительного ранжирования систем разработки по соответствию характеристикам рудного тела и прямо указывают, что такой отбор не заменяет экономическую модель [4]. Delentas и соавторы исследуют связь геометрии очистного пространства, устойчивости и разубоживания [5]. Поэтому в настоящей статье технико-геомеханический отбор рассматривается как самостоятельная предпосылка сравнения денежных потоков, а не как его результат.

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|

Marinin и соавторы рассматривают влияние потерь и разубоживания на цепочку затрат mine-to-mill [6]. Их работа подтверждает необходимость расчёта не только добычи, но и последующих операций; при этом результаты открытой разработки нельзя напрямую переносить на подземную выемку. Mussin и соавторы изучают снижение разубоживания посредством искусственного поддержания выработанного пространства [7], а Голик и Титова — взаимосвязь качества руды, состояния массива и затрат [8].

В исследованиях Авдеева и соавторов подчёркнута необходимость геомеханического обоснования параметров выемки тонких крутопадающих тел на больших глубинах [9]. Рожков и Барановский рассматривают извлечение обогащённой рудной мелочи и снижение ущерба от её потерь [10]. Эти публикации обосновывают расширение исходных данных расчёта: коэффициент потерь должен учитывать не только общий объём оставленной руды, но и распределение в ней металла.

Цель исследования — построить прозрачную расчётную процедуру выбора экономически предпочтительного варианта при явном учёте полноты извлечения и проверить, когда дополнительные затраты на более полное использование исходного запаса оправдываются дополнительным выпуском металла. Методическая особенность работы — разделение извлечённой руды и примешанной породы, фиксирование базы разубоживания и определение ценовых и капитальных порогов смены предпочтения. Работа не заявляет новый универсальный способ дисконтирования: её вклад — воспроизводимая совместная постановка и интерпретация модельного сравнения.

Материалы и методы

Расчётный объект и условия сопоставимости

Принят условный участок крутопадающего золоторудного тела мощностью 6 м, углом падения 70° и глубиной работ около 300 м. Для иллюстрации предполагается, что устойчивость руды и пород допускает предварительное рассмотрение всех трёх вариантов. Геомеханическая допустимость не доказана: параметры камер, целиков, крепи и прочность закладки здесь не рассчитываются. На реальном объекте такой отбор должен предшествовать экономическому сравнению; небезопасный вариант исключается независимо от NPV.

Исходная масса B = 2 млн т задаёт общий фиксированный контур сравнения; она не объявляется оценкой запасов по российской или международной классификации. Все варианты погашают этот контур за восемь лет равномерно: по 250 тыс. т исходной руды в год. Проектная возможность фабрики и транспорта условно принята 260 тыс. т рудной массы в год. Концентрация работ предполагается достаточной для соблюдения графика и не проверена календарно-сетевой моделью. Разный объём выпуска

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|

обеспечивается изменением фактической загрузки, а не скрытым изменением срока проекта.

Таблица 1

Общие исходные параметры

Параметр	Значение	Смысл
Исходная руда B	2 000 000 т	Один контур для всех вариантов
Содержание g	2,5 г/т	Однородно в извлекаемой и теряемой руде
Металлургическое извлечение η	0,90	Постоянно для всех вариантов
Цена P	6000 руб./г	Сценарная, не рыночная котировка
Период T; ставка r	8 лет; 12 %	Постоянные реальные рубли условной базы 2026 г.
Переработка сп	2500 руб./т	На всю рудную массу
Постоянные расходы F	120 млн руб./год	Общие для вариантов
Поддерживающие вложения S	80 млн руб./год	Не входят в OPEX
Оборотный капитал W	200 млн руб.	Вложение в t = 0, возврат в t = 8
Закрытие L	300 млн руб.	Единовременный платёж в конце t = 8

Таблица 1 делает явными предпосылки, особенно часто смешиваемые при сравнении: единицы содержания и цены, базу затрат и момент платежей. Инфляция не моделируется; ставка и потоки реальны. Выручка трактуется как условное поступление по извлечённому металлу без отдельного учёта аффинажа и реализации. В полноценном расчёте потребуются условия оплаты, налоги, НДПИ, разрешительная документация и сметы. Налоги, кредитование и амортизационный налоговый щит исключены; далее рассчитывается только NPV до налогов, а не инвестиционная эффективность предприятия после налогообложения.

Таблица 2

Параметры технологических вариантов — не отраслевые нормативы

Показатель	A: целики	Б: камерная закладка	B: слоевая закладка
Потери l, доли ед.	0,20	0,10	0,04
Извлечение руды k = 1 − l	0,80	0,90	0,96
Разубоживание d, доля породы в рудной массе	0,18	0,12	0,06
Добыча сд, руб./т рудной массы	3500	4000	5000
Начальные вложения K, млрд руб.	4,20	4,70	5,10

Вариант А — подэтажно-камерная выемка с постоянными рудными целиками; Б — камерная выемка с твердеющей закладкой и более полным извлечением; В — слоевая выемка с твердеющей закладкой. Потери, разубоживание и затраты из таблицы

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|

2 заданы для сценарного эксперимента, а не получены из испытаний. Удельные затраты на добычу включают принятые текущие подготовительно-нарезные работы, отбойку, доставку и, где применимо, закладку. Начальный комплекс включает предпусковую подготовку; поддерживающие вложения отражены отдельно. Такое разделение исключает повторный учёт одной и той же статьи.

Материальный баланс и полнота извлечения

$$O_i = B(1 - l_i) \quad (1)$$

$$Q_i = \frac{O_i}{1 - d_i};\ D_i = Q_i - O_i \quad (2)$$

$$g_{f,i} = \frac{O_i g + D_i g_w}{Q_i} = g(1 - d_i), \text{при } g_w = 0 \quad (3)$$

$$M_i = Q_i g_{f,i} \eta = B(1 - l_i) g \eta \quad (4)$$

$$k_{M,i} = \frac{M_i}{Bg} = (1 - l_i)\eta \quad (5)$$

Здесь O — извлечённая исходная руда, Q — рудная масса, D — примешанная порода, т; l — доля потерь исходной руды; d = D/Q — массовая доля примеси; gf и gw — содержания в питании и примеси, г/т; M — извлечённый металл, г; kM — сквозное извлечение металла из исходного контура. Порода принята безметалльной, а содержание в теряемой руде равно среднему. Поэтому потери руды и металла при добыче численно совпадают. При селективных потерях и ненулевом содержании в породе формулы должны быть расширены.

Разубоживание d = D/Q нельзя подставлять в выражение Q = O(1 + d): последнее справедливо для иной базы — D/O. В модели применено деление на (1 − d). Проверка баланса проводится по равенствам O + D = Q и Qgf = Og. Разубоживание при фиксированном исходном контуре и постоянном η напрямую не изменяет количество металла; оно меняет качество и затраты. Влияние на металл возникнет при ограничении пропускной способности или зависимости извлечения от состава питания.

Экономическая модель и правило выбора

$$C_i = Q_i(c_{д,i} + c_п) + FT \quad (6)$$

$$A_i = \frac{PM_i - C_i}{T} - S \quad (7)$$

$$CF_{i,0} = -K_i - W;\ CF_{i,t} = A_i \text{ при } 1 \le t < T;\ CF_{i,T} = A_i + W - L \quad (8)$$

$$NPV_i = -K_i - W + \sum CF_{i,t}/(1 + r)^t,\ t = 1, \dots, T \quad (9)$$

$$i^* = \arg\max NPV_i,\ i \in \Omega,\ Q_i/T \le Q_{max} \quad (10)$$

C — суммарные эксплуатационные расходы за восемь лет; A — регулярный годовой поток после поддерживающих вложений, но до налогов; K — начальные капитальные вложения. В формуле (9) суммируются только потоки t = 1,…,T, поэтому начальные вложения не вычитаются повторно. Множество Ω содержит технически 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|

нормативно допустимые варианты; ограничение по полноте извлечения может дополнительно задаваться как k ≥ kmin. В базовом расчёте такой минимальный коэффициент не навязывается. Выбор «не инвестировать» с NPV = 0 обязателен, если все допустимые варианты имеют отрицательный результат.

$$H_T = \sum 1/(1 + r)^t;\ \Delta K \le (A_j - A_i)H_T, t = 1, \dots, T \quad (11)$$

Неравенство (11) задаёт допустимую премию начальных вложений при одинаковых W, L и сроках. Оно не заменяет полную модель при разном графике запуска или закрытия. Для порога цены можно использовать линейность NPV по P:

$$P^*_{j/i} = P_0 - \frac{NPV_j(P_0) - NPV_i(P_0)}{(M_j - M_i)H_T/T} \quad (12)$$

Порог (12) существует при различающемся выпуске металла. Внешние воздействия и предотвращённый ущерб отдельно не монетизируются: добавление стоимости «спасённого металла» к уже учтённой дополнительной выручке привело бы к двойному счёту. Чувствительность проверена изменением одного фактора на ±20 % при фиксации остальных; это стресс-тест, а не вероятностная оценка риска.

Результаты

Производственный баланс

Таблица 3

Результаты материального баланса

Показатель	А	Б	В
Извлечённая руда, тыс. т	1600,0	1800,0	1920,0
Рудная масса, тыс. т	1951,2	2045,5	2042,6
Примешанная порода, тыс. т	351,2	245,5	122,6
Содержание в питании, г/т	2,05	2,20	2,35
Выпуск металла, т	3,60	4,05	4,32
Сквозное извлечение, %	72,0	81,0	86,4
Загрузка по рудной массе, тыс. т/год	243,9	255,7	255,3

По таблице 3 вариант Б увеличивает выпуск металла относительно А на 0,45 т, или 12,5 %, а В относительно Б — ещё на 0,27 т, или 6,67 %. При этом масса питания Б и В практически одинакова: более полное извлечение в варианте В компенсируется меньшей долей примеси. Годовая загрузка не превышает условный предел 260 тыс. т. Из исходных 5 т металла при варианте Б 0,50 т остаётся в потерянной руде, 0,45 т теряется при переработке, 4,05 т извлекается; баланс замыкается.

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|

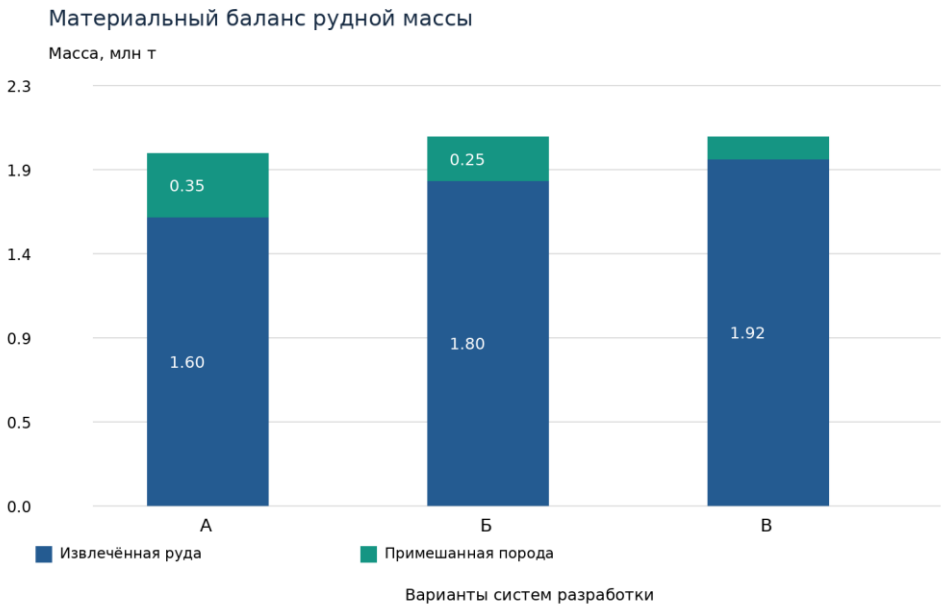


Рисунок 1 — Извлечённая руда и примешанная порода для трёх вариантов. Источник: расчёты авторов на модельных данных.

Рисунок 1 показывает, почему рост количества извлечённой исходной руды не обязательно пропорционален росту фабричного питания. Для Б отношение 1,80/(1 − 0,12) даёт 2,045 млн т, а для В — 1,92/(1 − 0,06) = 2,043 млн т. При одинаковом содержании в исходной руде снижение разубоживания повышает содержание питания с 2,20 до 2,35 г/т.

Проверяемый расчёт варианта Б

Извлечённая руда: ОБ = 2 000 000 × 0,90 = 1 800 000 т. Рудная масса: QБ = 1 800 000/0,88 = 2 045 454,55 т. Выпуск: МБ = 1 800 000 × 2,5 × 0,90 = 4 050 000 г. Выручка за период: 4 050 000 × 6000 = 24,300 млрд руб. Эксплуатационные расходы: 2 045 454,55 × (4000 + 2500) + 120 000 000 × 8 = 14,255455 млрд руб.

Регулярный поток: АБ = (24,300 − 14,255455)/8 − 0,080 = 1,175568 млрд руб./год. Начальный поток равен −4,700 − 0,200 = −4,900 млрд руб. Поток восьмого года: 1,175568 + 0,200 − 0,300 = 1,075568 млрд руб. При Н8 = 4,967640 дисконтированный результат равен −4,900 + 1,175568 × 4,967640 − 0,100/(1,12)^8 = 0,899411 млрд руб. Округления в печатных таблицах не используются в расчётном ядре.

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 4

Экономические результаты до налогов

Показатель	А	Б	В
Выручка за период, млрд руб.	21,600	24,300	25,920
OPEX за период, млрд руб.	12,667	14,255	16,279
Регулярный поток A, млрд руб./год	1,037	1,176	1,125
Начальный отток K + W, млрд руб.	4,400	4,900	5,300
NPV при 12 %, млрд руб.	0,709	0,899	0,249
Цена NPV = 0, руб./г	5683	5642	5907
Дисконтированная окупаемость, лет*	6,29	6,13	7,40
OPEX на извлечённый металл, руб./г	3519	3520	3768

* Окупаемость интерполирована внутри года по накопленному дисконтированному потоку. Это аналитическое приближение: модель предполагает платежи в конце года, а не фактическое равномерное поступление внутри него. Удельный OPEX не является AISC и не включает первоначальные и поддерживающие вложения, закрытие и налоги.

По таблице 4 вариант Б имеет наибольший NPV: преимущество над А составляет 190,417 млн руб., над В — 650,676 млн руб. Минимальная удельная эксплуатационная себестоимость металла получается у А, но разница с Б составляет лишь около 1,17 руб./г. Это демонстрирует несостоятельность ранжирования только по удельному OPEX: оно не отражает ни дополнительный выпуск, ни время получения эффекта, ни капитальные различия.

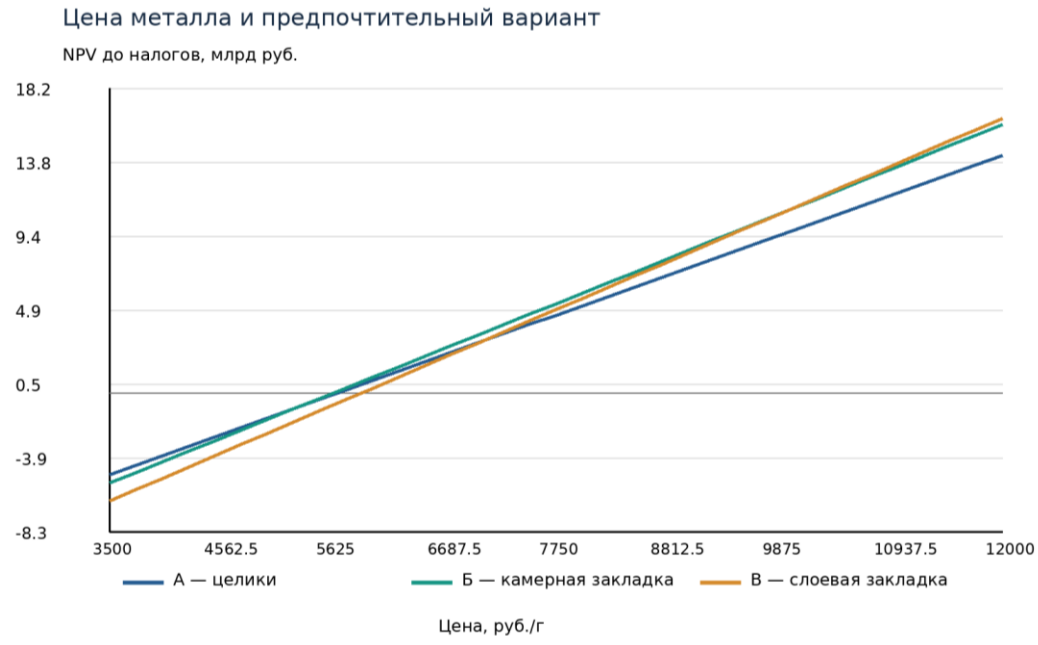


Рисунок 2 — Чувствительность NPV к цене металла; остальные параметры фиксированы. Источник: расчёты авторов на модельных данных.

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 показывает пересечение линий А и Б около 5319 руб./г, но оба варианта в этой точке ещё убыточны. Поэтому соответствующий участок графика нельзя интерпретировать как рекомендацию выбирать А: предпочтителен отказ от проекта. При цене примерно от 5642 до 9881 руб./г экономически предпочтителен Б; выше около 9881 руб./г В обгоняет Б при прочих принятых предпосылках. На графике продолжены линейные сценарии без пересмотра контура запасов и технологии, поэтому высокие цены не являются прогнозом.

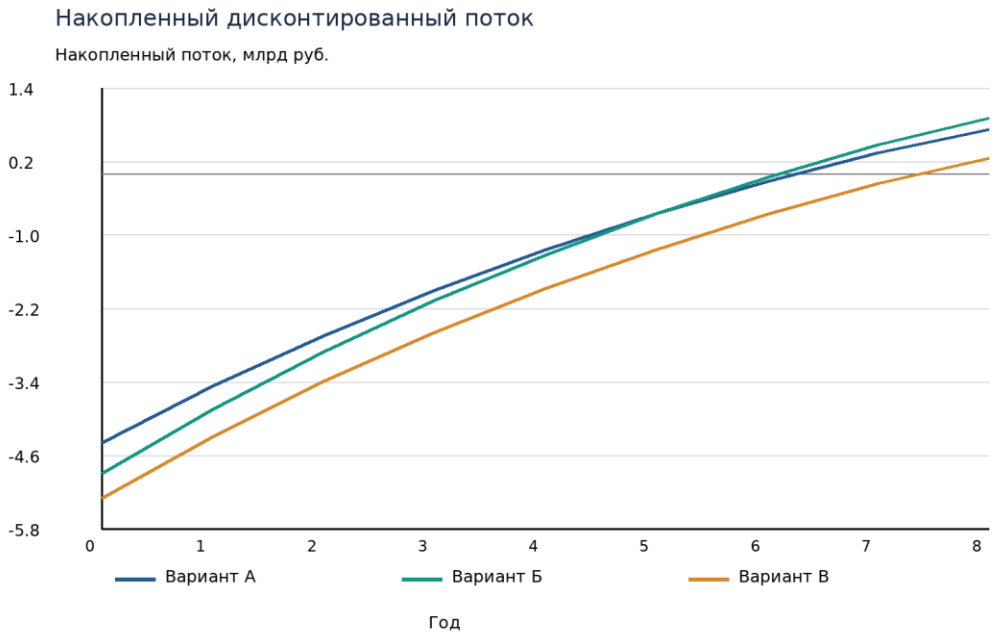


Рисунок 3 — Накопленные дисконтированные денежные потоки с учётом начальных и завершающих платежей. Источник: расчёты авторов на модельных данных.

Рисунок 3 подтверждает, что сравнительно небольшой положительный NPV формируется поздно: дисконтированная окупаемость Б около 6,13 года, В — 7,40 года. Наибольшая полнота извлечения не компенсирует все дополнительные затраты в базовом сценарии. При задержке запуска закладочного комплекса или снижении темпа работ положение В может ухудшиться; соответствующая календарная неопределённость в базовой модели не оценена.

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|

Структура затрат и предельная цена дополнительного извлечения

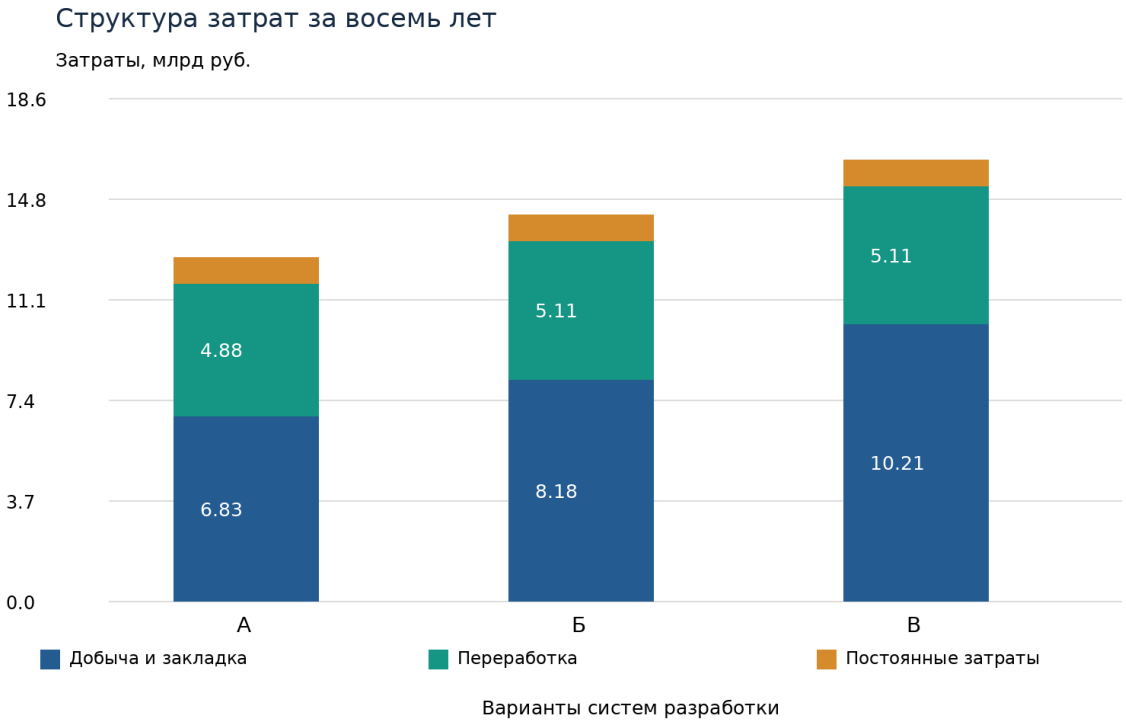


Рисунок 4 — Состав эксплуатационных затрат за весь период; капитальные платежи не включены. Источник: расчёты авторов на модельных данных.

По рисунку 4 основная причина роста OPEX при переходе Б → В — более дорогая добыча и закладка на тонну рудной массы. Фабричные затраты почти не меняются, поскольку питание близко по массе. Постоянные расходы одинаковы по построению модели; это предпосылка сравнения, а не установленная закономерность для любых систем разработки.

Переход А → Б увеличивает регулярный поток на 138,983 млн руб./год. Его приведённая стоимость составляет 690,417 млн руб.; дополнительное начальное вложение равно 500 млн руб., поэтому прирост NPV составляет 190,417 млн руб. Переход Б → В требует ещё 400 млн руб. первоначальных вложений, но при цене 6000 руб./г регулярный поток уменьшается на 50,462 млн руб./год. Дополнительные 0,27 т металла не покрывают рост OPEX; дисконтирование усиливает капитальный недостаток варианта В.

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 5

Чувствительность NPV варианта Б: однофакторные сценарии

Фактор	База	−20 %: NPV, млрд руб.	+20 %: NPV, млрд руб.
Цена	6000 руб./г	-2,118	3,917
Содержание	2,5 г/т	-2,118	3,917
Весь OPEX	14,255 млрд руб.	2,670	-0,871
Начальные вложения K	4,70 млрд руб.	1,839	-0,041
Реальная ставка	12 %	1,416	0,447

Таблица 5 показывает низкий запас устойчивости базового решения. Снижение цены до 4800 руб./г или содержания до 2,0 г/т приводит к NPV −2,118 млрд руб. Рост OPEX на 20 % даёт −0,871 млрд руб., рост K на 20 % — около −0,041 млрд руб. Напротив, повышение ставки с 12 до 14,4 % сохраняет положительный результат 0,447 млрд руб. Совпадение эффектов цены и содержания обусловлено линейной формулой выручки, постоянными затратами и неизменным контуром, а не статистической эквивалентностью этих рисков.

Обсуждение

Первый вывод состоит в разделении физического и экономического оптимумов. Вариант В извлекает 96 % исходной руды, но сквозное извлечение металла составляет 86,4 % из-за последующей переработки. Вариант Б извлекает 90 % руды и 81 % исходного металла; при принятой цене его денежный результат выше. Следовательно, выражение «полнота извлечения» должно сопровождаться указанием стадии и знаменателя. Абсолютная максимизация физического извлечения не равна максимизации экономического результата.

Второй вывод — экономический критерий применяется только внутри допустимого множества. Если для иллюстрации задать $k_{min} = 0{,}85$, А исключается, а Б и В сохраняются; базовый выбор не меняется. При $k_{min} = 0{,}95$ остаётся только В, однако при отрицательном NPV такого варианта проект может быть отложен, перепроектирован или отклонён, а не объявлен эффективным автоматически. Эти значения служат проверкой ограничений модели и не являются нормативами допустимых потерь.

Третий вывод касается роли разубоживания. Здесь оно не уменьшает выпуск металла напрямую, поскольку срок и исходный контур фиксированы, примесь безметалльна, а извлечение η постоянно. Если фабрика работает на неизменном пределе по рудной массе, рост разубоживания вытесняет полезную руду из питания и меняет годовой выпуск. При другом режиме сравнения потребуется пересчитать сроки и дисконтирование; сохранение одинакового восьмилетнего графика в такой постановке было бы ошибкой. Опубликованные исследования также указывают на

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|

необходимость учитывать затраты по отдельным операциям и связь качества с технологией [1–3].

Модель предполагает одинаковое содержание в потерях и исходной руде. На реальном объекте потеря богатых участков или извлечение бедных приконтурных зон могут изменить ранжирование. Нужны блочная модель, содержание в целиках и потерянных объёмах, фактические контуры камер, сведения о переотбое и результаты опробования. Маркшейдерская съёмка и производственная сверка должны обеспечивать согласование запаса, извлечённой массы, питания и металла; в настоящей методике такая сверка рассматривается как необходимая проверка исходного материального баланса. Анализ цепочки затрат mine-to-mill показывает важность согласования количественных и качественных показателей на последовательных стадиях [6].

Для закладочных вариантов существенны стоимость вяжущего, доставка, рецептура смеси, прочность к моменту обнажения, закладочные пустоты, время твердения и обеспеченность фронтом. В расчёте эти факторы агрегированы в сд и K. Поэтому полученные коэффициенты не пригодны для прямого проектирования камер или назначения состава смеси. Аналогично повышение селективности не гарантирует производительность: связь геометрии выработанного пространства, устойчивости и разубоживания должна проверяться отдельно [5, 7, 9].

Ограничения экономического блока: нет налоговой модели, разгона мощности, раздельного графика сооружения, стоимости финансирования, зависимости металлургического извлечения от содержания, вариативности закрытия и стоимости реализации продукции. Цена, затраты, потери и ставка заданы детерминированно. Однофакторный анализ не учитывает корреляции, не даёт вероятности положительного NPV и не позволяет заявлять статистическую значимость различий. Разница NPV Б и А составляет лишь 0,190 млрд руб., поэтому эмпирическое решение требует более детальных смет и совместных стресс-сценариев.

Практический порядок применения: сначала геомеханический и нормативный отбор; затем независимая проверка запасов и контуров; расчёт потерь и разубоживания с единой базой; календарное согласование добычи, закладки и переработки; расчёт налоговых потоков и затрат жизненного цикла; анализ ценовых, технологических и календарных рисков; проверка устойчивости выбора. Положительный результат упрощённого модельного NPV не является доказательством промышленной реализуемости и сам по себе не устанавливает статус исходного контура как экономически извлекаемых запасов. Разделение предварительного выбора системы и последующей экономической модели соответствует ограничению, сформулированному Balt и Goosen [4].

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|

Выводы

1. Предложена воспроизводимая процедура сравнения систем разработки, связывающая извлечённую исходную руду, примешанную породу, выпуск металла и дисконтированные потоки до налогов. Явно зафиксирована база разубоживания d = D/Q; это предотвращает ошибки материального баланса.

2. В модельном примере на 2 млн т руды выпуск металла составляет 3,60; 4,05 и 4,32 т для вариантов А, Б и В. Наибольшая полнота извлечения достигается при слоевой выемке с закладкой, но максимальный NPV 0,899 млрд руб. — при камерной выемке с закладкой.

3. При цене 6000 руб./г прирост NPV Б относительно А равен 190,417 млн руб. Допустимая премия начальных вложений при переходе А → Б составляет 690,417 млн руб., что выше принятой премии 500 млн руб. Переход Б → В становится предпочтительным по NPV примерно при 9881 руб./г.

4. Цена безубыточности Б составляет около 5642 руб./г. Снижение цены или содержания на 20 % приводит к NPV −2,118 млрд руб., что требует пересмотра проекта, а не выбора наименее убыточной системы без альтернативы отказа.

5. Результаты условны: исходные коэффициенты и затраты не являются эмпирическими нормативами. Для принятия проектного решения необходимы геомеханические расчёты, календарный график, производственные измерения, налоговая модель и проверка совместных рисков.

References

1. 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.

2. 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.

3. 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.

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. 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.

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. Голик В. И., Титова А. В. К корреляции качества руд и состояния природных и искусственных массивов // Горная промышленность. — 2026. — № 3. — С. 137–141. — DOI: 10.30686/1609-9192-2026-3-137-141.

9. 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.

10. Рожков А. А., Барановский К. В. Снижение ущерба от переизмельчения руды за счет создания горнотехнических условий для эффективного применения автоматизированного технологического оборудования на подземных рудниках // Горная промышленность. — 2025. — № 5S. — С. 100–106. — DOI: 10.30686/1609-9192-2025-5S-100-106.