

УДК 622.275

Антипин Юрий Георгиевич

кандидат технических наук,
заведующий лабораторией подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58
e-mail: geotech@igduran.ru

Барановский Кирилл Васильевич

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
e-mail: kartingist@list.ru

Рожков Артём Андреевич

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН
e-mail: 69artem@bk.ru

Никитин Игорь Владимирович

научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
e-mail: real_igrik@mail.ru

Соломенн Юрий Михайлович

научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
e-mail: yuriysolo@mail.ru

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ
ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ
БЕДНЫХ РУД В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ВЫСОТЫ
ЭТАЖА И ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ
МОЩНОСТИ РУДНИКА****Аннотация:*

Для условий отработки мощных крутопадающих месторождений бедных руд исследовано влияние основных горнотехнических параметров подземного рудника, определяющих показатели эффективности технологии добычи, – высоты этажа и годовой производственной мощности. Вследствие невысокой извлекаемой ценности бедных руд влияние уровня эксплуатационных затрат на эффективность технологии возрастает. Для снижения уровня затрат и улучшения показателей извлечения руды предложено перейти с традиционной для рассматриваемых условий технологии одностадийной выемки с подэтажным обрушением к сконструированному рациональному варианту отработки запасов с двухстадийной технологией этажной отработки блока камерами под изолирующим междуэтажным целиком на первой стадии и обрушением междукламерных целиков – на второй. Проведено экономико-математическое моделирование рассматриваемых технологий, установлены зависимости технико-экономических показателей от высоты этажа и производственной мощности подземного рудника, изменяющихся в интервалах от

DOI: 10.25635/2313-1586.2022.02.024

Antipin Yuri G.

Candidate of Technical Sciences,
Head of the Laboratory of underground geotechnology,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS,
620075 Ekaterinburg, 58 Mamina-Sibiryaka Str.
e-mail: geotech@igduran.ru

Baranovsky Kirill V.

Candidate of Technical Sciences,
Senior Researcher,
Laboratory of underground geotechnology,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS
e-mail: kartingist@list.ru

Rozhkov Artem A.

Candidate of Technical Sciences,
Senior Researcher,
Laboratory of underground geotechnology,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS
e-mail: 69artem@bk.ru

Nikitin Igor V.

Researcher,
Laboratory of underground geotechnology,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS
e-mail: real_igrik@mail.ru

Solomein Yuri M.

Researcher,
Laboratory of underground geotechnology,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS
e-mail: yuriysolo@mail.ru

**STUDY OF THE EFFICIENCY INDICATORS OF
UNDERGROUND MINING OF LOW-GRADE
ORES DEPENDING ON THE LEVEL HEIGHT
AND PRODUCTION CAPACITY OF THE MINE***Abstract:*

For the conditions of mining of powerful sloping low-grade ore deposits, the influence of the main mining technical parameters of an underground mine, which determine the efficiency indicators of mining technology, such as level height and annual production capacity, is studied. Due to the low recoverable value of low-grade ores, the impact of the level of operating costs on the efficiency of the technology increases. To reduce the level of costs and to improve the ore extraction indicators, it is proposed to switch from the traditional single-stage mining technology for the conditions under consideration with sublevel caving to the designed rational variant of reserves mining with two-stage technology of level open stoping under the isolating level pillar at the first stage and the collapse of interchamber pillars at the second one. The economic and mathematical modeling of the technologies under consideration was carried out, technical and economic indicators depending on the height of the level and the production capacity of the underground mine were established, varying in the intervals from 40 to 100 m and from 0.8 to 2.4 million tons per year, respectively. The indicators of ore extraction, labor productivity during preparatory and cutting opera-

* Работа выполнена в рамках Госзадания №075-00412-22 ПР, тема 1 (2022-2024), (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1

40 до 100 м и от 0,8 до 2,4 млн т в год, соответственно. Исследованы показатели извлечения руды, производительность труда при подготовительно-нарезных работах и очистной выемке, себестоимость добычи. Установлено, что показатели потерь (менее 20 %) и разубоживания (менее 25 %) по предлагаемой технологии достигают лучших значений относительно традиционного варианта при высоте этажа от 80 и от 60 м, соответственно. Производительность труда по системе разработки в предлагаемом варианте падает с увеличением высоты этажа, что обусловлено возрастающей долей проходки вертикальных выработок, однако при высоте этажа 80 м превосходит данный показатель при системе подэтажного обрушения. Этажно-камерная система с последующим обрушением целиков обладает наименьшей себестоимостью при производственной мощности 1,6 млн т в год, снижая данный показатель относительно традиционной технологии в 1,7 раза. Таким образом, определено, что предлагаемый вариант системы разработки наиболее эффективен в сравнении с традиционной технологией при высоте этажа 80 м и годовой производственной мощности рудника 1,6 млн т.

Ключевые слова: бедные руды, высота этажа, производственная мощность, технико-экономические показатели, производительность труда, затраты, система разработки.

tions and stope excavation, and the cost of mining have been studied. It has been established that the indicators of losses (less than 20%) and dilution (less than 25%) according to the proposed technology reach the best values relative to the traditional option at a level height of 80 m and 60 m, respectively. Labor productivity in the development system in the proposed version decreases with increasing level height, which is due to the increasing share of vertical workings, but with a level height of 80 m it exceeds this indicator for the sublevel caving system. The level open stoping system with subsequent collapse of the pillars has the lowest cost with a production capacity of 1.6 million tons per year, reducing this figure by 1.7 times relative to the traditional technology. Thus, it was determined that the proposed version of the development system is the most effective in comparison with the traditional technology with a level height of 80 m and an annual production capacity of the mine of 1.6 million tons.

Key words: low-grade ores, level height, production capacity, technical and economic indicators, labor productivity, costs, mining system.

Введение

Известно, что эффективность освоения глубокозалегающих запасов месторождений бедных и рядовых руд в силу их невысокой извлекаемой ценности во многом зависит от уровня эксплуатационных затрат на добычу [1]. В свою очередь, уровень эксплуатационных затрат определяется показателями применяемой системы разработки и необходимой интенсивностью основных технологических процессов добычи [2].

В связи с вышесказанным, с точки зрения стратегии освоения месторождения бедных руд, наиболее значимыми являются два горнотехнических параметра – высота этажа ($H_{эт}$) и годовая производственная мощность подземного рудника ($A_{шх}$), поскольку первый параметр определяет объем запасов, показатели извлечения, геометрические параметры конструктивных элементов системы разработки и транспортирования руды [3 – 5], а второй – необходимый парк технологического оборудования, параметры сечения выработок, объемы и интенсивность проходческих и очистных работ, производительность труда [6 – 8].

В настоящее время наиболее распространенной практикой отработки запасов бедных и рядовых руд является применение системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды [9 – 13]. Данная технология, помимо неоспоримых достоинств, в виде высокой производительности труда на очистной выемке и надежного управления горным давлением, характеризуется весьма значительными недостатками. К таковым следует относить низкие показатели извлечения руды, большой удельный объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) и цикличный характер ведения очистных работ с минимальным объемом отбойки и выпуска руды, предполагающий наличие большого количества панелей в подготовке с соответствующим количеством одновременно эксплуатируемого технологического оборудования для обеспечения производственной мощности рудника [14 – 16].

Устранение недостатков традиционной технологии возможно путем перехода от одностадийной выемки технологией с подэтажным обрушением к двухстадийной выемке блока с отработкой камер увеличенного размера [17 – 19] с формированием пото-

лочкины для предотвращения затекания разубоживающих пород вышележащего этажа на первой стадии и этажным обрушением междукамерных целиков (МКЦ) – на второй.

Таким образом, исследование показателей эффективности подземной геотехнологии месторождений бедных руд при переходе от системы подэтажного обрушения к камерной выемке с последующим обрушением целиков в зависимости от основных горнотехнических параметров $H_{ЭТ}$ и $A_{ШХ}$ является актуальной научно-технической задачей.

Технологические решения

Для условий мощных крутопадающих месторождений изыскан и сконструирован рациональный вариант геотехнологии отработки запасов, расположенных под обрушенными породами вышележащего, ранее отработанного этажа. Технология, заключающаяся в комбинации камерной системы разработки и системы с обрушением, предусматривает камерно-целиковый порядок отработки запасов этажа (рис. 1).

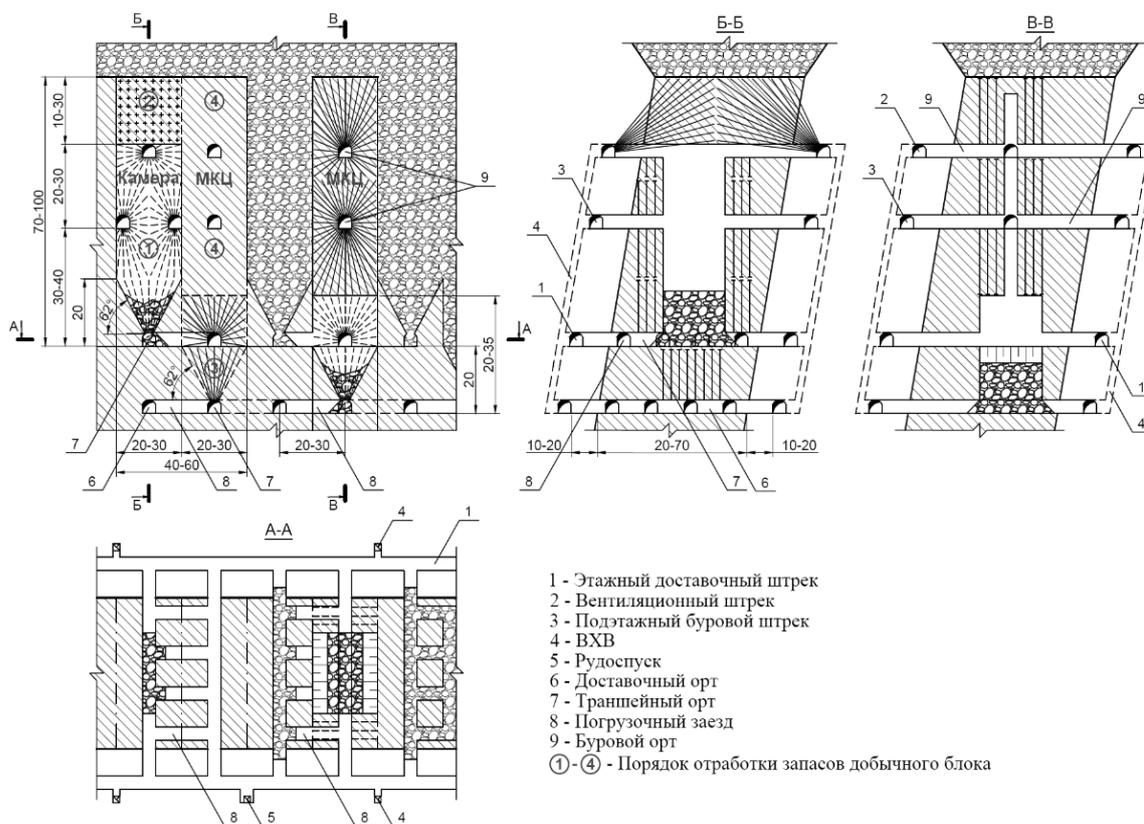


Рис. 1. Технология этажно-камерной выемки с последующей отработкой МКЦ этажным принудительным обрушением:

- 1 – доставочный штрек; 2 – вентиляционный штрек;
- 3 – буровой штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий;
- 5 – рудоспуск; 6 – доставочный орт; 7 – траншейный орт;
- 8 – погрузочный заезд; 9 – буровой орт

Выемка камерных запасов осуществляется двумя забоями в направлении от центра к флангам. Параллельно формируется междуэтажный целик (МЭЦ), позволяющий предотвратить проникновение разубоживающих пород вышележащего этажа, отработанного системой подэтажного обрушения, тем самым обеспечивая оптимальные условия и высокие показатели извлечения при выемке камерных запасов [20 – 22]. Выпуск и доставка руды производятся погрузо-доставочными машинами (ПДМ) из погрузочных заездов траншейного днища. Далее осуществляется массовое обрушение потолочины и выпуск ее руды под обрушенными породами через траншейное днище камеры. Выемка

МКЦ производится его массовым обрушением на всю высоту этажа с предварительным формированием в нижней его части компенсационной камеры. На конструкцию данной системы разработки, обладающей новизной и позволяющей улучшить показатели извлечения руды, повысить безопасность очистных работ и интенсивность выпуска руды из блока получен Патент РФ №2757883 на изобретение «Способ подземной разработки крутопадающих мощных рудных тел».

Исследование горнотехнических факторов

В настоящей работе в качестве основного метода исследования подземной геотехнологии использовано экономико-математическое моделирование (ЭММ). Объектами исследования и технико-экономического сравнения являются варианты отработки запасов месторождения бедных руд:

- а) традиционной технологией подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (вариант 1);
- б) предлагаемой технологией камерной выемки под изолирующим МЭЦ с последующим этажным обрушением МКЦ (вариант 2).

Предметом исследования являются зависимости технико-экономических показателей (ТЭП) вариантов от основных горнотехнических параметров $H_{эт}$ и $A_{шх}$, изменяющихся в диапазоне 40 – 100 м и 0,8 – 2,4 млн т в год, соответственно.

На первом этапе ЭММ установлены зависимости изменения показателей потерь и разубоживания от $H_{эт}$ (рис. 2).

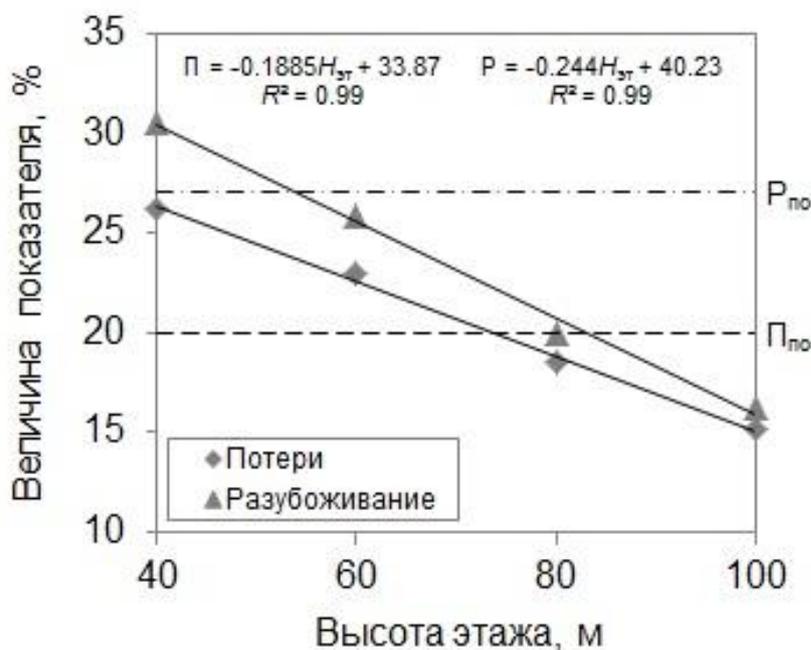


Рис. 2. Зависимости потерь (Π) и разубоживания руды (P) от высоты этажа

Из графика видно, что при увеличении $H_{эт}$ от 40 до 100 м потери ($\Pi_{по}$) и разубоживание ($P_{по}$) по варианту 1 не изменяются (20 и 27 %, соответственно [23]), по варианту 2 — снижаются в 1,7 раза (с 26,2 до 15,1 %) и 1,9 раза (с 30,5 до 16,2 %), соответственно. Таким образом, увеличение высоты этажа позволяет повысить показатели извлечения, а следовательно, извлекаемую ценность руды.

На втором этапе ЭММ в зависимости от $H_{эт}$ и $A_{шх}$ были исследованы показатели эффективности вариантов технологий при ПНР. Установлены зависимости удельного объема, производительности труда и затрат на ПНР (рис. 3).

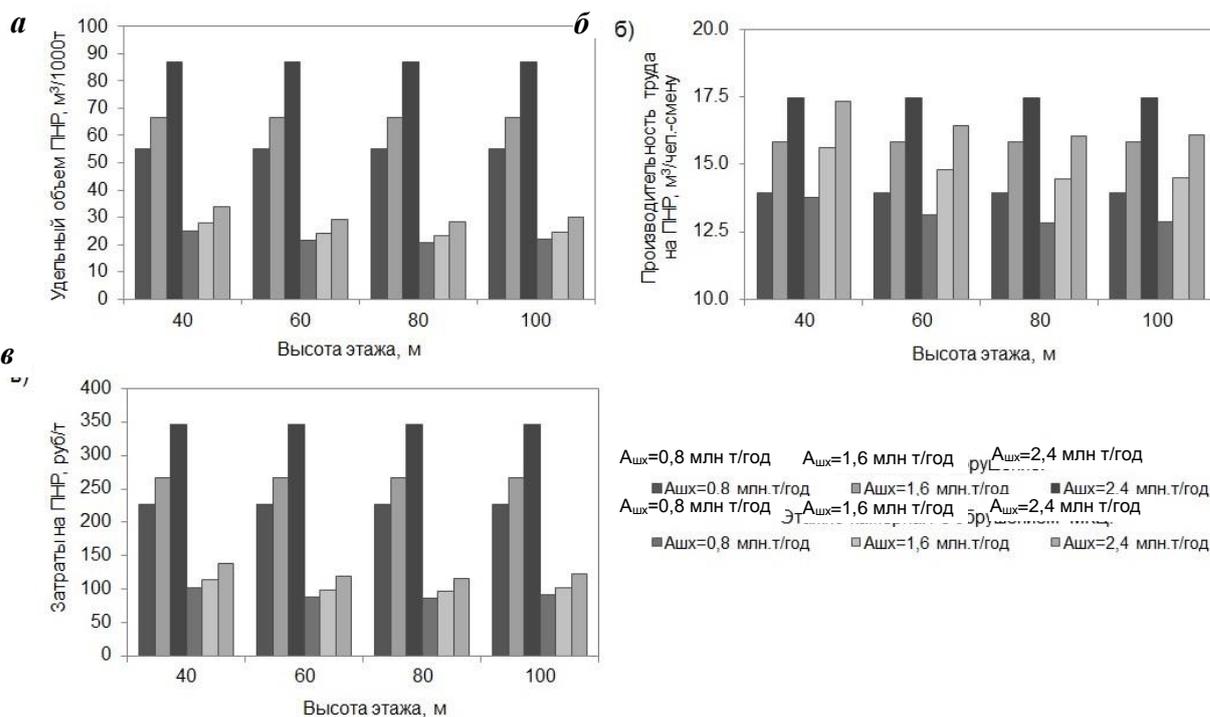


Рис. 3. Влияние высоты этажа и производственной мощности на показатели ПНР:
 а – удельный объем; б – производительность труда; в – затраты

Удельный объем ПНР на 1000 т добытой руды (рис. 3а) при варианте 1 не изменяется при увеличении $H_{эт}$ и составляет от 55,3 до 87,2 м³/1000 т при $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т/год. Увеличение показателя с ростом $A_{шх}$ происходит за счет увеличения сечения выработок при использовании более производительного (крупногабаритного) оборудования. При варианте 2 с увеличением $H_{эт}$ от 40 до 100 м показатель снижается на 11,1 – 11,9 % за счет прироста эксплуатационных запасов блока и пропорционально возрастает с увеличением $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т/год за счет увеличения сечения выработок. При этом удельный объем ПНР по варианту 2 ниже, чем по варианту 1 в 2,2 - 2,9 раза.

Производительность труда на ПНР (рис. 3б) по варианту 1 не зависит от $H_{эт}$ за счет постоянного объема ПНР в блоке и возрастает с увеличением в исследуемом диапазоне $A_{шх}$ с 14,0 до 17,5 м³/чел.-смену за счет снижения объема проходки вертикальных выработок и применения более производительных буровых установок при проходке горизонтальных выработок. При варианте 2 производительность труда на ПНР снижается с увеличением $H_{эт}$ на 6,5 – 6,9 % за счет роста объема проходки вертикальных выработок в блоке и увеличивается в среднем на 25,5 % при изменении $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т/год за счет применения более производительных буровых установок при проходке горизонтальных выработок. При этом во всем исследуемом диапазоне факторов производительность труда на ПНР по варианту 2 меньше, чем по варианту 1 на 1,2 - 8,7 % за счет большего объема проходки вертикальных выработок.

Затраты на ПНР (рис. 3в) с увеличением $H_{эт}$ по варианту 1 остаются постоянными, а по варианту 2 – снижаются в интервале 40 – 80 м и снова увеличиваются при 100 м. С увеличением $A_{шх}$ по варианту 1 затраты повышаются в 1,5 раза при любой $H_{эт}$, по варианту 2 – в 1,3 раза, за счет роста объема ПНР в результате большего сечения выработок. При этом затраты на ПНР по варианту 2 ниже в 2,2 – 2,6 раза, чем по варианту 1 при аналогичных параметрах $H_{эт}$ и $A_{шх}$.

На следующем этапе ЭММ исследовалось влияние $H_{эт}$ и $A_{шх}$ на процессы очистной выемки, включающие буровзрывные работы, выпуск, доставку и транспортирование руды (рис. 4).

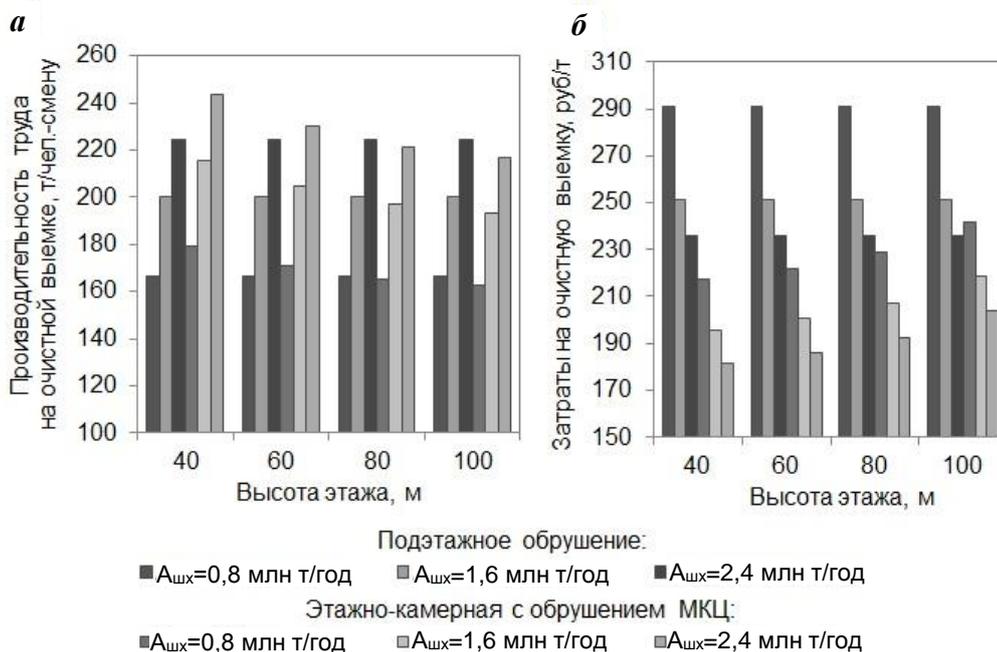


Рис. 4. Влияние высоты этажа и производственной мощности на показатели очистной выемки:
 а – производительность труда; б – затраты

Производительность труда на очистной выемке (рис. 4а) по варианту 1 не зависит от $H_{эт}$ за счет постоянной производительности на технологических процессах (отбойка, выпуск, доставка и транспортирование руды) и увеличивается с ростом $A_{шх}$ от 166 до 225 т/чел.-смену за счет снижения объема бурения и применения более производительного оборудования на доставке и транспортировании. При варианте 2 производительность на очистной выемке снижается на 9,4 – 11,0 % с увеличением $H_{эт}$ за счет повышения объемов и трудоемкости бурения нисходящих скважин [24, 25] и расстояния транспортирования руды и повышается в среднем на 34,6 % при увеличении $A_{шх}$ за счет снижения объема бурения и применения более производительного оборудования. При этом производительность труда на очистной выемке по варианту 2 выше (на 7,7 - 8,3 %) в интервале $H_{пз}$ 40 – 60 м за счет большей производительности на транспортировании и ниже (на 2,5 – 3,6 %) при $H_{эт}$ 80 – 100 м за счет меньшей производительности на отбойке и транспортировании руды.

Затраты на очистную выемку (рис. 4б) с увеличением $H_{эт}$ по варианту 1 не изменяются за счет постоянных эксплуатационных затрат на отбойку, доставку и транспортирование руды, а по варианту 2 повышаются за счет роста эксплуатационных затрат и снижения производительности труда на транспортировании руды. С увеличением $A_{шх}$ затраты по вариантам 1 и 2 снижаются на 18,9 и 15,3 – 16,6 %, соответственно. При этом с ростом $H_{эт}$ затраты на очистную выемку по варианту 2 меньше в 1,2 – 1,6 раза, чем по варианту 1.

На последнем этапе ЭММ проведено обобщение показателей по системам разработки в целом (рис. 5).

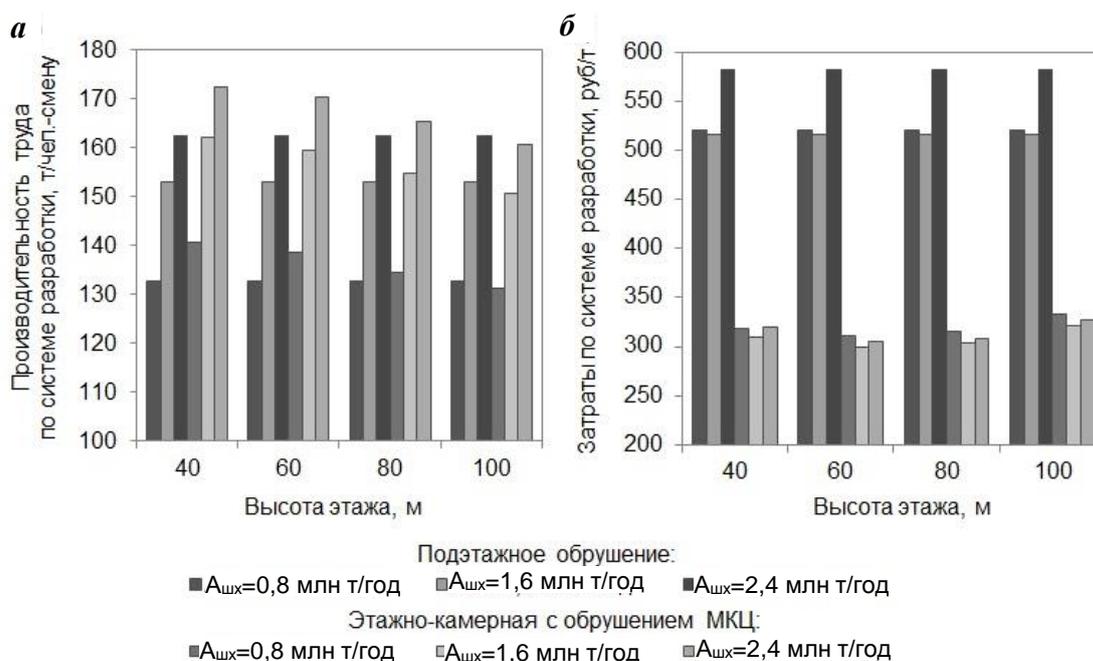


Рис. 5. Влияние высоты этажа и производственной мощности на показатели по системе разработки:
 а – производительность труда; б – затраты

Производительность труда по системе разработки (рис. 5а) по варианту 1 не изменяется с увеличением $H_{\text{эт}}$ и повышается с ростом $A_{\text{шх}}$ от 132,6 до 152,9 т/чел.-смену за счет повышения производительности на ПНР и очистной выемке. При варианте 2 с увеличением $H_{\text{эт}}$ производительность снижается в среднем на 6,8 % в результате повышения объема проходки вертикальных выработок и снижения производительности на отбойке и транспортировании руды и повышается в рассматриваемом диапазоне $A_{\text{шх}}$ на 22,5 % за счет снижения объема проходки вертикальных выработок и применения более производительного оборудования. При этом по варианту 2 показатель производительности выше (на 5,6 – 5,7 %) при $H_{\text{эт}}$ от 40 до 80 м за счет большей производительности на отбойке и транспортировании руды и на 1,0 – 1,5 % ниже при $H_{\text{эт}}=100$ м за счет большего объема вертикальных выработок и меньшей производительности на отбойке и транспортировании.

Удельные затраты по системе разработки (рис. 5б), включающие себестоимость ПНР, отбойки, выпуска, доставки и транспортирования руды, при различных $A_{\text{шх}}$ и $H_{\text{эт}}$ по вариантам 1 и 2 имеют минимальное значение при $A_{\text{шх}}=1,6$ млн т/год. Следовательно, данная $A_{\text{шх}}$ является оптимальной для рассматриваемых условий при любой из рассматриваемых технологий. При этом затраты по варианту 2 ниже в среднем в 1,7 раза, чем по варианту 1, и имеют минимальные значения при $H_{\text{эт}}$ от 60 до 80 м.

Заключение

Для условий освоения глубокозалегающих запасов месторождений бедных и рядовых руд, эффективность отработки которых во многом зависит от уровня эксплуатационных затрат на добычу, предложена рациональная технология, заключающаяся в этажно-камерной выемке с последующей отработкой МКЦ системой этажного принудительного обрушения.

В результате ЭММ и оценки влияния горнотехнических факторов на ТЭП технологии, установлено, что данная технология наиболее эффективна в сравнении с традиционной системой разработки подэтажного обрушения. Во внимание принимались показатели извлечения руды, производительности труда и удельных затрат.

Показатели потерь (менее 20 %) и разубоживания (менее 25 %) по предлагаемой технологии достигают лучших значений относительно традиционного варианта при высоте этажа от 80 и от 60 м, соответственно. Производительность труда по системе разработки в предлагаемом варианте падает с увеличением высоты этажа, что обусловлено возрастающей долей проходки вертикальных выработок, однако при высоте этажа $H_{\text{эт}} = 80$ м превосходит данный показатель при системе поэтажного обрушения. Этажно-камерная система с последующим обрушением целика обладает наименьшей себестоимостью при $A_{\text{шх}}=1,6$ млн т в год, снижая данный показатель относительно традиционной технологии в 1,7 раза. Анализ и обобщение результатов исследования позволили сделать вывод, что для рассматриваемых условий оптимальными параметрами основных горнотехнических факторов являются $H_{\text{эт}} = 80$ м и $A_{\text{шх}}=1,6$ млн т в год.

Уровень ТЭП предлагаемой технологии с учетом изменения $H_{\text{эт}}$ и $A_{\text{шх}}$ является высоким и сопоставим с лучшими мировыми аналогами.

Список литературы

1. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., 2021. *Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений*. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 340 с.
2. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2022. Исследование влияния показателей извлечения на эффективность подземной отработки месторождений бедных комплексных руд. *Горная промышленность*, № S1, С. 46 -5 2. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52.
3. Каплунов Д.Р., Радченко Д.Н., Федотенко В.С., Лавенков В.С., 2020. Оценка эффективности перехода подземного рудника к новому технологическому укладу с ростом глубины горных работ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 12, С. 5 - 15. DOI 10.25018/0236-1493-2020-12-0-5-15.
4. Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Дзапаров В.Х., Харебов Г.З., 2017. Моделирование полноты использования недр Земли при добыче руд. *Науки о Земле*, № 4, С. 4 - 17.
5. Черепанов В.А., 2020. К вопросу применения автопоездов на горных работах. *Проблемы недропользования*, № 4(27), С. 73 - 88. DOI 10.25635/2313-1586.2020.04.073.
6. Петров А.Н., Петрова Л.В., Сивцева А.И., Алексеев А.М., 2019. Отработка нижних горизонтов золоторудного месторождения «Бадран» с применением самоходного оборудования. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 2, С. 175 - 184.
7. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Барановский К.В., 2013. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на Уральских рудниках. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 4, С. 66 - 74.
8. Лавенков В.С., 2015. Обоснование площади поперечного сечения подготовительно-нарезных выработок при применении подземных передвижных закладочных комплексов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № S4-2, С. 96 - 104.
9. Gustafson A., Schunnesson H., Paraszczak J., Shekhar G., Bergström S., Brännman P., 2020. Operator influence on the loading process at LKAB's iron ore mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 120, No. 3, P. 191 - 202. DOI: 10.17159/2411-9717/376/2020
10. Неверов С.А., Конурич А.И., Шапошник Ю.Н., 2021. Безопасность очистных работ при поэтапной выемке с обрушением в тектонически напряженных массивах. *Интерэкспо Гео-Сибирь*, Т. 2, № 3, С. 311 - 321. DOI 10.33764/2618-981X-2021-2-3-311-321.
11. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W., 2021. Structural Parameter Optimization for Large Spacing Sublevel Caving in Chengchao Iron Mine. *Metals*, No. 11, P. 1619. DOI 10.3390/met11101619.

12. Мажитов А.М., Волков П.В., 2019. *Обрушение руды и вмещающих пород при разработке пологих месторождений*. Магнитогорск: МГТУ: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 124 с.
13. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Adjiski V., 2017. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method. *Podzemni radovi*, Vol. 30, P. 19-27. DOI: 10.5937/podrad1730019S.
14. Савич И.Н., 2014. Проблемы применения систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № S1, С. 366 - 373.
15. Малофеев Д.Е., 2007. *Развитие теории и практики выпуска руды под обрушенными породами*. Красноярск: СФУ, 171 с.
16. Lovitt M., 2016. Evolution of sublevel caving – safety improvement through technology. *The AusIMM Bulletin*, 2016, April, pp. 82 - 85.
17. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Rozhkov A. A., Nikitin I. V., Solomein Iu. M., 2021. Mining factors effect on the technical and economic indicators of mining the upper sublevel under the rock cushion at iron ore deposits. *Minerals and Mining Engineering*, No. 8, P. 5 - 14. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-8-5-14
18. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Ключев М.В., 2020. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений. *Проблемы недропользования*, № 3(26), С. 5 - 22. DOI 10.25635/2313-1586.2020.03.005.
19. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д., 2014. Оценка устойчивости горнотехнической системы при освоении рудных месторождений Урала подземным способом. *Проблемы недропользования*, № 2(2), С. 96-101.
20. Сентябов С.В., 2021. Выбор методов управления горным давлением в горных конструкциях камерной системы разработки. *Проблемы недропользования*, № 1(28), С. 73 - 80. DOI 10.25635/2313-1586.2021.01.073.
21. Душан Т., 2016. Этажно-камерная система разработки на шахте магнезита в Словакии. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 2, С. 357 - 360.
22. Неверов А.А., 2012. Геомеханическое обоснование нового варианта камерной выемки пологих мощных залежей с выпуском руды из подконсольного пространства. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 6, С. 87 - 97.
23. Пепелев Р.Г., 2011. Оптимизация параметров систем разработок с обрушением руды и вмещающих пород и экономические последствия их изменения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 10, С. 24 - 28.
24. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Rozhkov A.A., 2019. Technology of blasting of strong valuable ores with ring borehole pattern. *Journal of Mining Institute*, Vol. 237, P. 285 - 291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285.
25. Сухов Р.И., Реготунов А.С., 2016. Результаты исследований прочностных свойств локальных массивов в процессе бурения с применением программно-аппаратного комплекса. *Проблемы недропользования*, № 4(11), С. 121 - 129. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.121

References

1. Sokolov I.V., Antipin Iu.G., Nikitin I.V., 2021. Metodologiya vybora podzemnoi geotekhnologii pri kombinirovannoi razrabotke rudnykh mestorozhdenii [Methodology for the selection of underground geotechnology in the combined development of ore deposits]. Ekaterinburg: Izd-vo Ural. un-ta, 340 p.
2. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2022. Issledovanie vliyaniya pokazatelei izvlecheniya na effektivnost' podzemnoi otrabotki mestorozhdenii bednykh kompleksnykh rud [Study of the effect of extraction indicators on the efficiency of underground mining on deposits of poor complex ores]. *Gornaya promyshlennost'*, № S1, P. 46 -52. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52.

3. Kaplunov D.R., Radchenko D.N., Fedotenko V.S., Lavenkov V.S., 2020. Otsenka effektivnosti perekhoda podzemnogo rudnika k novomu tekhnologicheskomu ukladu s rostom glubiny gornykh rabot [Evaluation of the efficiency of the transition of an underground mine to a new technological structure with an increase in the depth of mining operations]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 12, P. 5 - 15. DOI 10.25018/0236-1493-2020-12-0-5-15.
4. Golik V.I., Dmitrak Yu.V., Dzaparov V.Kh., Kharebov G.Z., 2017. Modelirovanie polnoty ispol'zovaniya nedr Zemli pri dobyche rud [Modeling of the completeness of the use of the Earth's interior in the extraction of ores]. *Nauki o Zemle*, № 4, P. 4 - 17.
5. Cherepanov V.A., 2020. K voprosu primeneniya avtopoezdov na gornykh rabotakh. *Problemy nedropol'zovaniya* [On the issue of the use of road trains in mining], № 4(27), P. 73 - 88. DOI 10.25635/2313-1586.2020.04.073.
6. Petrov A.N., Petrova L.V., Sivtseva A.I., Alekseev A.M., 2019. Otrabotka nizhnikh gorizontov zolotorudnogo mestorozhdeniya "Badran" s primeneniem samokhodnogo oborudovaniya [Working out of the lower horizons of the Badran gold deposit with the use of self-propelled equipment]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 2, P. 175 - 184.
7. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Baranovskii K.V., 2013. Napravleniya razvitiya i opyt primeneniya podzemnoi geotekhnologii s ispol'zovaniem samokhodnoi tekhniki na Ural'skikh rudnikakh [Directions of development and experience in the application of underground geotechnology using self-propelled equipment at the Ural mines]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 4, S. 66 - 74.
8. Lavenkov V.S., 2015. Obosnovanie ploshchadi poperechnogo secheniya podgotovitel'no-nareznykh vyrabotok pri primenenii podzemnykh predvizhnykh zakladochnykh kompleksov [Justification of the cross-sectional area of the preparatory-rifled workings when using underground mobile laying complexes]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № S4-2, P. 96 - 104.
9. Gustafson A., Schunnesson H., Paraszczak J., Shekhar G., Bergström S., Brännman P., 2020. Operator influence on the loading process at LKAB's iron ore mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 120, No. 3, P. 191 - 202. DOI: 10.17159/2411-9717/376/2020
10. Neverov S.A., Konurin A.I., Shaposhnik Yu.N., 2021. Bezopasnost' ochistnykh rabot pri podetazhnoi vyemke s obrusheniem v tektonicheski napryazhennykh massivakh. *Interesko Geo-Sibir'* [Safety of cleaning operations in the case of a sub-storey excavation with collapse in tectonically stressed massifs], T. 2, № 3, S. 311 - 321. DOI 10.33764/2618-981X-2021-2-3-311-321.
11. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W., 2021. Structural Parameter Optimization for Large Spacing Sublevel Caving in Chengchao Iron Mine. *Metals*, No. 11, P. 1619. DOI 10.3390/met11101619.
12. Mazhitov A.M., Volkov P.V., 2019. Obrushenie rudy i vmeshchayushchikh porod pri razrabotke pologikh mestorozhdenii [Collapse of ore and host rocks during the development of shallow deposits]. *Magnitogorsk: MGTU: Magnitogorskii gosudarstvennyi tekhnicheskii universitet im. G.I. Nosova*, 124 p.
13. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Adjiski V., 2017. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method. *Podzemni radovi*, Vol. 30, P. 19-27. DOI: 10.5937/podrad1730019S.
14. Savich I.N., 2014. Problemy primeneniya sistem s prinuditel'nym obrusheniem pri podzemnoi razrabotke rudnykh mestorozhdenii [Problems of using the systems with forced collapse during underground mining of ore deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № S1, P. 366 - 373.

15. Malofeev D.E., 2007. Razvitie teorii i praktiki vypuska rudy pod obrushennymi porodami [Development of theory and practice of ore release under collapsed rocks]. Krasnoyarsk: SFU, 171 p.
16. Lovitt M., 2016. Evolution of sublevel caving – safety improvement through technology. *The AusIMM Bulletin*, 2016, April, pp. 82 - 85.
17. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Rozhkov A. A., Nikitin I. V., Solomein Iu. M., 2021. Mining factors effect on the technical and economic indicators of mining the upper sublevel under the rock cushion at iron ore deposits. *Minerals and Mining Engineering*, No. 8, P. 5 - 14. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-8-5-14
18. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Klyuev M.V., 2020. Obzor kombinirovannykh sistem podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii [Overview of combined underground mining systems of ore deposits]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 3(26), P. 5 - 22. DOI 10.25635/2313-1586.2020.03.005.
19. Kalmykov V.N., Petrova O.V., Yanturina Yu.D., 2014. Otsenka ustoychivosti gornotekhnicheskoi sistemy pri osvoenii rudnykh mestorozhdenii Urala podzemnym sposobom [Assessment of the stability of the mining system during the development of ore deposits of the Urals by underground method]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 2(2), P. 96-101.
20. Sentyabov S.V., 2021. Vybore metodov upravleniya gornym davleniem v gornykh konstruktsiyakh kamernoi sistemy razrabotki [Selection of methods for controlling rock pressure in mining structures of the chamber development system]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 1(28), P. 73 - 80. DOI 10.25635/2313-1586.2021.01.073.
21. Dushan T., 2016. Etazhno-kamernaya sistema razrabotki na shakhte magnezita v Slovaki [The floor-chamber development system at the magnesite mine in Slovakia]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 2, P. 357 - 360.
22. Neverov A.A., 2012. Geomekhanicheskoe obosnovanie novogo varianta kamernoi vyemki pologikh moshchnykh zalezhei s vypuskom rudy iz podkonsol'nogo prostranstva [Geomechanical substantiation of a new variant of chamber excavation of shallow, powerful deposits with the release of ore from the underground space]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 6, P. 87 - 97.
23. Pepelev R.G., 2011. Optimizatsiya parametrov sistem razrabotok s obrusheniem rudy i vmeshchayushchikh porod i ekonomicheskie posledstviya ikh izmeneniya [Optimization of parameters of mining systems with collapse of ore and host rocks and the economic consequences of their changes]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 10, P. 24 - 28.
24. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Rozhkov A.A., 2019. Technology of blasting of strong valuable ores with ring borehole pattern. *Journal of Mining Institute*, Vol. 237, P. 285 - 291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285.
25. Sukhov R.I., Regotunov A.S., 2016. Rezul'taty issledovaniya prochnostnykh svoystv lokal'nykh massivov v protsesse bureniya s primeneniem programmno-apparatnogo kompleksa [Results of studies of the strength properties of local arrays in the drilling process using a hardware and software complex]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 4(11), P. 121 - 129. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.121