

Соколов Игорь Владимирович
заведующий лабораторией
подземной геотехнологии,
доктор технических наук
Институт горного дела УрО РАН
620219, г. Екатеринбург,
ул. Мамина-Сибиряка, 58,
e-mail: geotech@igduran.ru

Смирнов Алексей Алексеевич
старший научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
кандидат технических наук
Институт горного дела УрО РАН

Антипин Юрий Георгиевич
кандидат технических наук,
старший научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН

Гобов Николай Васильевич
кандидат технических наук, доцент,
старший научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН

Барановский Кирилл Васильевич
научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии
Институт горного дела УрО РАН

Никитин Игорь Владимирович
научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН

Соломеин Юрий Михайлович
младший сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии
Институт горного дела УрО РАН

Рожков Артем Андреевич
младший сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии
Институт горного дела УрО РАН

**ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ
СТРАТЕГИИ ОСВОЕНИЯ КРУПНЫХ
ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ***

Sokolov Igor V.
doctor of technical sciences
the head of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS,
620219, Yekaterinburg,
Mamin-Sibiryak st., 58
e-mail: geotech@igduran.ru

Smirnov Aleksey A.
candidate of technical sciences,
senior research worker
of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Antipin Yury G.
candidate of technical sciences,
senior research worker of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Gobov Nikolay V.,
candidate of technical sciences,
assistant professor,
senior research worker of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Baranovskiy Kirill V.
research worker
of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Nikitin Igor V.
research worker of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Solomein Yury M.
junior research worker of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

Rozhkov Artem A.
junior research worker of the laboratory
of subsurface geo-technology,
IM UB RAS

**GEO-TECHNOLOGICAL ASPECTS OF
LARGE IRON ORE DEPOSITS
DEVELOPMENT STRATEGY**

* Работа выполнена при поддержке программы ОНЗ РАН №3 «Фундаментальные проблемы и перспективы использования потенциала комплексного освоения недр на основе развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий» (12-Т-5-1021).

Аннотация:

Обоснована геотехнологическая стратегия освоения железорудного месторождения. Предложена комплексная подземная геотехнология добычи и переработки железных руд, обеспечивающая полную утилизацию отходов горно-обогатительного производства и снижение затрат на добычу и переработку рудного сырья. Сконструированы и сгруппированы схемы подготовки, очистной выемки и закладки с использованием самоходного оборудования для восходящей отработки мощных и средней мощности рудных тел. Разработаны рациональные варианты камерной системы разработки с сухой закладкой, обеспечивающие устойчивость закладочного массива. Выполнены расчеты по определению величины капитальных затрат на строительство подземного обогатительного комплекса. Установлена экономическая целесообразность строительства подземных обогатительных комплексов на железорудных шахтах. Рассмотрены рациональные схемы транспортирования руды, породы и продуктов обогащения в шахтном пространстве. Установлена зависимость капитальных и эксплуатационных затрат на транспортирование грузов подземного обогатительного комплекса от его расположения

Ключевые слова: геотехнологическая стратегия освоения железорудного месторождения, восходящая камерная выемка с сухой закладкой, обеспечение устойчивости закладочного массива, экологическая безопасность, комплексная подземная геотехнология добычи и переработки железных руд, капитальные затраты на строительство подземного обогатительного комплекса, схемы грузопотоков и затраты на транспортирование грузов

Abstract:

The geo-technologic strategy of an iron ore deposit development is grounded. The integrated subsurface geo-technology of mining and processing iron ores is proposed that provides complete utilization of wastes of mining and processing operations and reduces expenditures for ore raw material mining and processing. The schemes of preparation, stoping and filling have been designed and grouped employing self-propelled equipment for descending development of thick and medium-thick ore bodies. Rational variants of chamber mining system with dry filling are worked out providing stability of filling rock mass. Calculations on defining capital outlays value for construction a subsurface processing complex are performed. Economic expediency of a subsurface processing complex construction in iron ore mines is determined. Rational patterns of transportation ore, rock and products of processing in the mine's area are determined. The dependence of capital outlays and operating costs for transportation cargoes of subsurface processing complex against its disposition is set.

Key words: geo-technologic strategy of an iron ore deposit development, descending chamber extraction with dry filling, securing the stability of filling rock mass, ecologic safety, integrated subsurface geo-technology of mining and processing, capital outlays for subsurface processing complex construction, the cargo traffic schemes and expenditures for cargoes transportation

Большие разведанные запасы железных руд, развитая горнодобывающая и металлургическая промышленность делают Россию одним из ведущих игроков на мировом рынке черных металлов. В то же время, как подчеркивает член-корр. РАН В.Л. Яковлев, доработка высокорентабельных месторождений в освоенных районах требует решения проблемы поддержания сырьевой базы (СБ) черной металлургии уже в ближайшее время [1, 2]. Актуальной задачей остается обеспечение экономической эффективности и достаточной конкурентоспособности железорудной промышленности.

Развитие железорудной СБ просматривается в двух направлениях: подземная добыча глубокозалегающих запасов в промышленно освоенных районах или освоение месторождений в новых районах со слабо развитой промышленной и социальной инфраструктурой. К первым относятся Естюнинское и Северо-Гороблагодатское на Урале, Сарбайское в Казахстане, ко вторым – Тарыннахское и Горкитское в Якутии. Эти наиболее перспективные месторождения характерны большими, в несколько сотен миллионов тонн, запасами, но в то же время сложными геологическими и гидрогеологическими условиями и невысоким качеством руд. При этом следует учитывать и все усиливающиеся требования к охране окружающей среды как в старых промышленных районах, так и

при разработке месторождений в северных территориях вследствие их большой экологической уязвимости.

Разработка этих месторождений производится или будет производиться комбинированным способом с выемкой верхней части карьером, нижней – подземным рудником. Значительные запасы руд определяют и большой срок их отработки 50 – 100 лет и более, что ставит задачу разработки долгосрочной стратегии освоения всех запасов месторождения на весь период действия горнодобывающего предприятия. Важнейшим элементом стратегии является плавный переход от открытых работ к подземным с обеспечением минимального снижения мощности предприятия и эффективности добычи руды.

Между тем опыт комбинированной разработки показывает, что практически всегда ввод подземного рудника в эксплуатацию происходит с запозданием, что приводит к необходимости углубки карьера ниже предельного (оптимального) контура и снижению эффективности отработки месторождения [3]. Выход из этого положения тривиален: своевременное вскрытие подземных запасов и начало подземной добычи к моменту доработки карьера. Однако при традиционной последовательной схеме комбинированной разработки и в этом случае неизбежно резкое снижение мощности предприятия и уменьшение его экономической эффективности на достаточно длительный период отработки переходной зоны и достижения рудником проектной производительности [4].

Одним из рациональных направлений геотехнологической стратегии освоения месторождения в данной ситуации является применение восходящего способа выемки подземных запасов: месторождение вскрывается на всю глубину или на величину достаточно большого шага вскрытия и обрабатывается снизу вверх [5]. При этом становится возможной одновременная работа карьера и шахты по параллельной схеме, что позволяет предотвратить падение мощности предприятия в переходный период, исключить влияние негативных специфических факторов при освоении переходных зон и, следовательно, повысить эффективность освоения месторождения [6]. Восходящая выемка обладает и еще одним преимуществом: она позволяет размещать пустую породу и хвосты обогащения в подземном выработанном пространстве.

Большая возможная производственная мощность подземных рудников (5 – 12 млн т руды в год), применение высокопроизводительных систем разработки с использованием современной самоходной техники (СО) делают подземную разработку крупных железорудных месторождений вполне рентабельной. Однако для успешной реализации восходящей выемки требуется решение ряда научно-технических задач, обусловленных применением камерных систем с закладкой выработанного пространства. Необходимо обеспечить полноту выемки руды и полноту закладки нижележащих камер при минимальном нарушении рудного массива и сохранении максимально возможной устойчивости пород всякого бока; заблаговременное создание днищ вышележащих камер, обеспечивающих эффективное использование СО при максимальной интенсивности очистной выемки [7]. При этом следует учесть, что в большинстве случаев следует ориентироваться на использование сухой или гидравлической закладки.

Нами сконструированы и сгруппированы схемы подготовки, очистной выемки и закладки с использованием СО для восходящей отработки мощных и средней мощности рудных тел, отличающихся порядком отработки камер и целиков в этаже, технологией очистной выемки, способами создания и сохранения устойчивости закладочного массива, конструкцией днища (табл. 1). Варианты 1 – 5 предназначены для рудных тел средней мощности (до 50 м), 6 – 7 для мощных рудных тел. Доставка руды до рудоспуска производится погрузо-доставочными машинами (ПДМ), закладочного материала СЗ – автосамосвалами. Параметры камер: высота 80 – 100 м, длина 50 – 200 м в зависимости от устойчивости массива, ширина равна мощности рудного тела.

Варианты систем разработки с СЗ при восходящей выемке

Вариант системы разработки	Порядок отработки камер и целиков	Технология очистной выемки камер и целиков	Способ создания и сохранения устойчивости закладочного массива	Схема подготовки, конструкция днища
<i>Рудные тела средней мощности</i>				
1-камерная с сухой закладкой и регулярными рудными целиками (РЦ)	Сплошной с оставлением постоянных РЦ: 1-РЦ-1-РЦ-1	Отбойка веерами скважин и выпуск руды через траншейное днище	Формирование РЦ. Отсыпка из выработок вышележащего этажа и уплотнение под собственным весом	Полевая с расположением выработок горизонта выпуска и доставки в лежачем боку. Создает условия для безопасной и эффективной работы СО.
2- камерная с сухой закладкой и бетонными целиками (БЦ)	Камерно-целиковый с опережающим созданием БЦ: 3-БЦ-2-БЦ-3	Камеры и целики отрабатываются аналогично вар.1	Опережающее формирование БЦ между камерами 1 и 2 очереди твердеющей или комбинированной закладкой	Траншейное днище камеры для площадного выпуска руды из погрузочных заездов с помощью ПДМ.
3-камерная с сухой закладкой и временными рудными целиками (ВРЦ)	Камерно-целиковый с ВРЦ: 1-ВРЦ-2-ВРЦ-1	Камеры отрабатываются аналогично вар.1, ВРЦ – подэтажным или этажным обрушением	Формирование ВРЦ между камерами 1 и 2 очереди. Отсыпка аналогично вар.1	Траншейное днище формируется заблаговременно путем оформления кровли отрабатываемых нижележащих камер, что обеспечивает полноту их закладки
4 наклонными камерами с сухой закладкой, укрепленной цементным раствором	Сплошной	Основная часть камеры отрабатывается аналогично вар.1, часть – с взрыводоставкой	Отсыпка аналогично вар.1. с последующим укреплением откоса цементным раствором	
5 трапециевидными камерами с комбинированной закладкой	Камерно-целиковый: 1-2-1-3-1	Камеры отрабатываются аналогично вар.1	Отсыпка слоев СЗ и укрепление их цементным раствором	
<i>Мощные рудные тела</i>				
6-камерная с сухой закладкой и временными рудными целиками (ВРЦ)	Камерно-целиковый с ВРЦ: 1-ВРЦ-2-ВРЦ-1	Камеры вынимают с торцовым выпуском руды. ВРЦ – подэтажным обрушением	Отсыпка, планирование сухой закладки бульдозером с дистанционным управлением (ДУ)	Полевая кольцевая штреками и ортами. Плоское днище для торцового выпуска руды.
7 ромбовидными камерами с сухой закладкой	Камерно-целиковый: 1-2-1-2-1	Камеры вынимаются с торцовым выпуском руды ПДМ с ДУ.	Отсыпка, планирование сухой закладки и укрепление откосов твердеющей закладкой	Доставочные орты располагаются над целиками, предварительно сформированными в кровле нижележащей камеры

Разработаны рациональные варианты камерной системы разработки с СЗ. Камерная выемка с ВРЦ показана на рис. 1. Камеры в этаже отрабатываются по трехстадийной схеме 1-ВРЦ-2-ВРЦ-1. Между камерами 1-й и 2-й очереди формируется ВРЦ шириной 15 – 20 м. Очистная выемка включает отбойку руды веерными скважинными зарядами, ее площадной выпуск и доставку до рудоспуска ПДМ. Закладка камер осуществляется автосамосвалами путем отсыпки СЗ из выработок буровентиляционного горизонта. Отработка ВРЦ осуществляется подэтажным или этажным обрушением. После выемки ВРЦ производят дозакладку выработанного пространства.

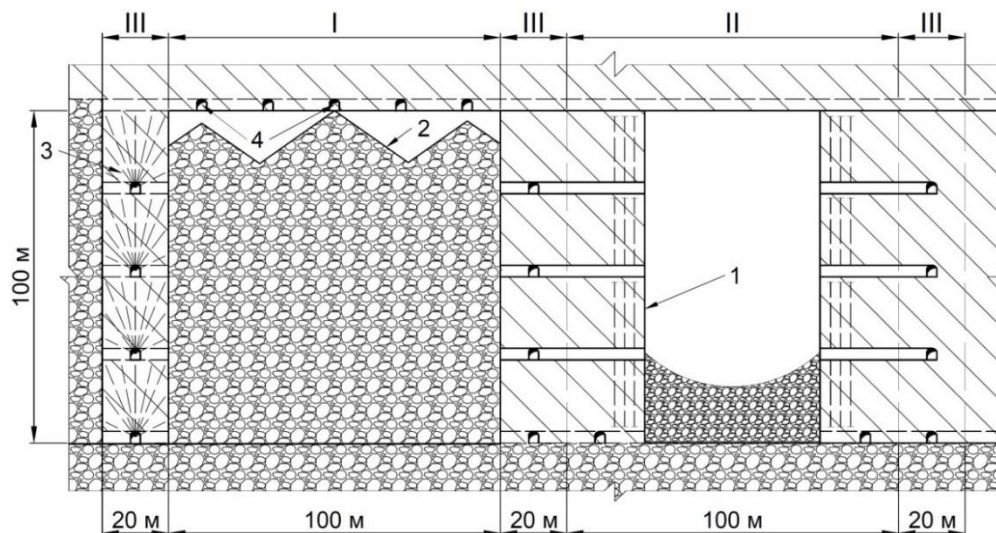


Рис.1 – Камерная выемка руды с временными рудными целиками:

I, II, III – порядок отработки; 1 – выемка запасов камеры 2-й очереди;
2 – отсыпка сухой закладки в камере 1-й очереди; 3 – отработка ВРЦ подэтажным обрушением;
4 – закладочные выработки

На рис. 2 показана выемка трапецевидными камерами с наклонными торцевыми стенками с СЗ, укрепленной твердеющим раствором. Данный вариант позволяет реализовать стадийный камерно-целиковый порядок отработки камер в этаже по схеме 1-2-1-2-1. С целью создания устойчивого закладочного массива в обеих торцевых частях первичной камеры формируется откос путем придания торцевым стенкам камеры наклона ($60^\circ - 70^\circ$). Закладочный массив формируется путем отсыпки слоев СЗ и последующего укрепления боковых частей слоев цементным раствором. В камерах 2-й очереди закладочный массив формируется только из СЗ.

Отработка руды ромбовидными камерами показана на рис. 3. Камеры в этаже отрабатываются по двухстадийной схеме 1-2-1-2-1. Камеры вынимаются в шахматном порядке и смещены относительно друг друга по вертикали на половину высоты камеры. Отработанные камеры заполняются СЗ из выработок бурового и вентиляционного горизонтов. Сохранение устойчивости закладочного массива достигается укреплением верхних откосов закладочного массива отработанной камеры твердеющей закладкой или цементным раствором, подаваемым по трубам или по скважинам. При отработке вышележащей камеры укрепленные откосы представляют собой борта выпускной траншеи.

Для обеспечения устойчивости закладочного массива и отработки вышележащего рудного массива рационален следующий порядок ведения закладочных работ. Основная часть (80 – 90 %) выработанной камеры засыпается СЗ с помощью автосамосвалов и ПДМ из вышерасположенных выработок. Верхняя часть является основанием для днища вышележащей камеры, поэтому СЗ отсыпается, планируется и уплотняется равномерно по всей площади камеры с применением машин с дистанционным управлением – бульдозеров или ПДМ. При необходимости осуществляются мероприятия по обеспечению

устойчивости закладочного массива путем укрепления верхнего откоса, служащего бортом траншеи вышележащей камеры, твердеющим раствором или формированием бетонного целика между камерами.

Таким образом, предлагаемые варианты конструкции камерной системы позволяют решить ряд технических задач применения восходящей выемки при комбинированной разработке месторождений.

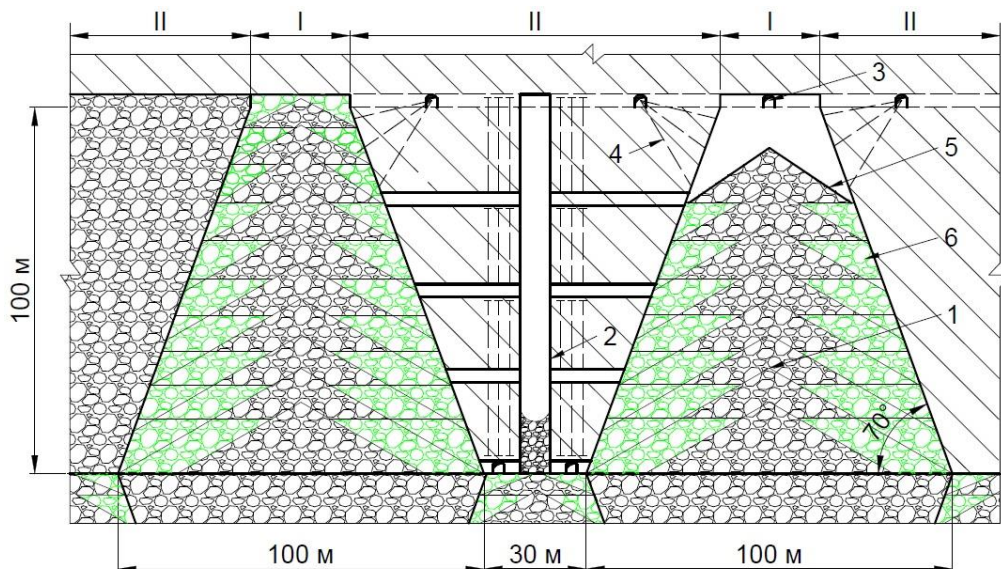


Рис. 2 – Выемка руды трапециевидными камерами с комбинированной закладкой:

- I, II – порядок отработки; 1 – отсыпка слоев С3 и их укрепление в камере 1-й очереди;
- 2 – закладочные выработки; 3 – отработка камер 2-й очереди;
- 4 – закладочные скважины для подачи укрепляющего раствора;
- 5 – формируемый слой С3; 6 – укрепленный откос

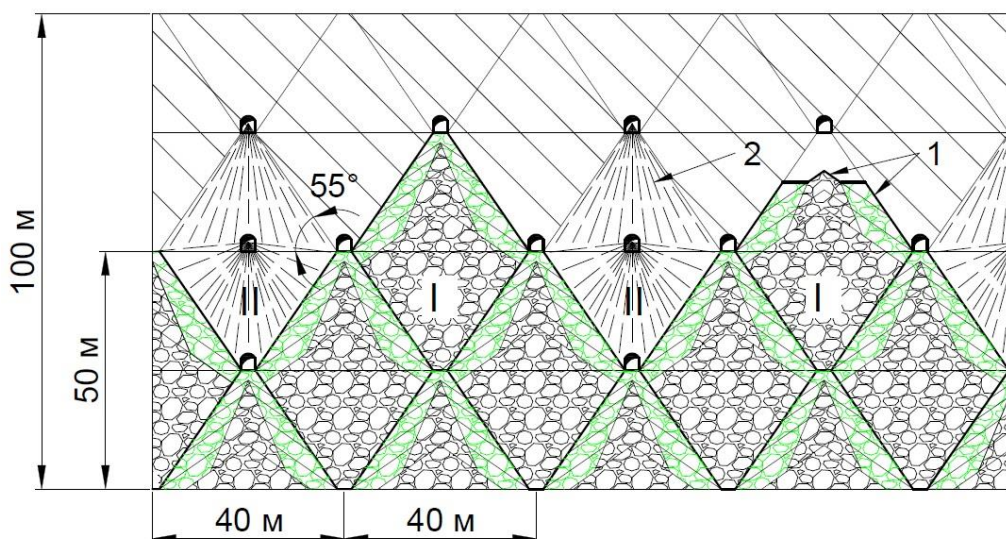


Рис. 3 – Выемка руды ромбовидными камерами:

- I, II – порядок отработки; 1 – отсыпка закладочного массива С3 и укрепление его верхних откосов твердеющим раствором в камерах 1-й очереди; 2 – выемка камер 2-й очереди

Следует отметить, что для обеспечения конкурентоспособности горного предприятия необходимо выпускать товарную продукцию достаточно высокого качества. Так, по современным требованиям, содержание железа в железном концентрате должно со-

ставлять 67 – 69 %. При отработке запасов с содержанием железа 28 – 35 %, что характерно для рассматриваемых месторождений, выход концентрата не превышает 25 – 30 %. Соответственно, оставшая часть руды уходит в хвосты, две трети которых представлены мелкоразмолотыми шламами с содержанием пылевидной фракции до 90 %. Объем шламов составляет 150 – 200 тыс. м³ на каждый миллион добытой руды. Перемещение таких объемов хвостов в подземное пространство при их использовании в качестве складочного материала требует сооружения соответствующих коммуникаций и значительных затрат.

Само обогатительное производство является источником заметной экологической опасности, а площади, занимаемые обогатительной фабрикой с усреднительными, промежуточными и перегрузочными складами и транспортными коммуникациями, сопоставимы со всей площадью земельного отвода горного предприятия. В целом можно считать, что негативное экологическое воздействие процесса обогащения руды больше, чем экологическое воздействие непосредственно горного производства с подземной добычей руды.

Одним из решений проблемы достижения экологической безопасности является сочетание восходящего способа отработки месторождений с размещением обогатительного производства в подземном пространстве [8]. Тогда происходит гармоничное сочетание необходимости заполнения выработанного пространства и необходимости размещения отходов обогатительного производства. При этом следует говорить не об отдельных процессах, а в целом о новой комплексной геотехнологии добычи и переработки руды.

В отечественной практике подземные обогатительные комплексы (ПОК) пока не применяются, хотя в последнее время идея размещения обогатительного передела под землей приобретает все большее признание, схемы подземного обогащения представлены в ряде публикаций [9, 10]. Малоисследованным остается вопрос об экономической эффективности подземного обогащения, что предопределяет необходимость сравнения вариантов подземного и поверхностного размещения обогатительного комплекса. Поэтому на данном этапе исследований актуально укрупненное определение величины капитальных затрат на строительство ПОК и сравнение их с затратами на поверхностный комплекс.

При оценке целесообразности подземного обогащения нужно учитывать аспекты не только самого процесса обогащения, но и влияние его на все сопутствующие процессы горного производства, т. е. производить оценку всей горнотехнической системы подземной добычи и переработки руды. Наиболее реальным выглядит проработка конкретного варианта применения комплексной геотехнологии. Рассмотрено применение ПОК при разработке глубоких горизонтов Естюнинского железорудного месторождения. В соответствии с горно-геологическими и горнотехническими условиями рекомендована этажно-камерная система с восходящим порядком отработки, оставлением междуканальных целиков и заполнением камер сухой закладкой [11]. В настоящее время добытая руда транспортируется по железной дороге на дробильно-обогатительную фабрику (ДОФ) дорабатываемого Высокогорского рудника на расстояние 13 км. Сама ДОФ расположена в пределах г. Нижнего Тагила, отличающегося крайне неблагоприятной экологической обстановкой. В этих условиях размещение комплекса обогащения в подземных выработках выглядит вполне оправданным. Поэтому создана принципиальная схема комплексной подземной геотехнологии добычи и переработки железных руд, включающая вскрытие скиповым стволом и этажными квершлагами (высота этажа 100 м), подготовку и очистную выемку, транспортирование руды до ПОК, обогащение руды, транспортирование хвостов обогащения, используемых в качестве складочного материала, закладку выработанных камер, транспортирование и подъем концентрата на поверхность. Производительность шахты предполагается увеличить до 5 млн т сырой руды в год.

Для обогащения практически всех железных руд применяется принципиально одинаковая схема обогащения с использованием сухой (СМС) и мокрой магнитной сепарации (ММС). Для рассматриваемого ПОК принята типичная последовательность операций, агрегатов и аппаратов. Скарново-магнетитовые руды Естюнинского месторождения являются легкообогатимыми, но для получения высококачественных концентратов требуют интенсивного измельчения. Перед СМС принято проводить три стадии дробления руды (крупное, среднее и мелкое), осуществляемые щековыми и конусными дробилками с включением необходимых стадий грохочения. Расположение обогатительного комплекса под землей позволяет использовать гравитационную схему перемещения руды, при этом стадия дробления и СМС размещается в пределах одного этажа высотой 100 м. Для получения высококачественных концентратов (67 – 69 % железа) необходима трехстадиальная схема дальнейшего измельчения в мельницах и четыре – пять стадий ММС. Показатели обогащения железной руды по принятой схеме приведены в табл. 2.

Таблица 2

Показатели обогащения железной руды

Исходные данные и показатели	%	Тыс.т /тыс. м ³
Содержание железа в балансовых запасах	30,50	-
Содержание железа в добытой руде	28,10	5000/1378
Выход промпродукта СМС	73,08	3654/981
Выход хвостов СМС	26,92	1346/381
Содержание железа в концентрате	67,00	-
Выход концентрата из руды	29,76	1488/3191
Выход хвостов ММС	43,34	2167/40300
Общий выход хвостов	70,26	3513/40681
Расход воды, м ³ /т руды	6,5	32500
Выход шламов с содержанием твердого в шламе 28 %, от общего выхода хвостов ММС	50	1084/3868
С содержанием твердого в шламе 8 %	35	758/10942
С содержанием твердого в шламе 1,5 %	15	325/25490

Примечание: Количество продуктов обогащения показано в тыс. т для сухого остатка, в тыс. м³ – в виде пульпы

Существенной величиной в структуре капитальных затрат при строительстве ПОК являются затраты на горно-капитальные работы, включающие проходку камер для размещения обогатительного оборудования и проходку комплекса вспомогательных выработок для обеспечения эксплуатации комплекса. На основе принятой схемы обогащения и опыта современных обогатительных фабрик выбран комплекс основного и вспомогательного оборудования для стадий СМС и ММС ПОКа. Выполнена компоновка расположения оборудования в подземных камерах, а также схема расположения выработок вспомогательного назначения.

Отличительной особенностью предлагаемой комплексной геотехнологии является то, что хвосты ММС полностью используются для закладки отработанных при добыче руды камер. Однако значительный объем пульпы хвостов ММС требует большого объема отработанных камер для своего размещения, сам процесс обезвоживания пульпы занимает значительное время и требует выполнения комплекса специальных мероприятий по обеспечению безопасности и водоотведению [12]. Вследствие этого, по нашему мнению, более целесообразно использование хвостов в виде СЗ (с влажностью до 8 – 10 %), или в виде пасты (с влажностью 18 – 20 %). И в том, и в другом случае необходимо

сгущение и фильтрование хвостов, т. е. в составе ПОК должен быть предусмотрен комплекс для обезвоживания хвостов ММС.

Таким образом, ПОК состоит из трех частей: комплекса дробления и СМС, комплекса ММС, включающего измельчение материала в стержневых и шаровых мельницах и комплекса обезвоживания концентрата и хвостов ММС. Объемы горно-капитальных выработок по всем трем комплексам приведены в табл. 3. Объем камер и выработок для размещения ПОК составляет 179000 м³, из них 93070 м³ камер, 8930 м³ бункеров, 77000 м³ прочих выработок.

Стоимость строительства поверхностной ДОФ для переработки 5 млн т железной руды (типа Высокогорской) по справочным данным составляет в ценах 2013 г. от 7,9 до 9,8 млрд руб. [13]. Общие затраты на строительство ПОК составляют 6385 млн руб., из них 2119 – на проведение выработок обогатительного комплекса, 636 – на строительно-монтажные работы, 3025 – стоимость основного и вспомогательного оборудования, 605 – на монтаж оборудования. Это дешевле строительства поверхностного обогатительного комплекса на 20 – 35 %.

Опыт сооружения подземных дробильных комплексов на всех крупных рудных шахтах [14] позволяет утверждать, что технические трудности строительства ПОК вполне преодолимы. При этом следует отметить возможность заметного снижения стоимости строительства ПОК за счет применения более современного, производительного и компактного обогатительного оборудования, а также за счет использования специальных методов проходки камерных выработок и прогрессивных видов крепи.

Третьей составляющей комплексной технологии является принципиально новая транспортная схема перемещения руды, породы и продуктов обогащения в шахтном пространстве. Такая схема должна обеспечить доставку руды к приемным бункерам ПОК, доставку хвостов обогащения от ПОК в закладочные камеры, подъем на поверхность концентрата и перемещение пустых пород на поверхность или в отработанные камеры. Для сравнительной оценки транспортных схем приняты четыре варианта расположения ПОК в шаге освоения месторождения –240/–640 м с запасами руды 115 млн т: на гор. – 340, –440, –540 и –640 м.

Рассчитаны грузопотоки для годовой производительности шахты 5,0 млн т, причем 2,5 млн т добывается из верхнего яруса (2 верхних этажа), разрабатываемого системами с обрушением руды, и 2,5 млн т – из нижнего яруса (2 нижних этажа), разрабатываемого камерными системами с СЗ. Рассмотрено три рациональных схемы транспорта грузов:

1. Руда из добычных блоков до ПОК доставляется автосамосвалами (А), порода из проходческих забоев до закладываемых камер ПДМ; СЗ (хвосты СМС) от ПОК до закладываемых камер автосамосвалами (А). Гидравлическая закладка (хвосты ММС) от ПОК перекачивается до закладываемых камер по трубам. Концентрат от ПОК до загрузочного комплекса у ствола на горизонте –340 м транспортируется конвейером (К) по уклону и далее поднимается в скипах на поверхность. Схема (А+К).

2. Отличается от схемы 1 тем, что концентрат от ПОК до загрузочного комплекса у ствола транспортируется по квершлагу соответствующего горизонта железнодорожным транспортом (ЖД). Схема (А+ЖД).

3. Руда железнодорожным транспортом доставляется по откаточным горизонтам к капитальным рудоспускам, по которым перепускается в приемные бункера ПОК; порода из проходческих забоев до закладываемых камер перевозится ПДМ. СЗ (хвосты СМС) от ПОК до ствола перевозится железнодорожным транспортом в вагонетках, поднимается по стволу до закладочного горизонта и по нему в вагонетках транспортируется от ствола до добычных блоков. Гидравлическая закладка (хвосты ММС) от ПОК до закладываемых камер подается по трубам. Концентрат до ствола перевозится железнодорожным транспортом. Схема (ЖД+ЖД).

Суммарный объем горно-проходческих работ (без ПОК) по вариантам приведен в табл. 4. Блок-схема грузопотоков показана на рис. 4.

Таблица 3

Необходимый перечень и объем выработок ПОК

Наименование	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³	Кол-во	Общий объем, м ³
<i>Комплекс СМС</i>					
Приемный бункер руды	-	-	965	2	1930
Камера крупного дробления	16,7	46,4	774	2	1548
Рудоспуск	7	6	42	2	84
Камера среднего дробления	15	68,2	1023	2	2046
Камера грохочения	14,5	64,4	934	2	1868
Камера конусной дробилки	-	-	1333	2	2666
Рудоспуск	7	6	42	2	84
Бункер мелкой руды	-	-	820	1	820
Камеры СМС	14,5	36	522	2	1044
Бункер хвостов СМС	-	-	720	2	1440
Бункер промпродукта СМС	-	-	1300	1	1300
Вентиляционный восстающий	100	6	600	2	1200
Вспомогательный уклон	690	16	11040	1	11040
Вспомогательные выработки	-	-	15200	-	15200
ИТОГО					44880
<i>Комплекс ММС</i>					
Камера стержневых мельниц	100	132	13200	1	13200
Камеры шаровых мельниц	100	144	14400	2	28800
Камеры дешламаторов	70	138	9660	2	19320
Камеры ММС 1 и 4 стадий	20	35	700	6	4200
Камеры ММС 2 и 3 стадий	45	35	1575	6	9450
Наклонный съезд	200	20,25	4050	1	4050
Сбойки между камерами	22	4	88	8	704
Вентиляционные восстающие	47	4	188	5	940
Конвейерная галерея СМС	315	4	1260	1	1260
Выработки сборочного гор.	120	20,25	2430	1	2430
ИТОГО					84350
<i>Комплекс обезвоживания</i>					
Камеры сгустителей	10	77	770	3	2310
Камеры фильтрации	45	49	2205	3	6615
Насосная камера	20	25	500	3	1500
Транспортные выработки	300	20,25	6075	1	6075
Вентиляционные выработки	100	4	400	1	400
Вспомогательные выработки	100	10	1000	1	1000
Бункер осушенных хвостов	-	-	-	1	3500
Камеры управления	40	20	800	3	2400
Камера лаборатории	50	20	1000	1	1000
Складские помещения	80	20	1600	1	1600
ИТОГО					26400
Всего по ПОК					155630
Неучтенные 15%					23370
Итого по ПОК					179000

Суммарные объемы горно-капитальных (ГКР) и подготовительно-нарезных работ (ПНР)

Объем ГКР и ПНР	Варианты расположения ПОК							
	на гор. –340м		на гор. –440м		на гор. –540м		на гор. –640м	
	СО	ЖД	СО	ЖД	СО	ЖД	СО	ЖД
тыс. м ³	831	744	865	743	866	689	867	725

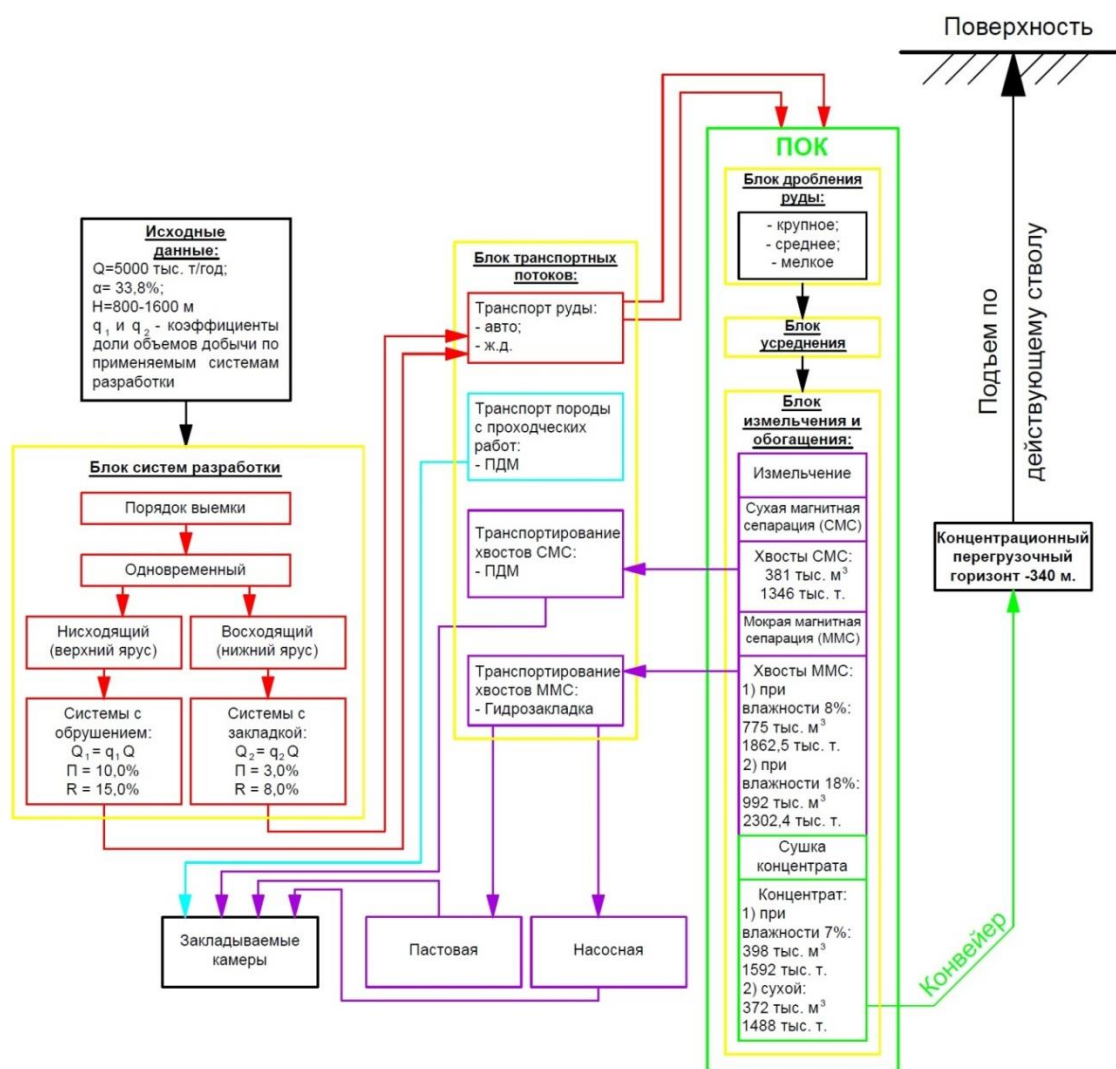


Рис. 4 – Блок-схема формирования грузопотоков

Результаты расчетов показали, что в рассмотренных условиях по критерию суммарных (недисконтированных) приведенных капитальных затрат на проведение выработок, связанных с транспортированием грузов с ПОК, и эксплуатационных затрат на транспортирование грузов оптимальным является расположение ПОК на нижнем горизонте –640 м (рис. 5). По абсолютной величине данных затрат оптимальным является железнодорожный транспорт грузов за счет более низких эксплуатационных затрат.

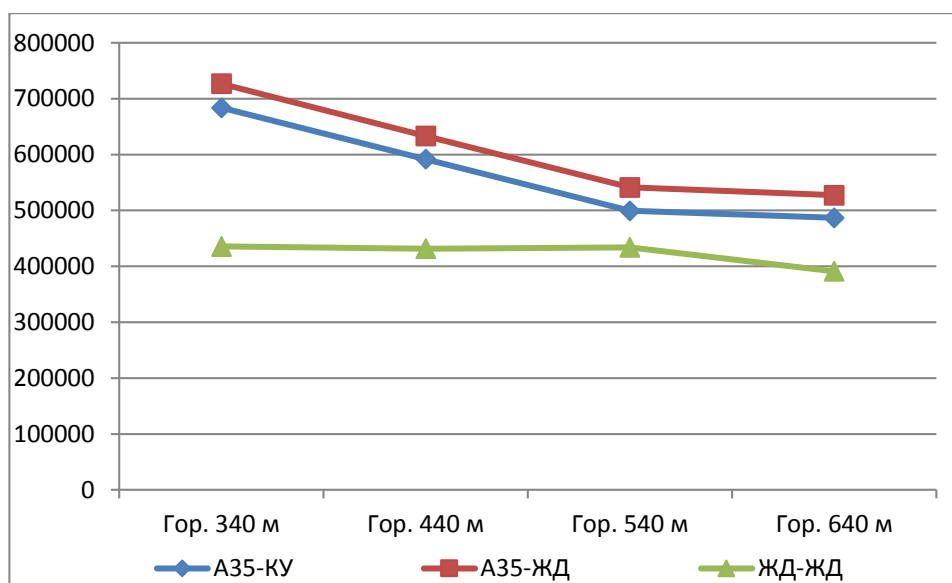


Рис. 5 – Зависимость суммарных приведенных капитальных и эксплуатационных затрат на транспортирование грузов ПОК (тыс. руб.) от его расположения

Разработанные в рамках предложенной геотехнологической стратегии освоения крупных железорудных месторождений технологические схемы комплексной добычи и переработки железных руд, основанные на применении ПОК в сочетании с восходящей камерной выемкой с сухой закладкой нижних этажей и нисходящей выемкой системами с обрушением верхних этажей в одном шаге освоения месторождения, обеспечивают полную утилизацию отходов горно-обогатительного производства и снижение затрат на добычу и переработку рудного сырья.

Литература

1. Яковлев В. Л. Основы стратегии освоения минеральных ресурсов Урала/ В. Л. Яковлев, С. И. Бурькин, Н. Л. Стахеев; ИГД УрО РАН, Екатеринбург: УрО РАН, 1999. - 279 с.
2. Яковлев В. Л. Методологические аспекты стратегии освоения минеральных ресурсов / В. Л. Яковлев, А. В. Гальянов. - 2-е издание; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург; УрО РАН, 2003. - 151 с.
3. Яковлев В. Л. Границы карьеров при проектировании разработки сложноструктурных месторождений /В. Л. Яковлев, М. Г. Саканцев, Г. Г. Саканцев; ИГД УрО РАН. - Екатеринбург; УрО РАН, 2009. - 301 с.
4. Технология подготовки и разработки запасов переходной зоны от открытых горных работ к подземным на руднике «Удачный» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, А. С. Кульминский // Горный журнал.-2014.- №1. – С.56-60.
5. Яковлев В. Л. О стратегии освоения меднорудных месторождений Урала / В. Л. Яковлев, Ю. В. Волков, О. В. Славиковский // Горный журнал. – 2003. – № 9. – С. 3 – 7.
6. Соколов И. В. Оценка эффективности подземной геотехнологии при обосновании стратегии комбинированной разработки рудных месторождений / И. В. Соколов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. - №11. – С. 480-493.
7. Барановский К.В. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на уральских рудниках / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – №4 – С. 66 – 75.

8. Комплексная экологоориентированная подземная геотехнология добычи и обогащения железных руд / И. В. Соколов, Н. В. Гобов, А. А. Смирнов, А. Н. Медведев // Экология и промышленность России –2013 Сентябрь - С.16-20.
9. Шварц Ю.Д. Подземные комплексы по добыче и переработке минерального сырья – предприятия XXI века / Ю. Д. Шварц // Горная промышленность – 2000 - №1 - С. 34–36.
10. Пирогов Г. Г. Разработка месторождений с извлечением и переработкой руд в подземном пространстве/ Г. Г. Пирогов. – Чита: ЧитГУ, 2004- 263 с.
11. Волков Ю. В. Направление развития технологии при отработке глубоких горизонтов Естюнинского месторождения / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 7. – С. 253-255.
12. Ресурсовоспроизводящая безотходная геотехнология комплексного освоения месторождений Курской магнитной аномалии / С. Г. Лейзерович, И. И. Помельников, В.В. Сидорчук, В. К. Томаев. - М.: Горная книга , 2012. - 547 с..
13. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2011гг / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2012.- 406 с.
14. Болкисев В. С. Сооружение подземных дробильных комплексов на горнорудных предприятиях/ В. С. Болкисев, В. Л. Колибаба, Н. Т. Шереметьев. - М.: Недра,1985. - 243с.